



某铜矿浮选尾矿铜和钨综合回收试验研究

李文涛, 彭南良, 周玉才, 王明强, 冯江, 胡慧英

(中冶长天国际工程有限责任公司, 湖南长沙 410205)

摘要:湖北某铜矿浮选尾矿金属矿物以褐铁矿、磁铁矿、黄铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿为主,其中主要有价组分为铜与钨,分别赋存于黄铜矿和白钨矿中。但由于其质量分数较低,且与脉石矿物嵌布紧密,导致回收难度较大。为实现该尾矿中铜和钨的回收,本文采用“铜优先浮选-浮选尾矿选钨”的工艺流程进行综合回收试验研究。铜回收采用“两粗三精两扫”的浮选工艺,钨回收采用“绒毯溜槽预富集-浮选分离-摇床精选”工艺流程。试验结果表明:在原矿Cu品位为0.14%、 WO_3 品位为0.06%的情况下,试验获得了Cu品位8.12%、回收率21.46%的铜精矿,以及 WO_3 品位为19.36%、回收率为21.43%的钨精矿。本文成果可为同类尾矿矿产资源的高效综合利用提供借鉴与参考。

关键词:尾矿; 综合回收; 黄铜矿; 白钨矿; 浮选

中图分类号:TD926.4

文献标志码:A

文章编号:1673-8993(2025)09-0001-08

doi:10.13402/j.gcjs.2025.09.107

Comprehensive recovery experimental research of copper and tungsten from flotation tailings in a copper mine

LI Wentao, PENG Nanliang, ZHOU Yucai, WANG Mingqiang, FENG Jiang, HU Huiying

(Zhongye Changtian International Engineering Co., Ltd., Changsha 410205, Hunan, China)

Abstract: The flotation tailings metal minerals of a copper mine in Hubei Province are mainly limonite, magnetite, pyrite, pyrrhotite and chalcopyrite, of which the main valuable components are copper and tungsten, which occur in chalcopyrite and scheelite, respectively. However, due to its low content and close intercalation with gangue minerals, it is difficult to recover. In order to realize the recovery of copper and tungsten in the tailings, the process of “copper priority flotation-flotation tailings tungsten separation” is used to conduct a comprehensive recovery experiment research. Copper recycling adopts the flotation process of “two coarse, three fine and two sweeping”, and tungsten recycling adopts the process of “carpet chute pre-enrichment-flotation separation-shaker selection”. The test results show that copper concentrate with a Cu grade of 8.12% and a recovery rate of 21.46%, and a tungsten concentrate with a WO_3 grade of 19.36% and a recovery rate of 21.43% are obtained under the condition of Cu grade of 0.14% and WO_3 grade of 0.06%. The results can provide references for the efficient and comprehensive utilization of similar tailings mineral resources.

Key words: tailings; comprehensive recovery; chalcopyrite; scheelite; flotation

铜因其良好的导电性,广泛应用于电气、电子、建筑、交通等领域^[1-2]。中国的铜资源储量相对较少,主要集中在西藏、江西、内蒙古、云

南等地区^[3-5]。钨因其具有高熔点、高硬度等特性,广泛应用于钢铁工业、硬质合金制造、航空航天等高科技领域^[6]。中国的钨储量位居世界第

收稿日期:2024-12-09

基金项目:国家重点研发计划资助项目(2021YFC2902305)

作者简介:李文涛(1992—),男,工程师,从事选矿工艺与选矿工程方面的研究。

一, 主要分布在江西、湖南、广东、广西、福建等地^[7]。铜尾矿中含有大量的有价组分, 而我国对铜尾矿的处理方式主要是堆存在尾矿坝, 综合利用率较低^[8]。

铜尾矿中含有一定量的铜和钨, 回收这些金属可以减少对原生矿产资源的依赖^[8-10]。但由于铜尾矿经过了前期的加工处理, 其粒度较细、表面残留药剂, 且在尾矿库堆积过程中受到风化等因素影响, 难以得到有效的综合回收利用^[11]。随着全球经济的快速发展, 对铜和钨等金属资源的需求日益增长。原生矿产资源储量有限且不可再生, 从尾矿中回收铜和钨, 不仅能够降低环境污染, 还有助于提高资源的总体利用率, 因此回收铜尾矿中的铜和钨具有重要意义^[12-14]。目前广泛采用浮选法对铜尾矿进行再选回收。该方法操作简便、成本低廉, 在回收金、银等贵金属及铜、钨等有色金属方面展现出良好效果^[15]。如杨伟卫等^[16]针对湖北某铜尾矿, 采用铜硫混合粗选、粗精矿再磨后铜硫分离浮选工艺, 可获得铜品位为 13.80%、Cu 回收率为 21.71% 的铜精矿, 以及产率为 1.22%、S 品位为 44.50%、S 回收率为 50.89% 的硫精矿; 陆欢欢等^[17]针对我国西南部某大型铜矿浮选尾矿, 通过浮选工艺获得铜品位为 20.11%、含金 3.11 g/t, 铜回收率为 81.63%、金回收率为 25.39% 的铜精矿; 卓建英等^[18]针对江西某含铜 0.119% 的铜尾矿, 通过“一次粗选—两次精选—一次扫选”的全流程闭路浮选试验, 获得铜品位为 8.73%、铜回收率为 40.34% 的铜精矿。

