

湖北某磷矿选矿实验研究

王建国, 周丽君, 李宏建

(中国瑞林工程技术股份有限公司, 江西 南昌 330000)

摘要: 这是一篇矿物加工工程领域的论文。湖北某磷矿中的 MgO 和倍伴氧化物含量过高, 对后续湿法磷酸工艺危害较大。针对该矿石特性, 实验开发了“擦洗分级—光电选矿—正反浮选”联合工艺流程, 常温条件下, 闭路实验可以获得综合精矿 P_2O_5 品位 33.52%、 MgO 含量 0.82%、倍半氧化物 ($\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{Al}_2\text{O}_3$) 含量 2.84%、 P_2O_5 回收率 95.69% 的良好指标。同时擦洗分级和光电选矿能预先获得产率为 72.88% 的合格精矿, 能够大幅度地减少进入磨浮作业的矿石量和细粒尾矿产生量, 经济环境效益显著。

关键词: 矿物加工工程; 磷矿; 擦洗分级; 光电选矿; 浮选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2023.05.027

中图分类号: TD97 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2023) 05-0160-06

磷是所有作物生长不可缺少的元素, 在国家粮食安全保障中具有独特地位。磷矿作为磷元素的主要来源, 是一种具有战略意义的矿产资源。中国的磷矿资源储量全球第二, 约占世界磷资源储量的 30%, 但是我国磷矿资源丰而不富, 脉石含量复杂多变, 分选难度高^[1-2]。根据磷矿石中所含脉石矿物的种类与含量而划分有硅质、钙质和硅钙质型磷矿石, 其中硅钙质磷矿占全国磷矿总储量的 85% 以上^[3-4]。目前, 高镁钙质磷矿因选矿技术成熟、成本低廉, 被选择性地开发利用^[5-6], 然而由于其资源储量有限, 难以满足经济增长对磷矿资源的需求^[7]。大量被剥离的难选硅质及硅镁质磷矿的长期堆存不仅造成资源浪费^[8], 同时占用大量的土地。因此, 硅镁质胶磷矿的开发利用显得尤为重要。

浮选法是分离硅镁质胶磷矿的常用方法^[9], 主要分为双反浮选工艺及正反浮选工艺。双反浮选工艺中由于阳离子捕收剂对矿泥敏感, 易出现大量过稳定泡沫堆积, 难以消泡, 严重影响浮选指标及后续作业^[10-11], 导致其难以在风化程度较高、 $-10\ \mu\text{m}$ 矿石含量较高的磷矿中使用。湖北某磷矿采用双反浮选工艺时, 由于矿石中的 $-10\ \mu\text{m}$ 矿石含量较高, 阳离子反浮选脱硅时泡沫量大、

粘度高、易堆积、不易消泡, 导致该工艺难以实现工业化。正反浮选工艺药剂制度复杂, 选矿成本较高, 工业上实现难度较大。因此, 针对湖北某磷矿的性质, 开发出了擦洗分级+光电选矿+正反浮选工艺, 既能有效降低矿石中的含镁脉石和倍伴氧化物, 同时大幅度降低了进入磨浮工艺的矿石量, 降低了选矿成本, 技术经济性更合理。

1 实验部分

1.1 实验原料

矿石由湖北某磷矿提供, 其化学多元素分析见表 1。由表 1 可知, 原矿 P_2O_5 品位为 30.84%, 该矿石属于高品位磷矿。矿石中主要杂质 SiO_2 含量为 12.45%, MgO 含量为 1.24%, 倍半氧化物 ($\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3$) 含量为 4.27%。图 1 为磷矿样品偏光显微镜下照片, 可以看出矿石中主要矿物组成。由图 1 可知, 含磷主要矿物为碳氟磷灰石, 含镁主要矿物为白云石, 含倍伴氧化物矿物为含铁铝的硅酸盐矿物。该矿石的主要选矿目标是降低矿石中的氧化镁和倍伴氧化物的含量。

1.2 实验方法

前期探索实验表明, $+0.074-10\ \text{mm}$ 粒度矿石质量达到磷精矿质量标准, 这部分矿石可以通过

收稿日期: 2022-12-31

作者简介: 王建国 (1982-), 男, 高级工程师, 主要从事选矿工艺及药剂研究。

表 1 原矿化学多元素分析结果/%
Table 1 Chemical multi-element analysis results of the raw ore

P ₂ O ₅	MgO	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	F	K ₂ O	NaO	I
30.84	1.24	12.45	1.15	3.12	41.96	2.78	0.55	0.32	0.008

