湖南某细粒嵌布胶磷矿浮选工艺实验研究

李志鹏，邓　敏，李道忠，尹浩东，陈迎新，李洪强

（武汉工程大学 资源与安全工程学院，湖北 武汉　430073）

［摘　要］湖南某磷矿为典型低品位镁硅质胶磷矿，$w(P_2O_5)$为18.49%，磷灰石与脉石矿物嵌布紧密、解离难度大，现有选矿工艺无法适配其矿石性质。本研究选取该磷矿作为分析样本，借助工艺矿物学鉴定、磨矿解离行为考察以及浮选测试手段，全面考察磨矿粒度、捕收剂添加量、硫酸投加量等工艺变量与浮选效果之间的关联，同时实施精选作业、扫选流程及闭路循环实验，用以对现行工艺流程进行优化调整。结果表明，该矿石最佳磨矿细度为≤0.074 mm占比97.40%，粗选阶段硫酸用量30 kg/t、MG-13捕收剂用量2.0 kg/t，精选阶段硫酸用量10 kg/t、MG-13捕收剂用量500 g/t，配套一粗三扫并实施中矿循环浮选的最优工艺；经闭路试验全流程运行，精矿综合品位$w(P_2O_5)$达26.70%，总P_2O_5回收率为89.83%，尾矿中$w(P_2O_5)$则降至5.94%，充分表明该磷矿中磷组分得到了高效富集与回收。本研究构建的浮选工艺体系，为该低品位胶磷矿的资源化利用提供了理论依据与工程实践支撑，对于提高同类低品位磷矿资源的利用效率具有重要的工程应用意义。

［关键词］低品位胶磷矿；反浮选；工艺开发；药剂制度

［中图分类号］TD97；TD923　　［文献标志码］A　　［文章编号］2097-4566（2026）08-0023-07

Experimental study on flotation process of fine-grained disseminated collophanite from Hunan province

LI Zhipeng, DENG Min, LI Daozhong, YIN Haodong, CHEN Yingxin, LI Hongqiang

(*School of Resources & Safety Engineering*, *Wuhan Institute of Technology*, *Wuhan* 430073, *China*)

Abstract: The phosphate ore in Hunan province is a typical low-grade magnesian-siliceous collophanite with a P_2O_5 grade of 18.49%. The apatite and gangue minerals are closely intergrown, making liberation difficult, and the existing beneficiation processes cannot adequately treat this ore type. In this study, the phosphate ore is selected as the research object. Through process mineralogical characterization, grinding liberation analysis, and flotation tests, the relationships between process variables—such as grinding fineness, collector dosage, and sulfuric acid addition—and flotation performance are comprehensively investigated. Additionally, cleaning, scavenging, and closed circuit tests are carried out to optimize the process flowsheet. The results indicate that the optimal grinding fineness is 97.40% proportion of ≤0.074 mm particles. In the roughing stage, the reagent scheme comprises 30 kg/t sulfuric acid and 2.0 kg/t MG-13 collector; In the cleaning stage, 10 kg/t sulfuric acid and 500 g/t MG-13 collector are used. The optimum flowsheet consists of one stage of roughing, three stages of scavenging, and middlings recycle flotation. Under the closed-circuit conditions, a concentrate with a comprehensive P_2O_5 grade of 26.70% and a total recovery of 89.83% is obtained, while the P_2O_5 grade in the tailings is reduced to 5.94%, fully demonstrating that the phosphorus components in this ore have been efficiently enriched and recovered. The flotation process system established in this work provides a theoretical basis and engineering practice support for the resource utilization of this low-grade collophanite, and has significant engineering application value for improving the utilization efficiency of similar low-grade phosphate resources.

Key words: low-grade collophanite; reverse flotation; process development; reagent scheme

收稿日期：2026-06-20

作者简介：李志鹏（2003—　），男，安徽亳州人，在读硕士研究生，从事磷矿资源综合利用研究。

通信作者：李洪强（1985—　），男，重庆垫江人，博士，教授，博士生导师，主要从事难处理矿物资源的分选理论与工艺、二次资源综合利用、环境矿物材料等方面的研究。

0 引言

磷矿属于不可再生的关键性战略资源，构成了磷化学工业的物质基础，其应用范畴覆盖农业、工业生产、国防建设以及新兴材料等多个重要领域[1-5]，其高效开发与综合利用对保障国家资源安全、支撑国民经济高质量发展具有不可替代的战略意义。我国磷矿储量虽居世界前列，但矿石平均品位$w(P_2O_5)$不足20%，资源禀赋普遍具有贫矿、细粒嵌布和组分复杂等典型特征，其中$w(P_2O_5)$>30%的高品位矿仅占6.18%，低于12%的低品位矿占比超过50%，且多数磷矿伴生硅、镁、钾、碳及倍半氧化物等杂质，部分磷矿还以选铁尾矿等二次资源形式存在，进一步增加了开发利用的难度[6-10]。同时，鉴于高品位且易选的磷矿资源正逐渐减少，矿山开采深度持续加大，矿石的矿物组成与结构特征也更趋复杂，因而对中低品位磷矿、难选胶磷矿及其尾矿实施资源化利用，已构成我国磷矿产业发展中亟待突破的核心命题[11]。

