低品位选铁尾矿铜硫分离浮选试验研究*

王万平[1],黄玉娇[2],顾恒光[2],范宛惠[2],梁斌[2],余洪[2],张汉泉[2]

(1.武钢资源集团程潮矿业有限公司, 湖北 鄂州市 436000;
2.武汉工程大学 资源与安全工程学院, 湖北 武汉 430073)

摘要:程潮矿业公司采用先混浮后分离的浮选原则流程从选铁尾矿中回收铜、硫等有价资源,但铜回收率低。因此,针对混合浮选精矿,通过试验详细研究了调整剂、抑制剂、捕收剂、矿浆质量浓度等因素对铜硫分离浮选效果的影响。结果表明,最佳分离浮选条件为:矿浆质量浓度30%,分离浮选活性炭用量120 g/t,生石灰用量6 000 g/t,Z-200用量30 g/t;在此浮选条件下,采用一粗两精一扫、中矿顺序返回的工艺流程,可获得Cu品位为16.00%、Cu回收率为54.87%的铜精矿,以及S品位为35.10%、S回收率为33.57%的硫精矿,浮选尾矿的铜含量为0.013%,硫含量为6.89%,其中硫化物中铜的含量为0.006 3%,97.97%的硫元素主要存在于硫酸盐中,表明所采用的药剂制度和浮选工艺流程能充分回收选铁尾矿中的铜和硫。

关键词:选铁尾矿;铜硫回收;分离浮选;浮选条件;物相分析

中图分类号:TD926.4;TD923 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2026)02-0311-08

Study on Separation Flotation Test of Copper-Sulfur from Low-Grade Iron Tailings

WANG Wanping[1], *HUANG Yujiao*[2], *GU Hengguang*[2], *FAN Wanhui*[2], *LIANG Bin*[2], *YU Hong*[2], *ZHANG Hanquan*[2]

(1.WISCO Resources Group Chengchao Mining Co., Ltd., Ezhou, Hubei 436000, China;
2.School of Resources & Safety Engineering, Wuhan Institute of Technology, Wuhan, Hubei 430073, China)

Abstract: Chengchao Mining Company adopts the principle flotation flowsheet of bulk flotation followed by separation to recover valuable resources such as copper and sulfur from iron tailings, but the copper recovery rate is relatively low. Therefore, aiming at the bulk flotation concentrate, the effects of factors such as regulators, depressants, collectors and pulp mass concentration on the separation flotation performance of copper and sulfur were studied in detail through tests. The results show that the optimal separation flotation conditions are as follows: pulp mass concentration of 30%, activated carbon dosage of 120 g/t, quicklime dosage of 6 000 g/t, and Z-200 dosage of 30 g/t. Under these flotation conditions, by adopting the process flowsheet of one roughing, two cleanings, one scavenging and sequential return of middle ore, a copper concentrate with a Cu grade of 16.00% and a Cu recovery rate of 54.87% can be obtained. A sulfur concentrate with a sulfur grade of 35.10% and a sulfur recovery rate of 33.57% can be obtained. The copper content of the flotation tailings is 0.013% and the sulfur content is 6.89%, among which the copper content in sulfides is 0.006 3%. 97.97% of the sulfur element exists mainly in sulfates, which indicates that the adopted reagent system and flotation process flowsheet can fully recover copper and sulfur from iron tailings.

Key words: Iron tailings, Copper-sulfur recovery, Separation flotation, Flotation condition, Phase analysis

0 引言

铜、硫是国民经济建设中重要的矿物资源,铜广泛应用于电气、化工、钢铁、国防等领域,硫广泛应用于化工、轻工业、有色金属冶炼等领域[1-4]。随着世界铜产量和需求量的不断增长,铜矿在不断地开采中逐渐呈现贫、细、杂的特点[5-7]。据统计,20世纪初入选铜矿石品位约在1.5%~4.0%之间,2021年全球入选的铜矿石平均品位已降低到0.4%。如何从低品位复杂难选的铜矿石选别出铜,已成为铜资源开发利用的重要内容[8-9]。全球硫的消费基本应用于加工制造复合肥,约占总消耗量的一半,而中国硫资源的对外依存度超过50%[10],因此硫供给稳定对保障粮食生产安全具有重要意义。硫铁矿及金属

* **收稿日期**:2024-12-28
基金项目:湖北省自然科学基金联合基金项目(2024AFD165)
作者简介:王万平(1988—),男,湖北鄂州人,硕士,高级工程师,主要研究方向为矿物加工管理。E-mail:578607690@qq.com
通信作者:张汉泉(1971—),男,湖北黄冈人,博士,教授,主要从事复杂金属矿选冶技术研究。E-mail:13477022296@139.com

硫化矿、化工矿等伴生硫是我国硫矿物的主要来源，部分矿山的尾矿中硫含量高，不仅造成资源浪费，其产生的酸性废水还会污染环境[11]。对低品含铜、硫的尾矿进行回收再利用，不仅可提升资源利用率，增加尾矿的经济价值，而且对保护自然环境也具有一定的积极作用。

