磷矿双反浮选工艺优化与钾长石脱除机理研究*

刘宝宝[1],张琦[1],黄志亮[2],付艳红[1],冷慧[3],刘永成[3],田承涛[1,4],何东升[1]

(1.武汉工程大学 资源与安全工程学院, 湖北 武汉 430073;
2.湖北宜化集团有限责任公司, 湖北 宜昌市 443099;
3.湖北宜化化工科技研发有限公司, 湖北 宜昌市 443000;
4.湖北三宁化工股份有限公司, 湖北 宜昌市 443206)

摘要:湖北宜昌地区某中品位硅钙质磷矿石以氟磷灰石为目的矿物,钾长石、白云石和石英为主要脉石矿物,原矿P_2O_5品位23.27%。为了提升该矿石的资源利用率,采用双反浮选工艺,系统开展了磨矿细度、捕收剂(H-1, KM-6)及辅助药剂(磷酸、HF-959)用量优化试验,结合接触角、Zeta电位与红外光谱测试揭示了浮选作用机理。结果表明:当磨矿细度-75 μm占比81%时,采用脱硅一粗两扫、脱镁一粗一扫的闭路浮选流程,可获得P_2O_5品位32.20%、回收率81.20%的优质磷精矿,精矿中Al_2O_3和MgO含量分别降至2.02%(降幅为53.35%)和0.62%(降幅为60.26%),实现了磷灰石与钾长石、白云石等脉石矿物的分离。研究表明,捕收剂H-1以物理吸附为主,选择性作用于钾长石表面,显著增强其疏水性,是实现钾长石高效脱除的核心机制。

关键词:磷矿;双反浮选;钾长石;白云石;氟磷灰石

中图分类号:TD971.3 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2026)06-0264-08

Study on Optimization of Double Reverse Flotation Process of Phosphate Ore and Removal Mechanism of Potash Feldspar

Liu Baobao[1], *Zhang Qi*[1], *Huang Zhiliang*[2], *Fu Yanhong*[1], *Leng Hui*[3], *Liu Yongcheng*[3], *Tian Chengtao*[1,4], *He Dongsheng*[1]

(1.School of Resources and Safety Engineering, Wuhan Institute of Technology, Wuhan, Hubei 430073, China;
2.Hubei Yihua Group Co., Ltd., Yichang, Hubei 443099, China;
3.Hubei Yihua Chemical Technology Research and Development Co., Ltd., Yichang, Hubei 443000, China;
4.Hubei Sanning Chemical Co., Ltd., Yichang, Hubei 443206, China)

Abstract: In a medium-grade siliceous-calcareous phosphate ore from the Yichang region of Hubei Province, the fluorapatite is the target mineral and potash feldspar, dolomite, and quartz are the main gangue minerals, and the P_2O_5 grade of the raw ore is 23.27%. To enhance its utilization efficiency of the ore, a double reverse flotation process was adopted, and systematic optimization tests were conducted on grinding fineness, dosages of collectors (H-1, KM-6), and auxiliary reagents (phosphoric acid, HF-959). The flotation mechanism was revealed through measurements of contact angle, Zeta potential, and infrared spectroscopy. The results show that under the grinding fineness of 75 μm accounting for 81%, a closed-circuit flotation flowsheet consisting of one roughing and two sweeping for desilication followed by one roughing and one sweeping for demineralization, a high-quality phosphate concentrate with P_2O_5 grade of 32.20% and recovery rate of 81.20% can be obtained. The Al_2O_3 and MgO contents in the concentrate are reduced to 2.02% (a decrease of 53.35%) and 0.62% (a decrease of 60.26%), respectively, effectively achieving the separation of apatite from potash feldspar, dolomite, and other gangue minerals. Research indicates that the collector H-1 primarily adsorbs physically on the surface of potash feldspar, selectively enhancing its hydrophobicity, which is the core mechanism for the efficient removal of potash feldspar.

Key words: Phosphate ore, Double reverse flotation, Potash feldspar, Dolomite, Fluorapatite

---

* **收稿日期**:2025-06-27

基金项目:湖北省国际科技合作项目(2023EHA071);湖北省科技创新人才计划项目(2024DJC089);湖北省揭榜制科技项目(2024BEB004);云南省技术创新中心项目(202305AK340002);湖北省重点研发计划项目(2023BCB076);武汉工程大学科学基金项目(K2023108)

作者简介:刘宝宝(1996—),男,安徽阜阳人,硕士研究生,研究方向为磷矿选矿。E-mail:13295558009@163.com

通信作者:付艳红(1993—),女,陕西汉中人,博士,讲师,主要从事矿物加工理论、工艺与设备研究。E-mail:yhfu@wit.edu.cn

0 引言

磷矿是磷肥工业生产的核心原料,全球生产的磷酸盐约有95%用于化肥工业,且磷矿属于不可再生战略性矿产资源[1]。我国磷矿资源储量居世界第二,是全球最大的化肥生产和消费国之一,磷酸盐消费量占全球总量的1/3以上。但我国磷矿石平均品位低于全球平均水平[2],中低品位磷矿占比大、杂质含量高、矿物粒度较细,分选难度大,亟需开发高效磷矿选矿技术。