湖北某铜尾矿中主要有价组分为铜与钨, 矿物质量分数分别为 0.14% (Cu)、0.06% (WO_3), 具有一定的回收价值。其中铜主要以黄铜矿形式赋存, 与石英、钙铁榴石、褐铁矿等脉石矿物嵌布紧密; 钨主要以白钨矿的形式赋存。针对该尾矿的矿石性质, 本文拟定“先浮选回收铜, 再在浮选铜浮选尾矿中回收钨”的原则工艺流程, 围绕该工艺流程进行详细的选矿试验研究, 旨在最

大程度地回收尾矿中的铜和钨资源。

1 矿石性质研究

1.1 矿石化学成分分析

对尾矿进行化学多元素分析, 确定矿石主要组成元素及其含量, 分析结果如表 1 所示。由表 1 可知: 原矿中有价金属组分主要为铜与钨, 质量分数分别为 0.14% 与 0.06%, 具有较高的回收利用价值; 矿石非金属组分主要为 CaO、 SiO_2 , 合计占比达到 60% 以上。

1.2 矿石矿物组成分析

通过工艺矿物学研究对铜浮选尾矿的主要矿物组成及其含量进行分析, 结果如表 2 所示。由表 2 可知: 矿石中金属矿物质量分数为 4.67%, 主要为褐铁矿、磁铁矿、黄铁矿、磁黄铁矿和黄铜矿; 脉石矿物质量分数为 95.33%, 以钙铁榴石 (质量分数为 58.46%) 为主, 其次为石英、长石、方解石和辉石等。其中, 主要有价组分为黄铜矿和白钨矿, 具有一定的回收价值。

1.3 矿石主要矿物物相分析

对矿石中铜与钨的物相进行分析, 结果如表 3、4 所示。由表 3 可知: 矿石中的铜主要以原生硫化铜和次生硫化铜的形式赋存, 二者合计占比近 70%; 其余 30% 以自由氧化铜和结合氧化铜的形式赋存。由表 4 可知: 矿石中的钨主要以白钨矿形式赋存, 质量分数为 0.040 0%, 占比 80%; 其次为黑钨矿, 质量分数为 0.009 5%, 占比 19%。

1.4 矿石主要矿物嵌布特征分析

对矿石中主要的褐铁矿、黄铜矿等矿物的嵌布特征进行分析, 结果如图 1、2 所示。由图 1 可知: 褐铁矿主要呈自形和半自形粒状, 主要与黄铁矿以及石英、长石等非金属矿物连生。由图 2 可知: 黄铜矿主要呈他形粒状、条带状和星点状, 主要与石英、钙铁榴石、褐铁矿等脉石矿物连生, 几乎不与黄铁矿连生, 这种嵌布特征对其选别回收较为有利。

表 1 原矿综合样化学多元素分析结果

Cu/%	Mo/%	CaO/%	SiO_2 /%	S/%	MgO/%	Al_2O_3 /%	TFe/%	WO_3 /%	As/%	C/%	K_2O /%	Au/(g·t ⁻¹)	Ag/(g·t ⁻¹)
0.140	0.007 2	30.110	33.230	0.810	5.230	2.060	14.280	0.060	0.010	2.120	0.560	0.230	3.800

表 2 矿石主要矿物组成(质量分数)

褐铁矿	磁铁矿	黄铁矿	磁黄铁矿	黄铜矿	斑铜矿	白钨矿	黝铜矿	钙铁榴石	石英	长石	方解石	辉石	石膏
2.370	1.490	0.470	0.130	0.080	0.020	0.005	0.001	58.460	8.060	6.540	6.420	5.270	3.210

表 3 原矿中铜的物相分析结果

物相	质量分数	占比
自由氧化铜中铜	0.035	25.00
结合氧化铜中铜	0.007	5.00
原生硫化铜中铜	0.044	31.43
次生硫化铜中铜	0.054	38.57