武钢资源集团程潮矿业有限公司以生产高品质的铁精矿为主，选铁后得到含有较低品位 Cu 和 S 的尾矿[12]。为了提高资源综合利用，获得更好的经济效益，现场采用先混浮后分离浮选的原则，回收尾矿中的铜、硫，但由于尾矿中铜、硫品位非常低，现场浮选药剂种类和制度相对落后，铜、硫浮选回收指标欠佳。杨伟卫等[13]采用“铜硫混浮-钨加温精选-磁选铁”的工艺流程实现了多元素梯级回收，铜硫分离后，硫精矿回收率为 50.89%。冯宇博等[14]通过“异步浮选”工艺达到硫化铜回收率 82.44%，氧化铜回收率 48.62% 的目标。陆欢欢等[15]开发了新型捕收剂 BKL-1，通过采用“铜硫依次优先浮选”的工艺流程显著提升了某尾矿中铜硫的回收率，铜回收率达 81.63%，硫回收率达 81.18%，但存在药剂成本高、加温能耗大、酸浸污染等问题。流程考察发现，对选铁尾矿采用一粗一精一扫混合浮选流程，可以较好地回收其中的 Cu 和 S 等有价元素；混合浮选精矿进一步分离浮选，获得精矿产品铜的回收率为 45%左右，硫的回收率为 28% 左右，相对较低；且硫精矿中铜的品位较高，达到 0.30%左右。由此表明，铜硫混合精矿分离浮选未完全实现铜硫分离富集的目的。因此，本文针对混合浮选得到的混合精矿产品，详细研究抑制剂、调整剂、捕收剂等药剂种类和用量对铜硫分离浮选的影响，提高铜、硫回收率，为生产实践提供借鉴，以获得更好的生产指标。

1 矿石性质

1.1 多元素分析

采用化学分析法对程潮矿业公司的选铁尾矿进行了多元素分析，结果见表 1。由表 1 可知，该尾矿中主要有价元素 TFe 品位为 8.36%，Cu 品位和 S 品位分别为 0.06%和 10.85%，品位较低。此外，还含有 SiO_2 和 CaO 等脉石矿物，含量分别为 25.57% 和 21.49%，含量较高。

表 1 选铁尾矿多元素分析结果

Table 1 Results of multi-element analysis of iron tailings

%

TFe	Cu	S	MgO	K_2O	Na_2O	SiO_2	CaO	Al_2O_3
8.36	0.06	10.85	6.24	0.87	0.86	25.57	21.49	5.67

1.2 物相分析

采用 X 射线衍射仪分析了程潮矿业选铁尾矿的主要物相，结果见图 1。由图 1 可以看出，尾矿中主要金属矿物为磁铁矿、黄铁矿和黄铜矿，其中，黄铁矿衍射峰强度较高，表明该矿物含量较高。脉石矿物主要为石英、刚玉、羟镁铝石、硅酸钙、生石膏等，该尾矿的 Fe 主要以磁铁矿形式存在，Cu 主要以黄铜矿形式存在，S 主要以黄铁矿和生石膏的形式存在。因此，采用浮选可以从尾矿中回收其中的 Cu 和 S 等有价元素。

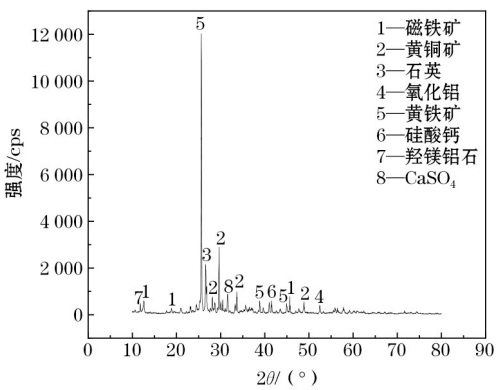


图 1 选铁尾矿 XRD 图谱

Fig.1 XRD pattern of iron tailings

1.3 显微分析

选铁尾矿呈粉状，主要有价组分为黄铁矿和黄铜矿，脉石矿物以石英和长石为主。将粉状样品制成薄片和光片后在显微镜下观察，具体结果见图 2 和图 3。

在图 2 中，主要不透明矿物包括黄铁矿、磁铁矿、黄铜矿、赤铁矿等，透明矿物主要为石英。黄铁矿：淡黄色，呈它形-半自形粒状，部分可见轻微破碎现象，矿物颗粒的大小一般为 0.01～0.35 mm，小于 0.01 mm 的较少，局部可见白铁矿化，星散分布，占比约 7%。黄铜矿：铜黄色，呈它形粒状，零星分布，矿物颗粒大小一般小于 0.25 mm，占比约0.5%。磁铁矿：灰色微带棕色，呈它形粒状、半自形粒状，零散分布，矿物颗粒大小一般小于 0.25 mm，常见被赤铁矿沿颗粒边缘及解理交代，部分呈假像，占比约 1%。