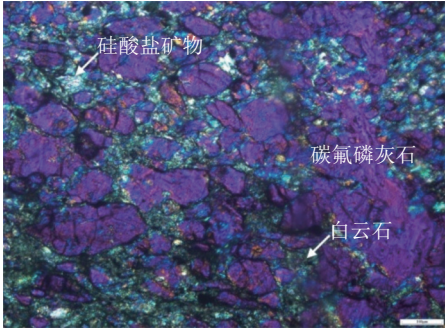


图 1 磷矿样品偏光显微镜照片
Fig.1 Photo of phosphate rock sample under polarizing microscope

筛分获得作为磷精矿。 $+10-60\text{ mm}$ 粒度矿石符合光电分选入料要求，直接进入光电分选作业。光电分选尾矿、 $+60\text{ mm}$ 矿石经破碎磨矿后与 -0.074 mm 矿石一同进入浮选作业进一步回收含磷矿物，选矿工艺流程见图 2。原矿经擦洗作业后，按粒度进行分级，其中 $+10-60\text{ mm}$ 粒级产品进入光电分选业，获得光电选精矿和光电选尾矿。 $+60\text{ mm}$ 粒级产品和光电分选尾矿进入磨矿作业，磨矿作业矿浆和筛析 -0.074 mm 粒级产品合并进入浮选作业。浮选精矿、筛分精矿（ $+0.074-10$

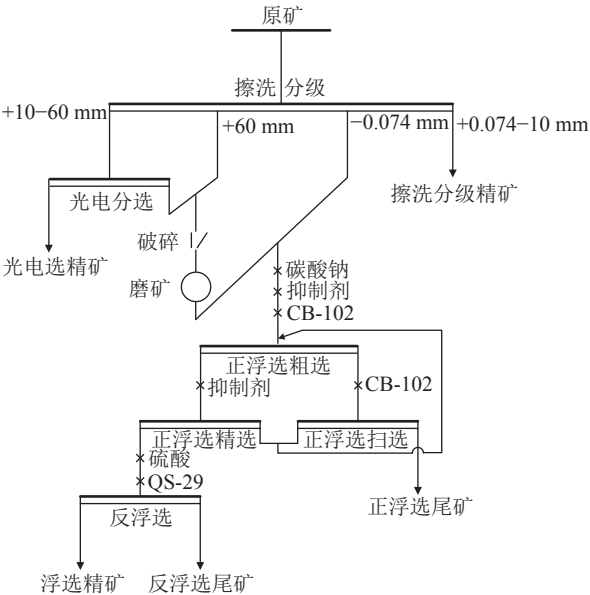


图 2 选矿实验流程
Fig.2 Flowchart of beneficiation test

mm) 和光电选精矿直接作为最终精矿产品，浮选尾矿作为最终尾矿产品。

2 实验结果及分析

2.1 原矿擦洗分级实验

对原矿（破碎前矿石）进行擦洗-分级实验（流程见图 2），实验结果见表 2。经过擦洗-分级后，矿石中的磷及硅的分布具有规律性的分布特征，高品位的磷矿主要集中在中间粒级，硅主要分布在两侧粒级。根据精矿产品质量要求，将 13 个粒度级别产品归为 3 部分，其中 $+10-60\text{ mm}$ 粒级的矿石进入光电选作业， $+0.07-10\text{ mm}$ 粒级的矿石作为精矿， -0.074 mm 和 $+60\text{ mm}$ 粒级的矿石作为擦洗分级尾矿，各粒级产率及产品质量见表 3。