磷矿选矿常用方法包括光电分选、浮选和重选等[3],浮选法可高效分离沉积型磷矿中硅酸盐、碳酸盐脉石矿物,应用最为广泛。目前,工业生产主要采用正反浮选和双反浮选工艺脱除胶磷矿中的硅酸盐、碳酸盐矿物[4]。正反浮选工艺[5]通常先在碱性介质中添加水玻璃抑制硅酸盐矿物,正浮选磷矿石;再以硫酸或磷酸调整矿浆pH至酸性,抑制磷灰石并反浮选碳酸盐脉石矿物,但该工艺在浮选过程中易出现正浮选泡沫黏性大、药耗高、尾矿品位高等问题[6]。相比之下,双反浮选[7]通过持续抑制磷酸盐矿物,依次反浮选碳酸盐和硅酸盐类矿物。该工艺遵循"抑多浮少"原则,具有分选效率高、药剂用量少、矿石性质变化适应性强、可常温浮选等优势。但浮选混合回水含大量阴、阳离子基团,易对脱镁、脱硅作业产生干扰[8]。与此同时,国内外研究人员围绕反浮选脱硅药剂开展了大量研究,重点研发了阳离子捕收剂[9-11](脂肪胺、醚胺及胺类衍生物等)、表面活性剂[12-13](聚乙二醇、辛基酚聚氧乙烯醚等)及消泡剂[14-16](磷酸三丁酯、聚二甲基硅氧烷、矿物油等),通过药剂协同作用,实现了磷灰石与硅质脉石矿物的高效分离,解决了阳离子捕收剂的浮选泡沫过稳的行业难题。

钾长石为磷矿中典型硅酸盐类脉石矿物,因其含有的铝、钾元素,在硫酸法湿法磷酸生产中引发诸多生产难题:铝与硫酸反应生成硫酸铝,增大硫酸消耗,同时,硫酸铝会与磷酸根结合生成黏稠、难以过滤的铝磷酸盐络合物,造成过滤速率显著降低、洗涤效率降低、P_2O_5回收率下降[17];在含氟环境中(磷矿通常含氟),钾易与硅和氟反应生成溶解度很低的氟硅酸钾,该晶体易在反应器、浓缩器、管道及热交换器表面形成坚硬致密的结垢层,造成传热效率骤降、设备堵塞,进而制约生产效率与产能[18]。

湖北宜昌地区硅钙质磷矿分选核心难点为:胶磷矿与石英、长石等硅酸盐脉石的理化性质、可浮性高度相似,同时胶磷矿性脆、伴生黏土矿物易泥化,磨矿过程易产生大量次生细泥[19]。受上述因素耦合影响,分选需采用流程复杂、药剂消耗大的多段浮选工艺方可获得合格精矿,工艺经济性与技术可行性均面临严峻挑战。因此,本研究采用双反浮选工艺,对不同影响因素的工艺参数优化与浮选机理进行系统分析,为宜昌地区硅钙质磷矿类型磷矿选矿提供工艺参考与理论支撑,为该类磷矿的高效资源化利用奠定理论依据。

1 试验矿样与药剂

1.1 矿样基本性质

试验矿样取自湖北宜昌地区。采用X射线衍射(XRD)进行物相分析(见表1),结果表明:原矿中主要有用矿物为氟磷灰石,含量为55.28%,脉石矿物以钾长石(含量22.47%)、石英(含量7.70%)和白云石(含量8.52%)为主。化学成分分析(见表2)表明,该原矿中P_2O_5品位偏低,为23.27%,倍半氧化物总量较高,为6.87%,同时MgO含量较少,为1.56%,属于典型中品位硅钙质磷矿石。

表1 原矿矿物组成及质量分数

Table 1 Mineral composition and mass fraction of raw ore

%

氟磷灰石	石英	云母	白云石	方解石	钾长石	绿泥石	黄铁矿	石膏
55.28	7.70	2.14	8.52	1.41	22.47	0.76	0.94	0.78

表2 原矿多元素分析结果

Table 2 Multi-element chemical analysis results of raw ore

%

P_2O_5	Al_2O_3	Fe_2O_3	MgO	SiO_2	K_2O	其他
23.27	4.33	2.54	1.56	18.57	3.19	46.54

1.2 试验药剂

本试验所用试剂包括:醚胺类脱硅捕收剂H-1(配制2%水溶液),脂肪酸类脱镁捕收剂KM-6(配制2%水溶液),分析纯磷酸(配制20%水溶液),聚乙二醇类表面活性剂HF-959(配制2%水溶液)。

1.3 试验方法

(1)浮选方法。使用XMB-Φ160×200型棒磨机对粒径小于2 mm的矿石进行磨矿处理。单因素试验、开路及闭路试验分别在0.75 L和1 L XFD-Ⅳ型单槽浮选机中进行。浮选后化验计算各产品的产率、品位和回收率等指标。

(2) 接触角测量。使用 JC2000DM 型接触角测量仪对钾长石与磷灰石单矿物进行接触角测量。每组样品平行测定 3 次,取平均值作为最终结果。

(3) Zeta 电位测量。采用 ZS90 型电位测量仪测定钾长石、磷灰石单矿物在纯水中和浮选药剂溶液(pH=2~12)中的 Zeta 电位。每组样品平行测定 3 次,取平均值。

(4) 红外光谱测量。使用 IS10 型傅里叶变换红外光谱仪对浮选药剂处理后的磷灰石和钾长石进行光谱测量。测试光谱波数范围为 4 000~400 cm^{-1}。