湖南某磷矿以沉积型胶磷矿为主，属于典型“难选-低品位”矿石，其显著特征为品位偏低、矿物组成复杂、杂质含量较高，磷灰石多以隐晶质或微晶集合体形式赋存，与脉石矿物嵌布紧密、连生体比例高，矿物解离难度较大，磨矿时易生成大量矿泥，导致浮选体系泥化干扰加剧，同时药剂吸附选择性降低；此外，矿石中SiO_2、MgO、Fe_2O_3等杂质含量亦存在明显波动，进一步制约浮选效果与精矿质量控制[12]。目前，现有成熟的磷矿选矿流程及药剂制度，均是基于常规磷矿石性质设计，无法适配沉积型胶磷矿“难解离、易泥化、杂质波动大”的特性，这种情况造成该地区低品级磷矿资源不易实现充分开发与利用，由此引发的矿产资源浪费问题十分突出。基于上述问题，系统梳理该地区磷矿石的选矿特性，破解现有工艺对其适配性不足的难题，探索适配该矿石性质的选矿技术路径意义重大。

因此，本研究选取湖南某低品位胶磷矿作为样本，综合运用工艺矿物学鉴定、磨矿解离行为考察以及浮选测试等手段，系统探讨磨矿细度、药剂制度与工艺流程等因素对分选效果的作用规律，在此基础上优化反浮选工艺参数，构建适配其“低品位、细粒嵌布、易泥化”特性的高效选矿流程，为该类难选胶磷矿的工业化开发与资源高效利用提供技术支撑与理论依据。

1 实验材料与方法

1.1 原矿性质

本实验所用的矿样采自湖南某胶磷矿矿床，对原矿样品采用X射线荧光光谱仪（XRF）进行全元素定量分析，并利用矿物解离分析仪（MLA）测定其矿物组成及相对含量，具体测试结果见表1和表2。

表1 磷矿主要化学组成

Table 1 Main chemical compositions of phosphate ore %

$w(P_2O_5)$	$w(MgO)$	$w(CaO)$	$w(SiO_2)$	$w(Fe_2O_3)$	$w(Al_2O_3)$	$w(K_2O)$	$w(Na_2O)$
18.49	8.36	36.07	12.83	0.38	<0.001	0.15	<0.001

表2 样品矿物组成及含量

Table 2 Mineral composition and content of samples %

w(磷灰石)	w(白云石)	w(石英)	w(方解石)	w(绢云母)
41.761	42.679	11.697	1.738	0.272
w(带云母)	w(次透辉石)	w(正长石)	w(角闪石)	w(斜长石)
0.087	0.030	0.359	0.022	0.128

由表1可知，原矿中$w(P_2O_5)$为18.49%，w(MgO)为8.36%，$w(SiO_2)$为12.83%，按工业类型划分，该矿石属于低品位镁硅质磷块岩。

表2数据表明，磷灰石是该胶磷矿的主要有用矿物，其占比为41.761%；而白云石、石英及方解石则构成主要的脉石矿物，占比分别为42.679%、11.697%、1.738%。

1.2 试剂及设备

实验所用主要设备包括：用于磨矿的XMQ-67型（240 mm×90 mm）球磨机、用于浮选的XFD型（1.0 L）单槽浮选机、用于固液分离的XTLZ型（ϕ260 mm/ϕ200 mm）多用真空过滤机，样品烘干处理则采用101-0A型电热鼓风干燥箱完成。

实验所用药剂包括由国药集团化学试剂有限公司提供的分析纯硫酸（H_2SO_4，配制成质量分数20.0%的水溶液作为调整剂和抑制剂）、硫酸铵（$(NH_4)_2SO_4$，配制成质量分数2.0%的水溶液作为抑制剂），以及自制的工业级MG-7捕收剂（配制成质量分数2.0%的水溶液）、DH捕收剂（配制成质量分数2.0%的水溶液）、MG-13捕收剂（配制成质量分数2.0%的水溶液）及脱硅助剂P13（配制成质量分数2.0%的水溶液）。所有实验过程均采用自来水作为工艺用水。

1.3 实验方法

采用XFD型挂槽式浮选机进行浮选实验，该设备粗选槽的有效容积设定为1 L。每批次称取原

矿400 g，固定磨矿w(固）为66.67%，通过调整研磨时间来控制所需的物料细度。磨矿结束后，将矿浆倒入浮选机槽中，并加入适量自来水，于常温下按预定的加药顺序依次投加浮选药剂。浮选分离出的精矿、中矿和尾矿，分别进行过滤、烘干、称量和制样，最后测定其P_2O_5含量，并据此计算各产物产率及有用组分回收率[13]。