表 2 原矿石擦洗-分级实验结果
Table 2 Test results of scrubbing-grading of raw ore

粒级/mm	产率/%	主要化学成分含量/%						P ₂ O ₅ 回收率/%
		P ₂ O ₅	MgO	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	SiO ₂		
+60	8.35	24.80	0.47	5.93	1.32	23.19		6.72
-60+40	8.20	28.79	0.41	3.78	0.97	17.62		7.65
-40+20	15.85	31.26	1.36	2.19	0.99	11.70		16.07
-20+10	18.95	32.64	0.91	2.32	1.32	9.79		20.05
-10+5	16.06	32.18	1.07	2.45	0.96	10.04		16.76
-5+2	8.33	33.19	1.07	2.13	0.97	9.03		8.96
-2+1	5.85	32.55	1.11	2.10	1.03	8.81		6.17
-1+0.45	3.62	33.87	1.01	2.03	0.99	8.14		3.98
-0.45+0.3	2.16	35.39	0.81	1.64	0.84	6.81		2.47
-0.30+0.15	4.22	35.18	0.69	1.73	0.81	7.04		4.81
-0.15+0.106	1.34	34.97	0.74	2.08	0.91	9.01		1.52
-0.106+0.075	1.05	32.66	0.81	2.33	1.06	10.08		1.11
-0.075+0.038	1.49	29.68	1.25	3.20	1.43	14.03		1.43
-0.038	4.53	15.58	1.47	11.23	1.58	27.98		2.29
合计	100.00	30.84	1.10	3.08	1.10	12.41		100.00

表 3 原矿擦洗-分级产品归类结果
Table 3 Product classification results of scrubbing-grading test of raw ore

类别	粒级/mm	产率/%	主要化学成分含量/%				
			P ₂ O ₅	MgO	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	SiO ₂
光电选原矿	-60+10	43.00	31.40	0.98	2.55	1.13	11.99
筛分精矿	-10+0.074	42.63	33.13	1.00	1.98	0.95	9.02
筛分尾矿	+60	8.35	24.80	0.47	5.93	1.32	23.19
	-0.074	6.01	19.06	1.35	9.25	1.54	24.53
合计		100.00	30.84	1.10	3.08	1.10	12.41

2.2 光电分选实验

该矿石属于层状结构，并不属于胶磷矿，这为光电选矿提供了分选基础。实验所用的光电分

选设备是小型实验样机,是通过矿石中有用矿物和脉石矿物表面颜色的差异识别,采用高压气嘴吹出脉石或有用矿物,实现脉石矿物和有用矿物的分离。图3为-60+10 mm粒级矿石光电分选后的产品,图中的深灰色和灰色矿石磷品位较高,杂质含量较低,可以作为光电选精矿。黄色矿物中杂质含量较高,作为光电选尾矿。光电选实验指标见表4,从表4中可以看出,经过光电选矿后,矿石 P_2O_5 品位由 31.45% 提高至 33.70%, $Al_2O_3+Fe_2O_3$ 含量由 4.10% 降低到 2.99%,较好地去除了矿石中的倍伴氧化物。

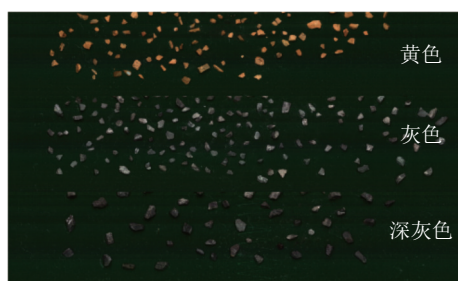


图3 光电分选产品

Fig.3 Photoelectric sorting products

表4 -60+10 mm 粒级矿石光电分选实验结果

Table 4 Test results of photoelectric separation of -60+10 mm size ore

产品名称	作业 产率/%	主要化学成分含量/%						P_2O_5 作业 回收率/%
		P_2O_5	MgO	Al_2O_3	Fe_2O_3	SiO_2		
精矿	70.36	33.70	0.81	1.96	1.00	8.64		75.40
尾矿	29.64	26.10	1.09	5.32	1.41	18.45		24.60
合计	100.00	31.45	0.95	2.98	1.12	11.55		100.00

2.3 浮选实验

擦洗分级尾矿(+60 mm 部分)和光电分选尾矿经破碎-磨矿后与擦洗分级尾矿(-0.074 mm 部分)合并后进入浮选作业(见图2),浮选给矿主要化学成分 P_2O_5 、MgO、 Fe_2O_3 、 Al_2O_3 、 SiO_2 含量分别为 24.12%、0.92%、1.63%、6.21%、21.09%。主要脉石矿物为白云石和硅酸盐矿物,采用正反浮选工艺能有效去除矿石中的脉石矿物,正浮选作业主要脱除矿石中的硅酸盐矿物,反浮选作业主要脱除矿石中的白云石,采用新型正、反浮选捕收剂,实现了常温浮选。