2 双反浮选试验研究

2.1 反浮选脱硅试验

采用反浮选脱硅工艺,以醚胺类捕收剂 H-1 脱除原矿中的钾长石、石英等硅酸盐矿物,系统开展磨矿细度优化试验与 H-1 用量试验,试验流程如图 1 所示。

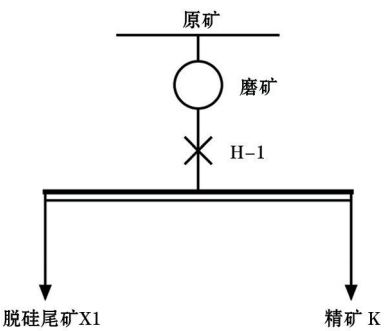


图 1 反浮选脱硅试验流程

Fig.1 Test flow of reverse flotation desilication test

2.1.1 磨矿细度优化试验

磨矿细度是矿石单体解离的核心控制因素,直接决定浮选分选指标。因此,在固定 H-1 用量为 0.6 kg/t的条件下,开展粗选反浮选脱硅试验,考察 -75 μm 粒级占比对浮选指标的影响规律,结果如图 2 所示。图 2 表明:精矿 P_2O_5 品位与 -75 μm 粒级占比呈正相关,随着 -75 μm 粒级占比增大,脉石矿物充分单体解离,并被捕收剂 H-1 选择性浮选,精矿脉石夹带量降低,精矿 P_2O_5 品位提升。随着 -75 μm 粒级占比增加,P_2O_5 回收率则呈负相关趋势,微细粒磷灰石机械损失到尾矿中,导致 P_2O_5 回收率急剧下降,同时高比表面积的脉石细泥吸附捕收剂,降低有效药剂浓度并削弱捕收性能[7]。当 -75 μm 粒级占比达到 81%时,粗选精矿 P_2O_5 品位为 28.50%,回收率为 84.60%,进一步提高磨矿细度,品位提升幅度较小,回收率大幅下降。综上,确定 -75 μm 占比 81%为最佳磨矿细度。

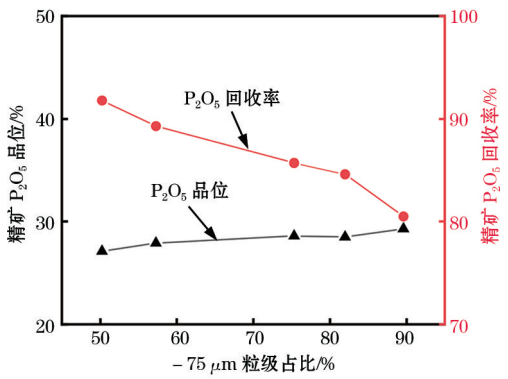


图 2 磨矿细度对粗选精矿指标影响

Fig.2 Effect of grind fineness on index of roughing concentrate

2.1.2 脱硅捕收剂用量试验

固定磨矿细度 -75 μm 粒级占比 81%,研究捕收剂 H-1 用量对粗选脱硅精矿指标的影响。试验结果(见图 3)表明,精矿 P_2O_5 品位随捕收剂 H-1 用量增加而升高,回收率呈先升后降趋势。当 H-1 用量为 0.8 kg/t 时,精矿 P_2O_5 品位为 31.10%、回收率为 77.3%;继续增加 H-1 用量,品位与回收率变化趋势均趋于平缓。综合精矿的品位与回收率,确定脱硅捕收剂 H-1 的最佳用量为 0.8 kg/t。

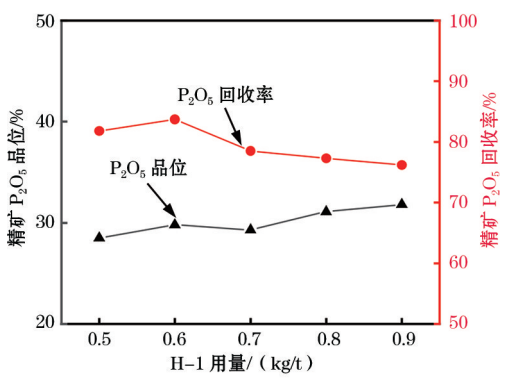


图 3 H-1 用量对粗选精矿指标影响

Fig.3 Effect of H-1 dosage on index of roughing concentrate

2.1.3 表面活性剂用量试验

在浮选现象上,醚胺类捕收剂易出现泡沫黏稠,矿浆流动性差以及泡沫产品处理困难等问题[20]。HF-959 为聚乙二醇类表面活性剂,可调控浮选泡沫性能,优化胺类捕收剂的浮选性能。为优化泡沫性能,固定磨矿细度 -75 μm 占比 81%、H-1 用量为 0.8 kg/t,考察 HF-959 用量对浮选指标的影响。

试验结果(见图 4)显示,当 HF-959 用量为 0.2 kg/t 时,较未掺加情况下,精矿 P_2O_5 品位提高 1.2 个百分点;若继续增加 HF-959 的用量,品位增大趋势平缓。试验现象表明,随着 HF-959 用量的增加,浮选泡沫黏性显著降低,浮选时间缩短,浮选作业可操作性显著提升。