1.4　P_2O_5分析方法

本研究P_2O_5的测定采用磷钼酸喹啉容量法，操作流程如下：准确称量约0.1 g的矿石样品，向其中加入50 mL沉淀剂，加热搅拌，直至溶液沸腾。待冷却后，将沉淀转入过滤漏斗中，依次用硝酸钾溶液冲洗3次，再用去离子水淋洗至流出液呈中性。随后将附有沉淀的脱脂棉移回原烧杯，逐滴添加NaOH标准溶液至沉淀全部溶解，并滴入1～2滴酚酞指示剂，溶液变为紫红色；随后采用HCl标准溶液进行滴定，当溶液由紫红色转变为白色时，即判定为滴定终点[14]。

2　结果与讨论

2.1　磨矿细度实验

将磨矿w(固）设定为66.67%，考察不同研磨时间对产品细度的影响。随后，对研磨后的矿物进行单次反浮选粗选，以评估不同细度下该矿石的浮选行为。粗选作业中，硫酸与MG-13捕收剂的添加量分别保持在30 kg/t和2.5 kg/t。具体浮选流程示意于图1，浮选结果见图2。

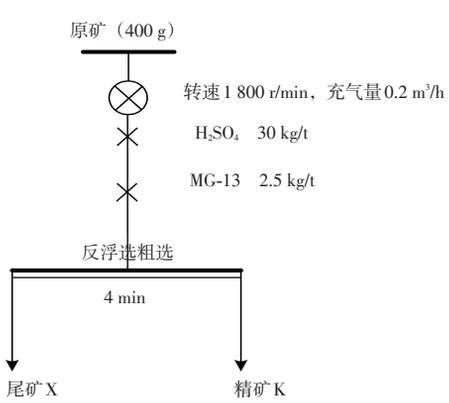

图1　磨矿细度实验浮选流程

Fig. 1　Flotation flow chart of grinding fineness test

由图2a.可见，随磨矿细度提高，浮选精矿品位整体呈先小幅度回落、后持续上升的变化趋势。当磨矿细度为≤0.074 mm颗粒占比97.40%时，浮选效果最优，此时精矿w(P_2O_5）可达26.40%，P_2O_5回收率为51.11%。由图2b.可知，浮选尾矿w(P_2O_5）基本稳定在16%左右，而尾矿中磷回收率则呈波动下降趋势。实验结果表明，磷元素回收率随磨矿细度提升有所提高，但其整体回收率仍处于较低水平。为进一步提升磷资源总回收率，在后续工艺流程中可增设扫选作业，以强化尾矿中磷资源的高效回收。综合考虑，本研究的最佳磨矿细度为≤0.074 mm颗粒占比97.40%。

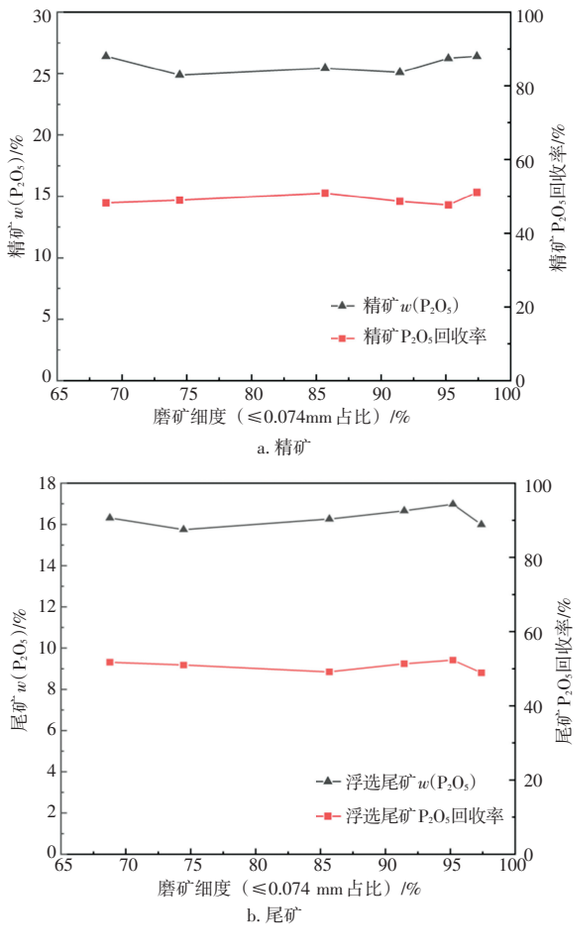

图2　磨矿细度对精矿、浮选尾矿指标的影响

Fig. 2　Effect of grinding fineness on indexes of concentrate and tailings

2.2　粗选捕收剂MG-13用量实验

经磨矿细度实验确定最佳磨矿细度为≤0.074 mm颗粒占比97.4%，在此基础上固定硫酸用量为30 kg/t，探究不同捕收剂用量下，该胶磷矿浮选性能的差异，结果见图3。