2.3.1 磨矿细度实验

磨矿细度实验采用一次粗选流程,浮选药剂条件为:碳酸钠 4167 g/t、抑制剂 CY-1 3000 g/t、CB-102 1000 g/t,浮选指标与磨矿细度之间关系见图4。由图4可知,磨矿细度随着-0.074 mm 含量

的增加,精矿 P_2O_5 回收率呈现出先增加后降低的趋势,其原因为矿物粒度越细,有用矿物与脉石矿物的单体解离度越高,有用矿物更容易与药剂分子作用后吸附于泡沫表面上浮。然而,磨矿细度过高,会形成过磨现象,大量新生的矿物表面会增加药剂的消耗,从而导致精矿产率和回收率随着磨矿细度的增加反而下降。当磨矿细度-0.074 mm 65.88% 时,其精矿 P_2O_5 回收率达到峰值 97%,精矿 P_2O_5 品位随磨矿细度变化并不显著。综合考虑浮选指标和选矿成本,磨矿细度选择为-0.074 mm 65.88%。

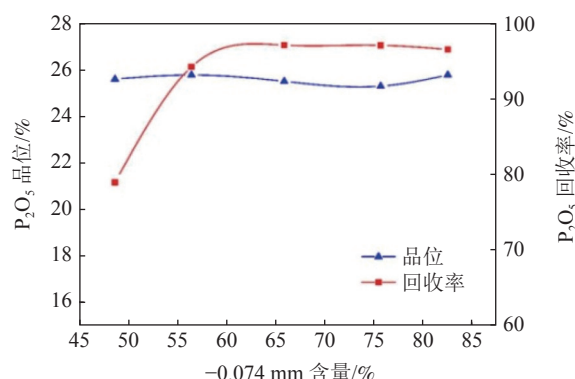


图4 磨矿细度与浮选指标关系曲线

Fig.4 Relationship between grinding fineness and flotation index

2.3.2 正浮选碳酸钠用量实验

碳酸钠用量实验采用一次粗选流程,浮选药剂条件为:抑制剂 CY-1 3000 g/t、CB-102 1000 g/t,碳酸钠用量实验结果见图5。由图5可知,随着碳酸钠用量的增加,精矿产率逐步增加,这是由于碳酸钠在矿浆中电离产生 CO_3^{2-} 离子,一定程度上消除了矿浆中难免离子对脂肪酸类捕收剂的影响,提高了捕收剂的有效利用率。同时,随着精矿产率的增加,精矿 P_2O_5 品位降低并不显著,而回收率逐步升高。当碳酸钠的用量在 4167 g/t 的时,精矿产率和浮选回收率均为最大值,因此正浮选粗选的碳酸钠用量为 4167 g/t 较优。

2.3.3 正浮选抑制剂对比实验

正浮选抑制剂对比实验采用一次粗选流程,浮选药剂条件为:碳酸钠 4167 g/t、CB-102 1000 g/t,抑制剂对比实验结果见图6。由图6可知,随着抑制剂聚羧酸盐用量的增加,精矿 P_2O_5 回收率显著降低,但精矿 P_2O_5 品位并没有明显提高,说明聚羧酸盐用量的增加并没有提高磷酸盐矿物与硅酸盐矿物的分选效果。随着 CY-1 用量的逐渐增加,精矿 P_2O_5 品位逐步增加,精矿 P_2O_5 回收率呈

现出先增加后降低的变化趋势。当CY-1用量为3733 g/t原矿时，精矿 P_2O_5 回收率达到峰值91.13%，根据粗选优先保证回收率的原则，采用CY-1作为正浮选抑制剂，CY-1用量为3733 g/t原矿。