赤铁矿：灰白色微带蓝色，矿物颗粒直径一般小于 0.2 mm，零星分布或沿颗粒边缘及解理交代磁铁矿，占比约为 0.5%。透明矿物占比约为 91%。

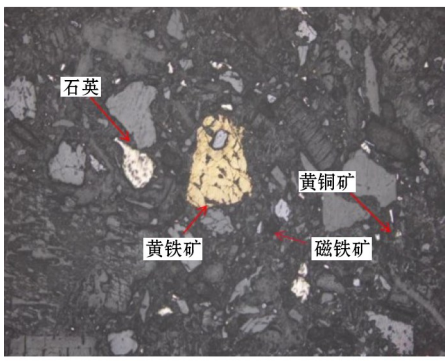


图 2　含铜黄铁矿和磁铁矿显微照片

Fig.2　Micrographs of copper-bearing pyrite and magnetite

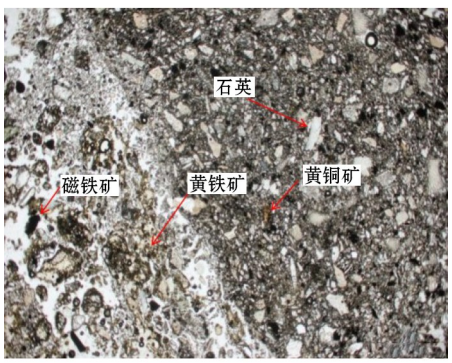


图 3　样品薄片显微照片

Fig.3　Micrograph of sample section

观察图 3 的薄片显微照片可知，选铁尾矿中砂、粉砂由石英、长石、岩屑组成，主要呈次棱角状、次圆状，一般为 0.06～0.25 mm 的细砂，小于 0.06 mm 的粉砂及 0.25～1.5 mm 的中粗砂次之。石英为主单晶，单晶表面较干净，粒内可见波状消光。长石包括钾长石、斜长石，钾长石具高岭土化，局部褐铁矿化、碳酸盐化等。斜长石具高岭土化、绢云母化，局部碳酸盐化、绿泥石化等。岩屑可见花岗岩、流纹岩、蚀变岩、玄武岩等，部分岩屑被褐铁矿、碳酸盐等交代。另见少量白云母、黑云母、角闪石零散分布，局部褐铁矿化等。黏土呈隐-微鳞片状，粒径一般小于 0.01 mm。

2　试验方法

浮选试验采用 XFGⅡ5-35 浮选机，浮选流程见图 4。其中，选铁尾矿铜硫混合浮选采用一粗一精一扫流程，扫选精矿与粗选精矿合并进入精选，混合粗选采用乙黄药作为捕收剂，用量为 60 g/t；2# 油为起泡剂，用量为 30 g/t。对混合精选精矿进行铜硫分离浮选，分离浮选采用一次扫选流程考察调整剂、抑制剂、捕收剂等药剂种类和用量对铜硫分离浮选的影响。浮选过程中，浮选机搅拌转速为 2 000 r/min，充气量为 0.1 m^3/h，分离粗选设定浮选机转速为 1 600 r/min，充气量为 0.1 m^3/h。

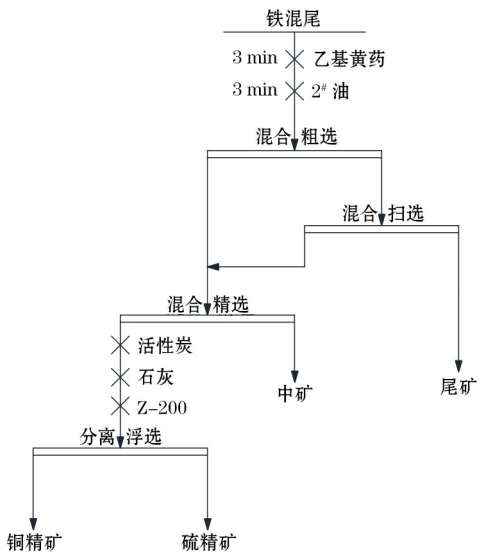


图 4　选铁尾矿铜硫混合浮选-分离浮选流程

Fig.4　Flow chart of copper-sulfur bulk flotation and separation flotation of iron tailings

3　铜硫分离浮选试验

混合浮选精矿中残留的乙黄药对黄铜矿和黄铁矿仍有捕收作用，若不脱除乙黄药，直接添加生石灰作为抑制剂、Z-200 作为黄铜矿的捕收剂进行分离浮选时，将导致黄铜矿难以与黄铁矿分离，铜硫分离浮选效果差。活性炭因多孔结构，而且有较好的吸附性能，常作为调整剂添加到混合精矿中吸附残留的乙黄药，并使乙黄药发生催化分解，降低乙黄药对后续铜硫分离浮选的影响[16-18]。

3.1　活性炭用量及加药顺序的影响

活性炭作为调整剂，其加入的量，以及与抑制剂生石灰的先后添加顺序等均会对铜硫分离浮选产生较大的影响。因此，通过试验进行了考察。

(1) 先加生石灰后加活性炭。

混合精矿分离粗选先加生石灰，后加活性炭。生石灰用量为 3 000 g/t，捕收剂 Z-200 用量为 30 g/t，考察了活性炭用量分别为 30 g/t、60 g/t、90 g/t、120 g/t 和 150 g/t 时的铜硫分离浮选效果，结果见图 5。

