从某铁矿磁选尾矿中回收铜的试验研究*

梁斌珺[1,2]，邹尚[3]，肖斌[1,2]，胡海祥[1,2]，曾祥荣[1,2]

（1.赣南科技学院 资源与土木工程学院， 江西 赣州市 341099；
2.赣州市矿山地质灾害预防控制与生态修复重点实验室， 江西 赣州市 341099；
3.湖南辰州矿业有限责任公司， 湖南 沅陵县 419607）

摘要：针对安徽某铁矿磁选尾矿中铜资源的高效回收问题，研究了其中铜、锌、硫矿物的赋存状态，并通过浮选试验优化了影响铜回收的关键工艺条件。结果表明，磁选尾矿中品位0.10%的铜主要以黄铜矿形式赋存，品位0.37%的锌主要以闪锌矿形式赋存，品位3.22%的硫主要赋存于黄铁矿中，各矿物均呈细粒嵌布。采用混合浮选-优先浮铜流程，确定了条件试验的最佳药剂组合：捕收剂PQ-5用量为70 g/t；闪锌矿抑制剂为400 g/t硫化钠、500 g/t硫酸锌和400 g/t亚硫酸钠的组合；黄铁矿抑制剂PZ-1用量为300 g/t。闭路试验采用“一粗三精两扫”流程，最终获得的铜精矿铜品位为20.85%、铜回收率为81.41%，铜精矿中锌和硫的去除率分别达到94.12%和96.30%，实现了铜与其他矿物的有效分离。研究结果可为该铁矿磁选尾矿中铜的高效回收提供参考依据。

关键词：磁选尾矿；黄铜矿；浮选；铜精矿；选矿闭路试验

中图分类号：TD952 **文献标识码**：A **文章编号**：1005-2763(2025)02-0261-07

Experimental Study on Recovering Copper from Magnetic Separation Tailings of an Iron Ore

LIANG Binjun[1,2], *ZOU Shang*[3], *XIAO Bin*[1,2], *HU Haixiang*[1,2], *ZENG Xiangrong*[1,2]

(1.School of Resources and Civil Engineering, Gannan University of Science and Technology, Ganzhou, Jiangxi 341099, China;
2.Ganzhou Key Laboratory of Mine Geological Disaster Prevention and Control and Ecological Restoration, Ganzhou, Jiangxi 341099, China;
3.Hunan Chenzhou Mining Co., Ltd., Yuanling County, Hunan 419607, China)

Abstract: To efficiently recover copper from magnetic separation tailings of an iron mine in Anhui, the occurrence states of copper, zinc, and sulfur minerals were investigated, and the key process conditions affecting copper recovery were optimized through flotation experiments. The results show that copper with a grade of 0.10% in magnetic separation tailings is mainly present in the form of chalcopyrite, zinc with a grade of 0.37% is mainly present in the form of sphalerite, and sulfur with a grade of 3.22% is mainly present in pyrite. All minerals are fine-grained disseminated. Employing a mixed flotation-preferential copper flotation process, the optimal reagent combination of condition test is determined as follows: collector PQ-5 dosage of 70 g/t; sphalerite depressant as a combination of 400 g/t sodium sulfide, 500 g/t zinc sulfate, and 400 g/t sodium sulfite; pyrite depressant PZ-1 dosage of 300 g/t. The closed-circuit test adopted a one roughing, three cleaning, and two scavenging process, ultimately obtaining a copper concentrate with a copper grade of 20.85% and a copper recovery of 81.41%. Meanwhile, the removal rates of zinc and sulfur in the copper concentrate reaches 94.12% and 96.30%, respectively, achieving effective separation of copper from other minerals. The research results can provide valuable reference for the efficient recovery of copper from the magnetic separation tailings of this iron mine.

Key words: Magnetic separation tailings, Chalcopyrite, Flotation, Copper concentrate, Closed-circuit test of separation

0 引言

铜资源是有色金属资源的重要组成部分，在国民经济的各个领域发挥着不可替代的作用[1-2]。铜作为人类最早利用的金属之一，在史前时代就开始被采掘和应用，自然铜、蓝铜矿和孔雀石曾是古代人

* **收稿日期**：2024-04-02
作者简介：梁斌珺(1985—)，男，甘肃天水人，博士，主要从事矿产资源综合利用方面的研究工作。E-mail:liangbinjun1205@163.com
通信作者：肖斌(1988—)，男，江西吉安人，博士，主要从事矿物分离材料设计与制备方面的研究工作。E-mail:9320220063@gnust.edu.cn

们用来炼铜的主要矿物[3-4],对早期人类文明的发展产生了深远的影响[5-6]。随着现代采选冶技术的进步,黄铜矿、辉铜矿和斑铜矿等低品位铜矿石得到广泛开发利用[5,7-8]。当前,铜不仅广泛应用于军工、电气、机械制造等传统领域,而且在新能源、新材料等战略性新兴产业中也发挥着关键作用,已成为国家经济发展和科技进步的重要支撑和保障[9-11]。