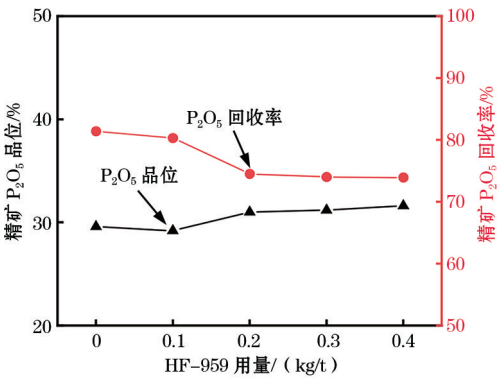


图 4 HF-959 用量对粗选精矿指标的影响

Fig.4 Effect of HF-959 dosage on roughing concentrate index

2.2 反浮选脱镁试验

粗选脱硅后,采用磷酸调节矿浆 pH,添加 KM-6 反浮选脱除粗选精矿中的白云石,开展磷酸及 KM-6 用量优化试验,试验流程如图 5 所示。

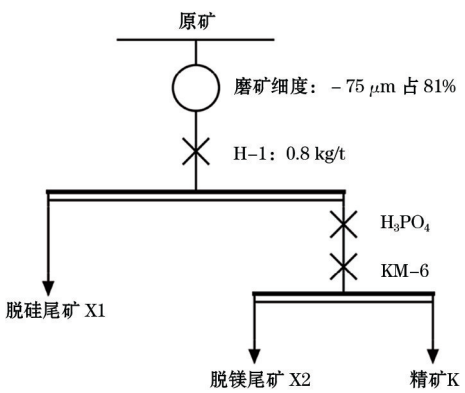


图 5 反浮选脱镁试验流程

Fig.5 Test flow of reverse flotation for magnesium removal

2.2.1 磷酸用量试验

固定 KM-6 用量为 0.6 kg/t,研究磷酸用量对脱镁选矿指标的影响规律,试验结果如图 6 所示。从图 6 可知,当磷酸用量为 4～7 kg/t 时,精矿 P_2O_5 品位随磷酸用量增加而升高,回收率呈下降趋势;当磷酸用量大于 0.7 kg/t 时,精矿品位和回收率趋于稳定。当磷酸用量为 6 kg/t 时,可获得 P_2O_5 品位31.8%、回收率 76.2%的最优指标。综合精矿品位与回收率考虑,确定磷酸用量为 6 kg/t。

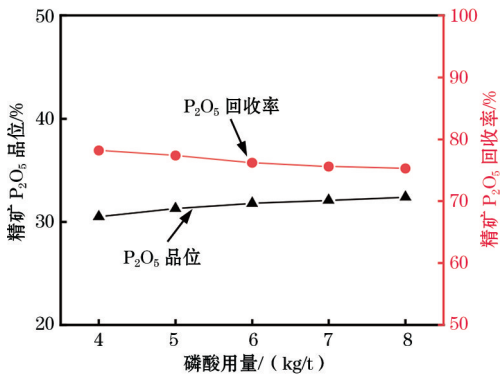


图 6 磷酸用量对脱镁精矿影响

Fig.6 Effect of phosphoric acid dosage on demagnetize concentrate

2.2.2 脱镁捕收剂用量试验

固定磷酸用量为 6 kg/t,研究脱镁捕收剂 KM-6 用量对浮选指标的影响规律,试验结果如图 7 所示。从图 7 可知,当 KM-6 用量为 0.4～0.8 kg/t 时,精矿 P_2O_5 品位随 KM-6 用量增加而升高,回收率呈下降趋势;当 KM-6 用量为 0.6 kg/t 时,精矿 P_2O_5 品位为 31.8%、回收率为 76.2%;继续增大 KM-6 用量,P_2O_5 品位和回收率均趋于稳定。综合精矿品位与回收率,确定 KM-6 最佳用量为 0.6 kg/t。

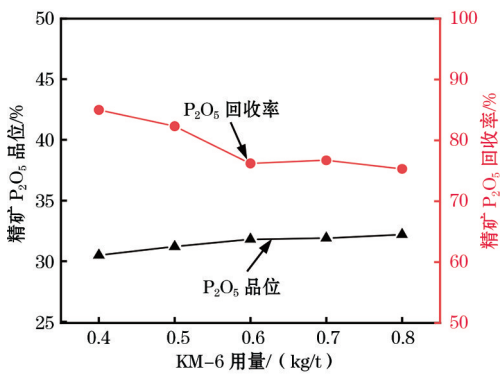


图 7 KM-6 用量对脱镁精矿影响

Fig.7 Effect of KM-6 dosage on demagnetization concentrate

2.3 开路试验

开路浮选试验流程如图 8 所示。首先采用 0.8 kg/t 的 H-1 用量对原矿进行粗选脱硅,粗选尾矿经两次扫选,获得尾矿 X1 及中矿 N1、N2;粗选矿经 6 kg/t 磷酸调浆后,添加 0.6 kg/t KM-6 反浮选脱镁,最终得到精矿 K 与尾矿 X2。试验结果表明:两次扫选后,中矿 N1 和 N2 的 P_2O_5 品位分别为 28.2%和 24.3%,脱硅尾矿 P_2O_5 品位为 9.8%,表明两次扫选富集效果显著。