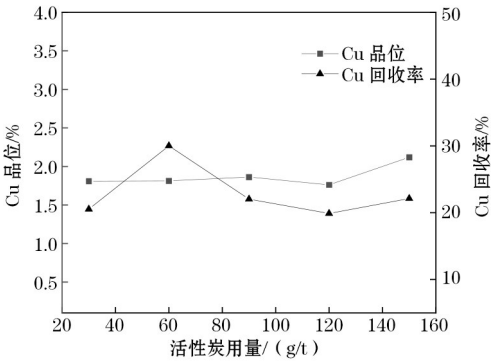


图 5 活性炭用量对铜硫分离浮选的影响(先加生石灰)

Fig.5 Effect of activated carbon dosage on copper-sulfur separation flotation (adding quicklime first)

由图 5 可以看出,当分离浮选先加生石灰后加活性炭时,随着活性炭用量的增加,铜精矿的铜品位变化较小,铜的回收率先升高后降低。当活性炭用量为 60 g/t 时,铜精矿中铜品位为 1.81%,铜回收率为 30.01%。

(2) 先加活性炭后加生石灰。

混合精矿分离粗选先加活性炭,后加生石灰。生石灰用量为 3 000 g/t,Z-200 用量为 30 g/t,活性炭用量为 30 g/t、60 g/t、90 g/t、120 g/t 和 150 g/t。试验结果见图 6。

由图 6 可以看出,分离浮选先加活性炭后加生石灰时,随着活性炭用量的增加,铜精矿中 Cu 品位先升高后降低,回收率先升高后趋于平稳。活性炭用量为 120 g/t 时,铜硫分离浮选效果较好,此时铜精矿的 Cu 品位为 2.86%,Cu 回收率为 31.33%。

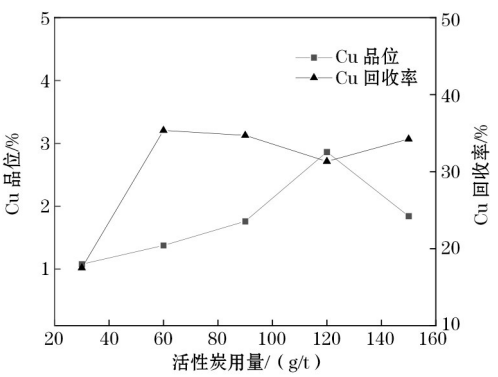


图 6 活性炭用量对铜硫分离浮选的影响(先加活性炭)

Fig.6 Effect of activated carbon dosage on copper-sulfur separation flotation (adding activated carbon first)

通过对比两种加药顺序的铜硫分离浮选效果,发现先加活性炭的方法要优于先加生石灰的方法。先添加活性炭,可以优先吸附、分解残留的乙黄,使得添加的生石灰易于作用于黄铁矿表面,起到抑制作用。然而,若先添加生石灰,再添加活性炭,由于乙黄药吸附在黄铁矿表面,导致生石灰难以与黄铁矿作用,抑制效果变差,且后续加入的活性炭对先添加的生石灰也有吸附作用,降低了生石灰的抑制效果。因此,后续分离浮选采用先加活性炭后加生石灰的药剂添加顺序,且活性炭最佳用量为 120 g/t。

3.2 生石灰用量的影响

本节考查抑制剂生石灰用量对分离浮选的影响,生石灰用量分别为 2 000 g/t、4 000 g/t、6 000 g/t、8 000 g/t 和 10 000 g/t,活性炭用量为 120 g/t,Z-200 用量为 30 g/t,试验结果见图 7。

由图 7 可以看出,随着生石灰用量的增加,精矿的 Cu 品位总体呈现降低的趋势,Cu 回收率逐渐升高,当生石灰用量为 10 000 g/t 时,铜的回收率最高,达到 51.90%。随着生石灰用量增加,矿浆中钙离子浓度提高,在黄铁矿表面结合生成硫酸钙,增加了黄铁矿表面的亲水性,从而导致黄铁矿被抑制,提高了铜精矿的 Cu 品位和 Cu 回收率[19-23]。随着生石灰用量的增加,铜精矿的 Cu 品位与 Cu 回收率呈现相反的变化趋势,根据选矿效率和药剂成本,确定后续浮选试验的生石灰用量为 6 000 g/t,此条件下的 Cu 品位和 Cu 回收率分别为 1.32%和 43.32%。

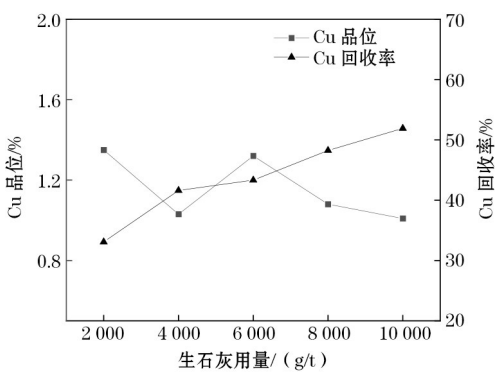


图 7 生石灰用量对铜硫分离浮选的影响

Fig.7 Effect of quicklime dosage on copper-sulfur separation flotation

3.3 Z-200 用量的影响

通过试验考查捕收剂 Z-200 用量对分离浮选效果的影响,选铜捕收剂 Z-200 用量分别为 30 g/t、60 g/t、90 g/t、120 g/t 和 150 g/t,其余浮选条件同前,试验结果见图 8。