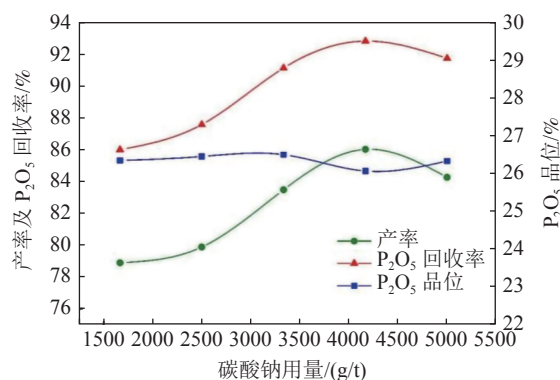


图5 碳酸钠用量实验结果

Fig.5 Test results of sodium carbonate dosage

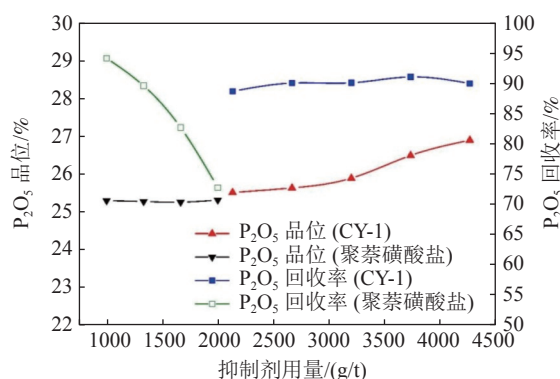


图6 硅酸盐抑制剂对比实验结果

Fig.6 Comparison test results of silicate inhibitor

2.3.4 正浮选捕收剂条件实验

正浮选捕收剂用量实验采用一次粗选流程，浮选药剂条件为：碳酸钠4167 g/t、抑制剂CY-1 3733 g/t，正浮选捕收剂用量实验结果见图7。由图7可知，随着捕收剂CB-102用量的增加，精矿产率和精矿 P_2O_5 回收率先增加然后趋于平稳，精矿 P_2O_5 品位略有降低。综合考查精矿指标与药剂成本消耗，选定捕收剂用量为1333 g/t。

2.3.5 浮选温度实验

正浮选捕收剂CB-102为脂肪酸类捕收剂，浮选温度对其活性影响较大^[12]，温度越高，其活性越高。浮选温度实验采用一次粗选流程，浮选药剂条件为：碳酸钠4167 g/t、抑制剂CY-1 3733 g/t、CB-102 1333 g/t，浮选温度实验结果见表5。从表中数据可知，当浮选精矿产率和精矿 P_2O_5 品位相当时，温度越高，CB-102捕收能力越强，其用量越低。以25℃条件下CB-102用量为基准，当精

矿浮选产率相当前提下，15℃组CB-102用量约为25℃组的1.6倍；35℃组CB-102用量约为25℃组0.6倍；45℃组CB-102用量约为25℃组0.4倍。

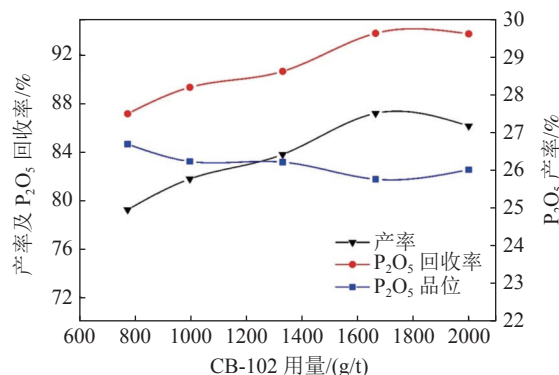


图7 正浮选捕收剂用量实验结果

Fig.7 Test results of flotation collector dosage

表5 温度对浮选精矿影响实验结果

Table 5 Test results of temperature influence on flotation indexes

温度/ ℃	CB-102用量/ (g/t)	产率/ %	P_2O_5 品位/ %	P_2O_5 回收率/ %
15	2667	87.15	26.24	94.31
25	1667	86.36	26.14	93.80
35	1000	87.68	25.98	94.49
45	667	89.52	25.86	96.14