根据国际铜业研究组织(ICSG)的数据,我国是世界第一大铜消费国,2022 年的精炼铜表观消费量约为 1 390 万 t,占全球总消费量的 54%[12],而同期国内铜金属产量仅 190 万 t,虽然居世界第三位[13-14],但远不能满足国内需求。可见,铜资源的高效开发利用对保障我国经济可持续发展具有重要战略意义,然而,随着高品位易采铜矿资源的日益减少,铜矿石的平均品位逐年下降,给传统的铜矿选矿工艺带来了巨大挑战[15]。此外,大量的低品位铜矿石和尾矿因技术经济原因被废弃,不仅造成了宝贵铜资源的浪费,也引发了环境污染等问题[16]。因此,从低品位铜矿石和尾矿中回收铜等有价金属,对于缓解我国铜资源短缺的矛盾,实现铜资源的高效利用和清洁生产具有重要意义[17]。

针对这一问题,许多学者围绕铜尾矿的赋存状态分析和回收工艺优化开展了系列研究。王玲等[18]分析了某铜矿老尾矿(铜品位为 0.46%)中铜的赋存状态,发现铜主要以硫化铜(42.22%)、氧化铜(26.67%)和吸附态及包裹体(31.11%)形式赋存,针对不同赋存形式的铜需采用多种方法联合回收。李天霞等[19]研究了河北某铜尾矿(含铜 0.076%)的综合回收工艺,发现采用原矿浮选泡沫作为载体,可有效回收尾砂中粒度为 5～10 μm 的黄铜矿,且该工艺使尾砂铜回收率达到 20.41%,原矿铜回收率提高至 73.17%,效果明显优于常规的尾砂和原矿单独浮选。MUANDA 等[20]在对螺旋分级后铜钴氧化矿尾矿的浮选研究中发现,优化浮选试剂用量可显著提升金属回收指标,在优化条件下,粗精矿中铜、钴回收率高达 82.51%和 72.51%,中矿品位分别达到 12.52%和 0.99%;经过精选,铜、钴品位进一步提升至24.54%和 1.38%,回收率虽有所下降,但仍分别有69.26%和40.7%。该工艺的应用不仅能有效回收尾矿中的铜钴资源,还能显著降低尾矿的环境风险。

上述研究为铜尾矿资源高效利用提供了重要参考,但主要聚焦于常规铜矿选矿尾矿,对于铁矿磁选尾矿这种特殊含铜二次资源关注不足。这种尾矿中铜矿物粒度更细,且常与黄铁矿等其他矿物共生连生,给选别回收带来更大挑战,亟需开展针对性研究。本文以安徽某铁矿磁选尾矿为对象,在系统研究铜矿物赋存状态的基础上,通过浮选试验优化,探讨影响铜回收的关键因素,旨在优化磁选尾矿铜回收工艺,开发具有推广价值的铜回收新技术。拟突破铜矿物超细粒级、铜锌矿难分离等技术瓶颈,获得兼顾铜回收率和铜精矿品位的浮选新工艺。新工艺不仅有望显著提高该矿铜资源利用效率、创造经济效益和社会效益,也可为类似矿山开发利用磁选尾矿提供借鉴,具有重要的理论意义和实践价值。

1 原料性能与试验方法

1.1 原料性能

1.1.1 化学成分

采用化学多元素分析的方法对某磁选尾矿的成分进行了分析,结果见表 1。由表 1 可知,矿石中的有价元素为 Cu、Zn 和 S,含量分别为 0.10%、0.37%和 3.22%,虽然铜和锌含量较低,但从资源综合利用的角度来看,回收铜和锌仍具有一定的经济价值和环境效益。此外,矿石中硫含量相对较高,推测可能与黄铁矿等硫化矿物的存在有关。

表 1 磁选尾矿的主要化学成分分析

Table 1 Major chemical composition analysis of magnetic separation tailings %

Cu	Zn	S	Pb	TFe	SiO_2	CaO	MgO	Al_2O_3	烧损
0.10	0.37	3.22	0.05	6.39	45.17	12.52	8.36	7.40	6.89

从脉石组分来看,SiO_2 是最主要的脉石矿物,含量高达 45.17%,其次是 CaO、MgO 和 Al_2O_3 等,含量分别为 12.52%、8.36%和 7.40%。这些脉石成分的存在会影响矿石的选矿性能,需要在后续选矿试验中予以考虑。

综合化学分析结果,确定本研究的目标元素为 Cu、Zn 和 S。由于三者的含量和赋存状态不同,在选择回收方法时需要分别考虑。本文将重点研究 Cu 的分离回收工艺,通过对铜矿物赋存状态的详细分析和浮选条件的系统优化,寻求一种高效、经济、环保的铜回收新工艺。同时,Zn 和 S 的综合回收也将作为后续研究的重要内容,以期最大限度资源化利用该磁选尾矿中的有价元素。