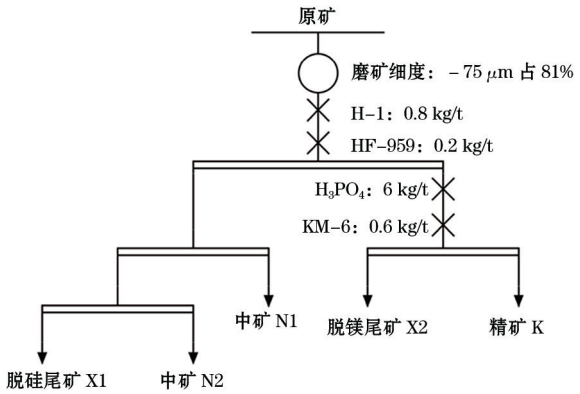


图 8 开路试验流程

Fig.8 Open circuit test flowchart

2.4 闭路试验

在上述单因素试验基础上，开展全流程闭路浮选试验，流程如图 9 所示。试验结果见表 3。

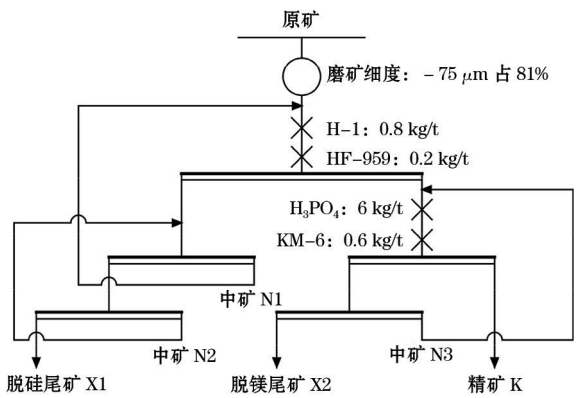


图 9 闭路试验流程

Fig.9 Closed circuit test flowchart

表 3 闭路试验精矿指标

Table 3 Concentrate index of closed circuit test

循环次数	矿样	产率/%	P_2O_5 品位/%	P_2O_5 回收率/%	Al_2O_3 含量/%	MgO 含量/%
组 4	精矿	64.2	32.0	82.6	2.06	0.66
	脱硅尾矿	28.8	12.0	13.9	—	—
	脱镁尾矿	7.0	12.3	3.5	—	—
	合计	100.0	24.9	100.0	4.33	1.56
组 5	精矿	62.3	32.2	81.2	2.02	0.62
	脱硅尾矿	29.4	12.3	14.7	—	—
	脱镁尾矿	8.3	12.2	4.1	—	—
	合计	100.0	24.7	100.0	4.33	1.56

经 5 轮循环后系统达到物料平衡，最终获得 P_2O_5 品位 32.20%、回收率 81.20%的磷精矿，精矿中 Al_2O_3 和 MgO 含量分别降至 2.02%(降幅 53.35%)、0.62%(降幅 60.26%)。结合钾长石($KAlSi_3O_8$)以 Al_2O_3、SiO_2 为主要成分、白云石($CaMg(CO_3)_2$)以 MgO 为特征组分的矿物学特性，闭路浮选精矿中 Al_2O_3 与 MgO 含量显著降低，证实了该工艺可高效脱除钾长石与白云石。

2.5 浮选机理分析

前述双反浮选试验证实，优化工艺条件下醚胺类捕收剂 H-1 可高效脱除钾长石等硅酸盐脉石矿物。为阐明 H-1 在磷灰石、钾长石表面的吸附选择性与作用机理，明确表面活性剂 HF-959 的协同作用，本研究系统地开展了接触角、Zeta 电位及傅里叶红外光谱(FTIR)测试。

2.5.1 接触角测量

为定量表征捕收剂 H-1 对磷灰石、钾长石的表面润湿性差异，采用接触角测量仪测定自然状态及不同浓度 H-1 溶液(50～200 mg/L)处理后单矿物的接触角变化，明确 H-1 对目标矿物疏水化效果的差异，结果如图 10 所示。

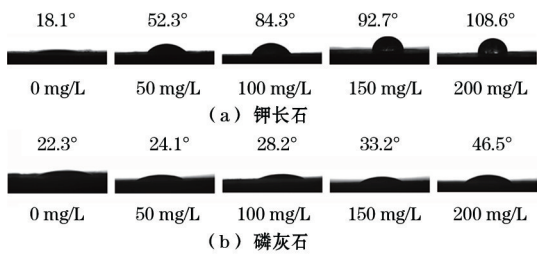


图 10 不同 H-1 浓度对磷灰石和钾长石接触角的影响

Fig.10 Effect of different H-1 concentrations on contact angle of apatite and potash feldspar

由图 10 可知，钾长石与磷灰石自然表面接触角相近，润湿性差异较小。文献[21]表明，自然磷灰石表面接触角约为 10°，实测值 22.3°与之存在差异，原因在于磷矿石在复杂的沉积过程中发生离子的复杂取代、有机质及其他杂质沉积、浸染，改变了矿物表面的润湿性。钾长石自然接触角为 18.1°，与文献[22]一致。随着 H-1 浓度升高，磷灰石、钾长石表面接触角均增大，且钾长石的接触角增加幅度显著高于磷灰石。当 H-1 浓度达到 200 mg/L 时，钾长石接触角为 108.6°，呈强疏水性，磷灰石接触角为 46.5°，仍为亲水性。接触角测试结果表明，H-1 可显著改变钾长石的表面润湿性，使其由亲水性转变为强疏水性，而对磷灰石的疏水性提升作用则相对较弱。该差异化疏水化效果是 H-1 能够选择性浮选钾长石、实现钾长石与磷灰石有效分离的核心界