由图3可见，随着捕收剂MG-13用量由1.5 kg/t增至2.75 kg/t，粗选精矿P_2O_5回收率由70.03%降至51.11%；而精矿品位w(P_2O_5）则由22.63%逐步提升至26.40%。综合对比分选指标，MG-13用量为2.0 kg/t时浮选综合效果最优。在此条件下经一次反浮选粗选，可获得w(P_2O_5）为25.73%的浮选精矿，尾矿w(P_2O_5）为15.49%，指标较好。

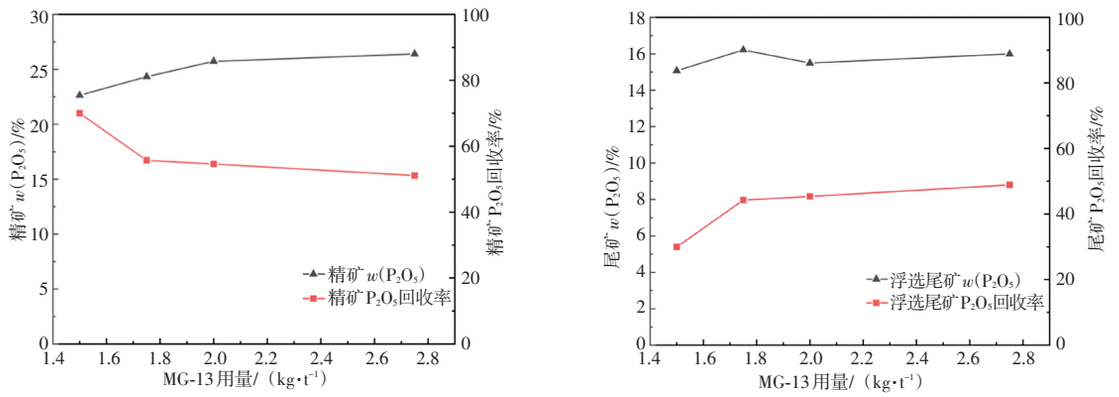

图 3　捕收剂 MG-13 用量对浮选结果的影响

Fig. 3　Influence of MG-13 collector dosage on flotation results

2.3　粗选硫酸用量实验

经磨矿细度实验确定最佳磨矿细度为≤0.074 mm 颗粒占比 97.4%，在此基础上固定 MG-13 用量为 2.0 kg/t，探究不同粗选硫酸用量条件下，该胶磷矿浮选行为差异，浮选结果见图 4。

由图 4 可见，随着硫酸用量由 10 kg/t 增至 40 kg/t，浮选精矿中 $w(P_2O_5)$ 由 21.75%逐步提升至 26.36%，而精矿 P_2O_5 回收率则由 74.36%持续下降至 44.73%；此外，尾矿中磷的品位和回收率均呈现递增态势。综合各参数对比，硫酸投加量为 30 kg/t 时的浮选效果最佳。在此条件下经一次反浮选粗选，可获得最终 $w(P_2O_5)$ 为 25.73%的浮选精矿，此时，尾矿 $w(P_2O_5)$ 为 15.49%。