1.1.2 矿物组成

采用 MLA 对该铁矿磁选尾矿中金属矿物的含量进行了测定,结果见表 2。

表 2　磁选尾矿中主要金属矿物的含量

Table 2　Content of major metal minerals in magnetic separation tailings　%

黄铁矿	赤铁矿	磁铁矿	黄铜矿	闪锌矿	方铅矿	毒砂	磁黄铁矿
5.22	1.19	1.28	0.29	0.56	0.05	微量	微量

由表 2 可知，尾矿中金属矿物总含量约占 8%，主要金属矿物为黄铁矿，含量为 5.22%，这是造成尾矿中硫含量较高的主要原因。其次是赤铁矿和磁铁矿，含量分别为 1.19%和 1.28%，说明该磁选尾矿中仍残留有一定量的铁矿物。此外，尾矿中还含有少量的铜、锌、铅矿物，如黄铜矿、闪锌矿和方铅矿等，含量分别为 0.29%、0.56%和 0.05%。这与化学分析结果基本吻合，进一步证实了尾矿中铜、锌等有价金属的存在。尾矿中毒砂和磁黄铁矿的含量极低，可忽略不计。

金属矿物成分研究结果表明，磁选尾矿中铜的主要赋存矿物为黄铜矿，属硫化物矿物，与之共生的还有黄铁矿和少量闪锌矿等其他硫化物，以及赤铁矿等铁的氧化物矿物。这些矿物在常规磁选工艺中难以有效分离和富集，导致铜大量流失到尾矿中。为进一步了解影响铜矿物选别性能的关键因素，重点分析了黄铜矿的嵌布特征和粒度分布。通过光学显微镜观察发现，黄铜矿多呈他形-半自形晶体产出，粒度主要集中在 0.01～0.10 mm 之间，与黄铁矿等其他硫化物呈细粒状相互交代，嵌布于脉石矿物中(见图 1)。这种复杂的共生嵌布关系和细小的晶体粒度，使得铜矿物难以通过常规粗磨工艺实现有效解离和分离。因此，在铜矿物的选别过程中，需要着重考虑磨矿细度对精矿铜品位和回收率等选别指标的影响。

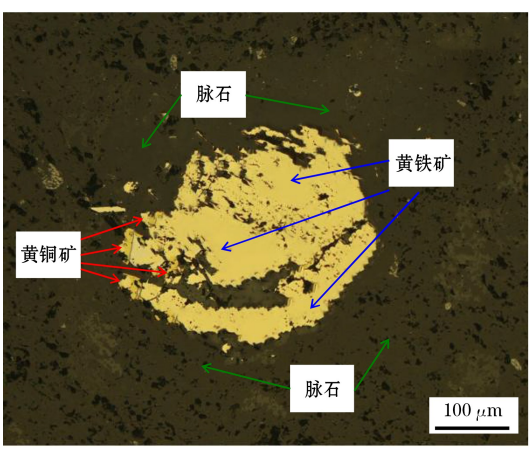


图 1　黄铜矿的嵌布特征

Fig.1　Embedding characteristics of chalcopyrite

1.2　试验方法

在含有黄铜矿、闪锌矿和黄铁矿的多金属硫化物矿石中，基于各矿物浮选特性差异，通过控制浮选条件、使用选择性抑制剂等措施，优先浮选黄铜矿、抑制闪锌矿和黄铁矿，可以简化工艺流程，有效实现铜、锌等有价金属的分离和富集，获得较好的选矿指标和经济效益[21-22]。本研究的磁选尾矿中有价成分含量较低，如果直接采用优先浮选铜矿物的工艺路线，可能难以获得理想的经济效益。因此，综合考虑经济效益和工艺可行性，决定先通过混合浮选的方式，将铜、锌、硫的矿物集中富集到混合精矿中，再以混合精矿为原料，进行铜、锌、硫的分离。本试验采用的选矿原则流程如图 2 所示。

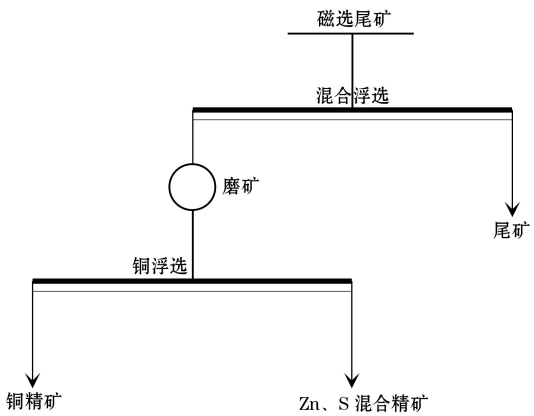


图 2　选矿原则流程

Fig.2　Mineral processing principle flowsheet

在进行铜的浮选试验之前，为了获得合适的原料，本研究首先开展了混合浮选条件试验。通过系统探索和优化，确定了最佳的试剂组合和用量：石灰用量为 3 000 g/t，捕收剂 PQ-5 用量为 150 g/t，所得混合浮选试验结果见表 3。