面基础。

2.5.2 Zeta 电位测量

根据静电吸附理论,只有当药剂的电荷与矿物表面的电荷完全不同时,才会出现静电吸附现象。因此,通过测量磷灰石和钾长石矿物表面 Zeta 电位与 pH 的关系,分析其零电点及不同 pH 下与药剂的吸附行为,结果如图 11 所示。

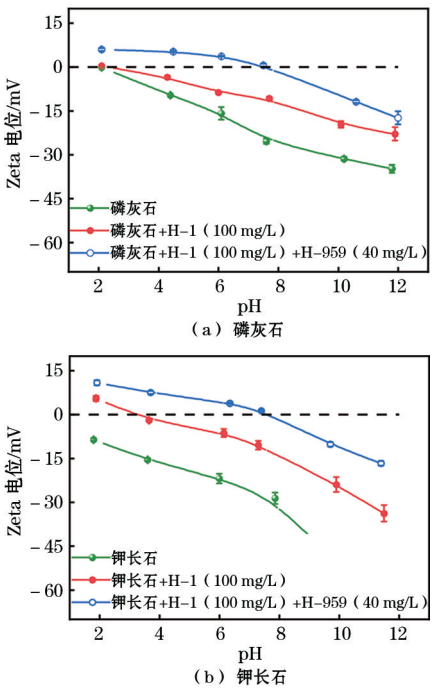


图 11 不同参数条件下的磷灰石、钾长石的 Zeta 电位

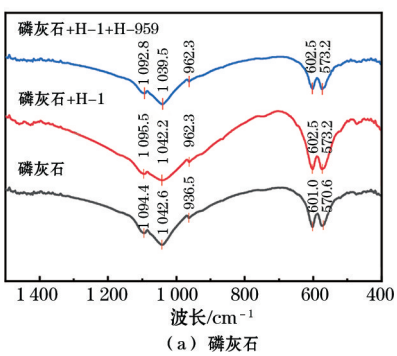
Fig.11 Zeta potential of apatite and potash feldspar under different parameters

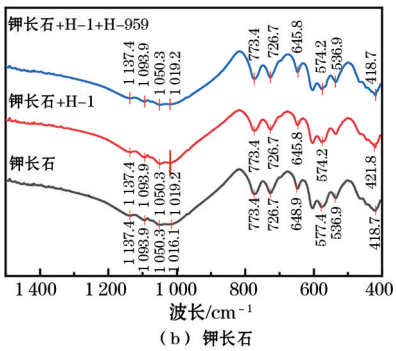
由图 11 可知,磷灰石的零电点约为 pH=2,处于文献[23]报道的零电点 pH=2~8 范围内,考虑到磷灰石受成矿环境复杂、离子取代等因素影响,其零电点分布范围较宽。在试验 pH=2~12 范围内,钾长石 Zeta 电位均为负值,无零电点,与文献[24-25]报道的钾长石零电点为 pH=1.5~2 一致。由于钾长石解离必然导致 Si—O 键和 Al—O 键的断裂,表面 K^+、Na^+ 阳离子易溶出,形成带负电的晶格和活泼的 SiOH 和 SiO^- 位点,导致表面零电点偏低[26]。H-1 作用后,钾长石零电点由去离子水中的 pH=1.5~2 正移至 pH=3.9,磷灰石零电点无明显变化。试验 pH 范围内,因矿物与阳离子捕收剂 H-1 发生反应,钾长石和磷灰石的表面 Zeta 电位均显著升高,pH=7 时电位差异最大,磷灰石 Zeta 电位由-5 mV 升至-30 mV(增幅 25 mV)。钾长石 Zeta 电位由-10 mV 升至-40 mV(增幅 30 mV),矿物表面负电性显著增强,验证了 H-1 以静电吸附作用改变了矿物表面电性。pH=8~12 时,钾长石电位变化幅度大于磷灰石,pH=10 时,H-1 作用后钾长石 zeta 电位达-60 mV,负电性约为磷灰石(-35 mV)的 2 倍,印证了 H-1 在钾长石表面发生选择性吸附。经活化剂 HF-959 作用后,两种矿物表面电位进一步升高,表明 HF-959 可在两种矿物表面发生吸附。

2.5.3 傅里叶变换红外光谱分析

采用傅里叶变换红外光谱(FTIR)对药剂作用后的磷灰石、钾长石进行表征。对比药剂处理前后矿物特征官能团吸收峰的位置、强度与峰形,分析药剂分子与矿物表面的键合方式及作用强度,阐明吸附作用的本质与选择性差异。

图 12 为磷灰石、钾长石分别与 H-1 和 HF-959 作用后的红外光谱图。磷灰石红外光谱中 1 095 cm^{-1} 和 1 042 cm^{-1} 处为 P-O 非对称伸缩振动吸收峰,963 cm^{-1} 处为 P-O 对称伸缩振动峰,601 cm^{-1} 和 570 cm^{-1} 为 P-O 弯曲振动吸收峰[27-28]。通过对比磷灰石和 H-1 作用后的红外光谱谱线可知,二者无明显差异,HF-959 作用后的谱线差异仍不显著。结果说明,经过滤、洗涤和低温干燥后,磷灰石表面残留的 H-1 及 HF-959 吸附量低,稳定性差,呈物理吸附特征。在钾长石谱线中,1 137 cm^{-1}、1 094 cm^{-1} 为 Si—O 伸缩振动峰,1 050 cm^{-1}、1 016 cm^{-1} 处为 Si(Al)—O 伸缩振动吸收峰,773 cm^{-1} 处为 Si—Si 伸缩振动,726 cm^{-1} 处为 Si—(Al)Si 伸缩振动,648 cm^{-1} 和 577 cm^{-1} 处为 O—Si(Al)—O 弯曲振动峰。536 cm^{-1} 为 O—Si—O 弯曲振动峰、K—O 伸缩振动峰,419 cm^{-1} 为 Si—O—Si 变形振动峰,与钾长石的特征吸收峰一致[25-29]。在 H-1 和 HF-959 与钾长石作用后,红外吸收峰形无明显差异,表明药剂与钾长石未发生化学吸附。