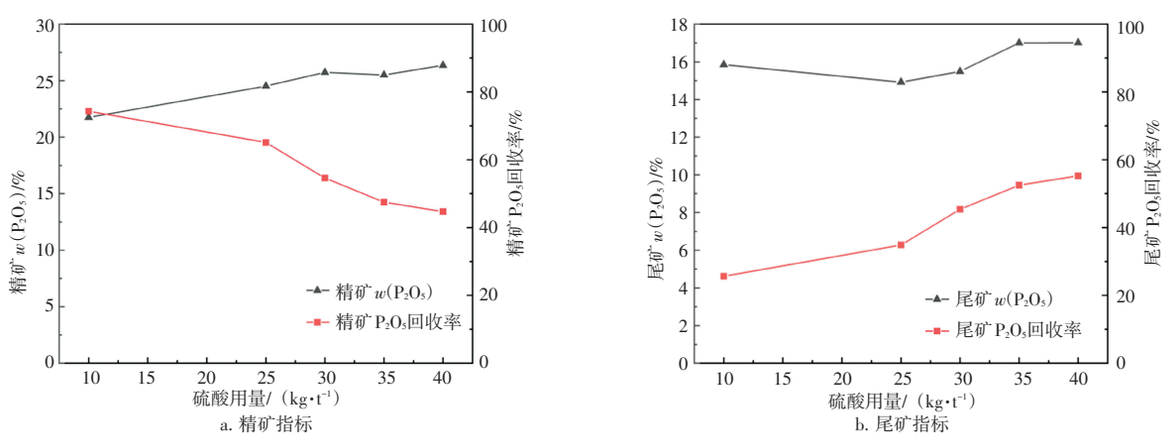

图 4　硫酸用量对浮选结果的影响

Fig. 4　Influence of sulfuric acid dosage on flotation results

2.4　精选实验

2.4.1　捕收剂用量实验

在系统对比不同工艺参数的基础上，确定本研究中胶磷矿的最佳粗选工艺条件为：硫酸用量为 30 kg/t，捕收剂 MG-13 用量为 2.0 kg/t，研磨细度则控制为≤0.074 mm 颗粒占比 97.4%。在上述最优粗选条件下获得的粗选精矿仍存在进一步提质空间，因此设置一次精选作业以提升精矿品位与分选选择性。在此基础上，重点考察精选阶段捕收剂用量变化对该胶磷矿浮选行为及分选指标的影响，实验结果见图 5。

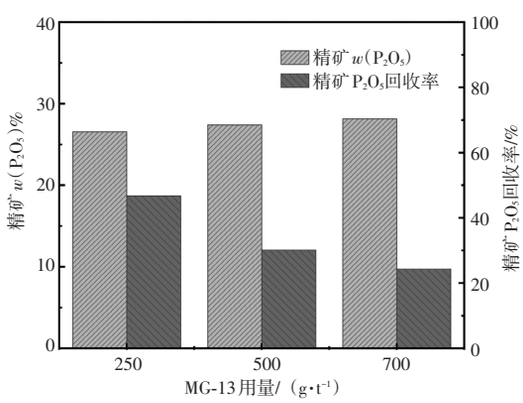

图 5　精选捕收剂 MG-13 用量对精矿指标的影响

Fig. 5　Effect of cleaner collector MG-13 dosage on concentrate indexes

由图5可见，随着精选段捕收剂用量由250 g/t增至700 g/t，浮选精矿$w(P_2O_5)$由26.55%提升至28.15%，而相应P_2O_5回收率则由46.75%降至24.34%。结合表3数据对比一次粗选与一次精选后的精矿指标可以看出，精选工序对提升精矿品质具有关键作用。综合权衡精矿品位及P_2O_5回收率，MG-13用量为500 g/t时，既可获得较高的精矿品位，又能保持相对优良的回收率。因此，确定精选阶段捕收剂MG-13最佳用量为500 g/t，在此条件下可获得$w(P_2O_5)$ 27.42%、P_2O_5回收率30.17%的浮选精矿。

表3　一次粗选后精矿指标与一次精选后精矿指标对比（捕收剂用量500 g/t）

Table 3　Comparison of concentrate indexes after primary roughing and primary cleaning（collector dosage of 500 g/t）

工艺阶段	产物	产率/%	$w(P_2O_5)$/%	P_2O_5回收率/%
一次粗选	精矿	42.01	25.73	54.61
一次粗选一次精选	精矿	22.00	27.42	30.17

2.4.2　硫酸用量实验

前文精选捕收剂用量实验显示，精矿指标仍具有较大提升空间，基于此，在上述实验的基础上，进一步重点考察精选阶段硫酸用量对该胶磷矿浮选指标及分选效果的影响规律，图6为实验的流程示意，图7则对应展示了实验所得结果。

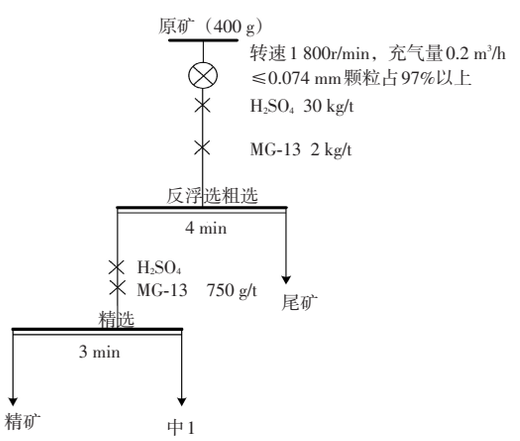

图6　精选硫酸用量实验流程

Fig. 6　Flow of cleaning stage sulfuric acid dosage test

由图7可知，当精选段不添加硫酸时，通过一粗一精流程，仅可得浮选精矿$w(P_2O_5)$ 26.55%、P_2O_5回收率46.75%的指标。而当硫酸用量由5 kg/t增加至10 kg/t时，浮选精矿$w(P_2O_5)$从27.42%增长至29.33%。综合考虑，精选段硫酸最佳用量为10 kg/t时，浮选精矿$w(P_2O_5)$可达29.33%，P_2O_5回收率为39.80%，均处于较高水平。