表 3　磁选尾矿的混合浮选试验结果

Table 3　Mixed flotation test results of magnetic separation tailings　%

产品名称	产率	品位			回收率		
		Cu	Zn	S	Cu	Zn	S
混合精矿	14.51	0.63	1.67	21.25	91.24	65.49	95.76
尾矿	85.49	0.01	0.15	0.16	8.76	34.51	4.24
磁选尾矿	100.00	0.10	0.37	3.22	100.00	100.00	100.00

从表 3 可以看出，磁选尾矿混合浮选试验取得了良好的技术指标，混合精矿的铜、锌、硫品位和回收率都有显著提高，尤其是铜和硫的富集效果十分理想，铜的回收率达到 91.24%，硫的回收率达到 95.76%，为后续通过进一步浮选获取高品位铜精矿

奠定了良好基础。

2 试验结果与讨论

2.1 浮选条件试验

在进行铜的浮选条件试验时,研究了磨矿粒度、捕收剂种类及用量、抑制剂用量等对浮选指标的影响,具体的浮选条件试验流程如图 3 所示。

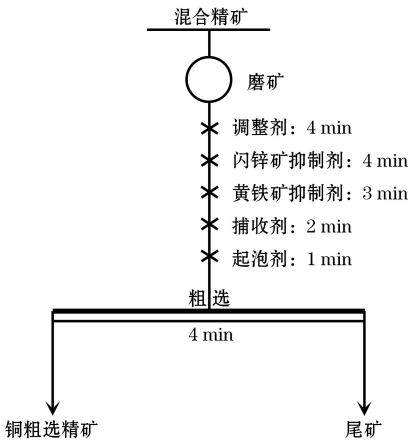


图 3 浮选条件试验流程

Fig.3 Flotation condition test flowsheet

2.1.1 磨矿粒度

原料性质研究结果表明,黄铜矿嵌布粒度细微,磨矿粒度可能会对浮选结果产生显著影响。为确定最佳磨矿时间,将浮选所得混合精矿烘干后,称取 50 g 物料,在磨矿料浆质量浓度为 60%的条件下进行不同时间的磨矿试验,测定相应的 −74 μm 颗粒含量,并绘制磨矿时间与粒度的关系曲线(见图 4)。

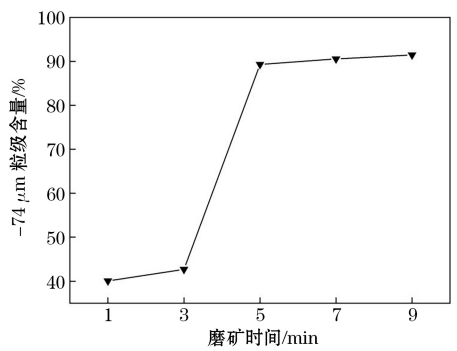


图 4 混合精矿的磨矿时间与磨矿粒度的关系曲线

Fig.4 Relationship curve between grinding time and grinding particle size of mixed concentrate

由图 4 可知,随着磨矿时间的延长,−74 μm 级别颗粒含量逐步升高。当磨矿时间从 1 min 增至 5 min 时,−74 μm 含量从 40.07%大幅升至 89.3%,表明矿石已得到充分粉碎。继续延长磨矿时间至 7 min 和 9 min 时,−74 μm 含量增幅明显减缓,分别为 90.55%和 91.45%,表明粉碎效果已接近极限。综合考虑矿石的粉碎程度和能耗,5～7 min 是较优的磨矿时间。此时间内,矿石充分粉碎,大部分颗粒达到浮选所需 −74 μm 的粒径。

按照对应磨矿时间下的粒度,以图 3 所示流程进行浮选试验,固定条件为调整剂石灰用量 2 000 g/t、闪锌矿组合抑制剂用量硫化钠 400 g/t+硫酸锌 500 g/t+亚硫酸钠 400 g/t、黄铁矿抑制剂 PZ-1 用量 300 g/t、捕收剂 PQ-5 用量 30 g/t、起泡剂 2# 油用量 20 g/t,试验结果见表 4。