表 4 原矿中钨的物相分析结果

物相	质量分数	占比
白钨矿中钨	0.040 0	80
黑钨矿中钨	0.009 5	19
钨华中钨	0.000 5	1

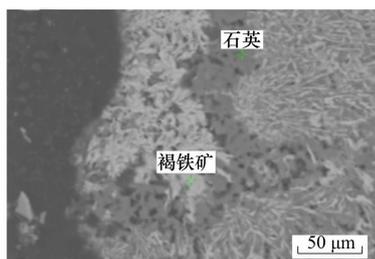
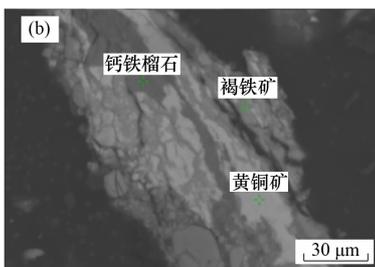
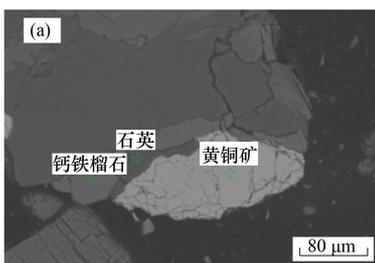


图 1 褐铁矿呈蜂窝状、支脉状与石英浸染共生



(a) 黄铜矿呈不规则状边缘交代石英和钙铁榴石;

(b) 黄铜矿与褐铁矿浸染共生

图 2 黄铜矿呈不规则状边缘交代石英、钙铁榴石(左)、与褐铁矿浸染共生(右)

2 试验结果与讨论

根据矿石性质分析结果, 拟定了“铜优先浮

选-铜浮选尾矿再选钨”的选矿工艺流程(图 3)。矿石中铜主要以黄铜矿形式赋存, 但质量分数较低, 且与脉石矿物嵌布紧密, 单体解离度较差, 选别难度较大。为此, 试验重点研究浮选工艺对铜的回收效果。钨主要以白钨矿形式赋存, 质量分数仅为 0.04%, 且原矿中钙铁榴石质量分数高, 含泥量大, 导致直接浮选回收钨的效果不理想。因此, 试验以铜浮选尾矿为给矿, 采用绒毯溜槽对钨进行预富集。富集后的钨粗精矿经浮选分离后, 再通过摇床精选, 最终实现钨资源的高效回收。

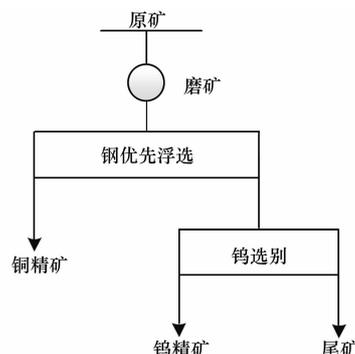


图 3 原矿选矿试验流程

2.1 铜回收试验研究

2.1.1 磨矿细度对铜浮选回收的影响

尾矿在浮选过程中存在表面药剂残留现象, 且矿物堆积会导致细粒级矿物覆盖目的矿物表面, 影响浮选药剂吸附并降低矿物浮选行为差异, 因此浮选前需通过磨矿对矿石表面进行擦洗处理。试验采用固定药剂用量条件(硫酸 2 000 g/t、丁基黄药 300 g/t、2[#]油 14 g/t), 考察磨矿细度对铜回收效果的影响, 试验结果如图 4 所示。

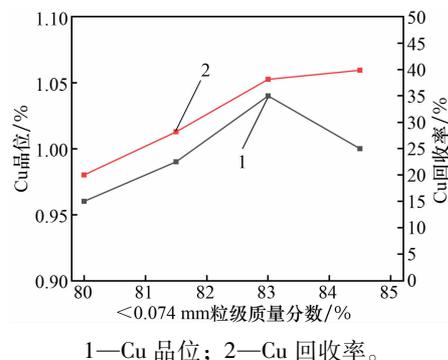
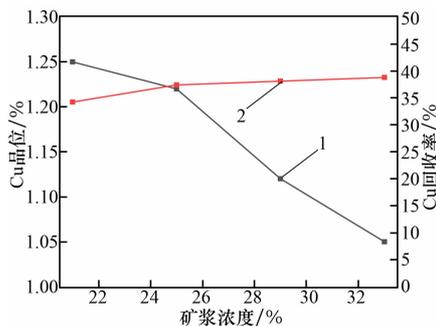