2.3.6 浮选矿浆浓度实验

浮选矿浆浓度实验采用一次粗选流程，浮选药剂条件为：碳酸钠4167 g/t、抑制剂CY-1 3733 g/t、CB-102 1333 g/t，浮选矿浆质量浓度实验结果见图8。由图8可知，随着浮选矿浆浓度的增加，精矿产率和精矿 P_2O_5 回收率显著增加。当浮选浓度由26%增加至38%时，浮选精矿产率和精矿 P_2O_5 回收率分别由82.77%、89.60%提高至91.10%、95.92%。精矿 P_2O_5 品位略有降低，由26.15%降低至25.55%。由此可知，浮选浓度增加有利于提高捕收剂的使用效果。然而，从浮选泡沫现象上看，随着浮选矿浆浓度增加，浮选泡沫粘度逐步增加，泡沫量增大，泡沫流动性降低。当浮选浓度高于30%后，由于浮选泡沫量过大，泡沫过粘，严重影响后续精选作业。因此，确定正浮选粗选作业浮选质量浓度为30%。

2.3.7 反浮选脱镁抑制剂条件实验

由于正浮选过程中，白云石会通过浮选富集到精矿中，因此正浮选精矿中的氧化镁含量达到1.5%~1.6%，高于氧化镁含量小于1.0%的要求。因此，须增加脱镁工艺降低精矿中的氧化镁含量。反浮选脱镁抑制剂条件实验采用一次粗选流

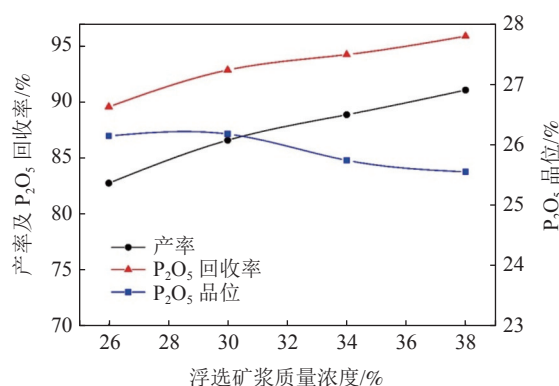


图8 浮选矿浆质量浓度实验结果

Fig.8 Test results of flotation pulp mass concentration

程,反浮选脱镁药剂条件:捕收剂 QS-29 111 g/t,抑制剂条件实验结果见表6。从表中可以看出,当反浮选脱镁精矿指标相当时,全硫酸流程硫酸用量为 8056 g/t 原矿;全磷酸流程磷酸用量为 6111 g/t 原矿;硫酸和磷酸混用流程用量为硫酸 6667 g/t 和磷酸 1333 g/t 原矿。由于硫酸成本低于磷酸,因此本实验确定反浮选抑制剂为硫酸,用量为 8056 g/t 原矿。

表6 抑制剂条件实验结果
Table 6 Inhibitor condition test results

抑制剂/产品	作业名称	产率/%	P ₂ O ₅ 品位/%	MgO品位/%	SiO ₂ 品位/%	Fe ₂ O ₃ 品位/%	Al ₂ O ₃ 品位/%	P ₂ O ₅ 作业回收率/%
硫酸 8056	精矿	93.06	31.47	0.49	6.83	0.85	1.37	99.30
	尾矿	6.94	2.98	15.84				0.70
	合计	100.00	29.49	1.56				100.00
磷酸 6111	精矿	93.01	31.84	0.38	6.31	0.76	1.19	99.33
	尾矿	6.99	2.85	16.86				0.67
	合计	100.00	29.81	1.53				100.00
磷酸 1333 硫酸 6667	精矿	93.50	31.19	0.53	6.58	0.92	1.39	99.34
	尾矿	6.50	3.00	15.80				0.66
	合计	100.00	29.35	1.52				100.00

2.3.8 反浮选脱镁捕收剂用量实验

反浮选脱镁捕收剂用量实验采用一次粗选流程,反浮选脱镁药剂条件:硫酸 8056 g/t,捕收剂用量实验结果见图9。从图中可以看出,随着反浮选脱镁捕收剂 QS-29 用量的增加,精矿中 MgO 含量逐渐降低,精矿 P₂O₅ 品位和回收率变化并不显著。当用量达到 111 g/t 时,精矿中 MgO 含量 0.49%,此后继续增加捕收剂用量,精矿中 MgO 含量下降并不显著,故捕收剂 QS-29 用量不宜继续增加。因此,本实验将反浮选捕收剂 QS-29 用量定为 111 g/t 原矿。