表 4 不同粒级含量下的铜浮选试验结果

Table 4 Copper flotation test results under different particle sizes %

−74 μm 粒级含量/%	产品名称	产率	品位			回收率		
			Cu	Zn	S	Cu	Zn	S
40.07	铜精矿	3.25	12.64	2.71	11.25	65.21	5.28	1.72
	尾矿	96.75	0.23	1.63	21.59	34.79	94.72	98.28
	混合精矿	100.00	0.63	1.67	21.25	100.00	100.00	100.00
42.69	铜精矿	3.02	13.01	2.52	11.32	62.37	4.56	1.61
	尾矿	96.98	0.24	1.64	21.56	37.63	95.44	98.39
	混合精矿	100.00	0.63	1.67	21.25	100.00	100.00	100.00
89.30	铜精矿	2.37	16.26	3.48	14.42	61.17	4.94	1.61
	尾矿	97.63	0.25	1.62	21.41	38.83	95.06	98.39
	混合精矿	100.00	0.63	1.67	21.25	100.00	100.00	100.00
90.55	铜精矿	2.46	15.92	3.07	14.59	62.16	4.52	1.69
	尾矿	97.74	0.24	1.63	21.25	37.84	95.48	98.31
	混合精矿	100.00	0.63	1.67	21.25	100.00	100.00	100.00
91.45	铜精矿	1.93	17.22	3.55	14.79	52.75	4.10	1.34
	尾矿	98.07	0.30	1.58	21.38	47.25	95.90	98.66
	混合精矿	100.00	0.63	1.67	21.25	100.00	100.00	100.00

由表 4 可知,磨矿细度对铜的浮选效果有显著影响,随着 −74 μm 粒级含量的增加,精矿铜品位呈上升趋势,回收率呈下降趋势。综合考虑,选择 −74 μm 粒级含量 89.30%(磨矿时间 5 min)作为最佳磨矿粒度,在试验所用药剂组合的条件下,铜精矿品位为 16.26%,铜回收率为 61.17%。

2.1.2 捕收剂种类及用量

现场生产中采用的捕收剂为 608,为了提高铜的回收率,试验时拟采用两种新药剂 PQ-5 和 PQ-6 作为对比。在磨矿细度 −74 μm 含量 89.3%、石灰用量 2 000 g/t、闪锌矿组合抑制剂用量硫化钠 400 g/t+硫酸锌 500 g/t+亚硫酸钠 400 g/t、PZ-1 用量 300 g/t、2# 油用量 20 g/t 的固定试验条件下,分别考察了不同捕收剂种类(用量均固定为 30 g/t)对浮选指标的影响,试验结果如图 5 所示。

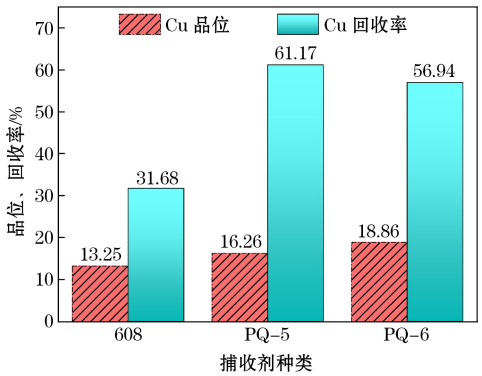


图 5　捕收剂种类试验结果

Fig.5　Test results of collector types

由图 5 可知，在相同条件下，新型捕收剂 PQ-5 和 PQ-6 较现有的 608 捕收剂具有明显优势，能够同时提高精矿铜品位和铜回收率。综合考虑浮选指标，PQ-5 表现最优，精矿铜品位达到 16.26%，较使用捕收剂 608 时提高了近 3 个百分点，精矿铜回收率高达 61.17%，较 608 提升了近 30 个百分点。因此，PQ-5 是一种值得推广应用的优选捕收剂，后续试验均选用 PQ-5 作为捕收剂。

固定试验条件不变，考察捕收剂 PQ-5 的用量对铜浮选指标的影响，结果如图 6 所示。

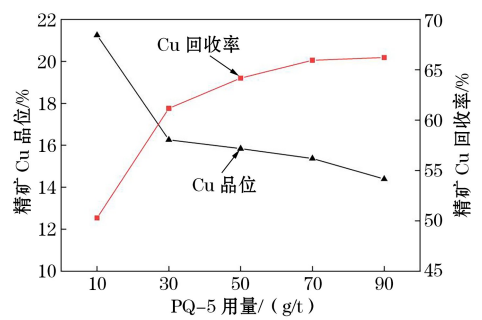


图 6　捕收剂用量试验结果

Fig.6　Test results of collector dosage

由图 6 可以看出，随着捕收剂 PQ-5 用量的逐渐增大，粗精矿中铜品位呈现下降趋势，而铜回收率则缓慢上升。因为是粗选，综合考虑，选定捕收剂 PQ-5 用量为 70 g/t，此时，铜精矿中铜的品位和回收率分别为 15.37%和 65.95%，既能够实现较高的铜回收率，又能够使精矿中铜品位保持在相对较优的水平。

2.1.3　抑制剂用量

为抑制闪锌矿，试验采用硫化钠和硫酸锌在闪锌矿表面形成疏水膜，同时联合亚硫酸钠进行协同抑制。而对于黄铁矿的抑制，则使用硫抑制剂 PZ-1。

固定试验条件为石灰用量 2 000 g/t、PQ-5 用量 70 g/t 和 2# 油用量 20 g/t，分别考察了闪锌矿抑制剂用量和黄铁矿抑制剂用量对铜浮选效果的影响，结果分别如图 7 和图 8 所示。