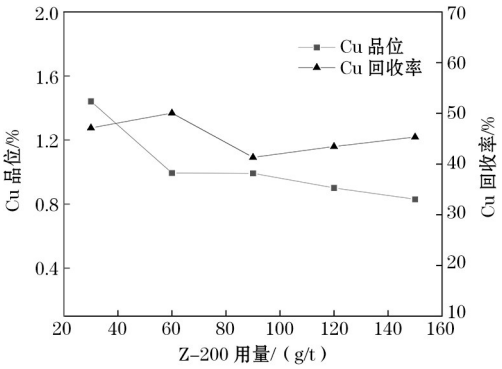


图 8 Z-200 用量对铜硫分离浮选的影响

Fig.8 Effect of Z-200 dosage on copper-sulfur separation flotation

由图 8 可以看出,随着 Z-200 用量的增加,精矿的 Cu 品位呈逐渐降低的趋势,而 Cu 回收率先增加后减小。Z-200 号用量的增加提高了黄铜矿与 Z-200 的作用效果,从而提高了铜的回收率;同时,Z-200 对黄铁矿也有一定的捕收作用,导致精矿的 Cu 品位下降。综合考虑,确定后续浮选试验的 Z-200 用量为 30 g/t,此时精矿的 Cu 品位为 1.44%,Cu 回收率为 47.22%。

3.4 矿浆 pH 的影响

矿浆 pH 对铜硫分离浮选有较大影响,本节采用碳酸钠调节矿浆的 pH,考察 pH 分别控制在8.5,9.5,10.5,11.5 和 12.5 时的铜硫分离浮选效果,其他浮选条件同前,试验结果如图 9 所示。

由图 9 可以看出,矿浆 pH 为 8.5～11.5 时,铜品位变化较小,进一步提高矿浆 pH 到 12.5 时,铜品位升高。Cu 回收率先降低后升高,最高达到 52.31%。矿浆 pH 提高使矿浆中氢氧根离子浓度增大,与黄铁矿表面氧化后的铁离子结合生成羟基合铁,增加了黄铁矿表面的亲水性,从而导致黄铁矿被抑制,提高了精矿的铜品位和回收率[18]。

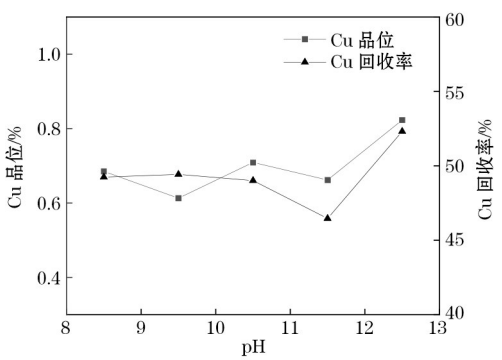


图 9 矿浆 pH 对铜硫分离浮选的影响

Fig.9 Effect of pH of slurry on copper-sulfur separation flotation

3.5 矿浆质量浓度的影响

浮选矿浆质量浓度对有用矿物的回收有一定的影响,本节考查矿浆质量浓度对铜硫分离浮选的影响。矿浆质量浓度分别控制在 20%、30%、50%,活性炭用量为 120 g/t,生石灰用量为 6 000 g/t,Z-200 用量为 30 g/t,试验结果见表 2。

表 2 矿浆质量浓度对铜硫分离浮选的影响

Table 2 Effect of mass concentration of slurry on copper-sulfur separation flotation

矿浆质量浓度	样品名称	产率/%	Cu 品位/%	Cu 回收率/%
20%	铜精矿	0.90	2.560	43.30
	硫精矿	4.78	0.123	11.05
	中矿	8.64	0.182	29.55
	尾矿	85.68	0.010	16.10
	原矿	100.00	0.053	100.00
30%	铜精矿	1.67	1.650	50.01
	硫精矿	6.12	0.133	14.77
	中矿	11.10	0.109	21.96
	尾矿	81.11	0.009	13.25
	原矿	100.00	0.051	100.00
50%	铜精矿	2.11	1.180	46.67
	硫精矿	6.49	0.204	24.82
	中矿	20.07	0.058	21.82
	尾矿	71.33	0.005	6.69
	原矿	100.00	0.053	100.00

由表 2 可以看出,随着矿浆质量浓度的增加,在铜精矿中,Cu 品位逐渐降低,Cu 回收率先升高后降低,矿浆质量浓度为 20%时,Cu 品位最高;矿浆质量浓度为 30%时,铜回收率最高,达到 50.01%。适度提高矿浆质量浓度,单位体积内捕收剂 Z-200 与黄铜矿的相互作用概率增加,增强了捕收性能,从而提高了铜的回收率;矿浆质量浓度过高时,捕收剂 Z-200 易与黄铁矿发生作用,选择性变差,降低了铜的回收率。最终确定适宜的矿浆质量浓度为 30%。