(b) 钾长石

图 12 不同参数条件下磷灰石、钾长石红外光谱谱图

Fig.12 Infrared spectrograms of apatite and potash feldspar under different parameters

3 结论

(1) 湖北宜昌地区某磷矿主要有用矿物为磷灰石,脉石矿物为钾长石、白云石和石英等。原矿中 P_2O_5 含量为 23.27%、Al_2O_3 含量 4.33%、MgO 含量 1.56%,为典型中品位硅钙(镁)质磷矿。

(2) 磨矿细度-75 μm 占比 81%时,采用脱硅一粗两扫、脱镁一粗一扫的双反浮选工艺流程,可获得 P_2O_5 含量 32.20%、Al_2O_3 含量 2.02%、MgO 含量 0.62%、P_2O_5 回收率 81.20%的磷精矿,高效实现了磷灰石与钾长石、白云石等脉石的有效分离。

(3) Zeta 电位测试表明:捕收剂 H-1 可显著提高磷灰石和钾长石表面电位,且钾长石表面电位变化幅度更大,证实 H-1 更易吸附在钾长石表面。红外光谱分析表明:捕收剂 H-1 在磷灰石和钾长石表面的吸附是以物理吸附为主,表面活性剂 HF-959 与磷灰石、钾长石均无化学吸附。接触角的测量结果表明:H-1 吸附可显著增强钾长石表面的疏水性,是磷矿反浮选脱硅中实现对钾长石高效脱除的核心药剂。

参考文献(References):

[1] 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(3/4):157-165.

[2] 王文浩,王春连,王连训,等.中国磷矿成因类型、成矿规律及重点找矿方向[J].中国地质,2025,52(1):43-60.
Wang Wenhao, Wang Chunlian, Wang Lianxun, et al. Origin types, metallogenic regularity and prospecting direction of Phosphate deposits in China[J]. Geology in China,2025,52(1):43-60.

[3] 唐远,朱奥妮,陈琲琲,等.我国战略性非金属矿产分离技术进展[J].化工矿物与加工,2022,51(11):19-31+37.
Tang Yuan, Zhu Aoni, Chen Beibei, et al. Research and development of technologies for separating strategic non-metallic minerals in China[J]. Industrial Minerals & Processing,2022,51(11):19-31+37.

[4] 梁群,徐伟,田言,等.正浮选捕收剂 SGC-01 的浮选性能及其吸附行为研究[J].矿冶工程,2023,43(2):57-60+65.
Liang Qun, Xu Wei, Tian Yan, et al. Flotation performance and adsorption behavior of collector SGC-01 in direct flotation[J]. Mining and Metallurgical Engineering,2023,43(2):57-60+65.

[5] 杨丘.四川某硫磷铝锶型磷矿选矿工艺及综合利用研究[D].武汉:武汉工程大学,2024.
Yang Qiu. Research on sorting technology and comprehensive utilization of sulfur, phosphorus, aluminum, strontium phosphate ore in Sichuan[D]. Wuhan: Wuhan Institute of Technology,2024.

[6] 李成秀.难选胶磷矿浮选新药剂试验及作用机理研究[D].昆明:昆明理工大学,2014.
Li Chengxiu. Research on new reagents and mechanism for flotation of refractory collophanite[D]. Kunming: Kunming University of Science and Technology,2014.

[7] 朱秀雯.四川某低品位磷矿选矿试验研究[D].武汉:武汉工程大学,2024.
Zhu Xiuwen. Research on beneficiation of low grade phosphate rock from Sichuan[D]. Wuhan: Wuhan Institute of Technology,2024.

[8] 吴中贤.中低品位硅镁质胶磷矿反浮选脱硅的药剂与工艺研究[D].鞍山:辽宁科技大学,2021.
Wu Zhongxian. Study on reagent and process for reverse flotation desilication of medium and low grade silica-magnesium collophane[D]. Anshan: University of Science and Technology Liaoning,2021.

[9] 杨雪莹,朱一民,李艳军,等.捕收剂 DXY-1 在石英表面的捕收性能及机理研究[J].金属矿山,2020(6):110-113.
Yang Xueying, Zhu Yimin, Li Yanjun, et al. Collecting performance and mechanism of collector DXY-1 on quartz surface[J]. Metal Mine,2020(6):110-113.

[10] 周波.二元醚胺在磷矿反浮选脱硅中的应用研究[D].贵阳:贵州大学,2016.
Zhou Bo. Application study of binary ether amine in reverse flotation desilication of phosphate rock[D]. Guizhou: Guizhou University,2016.

[11] Wu Zhongxian, Tao Dongping, Tao Youjun, et al. A novel cationic collector for silicon removal from collophane using reverse flotation under acidic conditions[J]. International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials,2023,30(6):1038-1047.