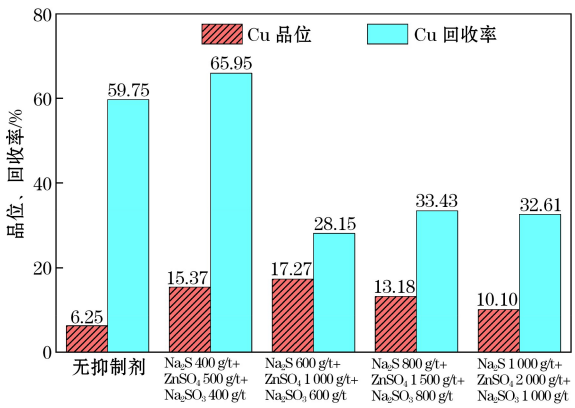


图 7　闪锌矿抑制剂用量试验结果

Fig.7　Test results of sphalerite depressant dosage

由图 7 可以看出，当不加入闪锌矿抑制剂时，铜精矿品位和回收率较低。这是因为闪锌矿易于上浮混入铜精矿，且包裹铜矿物影响其回收。当加入适量抑制剂后，闪锌矿被有效抑制，铜精矿品位和回收率显著提高。但过量的抑制剂会过度抑制闪锌矿和铜矿物，导致品位和回收率再次下降。综合考虑铜精矿品位和回收率的平衡，选择闪锌矿组合抑制剂最佳用量为硫化钠 400 g/t、硫酸锌 500 g/t 和亚硫酸钠 400 g/t。在该条件下，可有效抑制闪锌矿提高铜精矿品位，同时防止过度抑制铜矿物，维持较高铜回收率，实现铜浮选分离效果的最优化。

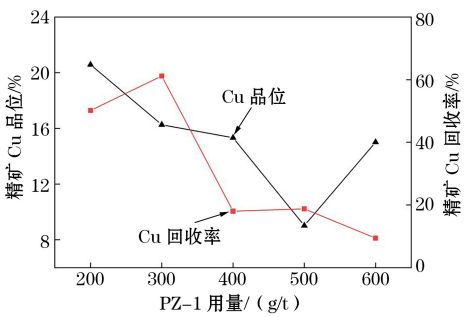


图 8　黄铁矿抑制剂用量试验结果

Fig.8　Test results of pyrite depressant dosage

由图 8 可知，PZ-1 用量对铜浮选指标影响显著。低用量(200 g/t)时，抑制黄铁矿效果差，虽然精矿铜品位较高(20.58%)，但铜矿物损失大，回收率低(50.18%)。适宜用量(300 g/t)时，黄铁矿得到有效抑制，尽管铜回收率达到最佳(65.59%)，但品位有所下降(15.37%)。过高用量(400～600 g/t)时，PZ-1 过度抑制铜矿物，导致大量铜矿物流失，精矿品位和回收率急剧下降，600 g/t 时回收率降至最

低,品位略有回升,可能是少量难浮的高品位铜矿物上浮所致。

2.2 全流程闭路试验

在上述开路条件试验的基础上,进行了铜矿物浮选的全流程闭路试验。经过初步探索,以磁选尾矿浮选的混合精矿为原料,确定采用"一粗三精两扫"的闭路试验流程。具体试验流程及药剂制度详见图 9,最终试验结果详见表 5。