3.6 浮选闭路试验

选铁尾矿的浮选闭路试验流程如图 10 所示。其中,混合浮选的条件为:磨矿细度－0.074 mm 占 64.8%,粗选乙黄药用量为 100 g/t,2# 油用量为 135 g/t。对混合精矿再进行铜硫分离浮选,最佳浮选条件为:矿浆质量浓度 30%,分离浮选活性炭用量 120 g/t,生石灰用量 6 000 g/t,Z-200 用量 30 g/t。

由图 10 可知,选铁尾矿经过混合浮选、铜硫分离浮选后,可获得 Cu 品位为 16.00%、Cu 回收率为 54.87%的铜精矿;以及 S 品位为 35.10%、S 回收率为 33.57%的硫精矿。

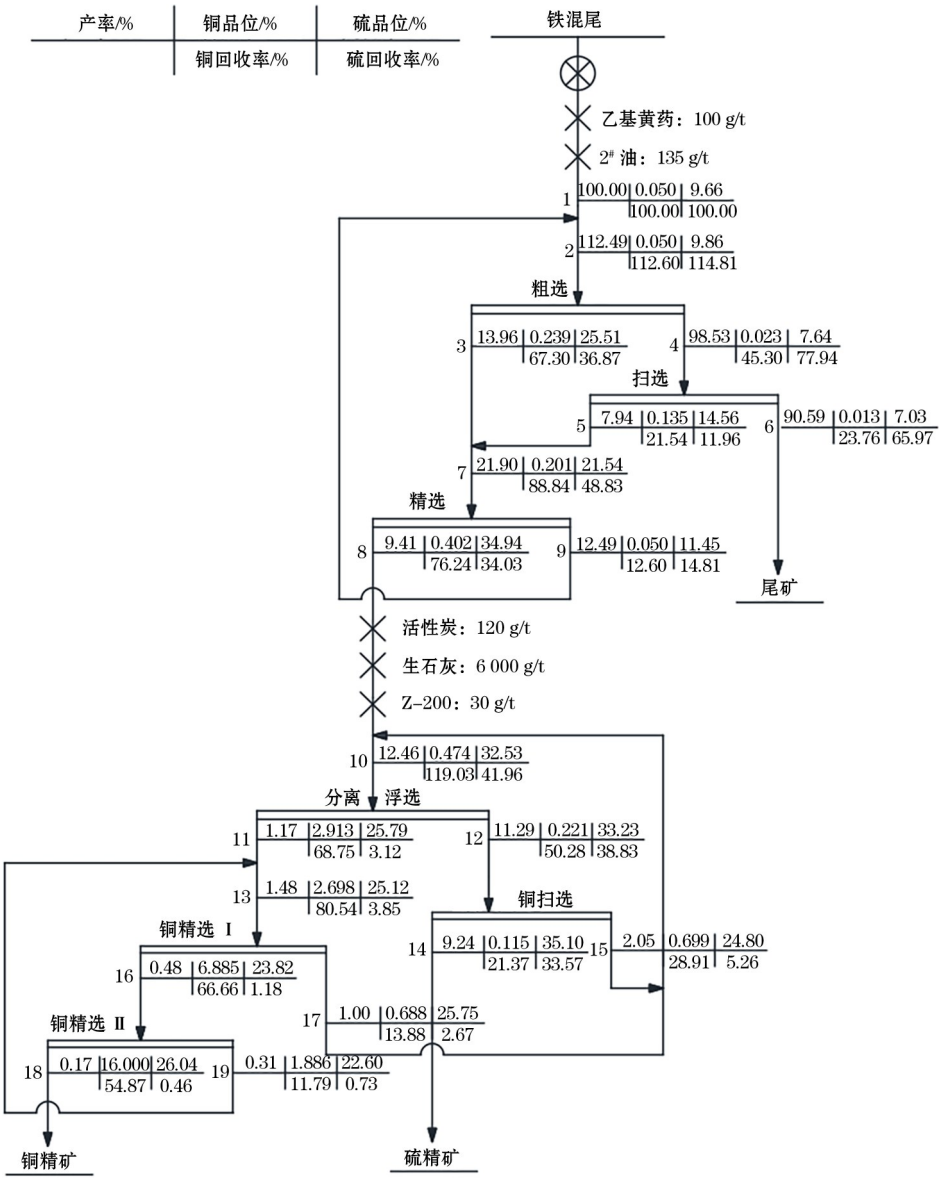


图 10 选铁尾矿铜硫浮选闭路试验流程

Fig.10 Closed-circuit test process of copper-sulfur flotation of iron tailings

3.7 浮选尾矿物相分析

为了详细了解选铁尾矿中易于浮选回收的铜、硫主要矿物是否得到了充分回收，对浮选尾矿进行了铜、硫的化学物相分析，结果见表 3 和表 4。

表 3 尾矿矿样铜物相分析结果

Table 3 Results of copper phase analysis of tailing samples

铜物相	含量/%	占比/%
全铜	0.013 0	100.00
自由氧化铜之铜	0.005 5	42.18
硫化铜之铜	0.006 3	48.23
结合氧化铜之铜	0.001 2	9.59