图 4 磨矿细度对铜回收的影响试验结果

由图 4 可知：磨矿擦洗处理对矿物表面的清洁作用显著改善了铜的浮选回收效果。随着磨矿细度的提高，铜精矿品位和回收率均呈现明显上升趋势。当磨矿细度达到 <0.074 mm 粒级质量分数为 83% 时，可获得 Cu 品位为 1.04%、Cu 回收率为 38.12% 的铜精矿。但需要注意的是，随着矿石细度的降低，磨矿过程中产生的矿泥质量分数增加，导致目的矿物与脉石矿物的可浮性差异减小。综合考虑浮选指标和经济效益，最终确定最佳磨矿细度为 <0.074 mm 粒级质量分数为 83%。

2.1.2 矿浆浓度对铜浮选回收的影响

该铜浮选尾矿具有细度细、矿泥质量分数高的特点，矿浆浓度直接影响浮选药剂在矿物表面的吸附效果。试验在固定条件下（磨矿细度 <0.074 mm 占 83%、硫酸 2 000 g/t、丁基黄药 300 g/t、2[#]油 14 g/t）考察矿浆浓度对铜浮选回收的影响，结果如图 5 所示。



1—Cu 品位；2—Cu 回收率。

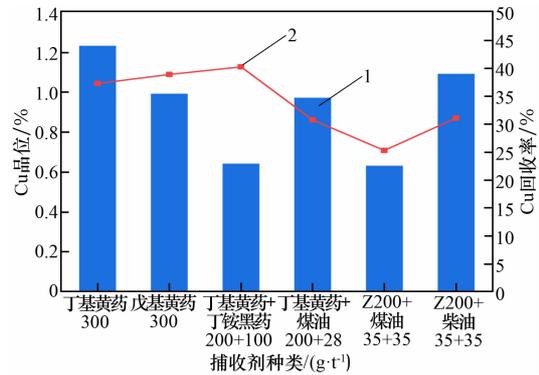
图 5 矿浆浓度对铜回收的影响试验结果

由图 5 可知：适当降低矿浆浓度有利于改善铜浮选效果。随着矿浆浓度的降低，铜回收率呈现下降趋势，而铜品位则逐步提高。为兼顾回收率和精矿品位，最终确定最佳矿浆浓度为 25%。在此条件下，可获得 Cu 品位为 1.22%、Cu 回收率为 37.38% 的铜精矿。

2.1.3 捕收剂种类对铜浮选回收的影响

捕收剂种类对黄铜矿的浮选效果具有显著影响。试验在固定条件下（磨矿细度 <0.074 mm 占 83%、硫酸 2 000 g/t、2[#]油 14 g/t）考察不同捕收剂对铜浮选回收的影响，结果如图 6 所示。

由图 6 可知：黄药体系下铜精矿的指标最好，丁基黄药虽然相比戊基黄药捕收性略差、回收率偏低，但铜精矿品位比戊基黄药要高；而丁基黄



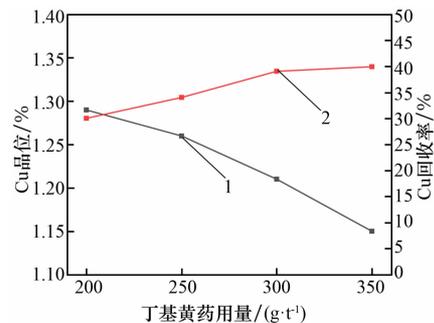
1—Cu 品位；2—Cu 回收率。

图 6 捕收剂种类对铜回收的影响试验结果

药和其他捕收剂组合捕收铜的效果都比单一使用丁基黄药差，因此选定丁基黄药作为铜浮选捕收剂。

2.1.4 捕收剂用量对铜浮选回收的影响

在黄铜矿浮选过程中，捕收剂用量直接影响目的矿物与脉石矿物的分离效果。试验在固定条件下（磨矿细度 <0.074 mm 占 83%、硫酸 2 000 g/t、2[#]油 14 g/t）考察丁基黄药用量对铜浮选的影响。结果如图 7 所示。



1—Cu 品位；2—Cu 回收率。

图 7 丁基黄药用量对铜回收的影响试验结果

由图 7 可知：随着丁基黄药用量的增加，铜回收率显著提升；当用量达到 300 g/t 后趋于稳定，继续增加用量对回收率提升不明显，但会导致精矿品位明显下降。综合考虑，确定丁基黄药最佳用量为 300 g/t。

2.1.5 硫化钠用量对铜回收的影响

考虑到原矿中铜氧化率偏高，一段粗选作业对氧化铜矿回收效果有限，需采用两段粗选作业以提高铜浮选回收率。为此，在第二段粗选作业中添加硫化钠进行矿物硫化处理，考察硫化钠用量对铜浮选回收的影响。试验流程如图 8 所示，

