

复杂难选低品位锡细泥重浮联合选锡试验研究*

李宇宏¹, 李俊英², 解志锋¹

(1. 赣州金环磁选科技装备股份有限公司, 江西 赣州市 341008;

2. 江西环境工程职业学院, 江西 赣州市 341002)

摘要:江西某锡细泥的平均锡品位为0.25%, 矿物组成复杂, 超细粒含量高, 属复杂难选低品位锡细泥矿。对该矿物进行了矿物学研究和选矿试验, 针对该矿物超细粒级含量高, 含钙脉石矿物分离难的特点, 确定采用离心机预富集—脱硫—浮选精选的重浮联合工艺。试验探索了离心机预富集的最佳工艺参数。先通过重选将锡细泥品位预富集到0.83%; 再通过浮选脱除硫化矿; 最后采用苯甲羟肟酸为捕收剂, 碳酸钠为调整剂, 水玻璃为脉石抑制剂, 经一粗二精二扫工艺流程进行锡细泥精选, 最终可获得含锡6.63%、回收率为52.37%的锡精矿, 实现了锡资源的有效回收。

关键词:锡细泥; 离心机; 浮选; 脱硫; 预富集

中图分类号:TD952 **文献标识码:**A

文章编号:1005-2763(2024)11-0253-08

0 引言

锡矿因比重大, 其选矿工艺基本以重选为主, 然而, 锡矿性脆, 在开采、破碎、磨矿过程中容易过粉碎, 产生大量原生和次生细泥, 通常占原矿金属量的15%以上。由于锡细泥的组成复杂、比表面积大、药剂选择性差、夹带多、难免离子干扰多等原因, 造成锡回收成本高、能耗大、选矿指标普遍偏低^[1-2], 长期以来, 不仅造成锡资源的浪费, 而且大量固体尾矿占用土地, 影响矿山生态环境。

当前锡细泥回收工艺主要有浮选法、重选法以及浮重联合法^[3]。浮选法通常可获得相对较高的精矿品位和回收率。龙海洋^[4]针对国外某含硫锡细泥, 通过水杨羟肟酸和P86组合捕收剂单一浮选流程获得Sn品位19.85%、回收率88.00%的锡精矿。由于锡细泥具有比表面积大、表面能高等特点, 单一浮选法存在药剂用量大、废水难处理的问题, 且选别效果也容易受矿泥含量的影响, 整体应用并不多。重选法包括摇床、离心机、毛毯机及悬振锥面选矿机

等。张婷等^[5]通过离心选矿机回收广西某含锡多金属矿, 在原矿含锡0.32%的情况下, 通过多段精选获得锡品位16.65%、回收率69.09%的良好指标。董明传等^[6]试验对比了摇床、螺旋溜槽和圆盘选矿机回收微细粒锡石的效果, 发现采用摇床可获得相对较高的精矿锡品位和回收率。重选法具有选矿成本低、环保等优点, 而主要不足之处在于处理量小、占地面积大、富集比不高。

目前采用最多的是浮重联合法, 即综合浮选和重选各自优缺点的联合工艺, 包括先重后浮和先浮后重^[7]。王进明等^[8]针对某含锡0.15%的微细粒锡石, 首先通过离心机粗选预富集实现锡品位5倍以上的富集, 再通过精矿反浮选脱硫工艺, 有效的回收硫化铅尾矿中的微细粒锡石, 最终可得到锡品位18.5%、回收率65%的锡精矿。针对广西某高硫锡细泥矿, 许大洪等^[9]采用混合羟肟酸与脂肪酸类复配捕收剂浮锡, 锡粗精矿再通过SL-1600离心机进行精选, 在原矿含锡1.01%的条件下, 取得了精矿含锡26.72%、锡回收率70.77%的选矿指标。何名飞等^[10]采用先重选后浮选的联合工艺, 通过研究悬振锥面选矿机盘面转动频率、盘面回旋振动频率和给矿量等影响因素, 先预富集, 再采用BY系列药剂浮选重选精矿, 在给矿锡品位0.282%的条件下, 获得了含锡42.49%、回收率48.46%的锡精矿。由于先浮后重工艺中浮选药剂具有一定黏性, 矿物容易吸附在后续的重选设备上产生结块现象, 同时先浮选过程中因存在矿泥也导致增加了药剂的消耗, 而重选过程中矿泥大部分随轻物流走, 有自然脱泥效果。综上所述, 先重后浮工艺的整体效果因通常优于先浮后重而成为主流工艺。