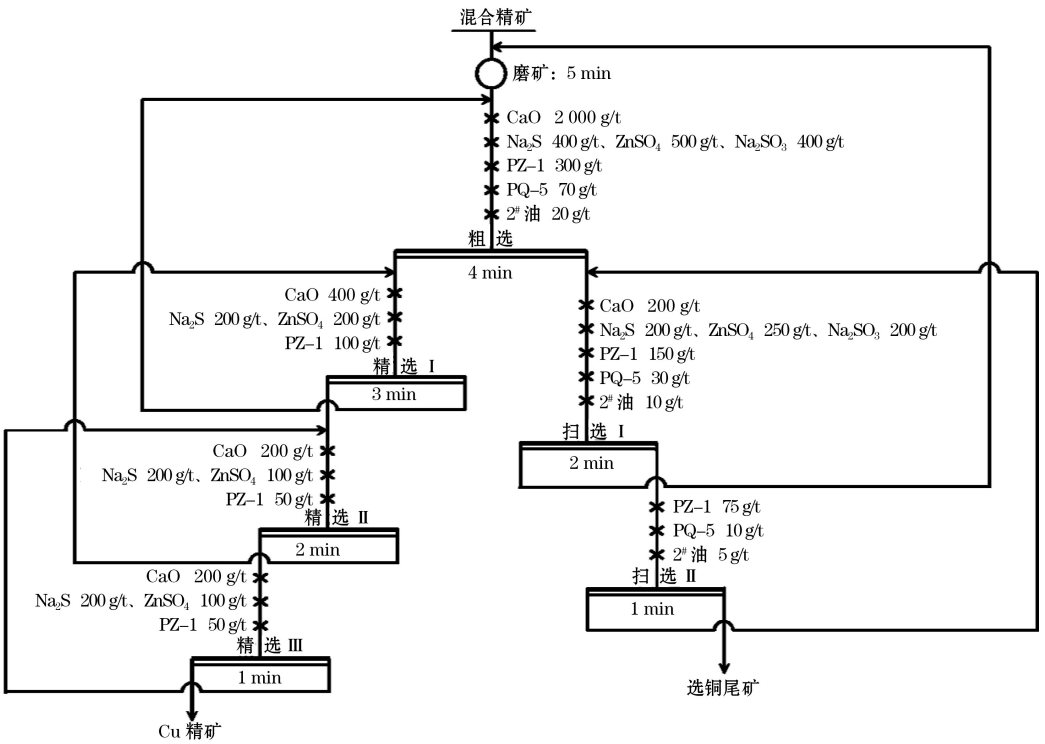


图 9 闭路浮选试验流程

Fig.9 Test flowsheet of closed-circuit flotation

表 5 闭路浮选试验结果

Table 5 Test results of the closed-circuit flotation %

产品名称	产率	品位			回收率		
		Cu	Zn	S	Cu	Zn	S
铜精矿	2.46	20.85	3.99	31.93	81.41	5.88	3.70
选铜尾矿	97.54	0.12	1.61	20.98	18.59	94.12	96.30
混合精矿	100.00	0.63	1.67	21.25	100.00	100.00	100.00

由图 9、表 5 可以看出,该全流程闭路浮选试验采用"一粗三精两扫"流程,在浮选所得精矿中获得了较高的铜回收率(81.41%)和铜品位(20.85%),实现了铜与其他矿物的有效分离,为后续铜冶炼创造了有利条件。同时,锌和硫在选铜尾矿中得到有效富集(锌回收率为 94.12%,硫回收率为 96.30%),为锌和硫的进一步综合回收利用提供了可能。

3 结论

本研究以安徽某铁矿磁选尾矿为研究对象,通过矿石性质分析和浮选工艺试验,获得了磁选尾矿铜回收的关键工艺条件,取得了较为理想的分离指标。主要结论如下。

(1) 磁选尾矿中有价元素铜、锌、硫品位分别为 0.10%、0.37%和 3.22%,其中铜主要以细粒黄铜矿形式赋存,锌主要以闪锌矿形式赋存,硫主要来源于黄铁矿。各种有价矿物均呈细粒嵌布,需细磨至 −74 μm含量 89.30%以上才能实现有效解离。

(2) 采用混合浮选-优先浮铜流程,优选捕收剂为 PQ-5(用量为 70 g/t),闪锌矿抑制剂为硫化钠(400 g/t)、硫酸锌(500 g/t)和亚硫酸钠(400 g/t)的组合,黄铁矿抑制剂 PZ-1 用量为 300 g/t,可获得较优的铜浮选指标。

(3) 全流程闭路试验采用"一粗三精两扫"流程,在获得铜品位为 20.85%、铜回收率为 81.41%铜精矿的同时,使锌和硫的去除率分别达到 94.12%和 96.30%,实现了铜与锌、硫的有效分离,为该类型尾矿资源的综合利用提供了可行的工艺路线。

(4) 本研究获得的磁选尾矿铜回收工艺,可为类似矿山开发利用提供借鉴,但仍需扩大试验规模,检验其工业应用可行性。此外,磁选尾矿中锌和硫等的综合回收也需深入研究。

参考文献(References)：

[1] 岳强，陆钟武.中国铜循环现状分析(Ⅰ)："STAF"方法[J].中国资源综合利用，2005(4)：6-11＋21.
YUE Qiang，LU Zhongwu. Analysis of the current situation of copper recycling in China(Ⅰ)："STAF" method[J]. China Resources Comprehensive Utilization，2005(4)：6-11＋21.

[2] 蔡宏渊，朱谷昌.关于构筑川藏"金沙江"大型有色金属矿业战略基地的建议[J].矿产与地质，2005(3)：223-226.
CAI Hongyuan，ZHU Guchang. Suggestions on establishing a large-scale strategic base for nonferrous metal mining in the "Jinsha River" region of Sichuan and Tibet[J]. Mineral Deposits and Geology，2005(3)：223-226.

[3] ANKUSHEVA P，ANKUSHEV M N，ALAEVA I. The copper smelting furnace at the novotemirsky ancient mine [J]. Povolzhskaya Arkheologiya (The Volga River Region Archaeolgy)，2022，1：34-48.

[4] GURYANOV V A，PETUKHOVA L L，ABRAZHEVICH A V，et al. The geological position and minerals of rare and noble metals in the ores of the Kun-Manie copper-Nickel deposit (Southeastern Rim of the Siberian Craton) [J]. Russian Journal of Pacific Gelogy，2022，16(6)：527-545.