试验结果如图 9 所示。

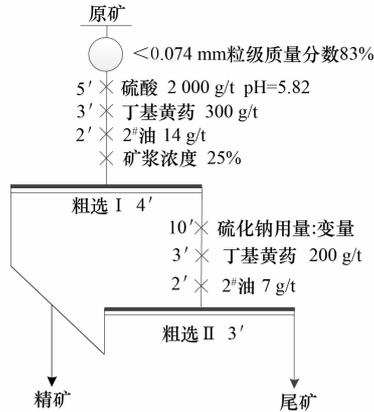
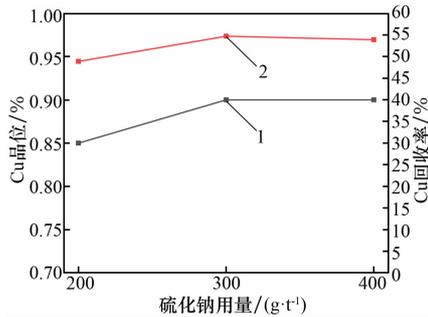


图 8 硫化钠用量对铜回收的影响试验流程



1—Cu 品位; 2—Cu 回收率。

图 9 二段粗选硫化钠用量对铜回收的影响试验结果

由图 9 可知: 硫化钠的添加显著改善了铜的选别效果。随着硫化钠用量的增加, 精矿 Cu 品位和回收率均明显提升, 在用量达到 300 g/t 时趋于稳定。在此条件下, 获得精矿加权 Cu 品位为 0.90%、Cu 回收率为 54.70%。继续增加硫化钠用量, 品位和回收率均略有下降, 说明过量硫化钠开始产生抑制作用。因此, 确定硫化钠最佳用量为 300 g/t。

通过两段粗选作业, Cu 回收率得到显著提升。综合考虑选别指标和经济效益, 最终确定采用两段粗选作业进行铜的浮选回收。

2.1.6 铜浮选闭路试验

在条件试验的基础上, 进行铜浮选闭路试验, 试验流程如图 10 所示, 试验结果如表 5 所示。由表 5 可知: 原矿采用“两粗三精两扫”浮选工艺流程处理后, 可获得 Cu 品位为 8.21%、回收率为 21.70% 的铜精矿。铜精矿中钨质量分数极低 (0.01%), 钨几乎全部进入浮选尾矿, 分布率达到 99.94%。

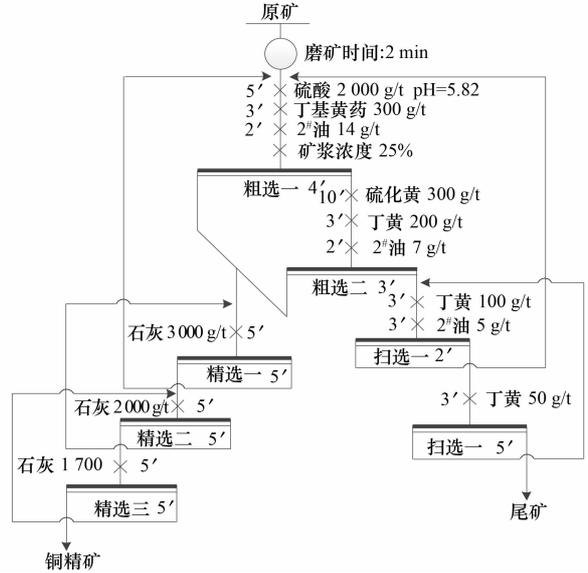


图 10 闭路试验流程

表 5 闭路试验结果 (质量分数) %

产品名称	产率	品位		回收率	
		Cu	WO ₃	Cu	WO ₃
精矿	0.37	8.21	0.01	21.70	0.06
尾矿	99.63	0.11	0.06	78.30	99.94
原矿	100.00	0.14	0.06	100.00	100.00

2.2 钨回收试验研究

2.2.1 绒毯溜槽预富集对钨回收的影响

由于原矿中钨的质量分数仅为 0.05%, 探索性试验表明直接采用浮选、摇床、磁选及螺旋溜槽等方法均无法实现钨的有效富集或预富集。为此, 采用绒毯溜槽对铜浮选闭路尾矿中的钨进行预富集试验, 结果如表 6 所示。由表 6 可知: 铜浮选尾矿经绒毯溜槽预富集后, 可获得 WO₃ 品位为 0.24%、相对原矿回收率为 50.78% 的钨预富集产品, 预富集效果较好。