江西某锡矿选厂锡细泥长期堆存, 不仅大量占用土地, 还给周边环境带来众多隐患。为有效回

* 收稿日期: 2024-01-15

作者简介: 李宇宏(1991—), 男, 江西赣州人, 硕士, 工程师, 主要从事选矿工艺与设备研究。E-mail: liyuhong102@126.com

收该矿的锡细泥中的锡金属,减轻堆存造成的不良影响,本试验在工艺矿物学研究的基础上,通过分析确定最佳的工艺流程,探索选矿工艺参数,确定锡细泥的可选性,为现场技术改造和设计提供依据。

1 试样与方法

1.1 试样性质

试样取自赣南某锡矿尾矿库,主要金属元素有锡石、黄铜矿、闪锌矿、辉铋矿、黄铁矿等,脉石矿物主要有长石、石英、萤石、方解石、绿泥石、绿柱石、高岭石等。矿样化学多元素分析、锡物相分析和锡细泥筛析结果分别见表1至表3。

化学多元素分析表明,锡品位为0.25%,是主要回收元素。锡物相分析表明,锡主要以锡石形式存在,但硅酸盐和硫化物中的锡也占有较高比例,对整体锡细泥回收产生不利影响。锡细泥筛析结果表明,试样中锡粒级分布较宽,在各粒级范围均有分布,其中-0.013 mm 粒级产率为16.13%,金属分布率为20.04%,强化这部分超细粒级的回收是本次试验的重点。

表1 化学多元素分析结果

Sn	Bi	Cu	Zn	S	Fe	Pb
0.25	0.05	0.09	0.67	1.58	14.20	0.05
WO ₃	MgO	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	Na ₂ O	CaF ₂
0.02	6.10	24.92	15.12	3.47	1.10	12.07

表2 锡物相分析

相别	含量	占有率
锡石	0.208	83.20
硅酸盐中锡	0.029	11.60
硫化物中锡	0.009	3.60
水锡石中锡	0.004	1.60
总计	0.250	100.00

表3 锡细泥筛析结果

粒度范围/mm	产率/%	锡品位/%	金属分布率/%
+0.074	5.05	0.14	2.83
-0.074~+0.053	22.83	0.26	23.74
-0.053~+0.045	17.18	0.28	19.24
-0.045~+0.013	38.81	0.22	34.15
-0.013	16.13	0.31	20.04
合计	100.00	0.25	100.00

1.2 试验方案

针对本试样细粒级含量高的特点,若优先浮选需进行脱泥,脱泥过程势必将大量微细粒锡金属一起带走,同时还增加药剂的消耗。故本试验方案采用先重后浮的工艺,首先本着“能收早收,能丢早丢”原则,采用细粒级回收率高、占地面积小的离心机对锡细泥进行预富集抛废^[11],再通过浮选优先脱除硫化矿,对锡粗精矿进行精选。本试验通过对离心机选矿因素和浮选相关药剂的研究,探索锡细泥回收的最佳选矿工艺。

2 试验结果与讨论

2.1 离心机转速对含锡细泥预富集的影响

离心机是通过转筒高速旋转带动矿浆做离心运动,不同容重的矿物受到重力、浮力、离心力以及流体阻力等的综合作用,在转筒内壁产生不同的沉降速度。离心力与转速的平方成正比,故转速是控制矿物离心分离的关键因素^[12],因此通过试验探索离心机转速对含锡细泥预富集的影响。试验每次称500 g样品,配成质量浓度为15%的矿浆,固定给矿时间为70 s,漂洗水量为2 L/min,试验结果如图1所示。