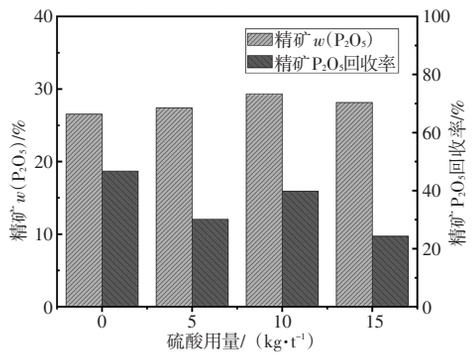

图7　精选硫酸用量对精矿指标的影响

Fig. 7　Effect of sulfuric acid dosage in cleaning stage on concentrate indexes

2.5　扫选实验

2.5.1　一粗两扫实验

为进一步降低最终尾矿品位、强化有用矿物回收，减少资源流失并提升资源综合利用效率，本研究在粗选尾矿的基础上增设扫选作业，并开展扫选条件下的浮选实验研究。以“一粗两扫”工艺流程为考察对象，系统分析两段扫选引入后对分选指标的改善效应，实验流程如图8所示，对应的浮选结果列于表4。

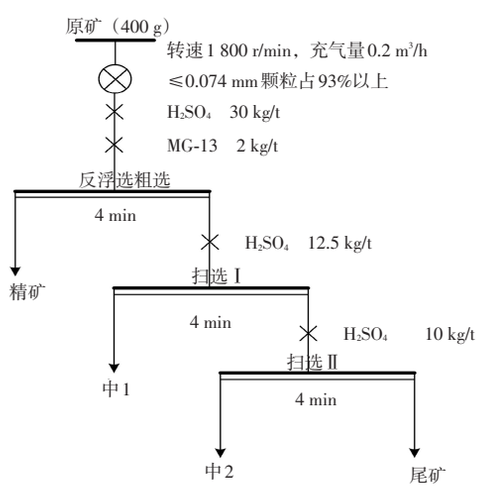

图8　一粗两扫浮选实验流程

Fig. 8　Flowsheet of one roughing and two scavenging flotation test

表4　一粗两扫浮选实验结果

Table 4　Results of one roughing and two scavenging flotation test

产物	产率/%	$w(P_2O_5)$/%	回收率/%
精矿	45.11	23.89	56.02
中1	17.32	26.17	23.56
中2	6.06	25.15	7.93
尾矿	31.50	7.63	12.49
原矿	100.00	19.24	100.00

由表 4 数据可知，通过增设两段扫选工艺，可将最终尾矿 $w(P_2O_5)$ 控制在 7.63%，仍处于较高水平，需做进一步处理。与此同时，各段中矿 $w(P_2O_5)$ 均维持在 25%以上，表明其中仍含有较多可利用成分。后续可对该中矿进一步实施再选处理，从而实现有用矿物的高效回收，提升整体资源利用率。

2.5.2 一粗三扫实验

由一粗两扫实验结论可知，该实验尾矿 $w(P_2O_5)$ 仅可降低至 7.63%，为了进一步降低尾矿中目标矿物的含量，本实验将增加第三段扫选作业，构建“一粗三扫”浮选流程。优化后的浮选实验流程如图 9 所示，相应的浮选结果列于表 5。

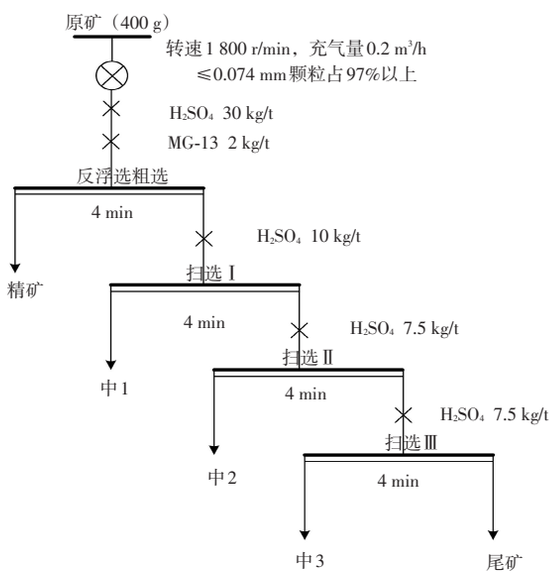

图 9 一粗三扫浮选实验流程

Fig. 9 Flowsheet of one roughing and three scavenging flotation test

表 5 一粗三扫浮选实验结果

Table 5 Results of one roughing and three scavening flotation test

产物	产率/%	$w(P_2O_5)$/%	P_2O_5 回收率/%
精矿	47.49	23.28	56.33
中 1	16.71	27.06	23.03
中 2	6.17	25.62	8.05
中 3	3.15	22.94	3.68
尾矿	26.49	6.60	8.90
原矿	100.00	19.62	100.00