表 6 绒毯溜槽预富集对钨回收的影响

产品名称	产率	试验结果 (质量分数)	
		WO ₃ 品位	WO ₃ 相对原矿回收率
钨精矿	10.44	0.24	50.78
尾矿	89.56	0.03	49.16
原矿	100.00	0.05	99.94

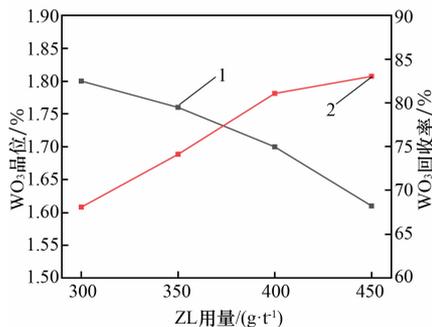
2.2.2 ZL 捕收剂用量对钨回收的影响

采用浮选工艺对绒毯溜槽预富集的钨粗精矿进行再次选别, 以进一步提高 WO₃ 品位。浮选采用捕收性能强的脂肪酸类 ZL 捕收剂作为钨的选别药

剂, 试验固定碳酸钠用量为 1 800 g/t、水玻璃用量为 2 000 g/t, 考察 ZL 用量对钨浮选回收的影响, 结果如图 11 所示。由图 11 可知: 随着 ZL 用量增加, 钨精矿 WO_3 回收率持续上升而 WO_3 品位略有下降; 当 ZL 用量达到 400 g/t 时趋于稳定, 此时可获得 WO_3 品位为 1.70%、回收率为 41.16% 的钨精矿; 继续增加捕收剂用量, 精矿 WO_3 回收率无明显变化。因此, 确定 ZL 最佳用量为 400 g/t。

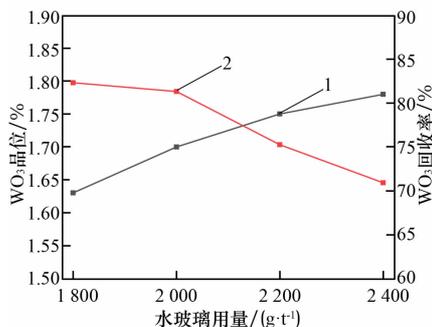
2.2.3 水玻璃用量对钨回收的影响

试验固定碳酸钠用量为 1 800 g/t、ZL 用量为 400 g/t, 考察水玻璃用量对钨浮选回收的影响, 结果如图 12 所示。由图 12 可知: 随着水玻璃用量增加, 钨精矿中 WO_3 品位有所提高, 但回收率逐渐下降。当水玻璃用量为 2 000 g/t 时, 回收率达到较高水平, 此时可获得 WO_3 品位为 1.70%、回收率为 41.27% 的钨精矿。因此, 确定水玻璃最佳用量为 2 000 g/t。



1— WO_3 品位; 2— WO_3 回收率。

图 11 ZL 捕收剂用量对钨回收的影响试验结果



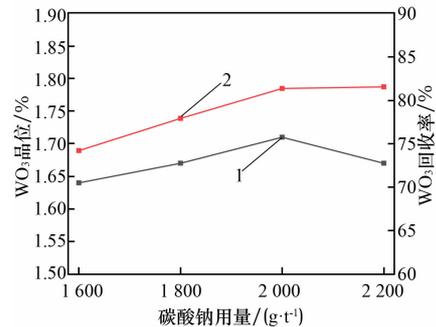
1— WO_3 品位; 2— WO_3 回收率。

图 12 水玻璃用量对钨回收的影响试验结果

2.2.4 碳酸钠用量对钨回收的影响

试验固定水玻璃用量为 2 000 g/t、ZL 用量为 400 g/t, 考察碳酸钠用量对钨浮选回收的影响, 结果如图 13 所示。由图 13 可知: 随着碳酸钠用

量增大, 钨精矿中 WO_3 品位先升高后降低; 当碳酸钠用量达到 2 000 g/t 时品位最高, 此时可获得 WO_3 品位为 1.71%、回收率为 41.29% 的钨精矿。因此, 确定碳酸钠最佳用量为 2 000 g/t。



1— WO_3 品位; 2— WO_3 回收率。

图 13 碳酸钠用量对钨回收的影响试验结果

2.2.5 摇床精选试验

通过浮选试验可获得钨质量分数为 1.71%、钨回收率为 41.29% 的钨粗精矿, 但进一步采用浮选方法进行精选时发现, 钨品位难以大幅提升, 且钨在中矿中的损失较大。因此, 结合原矿性质特点, 采用摇床进行精选作业, 试验给矿为钨浮选粗精矿, 结果如表 7 所示。由表 7 可知: 经摇床重选后, 钨精矿中 WO_3 得到有效富集, 品位达 19.34%, 相对原矿回收率为 20.95%, 实现了原矿中钨的有效回收。