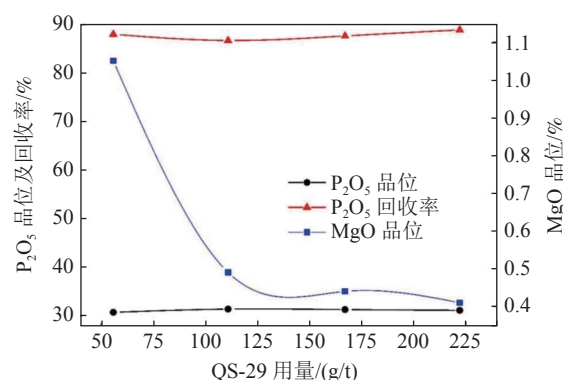


图9 反浮选捕收剂 QS-29 用量实验结果

Fig.9 Test results of dosage of flotation collector QS-29

2.4 全流程闭路实验

在条件实验的基础上开展全流程实验,实验工艺流程见图2,正浮选粗选药剂条件为:碳酸钠 4167 g/t、抑制剂 CY-1 3733 g/t、CB-102 1333 g/t;正浮选精选药剂条件:抑制剂 CY-1 600 g/t;正浮选扫选药剂条件:CB-102 300 g/t;反浮选药剂条件:硫酸 8056 g/t、捕收剂 QS-29 111g/t。实验结果见表7。由表7可知,25℃条件下闭路实验达到平衡时,综合精矿平均产率 88.09%、平均 P₂O₅ 品位 33.52%、平均 MgO 含量 0.82%、平均倍半氧化物 (Fe₂O₃+Al₂O₃) 含量 2.84%、平均 P₂O₅ 回收率 95.69%,取得了良好的实验指标。

表7 全流程实验结果
Table 7 Results of full-process test

产品名称	产率/%	P ₂ O ₅ 品位/%	MgO品位/%	Al ₂ O ₃ 品位/%	Fe ₂ O ₃ 品位/%	SiO ₂ 品位/%	P ₂ O ₅ 回收率/%
光电选精矿	30.25	33.70	0.81	1.96	1.00	8.64	33.04
筛分精矿	42.63	33.13	1.00	1.98	0.95	9.02	45.76
浮选精矿	15.21	34.28	0.35	1.56	0.80	7.15	16.89
正浮选尾矿	9.75	12.85	0.32				4.06
反浮选尾矿	2.15	3.58	7.58				0.25
合计	100.00	30.86	0.92				100.00
综合精矿	88.09	33.52	0.82	1.90	0.94	8.57	95.69

3 结 论

(1) 该磷矿 P₂O₅ 品位 30.84%,属于高品位磷矿,主要杂质为 MgO 和倍伴氧化物 (Fe₂O₃+Al₂O₃),其中含镁脉石主要为白云石,倍伴氧化物主要以铁、铝硅酸盐矿物形式存在。

(2) 针对该矿石的特性,开发出了“擦洗分级+光电分选+正反浮选”的联合工艺,常温条件下,闭路实验可以获得综合精矿平均产率 88.09%、平均 P₂O₅ 品位 33.52%、平均 MgO 含量

0.82%、平均倍半氧化物 ($\text{Fe}_2\text{O}_3+\text{Al}_2\text{O}_3$) 含量 2.84%、平均 P_2O_5 回收率 95.69% 的良好指标。

(3) 采用擦洗分级和光电选矿可以预先获得产率为 72.88% 的合格精矿，能够大幅度地减少进入浮选作业的矿石量，大幅度地减少了选矿成本。

参考文献：

- [1] 张卫峰. 中国、美国、摩洛哥磷矿资源优势及开发战略比较分析[J]. 自然资源学报, 2005(3):378-386.
- ZHANG W F. Comparative analysis of the superiority of China's phosphate rock and development strategies with that of the United states and Morocco[J]. Journal of Natural Resources, 2005(3):378-386.
- [2] 蔡忠俊, 罗惠华, 吴洁, 等. 晋宁低品位胶磷矿剪切絮凝浮选[J]. 矿产综合利用, 2019(6):49-54.
- CAI Z J, LUO H H, WU J, et al. Shearing flocculation flotation of low-grade collophanite in Jinning[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(6):49-54.
- [3] 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(1):29-33.
- YU Y F, GE Y Y, PAN C L. Progress and problem s in beneficiation of phosphorite ores[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2008(1):29-33.
- [4] 王涛, 付磊, 李宁. 某硅钙质胶磷矿正反浮选试验研究[J]. 矿产综合利用, 2020(2):91-95.
- WANG T, FU L, LI N. Study on direct-reverse flotation of a silica calcinate phosphate ore[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2020(2):91-95.
- [5] 曾理, 姜小明. Gemini 表面活性剂体系下钙质磷矿中白云石的可浮性研究[J]. 矿产综合利用, 2020(1):83-88.
- ZENG L, JIANG X M. Study on the floatability of dolomite in calcareous phosphate rock under Gemini surfactant system[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2020(1):83-88.
- [6] 程亮, 马志军, 邵坤, 等. 辽宁某低品位磷矿选矿实验研究[J]. 矿产综合利用, 2021(1):99-103.