由表 5 对比数据可知，通过增设三段扫选工艺，可将最终尾矿 $w(P_2O_5)$ 进一步降低至 6.60%，实现了磷资源的高效回收。此外，扫选各阶段的中矿 $w(P_2O_5)$ 均为 22%以上，后续可对该中矿进一步实施返回循环处理，避免有用矿物的流失，提升磷资源整体利用率。

2.6 闭路实验

在以上实验基础上，为进一步优化分选效率并考察流程在闭合回路下的运行表现，本研究开展了相应的闭路流程实验。该闭路浮选实验的工艺流程如图 10 所示，具体实验结果详见表 6、图 11。

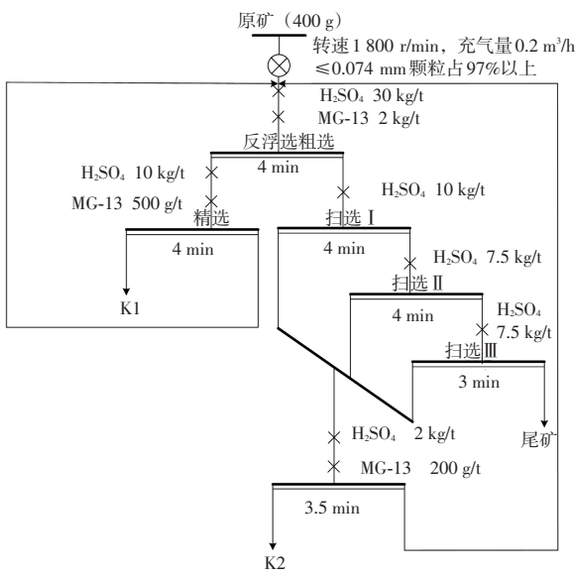

图 10 闭路实验流程

Fig. 10 Closed-circuit test flowsheet

表 6 闭路浮选实验结果

Table 6 Closed-circuit flotation test results

产品名称	产率/%	$w(P_2O_5)$/%	P_2O_5 回收率/%
混合精矿（K1+K2）	66.28	26.70	89.83
尾矿	33.72	5.94	10.17
原矿	100.00	19.70	100.00

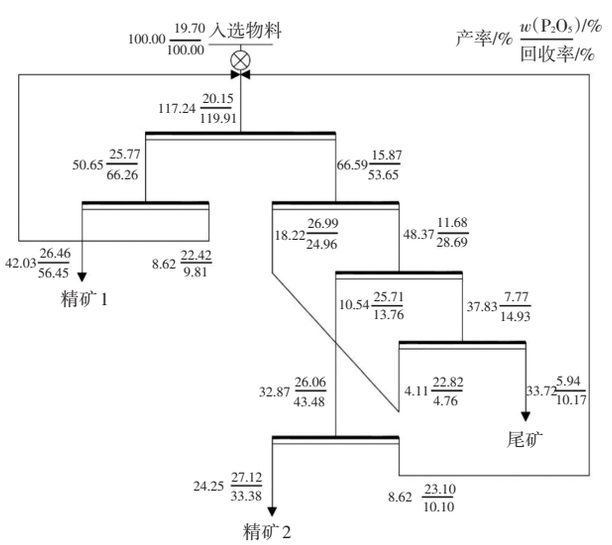

图 11 全流程数质量流程图

Fig. 11 Mass-pull flowchart of the whole process

由图11和表6结果可知，采用全流程闭路实验后，最终精矿$w(P_2O_5)$为26.70%，P_2O_5回收率达到89.83%，尾矿$w(P_2O_5)$降至5.94%。这一工艺提升了精矿产品品质，实现了磷矿中磷元素的高效回收，降低了有用组分在尾矿中的损失率，充分体现了该工艺流程在该磷矿分选中的优越性能。

3　结论

（1）湖南某胶磷矿属低品位镁硅质胶磷矿，原矿$w(P_2O_5)$ 18.49%，$w(MgO)$、$w(SiO_2)$分别为8.36%、12.83%；主要有用矿物为磷灰石（41.761%），脉石以白云石、石英为主，磷灰石多以隐晶质或微晶集合体形式赋存、与脉石嵌布致密、解离困难，是制约精矿品位提升的核心因素。

（2）该矿石最优反浮选工艺为：磨矿细度≤0.074 mm颗粒占97.40%；粗选硫酸用量30 kg/t、MG-13捕收剂用量2.0 kg/t；精选阶段硫酸用量10 kg/t、MG-13捕收剂用量500 g/t；采用一粗三扫+中矿循环闭路流程，可获得综合磷精矿$w(P_2O_5)$ 26.70%、总P_2O_5回收率89.83%，尾矿$w(P_2O_5)$ 5.94%的优异指标，实现低品位胶磷矿高效富集与回收，该研究成果可为类型相近的难选胶磷矿资源化利用提供技术支持。

［参考文献］

［1］ 杨稳权，蔡忠俊，张华，等.我国战略性磷矿资源现状、保障能力与加工进展[J].有色金属(选矿部分)，2025(7)：1-10.
Yang Wenquan, Cai Zhongjun, Zhang Hua, et al. Status of Strategic Phosphate Resources, Safeguard Capacity and Processing Progress in China [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2025 (7): 1-10.