[5] 毛冰.我国铜矿资源的主要类型与分布[J].地球，2019(11)：18-23.
MAO Bing. Main types and distribution of copper mineral resources in China[J]. Earth，2019(11)：18-23.

[6] MONTERO-RUIZ I，ROVIRA-LLORENS S. Early copper mining in the Iberian Peninsula：state of the art [J]. Arkheologiia Evraziiskikh Stepei，2022(2)：194-205.

[7] ZHANG Y，BAO Z A，LYU N，et al. Copper isotope ratio measurements of Cu-dominated minerals without column chromatography using MC-ICP-MS [J]. Frontiers in Chemistry，2020，8：00609.

[8] EROKHIN Y，PONOMAREV V，ZAKHAROV A V，et al. Mineralogy of copper slags from the Sysert iron-working plant [J]. МИНЕРАЛОГИЯ (MINERALOGY)，2023(9)：30-40.

[9] 王一同，邹存磊，李长鸣，等.高性能铜基复合材料研究进展[J].复合材料学报，2023，40(10)：5542-5553.
WANG Yitong，ZOU Cunlei，LI Changming，et al. Research progress on high-performance copper-based composite materials [J]. Acta Materiae Compositae Sinica，2023，40(10)：5542-5553.

[10] ABDELMALEK A，BEDRANE Z，GIROLAMI M，et al. Ultrafast modification of copper properties under femtosecond laser excitation[C]. America：Optica Publishing Group，2022.

[11] RYABICHEVA L A，RESHETNYAK D V，DYADICHEV V V，et al. Comparative analysis of coarse-grained powder and nanostructured copper properties [J]. Journal of Physics：Conference Series，2021，1967(1)：012001.

[12] GU Yifa，YANG Hongyang，WU Yufeng，et al. Regulation mechanism for designing decarbonization pathways in the copper industry toward carbon neutrality[J]. Environmental Science & Technology，2024，58(3)：1518-1530.

[13] 魏明辉.我国铜资源开发利用现状及可持续发展策略[J].现代矿业，2023，39(10)：9-12.
WEI Minghui. Current situation of copper resource development and utilization in china and sustainable development strategies[J]. Modern Mining，2023，39(10)：9-12.

[14] LI Chenyuan，WU Song，LI Qiang，et al. Research on copper production of the Bohai Kingdom in Northeast China [J]. Heritage Science，2022，10(1)：1-14.

[15] JAMES P I，BAKER M N. Profitable copper production from low-grade waste ores [J]. Mining Engineering，2015 (67)：61-67.

[16] CACCIUTTOLO C，CANO D. Environmental impact assessment of mine tailings spill considering metallurgical processes of gold and copper mining：case studies in the andean countries of chile and peru [J]. Water，2022，14 (19)：3057.

[17] 张作金，周振华，吴天来，等.河北某钒钛磁铁矿尾矿中回收铜实验研究[J].矿产综合利用，2023(3)：27-30＋37.
ZHANG Zuojin，ZHOU Zhenhua，WU Tianlai，et al. Experimental study on copper recovery from vanadium-titanium magnetite tailings in Hebei [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources，2023(3)：27-30＋37.

[18] 王玲，王明燕.某铜矿山老尾矿中铜的赋存状态研究[J].有色金属(选矿部分)，2012(6)：1-4＋15.
WANG Ling，WANG Mingyan. Study on the occurrence state of copper in old tailings of a copper mine [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section)，2012(6)：1-4＋15.

[19] 李天霞，张晓峰，张适合，等.河北某铜尾矿综合回收铜的选矿试验研究[J].有色金属(选矿部分)，2019(2)：17-22.
LI Tianxia，ZHANG Xiaofeng，ZHANG Shihe，et al. Experimental study on comprehensive recovery of copper from a copper tailing in Hebei by mineral processing[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section)，2019(2)：17-22.

[20] MUANDA M M，OMALANGA P P D，MITONGA V M. Comparative cleaning stages in recovery of copper and cobalt from tailings using potassium amylxanthate as collector[J]. European Journal of Engineering and Technology Research，2021，6(2)：96-100.

[21] 麦克费尔 R.S.，拉辛 L.，卡曾斯 B.G.，等.用 FLEX31 药剂改善卢维考特(Louvicourt)选厂锌的浮选动态过程[J].国外选矿快报，1998(22)：8-11.
MCFAUL R. S.，RACINE L.，COUSINS B. G.，et al. Improving the flotation kinetics of zinc at the louvicourt concentrator using FLEX31 reagent [J]. Foreign Mining Express，1998(22)：8-11.

[22] FENG Fan，LIU Wenbiao，LIU Siqing，et al. Mineralogy and innovative flash flotation separation of Cu-Pb-Zn polymetallic ore in weak acidic pulp[J]. Minerals，2022，12 (8)：1041.