CHENG L, MA Z J, SHAO K, et al. Experimental study on beneficiation of a low-grade phosphate ore in Beipiao, Liaoning Province[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2021(1):99-103.

[7] 徐伟, 张仁忠, 田言, 等. 贵州某碳酸盐型磷矿反浮选脱镁提磷试验研究[J]. 化工矿物与加工, 2018, 47(4):1-3.

XU W, ZHANG R Z, TIAN Y, et al. Experimental study on reverse flotation for removing magnesium and extracting phosphorus from a carbonate phosphate ore in Guizhou[J]. Industrial Minerals & Processing, 2018, 47(4):1-3.

[8] 吴中贤, 姜效军, 陶东平. 新型胶磷矿反浮选脱硅阳离子捕收剂试验研究[J]. 矿产综合利用, 2020(5):115-119.

WU Z X, JIANG X J, TAO D P. Experimental study on a novel cationic collector for reverse flotation of collophane for silica removal[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2020(5):115-119.

[9] 杜令攀, 陈赐云, 钟晋, 等. 浅析磷矿选矿技术进展与问题对策[J]. 化工矿物与加工, 2016, 45(1):57-61.

DU L P, CHEN C Y, ZHONG J, et al. Brief analysis of phosphate beneficiation technology progress and problem countermeasures[J]. Industrial Minerals & Processing, 2016, 45(1):57-61.

[10] 郭文宾. 金属阳离子对磷矿反浮选及泡沫稳定性影响的研究[D]. 武汉: 武汉理工大学, 2017.

GUO W B. Effect of Metal cation on reverse flotation and flotation foam of phosphate ore[D]. Wuhan: Wuhan University of Technology, 2017.

[11] 曾小波, 葛英勇. 胶磷矿阳离子反浮选泡沫行为调控研究[J]. 化工矿物与加工, 2008(1):1-3.

ZENG X B, GE Y Y. Control of foam behavior in reverse flotation with Cationic collector for phosphate rock[J]. Industrial Minerals & Processing, 2008(1):1-3.

[12] 朱一民, 陈通, 闫啸, 等. 新型磷灰石常温捕收剂的浮选试验研究[J]. 矿产综合利用, 2017(6):39-43.

ZHU Y M, CHEN T, YAN X, et al. Collecting performance of new collectors on apatite at room temperature[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2017(6):39-43.

Research on Beneficiation of a Phosphate Ore in Hubei Province

Wang Jianguo, Zhou Lijun, Li Hongjian

(China Nerin Engineering Co., Ltd, Nanchang, Jiangxi, China)

Abstract: This is an essay in the field of mineral processing engineering. Contamination of MgO and R_2O_3 emanating from dolomite and silicate in phosphate ore from Guizhou province has been a problem in phosphate ore processing. This study explored Scrubbing classification- Optoelectronic beneficiation- froth flotation to remove dolomite and silicate away from this phosphate ore. The phosphate minerals could be concentrated to 33.52% P_2O_5 , with a recovery of 95.69%, and the content of MgO reduced to 0.82%, the content of $\text{Fe}_2\text{O}_3+\text{Al}_2\text{O}_3$ reduced to 2.84%. Additionally, scrubbing classification and photoelectric beneficiation can obtain qualified concentrate with a yield of 72.88%, which can greatly reduce the amount of ore entering the flotation operation and reduce the beneficiation cost.

Keywords: Mineral processing engineering; Phosphate ore; Scrubbing classification; Optoelectronic beneficiation; Flotation