［2］ 张丹仙，潘礼富，韩德鑫，等.磷矿资源浮选研究现状与战略发展[J].化肥设计，2025，63(1)：1-10，31.
Zhang Danxian, Pan Lifu, Han Dexin, et al. Research status and strategic development of phosphate rock flotation [J]. Chemical Fertilizer Design, 2025, 63(1): 1-10, 31.

［3］ 候杰，雷琼.我国磷矿资源开发利用现状分析[J].磷肥与复肥，2024，39(5)：29-31，34.
Hou Jie, Lei Qiong. Analysis on present situation of development and utilization of phosphate rock resources in China [J]. Phosphate & Compound Fertilizer, 2024, 39(5): 29-31, 34.

［4］ 刘宇桐，罗惠华，赵军，等.中国磷矿选矿研究现状与展望[J].中国非金属矿工业导刊，2023(5)：1-5，35.
Liu Yutong, Luo Huihua, Zhao Jun, et al. Research Status and Development of Phosphate Ore Dressing in China [J]. China Non-metallic Minerals Industry, 2023(5): 1-5, 35.

［5］ 邓敏，魏娜，陈骞，等.四川雅安某含碳镁质磷矿浮选试验研究[J].化工矿物与加工，2026，55(3)：21-30.
Deng Min, Wei Na, Chen Qian, et al. Experimental study on flotation of a high magnesium and carbon-containing phosphate ore in Ya'an, Sichuan Province [J]. Industrial Minerals & Processing, 2026, 55(3): 21-30.

［6］ 赵玉凤，李文超，王海军.中国磷矿资源开发利用现状与思考[J].产业创新研究，2021(16)：62-63，69.

［7］ 张汉泉，周峰，许鑫，等.中国磷矿开发利用现状[J].武汉工程大学学报，2020，42(2)：159-164.
Zhang Hanquan, Zhou Feng, Xu Xin, et al. Development and utilization status of phosphate ore in China[J]. Journal of Wuhan Institute of Technology, 2020, 42(2): 159-164.

［8］ 苗俊艳，王艳语，许秀成.中低品位磷矿及磷尾矿的综合利用现状[J].硫磷设计与粉体工程，2019(6)：11-13，27，4.
Miao Junyan, Wang Yanyu, Xu Xiucheng. Current Utilization of Medium-and Low-grade Phosphate Ore and Tailing [J]. Sulphur Phosphorus & Bulk Materials Handling Related Engineering, 2019(6): 11-13, 27, 4.

［9］ 马一嘉，武俊杰，倪天阳.我国磷矿资源的开发利用现状及进展[J].矿冶，2018，27(2)：53-56.
Ma Yijia, Wu Junjie, Ni Tianyang. Current situation and development of the exploitation and utilization of phosphate ore resources in China[J]. Mining and Metallurgy, 2018, 27(2): 53-56.

［10］ 赵思匡，罗惠华，蔡忠俊，等.中低品位难选胶磷矿正反多步浮选脱镁降倍半氧化物研究[J].生态产业科学与磷氟工程，2025，40(9)：7-13.
Zhao Sikuang, Luo Huihua, Cai Zhongjun, et al. Experimental study on direct-reverse multi-step flotation process for magnesium removal and sesquioxide reduction from medium and low-grade refractory collophanite [J]. Eco-industry Science & Phosphorus Fluorine Engineering, 2025, 40(9): 7-13.

［11］ 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.

［12］ 赵成明，高惠民，肖曲，等.湖南石门某低品位胶磷矿选矿试验研究[J].化工矿物与加工，2010，39(7)：1-4.
Zhao Chengming, Gao Huimin, Xiao Qu, et al. Beneficiation test on low grade collophanite ore in Shimen of Hunan province [J]. Industrial Minerals & Processing, 2010, 39(7): 1-4.

［13］ 潘高产.磷矿浮选工艺研究进展[J].湖南有色金属，2018，34(4)：18-21，48.
Pan Gaochan.Progress in Flotation Technology of Phosphate Rock [J].Hunan Nonferrous Metals, 2018, 34(4): 18-21, 48.

［14］ 张雪峰.磷矿石中磷的测定方法评述[J].新疆有色金属，2015，38(6)：63-64.