表 4 尾矿矿样硫物相分析结果

Table 4 Results of sulfur phase analysis of tailing samples

硫物相	含量/%	占比/%
全硫	7.030	100.00
磁性硫	0.018	0.26
硫酸盐之硫	6.890	97.97
硫化物之硫	0.120	1.77

由表 3 可知，以硫化物形式存在的铜物相占比达到了 48.23%，而全铜含量仅为 0.013%，其中硫化物之铜的含量为 0.006 3%，含量非常低，采用浮选难以进一步回收，表明基本上实现了铜的硫化物回收。

表 4 的主要物相分析结果表明，硫元素主要存

在硫酸盐中，其占比为97.97%，含量为6.89%，其次，还有1.77%的硫存在于硫化物中，含量为0.12%。硫也基本上得到了回收。

4 结论

(1) 程潮矿业公司选铁尾矿中的Cu和S品位分别为0.06%和10.85%，主要以黄铁矿、黄铜矿形式存在，黄铁矿呈它形-半自形粒状，部分可见轻微破碎现象，粒径大小为0.01～0.35 mm，黄铜矿呈它形粒状，零星分布，粒径一般小于0.25 mm。

(2) 对铜硫混合浮选精矿采用一粗两精一扫的工艺流程，中矿顺序返回；矿浆质量浓度为30%，分离浮选活性炭用量为120 g/t，生石灰用量为6 000 g/t，Z-200用量为30 g/t，在此条件下，可得Cu品位为16.00%、Cu回收率为54.87%的铜精矿；以及S品位为35.10%、S回收率为33.57%的硫精矿，取得了较好的铜、硫分离效果。

(3) 尾矿物相分析表明，硫化物中铜的含量为0.006 3%，含量非常低；硫元素主要存在于硫酸盐中，其占比为97.97%，含量为6.89%，采用浮选难以进一步回收铜、硫，实现了选铁尾矿的铜硫充分回收。

参考文献(References)：

[1] 路永森，张浩.某尾矿铜硫资源回收利用试验研究[J].现代矿业，2022，38(7)：189-191＋223.
LU Yongseng, ZHANG Hao. Experimental study on recovery and utilization of copper and sulfur resources from a tailing[J]. Modern Mining，2022，38(7)：189-191＋223.

[2] 王智聪，徐宝金，黄丽亚，等.抑制剂HS-1在铜硫分离中的作用机理研究[J].金属矿山，2024(8)：106-111.
WANG Zhicong, XU Baojin, HUANG Liya, et al. Study on the action mechanism of inhibitor HS-1 in the separation of copper and sulfur[J]. Metal Mine，2024(8)：106-111.

[3] 李志婷，彭华锋，汪庶明，等.提升某高硫低铜品位铜硫矿铜浮选回收指标试验研究[J].有色金属工程，2024，14(5)：88-94.
LI Zhiting, PENG Huafeng, WANG Shuming, et al. Improving copper flotation recovery from a copper-sulfur ore with high sulfur and low copper[J]. Nonferrous Metals Engineering，2024，14(5)：88-94.

[4] 张礼，邹松，王长福.采用新型捕收剂MOF-100浮选回收某铁尾矿中辉钼矿的研究[J].矿业研究与开发，2024，44(10)：265-270.
ZHANG Li, ZHOU Song, WANG Changfu. A study on the efficient recovery of molybdenum from iron tailings using a novel collector MOF-100 [J]. Mining Research and Development，2024，44(10)：265-270.

[5] 吴娜娜，李世男.某铜矿铜精选分离尾矿中铜硫铁资源综合回收工艺试验[J].现代矿业，2023，39(11)：174-176＋187.
WU Nana, LI Shinan. Comprehensive recovery process test of copper, sulfur and iron resources in copper concen-trate separation tailings of a copper mine[J]. Modern Mining，2023，39(11)：174-176＋187.

[6] 付广钦，周晓彤，尚兴科，等.某高硫铜硫矿石低碱度浮选试验研究[J].金属矿山，2023(12)：132-137.
FU Guangqin, ZHOU Xiaotong, SHANG Xingke, et al. Study on flotation test for a high-sulfur copper-sulfur ore with low alkalinity[J].Metal Mine，2023(12)：132-137.

[7] 姜克冰，库建刚，龙佳. 铜硫浮选分离难点及研究进展[J].化工矿物与加工，2020，49(1)：41-44＋49.
JIANG Kebing, KU Jian'gang, LONG Jia. Difficulties and research progress in flotation separation of copper and sulfur [J].Industrial Minerals & Processing，2020，49(1)：41-44＋49.

[8] 郭万进，吴明海，王阳，等.我国铜矿尾矿资源化利用技术现状及进展[J].矿产综合利用，2023(5)：127-134.
GUO Wanjin, WU Minghai, WANG Yang, et al. Present situation and progress of resource utilization technology of copper tailings in China[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources，2023(5)：127-134.

[9] 王泽雷.大平掌铜矿采矿含铜废石资源化利用研究[D].昆明：昆明理工大学，2023.
WANG Zelei. Research on resource utilization of copper-bearing waste rock in Daping Palmate copper mine[D]. Kunming: Kunming University of Science and Technology, 2023.