[12] 汤家焰,张静茹,王志芳,等.OP 表面活性剂在磷矿浮选脱硅中的增效作用[J].中国矿业,2021,30(1):121-126.
Tang Jiayan, Zhang Jingru, Wang Zhifang, et al. Synergistic effect of OP surfactants on phosphorus ore flotation desilication[J]. China Mining Magazine,2021,30(1):121-126.

[13] 周丽霞.聚乙二醇(PEG)对磷矿阳离子反浮选的影响[D].武汉:武汉工程大学,2021.
Zhou Lixia. Effects of Polyethylene glycol (PEG) on the reverse cationic flotation of phosphate rock[D]. Wuhan: Wuhan Institute of Technology,2021.

[14] 纪斌,孙伟,王若林.十二胺反浮选胶磷矿的消泡机理研究[J].矿冶工程,2018,38(2):47-50.
Ji Bin, Sun Wei, Wang Ruolin. Defoaming mechanism in reverse flotation of collophanite using dodecyl amine[J]. Mining and Metallurgical Engineering,2018,38(2):47-50.

[15] 谢权,聂登攀,罗斌,等.胶磷矿反浮选消泡及机理研究[J].非金属矿,2021,44(6):62-65.
Xie Quan, Nie Dengpan, Luo Bin, et al. Investigation on defoaming mechanism of collophanite reverse flotation[J]. Non-Metallic Mines,2021,44(6):62-65.

[16] Le T N, Phan C M, Nguyen A V, et al. An unusual synergistic adsorption of MIBC and CTAB mixtures at the air-water interface[J]. Minerals Engineering,2012,39:255-261.

[17] 蔡忠俊,杨稳权,何海涛,等.倍半氧化物在磷矿中赋存状态及分选方法研究进展[J].中国矿业,2023,32(12):219-225.
Cai Zhongjun, Yang Wenquan, He Haitao, et al. Research progress on occurrence state and separation method of sesquioxides in phosphate ore[J]. China Mining Magazine, 2023,32(12):219-225.

[18] 王举亮,胡兴.湿法磷酸用磷矿石主要杂质危害及选别方法[J].化工矿物与加工,2020,49(4):32-33+38.
Wang Juliang, Hu Xing. Hazard of main impurities in phosphate ore for wet phosphoric acid and its separation method[J]. Industrial Minerals & Processing,2020,49(4):32-33+38.

[19] 穆婉莹,付艳红,李智力,等.湖北某磷尾矿工艺矿物学研究[J].化工矿物与加工,2025,54(4):18-25.
Mu Wanying, Fu Yanhong, Li Zhili, et al. Mineralogy study of aphosphate tailings process in Hubei province[J]. Industrial Minerals & Processing,2025,54(4):18-25.

[20] 余俊.胶磷矿醚胺反浮选脱硅过稳定泡沫形成机理及调控研究[D].武汉:武汉理工大学,2017.
Yu Jun. The research on formation and regulation of over-stable foam in reverse flotation of silicate for collophane ore with ether amine as collector[D]. Wuhan:Wuhan University of Technology,2017.

[21] Sis H, Chander S. Adsorption and contact angle of single and binary mixtures of surfactants on apatite[J]. Minerals Engineering,2003,16(9):839-848.

[22] Rao Shihang, Deng Yajun, Cai Wenjun, et al. Study of the contact angle of water droplet on the surface of natural K-feldspar with the combination of Ar+ polishing and atomic force microscopy scanning [J]. Chemical Engineering Science,2021,241:116705.

[23] 王贤晨.钙镁质磷矿石中矿物表面润湿性调控研究[D].贵阳:贵州大学,2022.
Wang Xianchen. Surface wettability regulation of minerals in flotation of calcium-magnesium phosphate ore[D]. Guiyang: Guizhou University,2022.

[24] 宋超.微斜长石与钠长石分离浮选中的离子影响及表面性质演变[D].昆明:昆明理工大学,2020.
Song Chao. Ion influence and surface property evolution in separation flotation of microcline and albite[D]. Kunming: Kunming University of Science and Technology,2020.

[25] 刘鸣.醚多胺磷矿反浮选钾长石的研究[D].武汉:武汉理工大学,2018.
Liu Ming. The research on reverse flotation of potassium feldspar for phosphate ore with ether polyamine as collector [D]. Wuhan:Wuhan University of Technology,2018.

[26] 孙传尧,印万忠.硅酸盐矿物浮选原理[M].北京:科学出版社,2001.
Sun Chuanyao, Yin Wanzhong. Flotation principles of silicate minerals[M]. Beijing:Science Press,2001.

[27] Kaba O B, Filippov L O, Filippova I V, et al. Interaction between fine particles of fluorapatite and phosphoric acid unraveled by surface spectroscopies [J]. Powder Technology,2021,382:368-377.

[28] 石波,徐伟,田言,等.贵州某磷矿双反浮选工艺及机理研究[J].矿冶工程,2022,42(6):74-77.
Shi Bo, Xu Wei, Tian Yan, et al. Processing technology and mechanism for double reverse flotation of phosphate ore from Guizhou[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2022,42(6):74-77.

[29] Reitze M P, Weber I, Kroll H, et al. Mid-infrared spectroscopy of alkali feldspar samples for space application [J]. Mineralogy and Petrology,2020,114(5):453-463.