表 7 精选条件试验结果(质量分数) %

产品名称	产率	WO_3 品位	WO_3 相对原矿回收率
精矿	4.76	19.34	22.23
尾矿	95.24	0.83	19.06
原矿	100.00	1.71	41.29

2.3 铜、钨回收选矿工艺流程与选矿指标

在条件试验的基础上, 进行尾矿铜钨综合回收闭路试验, 试验流程如图 14 所示, 试验结果如表 8 所示。由表 8 可知: 采用该选矿流程处理原矿, 可获得铜品位为 8.12%、回收率为 21.46% 的铜精矿; 通过对铜浮选尾矿再选, 可获得 WO_3 品位为 19.36%、回收率为 21.43% 的钨精矿, 实现了浮选尾矿中铜和钨的高效综合利用。

同时研究发现, 虽然实现了低品位尾矿中铜、钨的综合回收, 但回收率均低于 25%。分析表明, 回收率较低主要与尾矿矿石性质及铜、钨矿物的

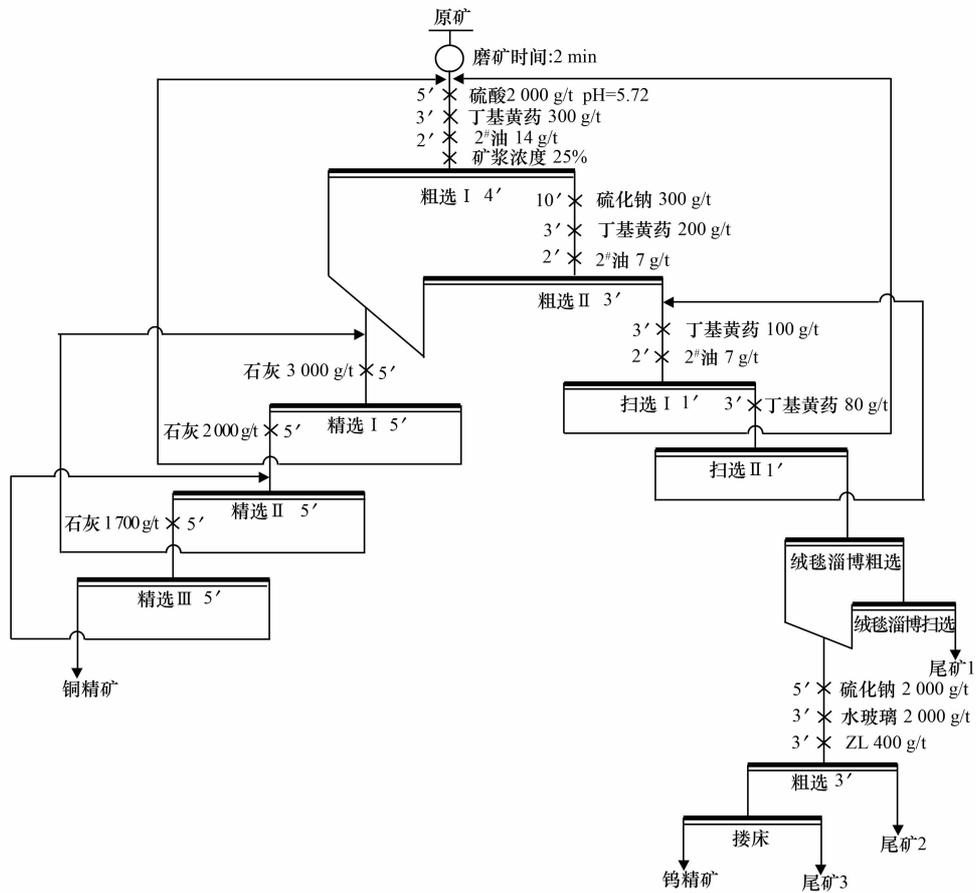


图 14 闭路试验流程

表 8 闭路试验结果(质量分数) %

产品名称	产率	品位		回收率	
		Cu	WO ₃	Cu	WO ₃
铜精矿	0.37	8.12	0.01	21.46	0.06
钨精矿	0.07	0.21	19.36	0.10	21.43
尾矿 1	86.91	0.12	0.03	74.97	49.86
尾矿 2	11.30	0.03	0.05	2.61	9.98
尾矿 3	1.35	0.09	0.83	0.86	18.68
原矿	100.00	0.14	0.06	100.00	100.00