[10] 赵奎涛，张艳松，丛殿阁，等.全球硫资源供需形势分析[J].中国矿业，2018，27(9)：11-15.
ZHAO Kuitao, ZHANG Yansong, CONG Diange, et al. Analysis of supply and demand situation of global sulfur resources[J].China Mining Magazine, 2018，27(9)：11-15.

[11] 冯克敏，谭义凤，何兵兵，等.硫铁矿烧渣制备电池级磷酸铁工艺研究[J].化工矿物与加工，2024，53(8)：34-39.
FENG Kemin, TAN Yifeng, HE Bingbing, et al. Study on the process of preparing battery-grade iron phosphate from pyrite slag[J]. Industril Minerals & Processing，2024，53(8)：34-39.

[12] 汤启宙，刘曙，王静.程潮铁矿干选湿式磁选尾矿浮选脱硫试验研究[J].现代矿业，2021，37(7)：120-122.
TANG Qizhou, LIU Shu, WANG Jing. Experimental study on flotation desulfurization of dry and wet magnetic separation tailings from Chengchao Iron Mine[J]. Modern Mining，2021，37(7)：120-122.

[13] 杨伟卫，蔡恒安，尚世超，等.湖北某铜尾矿资源化利用研究[J].金属矿山，2022(5)：135-141.
YANG Weiwei, CAI Heng'an, SHANG Shichao, et al. Research on resource utilization of a copper tailing in Hubei [J]. Metal Mine，2022(5)：135-141.

[14] 冯宇博,梁欢,张汉泉,等.云南某混合型低品位铜尾矿浮选工艺试验研究[J].有色金属(选矿部分),2022(6):56-64.
FENG Yubo, LIANG Huan, ZHANG Hanquan, et al. Experimental study on flotation process of a mixed low-grade copper tailings from Yunnan[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section),2022(6):56-64.

[15] 陆欢欢,叶岳华.某铜矿山浮选尾矿中铜硫回收工艺技术[J].中国矿业,2022,31(增刊1):419-424.
LU Huanhuan, YE Yuehua. Recovery technology of copper and sulfur from flotation tailings of a copper mine[J]. China Mining Magazine,2022,31(Suppl.1):419-424.

[16] 曹杨,孙磊,汪清清,等.核桃壳基活性炭在硫化铜镍矿浮选分离中的应用[J].中国有色金属学报,2023,33(7):2339-2346.
CAO Yang, SUN Lei, WANG Qingqing, et al. Application of walnut shell-based activated carbon in flotation separation of copper-nickel sulfide ore[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals,2023,33(7):2339-2346.

[17] 付凯,刘志红,耿超,等.活性炭吸附磷矿浮选废水中十二胺的研究[J].水处理技术,2019,45(3):93-96+101.
FU Kai, LIU Zhihong, GENG Chao, et al. Study on adsorption of dodecylamine in phosphorite flotation wastewater by activated carbon[J]. Technology of Water Treatment, 2019,45(3):93-96+101.

[18] 程伟,张覃,马文强.活性炭对浮选废水中黄药的吸附特性研究[J].矿物学报,2010,30(2):262-267.
CHENG Wei, ZHANG Qin, MA Wenqiang. A research on removal of xanthate from floatation waste water with activated carbon[J]. Acta Mineralogica Sinica,2010,30(2):262-267.

[19] YUAN Jiaqiao, DING Zhan, BI Yunxiao, et al. Acid mine drainage activation mechanism onlime-depressed pyrite flotation from copper sulfide ore[J]. Transactions of Nonferrous Metals Society of China,2024,34(9):2987-3001.

[20] 张英,覃武林,孙伟,等.石灰和氢氧化钠对黄铁矿浮选抑制的电化学行为[J].中国有色金属学报,2011,21(3):675-679.
ZHANG Ying, QIN Wulin, SUN Wei, et al. Electrochemical behaviors of pyrite flotation using lime and sodium hydroxide as depressantors[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals,2011,21(3):675-679.

[21] 万丽,王立刚,孙志健,等.石灰环境中硫代硫酸钠对黄铁矿抑制机理研究[J].有色金属(选矿部分),2022(1):34-40+53.
WAN Li, WANG Ligang, SUN Zhijian, et al. Study on depression mechanism of sodium thiosulfate on pyritein lime environment[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section),2022(1):34-40+53.

[22] 何桂春,吴艺鹏,冯金妮,等.高碱高钙受抑黄铁矿活化剂的研究现状[J].有色金属科学与工程,2012,3(2):37-40.
HE Guichun, WU Yipeng, FENG Jinni, et al. The activation of pyrite inhibited in high alkaline and high calcium conditions flotation research[J]. Nonferrous Metals Science and Engineering,2012,3(2):37-40.

[23] 赖祥平,程伟,梁云帆.过氧化氢-氧化钙强化抑制煤系黄铁矿的作用机理研究[J].矿业研究与开发,2022,42(11):54-61.
LAI Xiangping, CHENG Wei, LIANG Yunfan, et al. Inhibition mechanism of hydrogen peroxide and calcium oxideon coal-pyrite[J]. Mining Research and Development, 2022,42(11):54-61.