赋存形式有关, 具体受限于 Cu 和 WO₃ 质量分数较低、矿物粒度细、与脉石共生紧密导致解离度不足等因素, 这些因素使得选矿方法难以实现铜钨的进一步富集回收。建议通过引入化学预处理方法、采用新型选矿设备等途径, 尝试突破回收瓶颈, 进一步提升回收率。

3 结论

(1) 湖北某铜矿浮选尾矿金属矿物质量分数为 4.67%, 主要以褐铁矿、磁铁矿、黄铁矿、磁

黄铁矿、黄铜矿为主, 脉石矿物以钙铁榴石、石英、长石、方解石、辉石等为主; 其中有价回收矿物为黄铜矿和白钨矿, Cu 和 WO₃ 质量分数分别为 0.14% 和 0.06%。黄铜矿呈他形粒状、条带状及星点状, 主要与钙铁榴石、石英等脉石矿物连生, 几乎不与黄铁矿连生, 有利于其浮选回收。

(2) 针对该尾矿性质拟定“铜优先浮选-浮选尾矿选钨”原则流程对铜和钨进行综合回收, 并采用“两粗三精两扫”浮选工艺回收铜, 采用“绒毯溜槽预富集-浮选分离-摇床精选”工艺流程回收钨。闭路试验获得 Cu 品位为 8.12%、Cu 回收率为 21.46% 的铜精矿, WO₃ 品位为 19.36%、WO₃ 回收率为 21.43% 的钨精矿, 实现了该尾矿中铜和钨资源的高效回收。该研究对尾矿“吃干榨净、变废为宝”的资源化综合利用具有重要意义。

(3) 初步判断该工艺在当前金属价格下对该铜矿浮选尾矿具备一定经济性, 且符合当地政府绿色转型政策导向。后期可通过技术优化进一步

提升回收率,或结合尾矿建材化利用,经济效益可进一步放大。此外,该工艺不仅可以实现尾矿消纳、缓解库存压力,同时也为其他类似尾矿库提供参考依据。

参考文献:

- [1] 杨延宙,郭万中,加永泽仁,等. 西藏某斑岩型铜矿石浮选回收试验研究[J]. 有色金属(选矿部分),2024(12): 91-96;102.
- [2] 尹政道,王涵,申培伦,等. 云南某铜炉渣中铜深度浮选回收试验研究[J]. 有色金属(选矿部分),2024(12): 63-71.
- [3] 蒋炜,李伟,刘铁成,等. 全球铜资源分布与价格影响因素分析[J]. 矿产勘查,2024,16(1):205-213.
- [4] 陈旭波,刘万峰,于志超. 非洲某次生硫化铜矿选矿试验研究[J]. 中国矿业,2024,33(增刊2):399-404.
- [5] 巴红飞,石玉臣,段景文,等. 刚果(金)某氧化铜钴矿选矿试验研究[J]. 湖南有色金属,2024,40(5):25-29.
- [6] 杨涅. 钨矿矿石性质及矿石选矿工艺研究[J]. 世界有色金属,2024(18):118-120.
- [7] 钟佳霖,吴迪,王洪岭. 内蒙古某低品位混合型钨矿选矿试验研究[J]. 有色金属(选矿部分),2024(11): 53-61.
- [8] 焦文亚,赵义,邵辉,等. 湖北某铜尾矿再选回收铜硫试验[J]. 金属矿山,2016(7):179-181.
- [9] 闵世珍,温小毛,徐敬吟. 钨尾矿再回收利用研究进展[J]. 世界有色金属,2022(4):164-166.
- [10] 赵强,魏进超,肖业俭,等. 大型矿山选矿尾矿一体化解决方案探讨[J]. 工程建设,2021,53(1):25-28.
- [11] 李茂林,王旭. 甘肃某白钨浮选尾矿再回收白钨试验研究[J]. 中国钨业,2015,30(2):17-20.
- [12] 陶恒畅,郭超华,毛富邦. 内蒙古某铜尾矿再选试验研究[J]. 黄金,2021,42(10):83-86.
- [13] 汪楠楠,王宇帆,黄飞,等. 铜尾矿库周边农田土壤重金属污染状况及其对大豆生长的影响[J]. 土壤通报,2024,55(5):1462-1469.
- [14] 赵强,张鹏羽. 从钨尾矿中回收 SiO_2 的试验研究[J]. 工程建设,2023,55(1):1-5.
- [15] 李炳蓉,于虎,林清泉,等. 循环经济模式下铜尾矿资源综合利用研究进展[J]. 铜业工程,2025(3):93-105.
- [16] 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.
- [17] 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.
- [18] 卓建英,卢涛,吴启明,等. 某选铜尾矿工艺矿物学及选矿试验研究[J]. 铜业工程,2019(4):63-67.