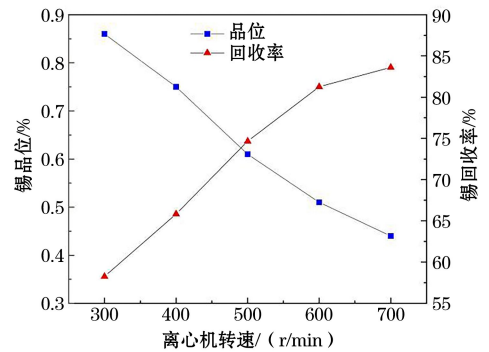


图1 离心机转速对含锡细泥预富集的影响

Fig.1 Influence of centrifuge speed on pre-enrichment of tin

由图1可知,随离心机转速的升高,不同容重的矿物沉降差异快速扩大,锡回收率急速升高。同时,转速的提高也逐渐降低了分层效率,脉石矿物的选择性下降,更多附着在转筒内壁降低锡品位。当转速达到600 r/min时,锡品位虽较大幅度下降,但考虑以预富集为目的,尽量保证较高回收率,后续转速定为600 r/min。

2.2 离心机漂洗水量对含锡细泥预富集的影响

漂洗水在离心选矿中可使附着在转筒内壁上的矿物二次分散,增加矿浆分散程度,进一步分离精矿

层中夹带的脉石。为此,试验考察不同漂洗水量对试样的影响。试验控制离心机转速为 600 r/min,固定给矿时间为 70 s,矿浆质量浓度为 15%,试验结果如图 2 所示。

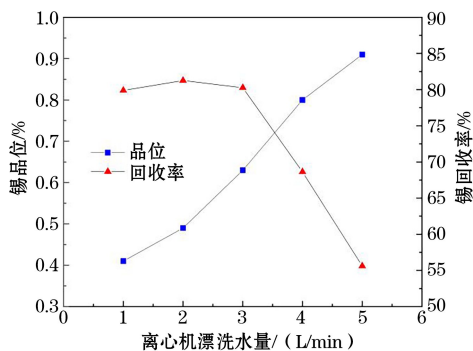


图 2 离心机漂洗水量对含锡细泥预富集的影响

Fig.2 Influence of centrifuge rinsing water on pre-enrichment of tin

由图 2 可知,前段漂洗水量低时仅能卸落少量精矿层,锡精矿品位低;随着漂洗水量增大,矿浆松散程度加大,锡精矿品位上升,但回收率也快速下降,推测部分已附着在转筒内壁的锡矿物被过大的水量冲入尾矿。综合考虑,后续漂洗水量设定为 3 L/min。

2.3 离心机给矿浓度对含锡细泥预富集的影响

离心机给矿浓度关系着矿物颗粒的分散程度,进而影响不同容重矿物的沉降速率和分层效率。在相同条件下,浓度越高,对离心分选干涉影响越大,脉石夹带量越多,但处理量也会相应增加。试验考察不同给矿浓度对离心预富集的影响,控制离心机转速为 600 r/min,固定给矿时间为 70 s,漂洗水量为 3 L/min,试验结果如图 3 所示。

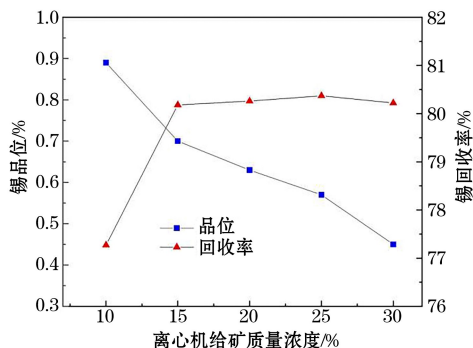


图 3 离心机给矿浓度对含锡细泥预富集的影响

Fig.3 Influence of centrifuge feed concentration on pre-enrichment of tin

由图 3 可知,随着给矿质量浓度的增大,锡回收率先增加,之后在给矿质量浓度达到 15%后趋于平缓。主要因为随着给矿浓度增大,矿物颗粒所受流膜流体阻力增加,沿转筒的轴向流速减慢,分选时间得到延长,更有利于重矿物沉降在转筒内壁^[13];但随着给矿浓度进一步提高,更多的矿物颗粒,特别是微细矿物在转筒内壁旋转过程中相互干涉,沉降严重,夹带增加,造成锡精矿品位下降。综合分析,确定后续试验选取给矿质量浓度为 15%。

2.4 离心机给矿时间对含锡细泥预富集的影响

离心机单个周期内给矿时间关系到矿物在转鼓内壁的富集时间与富集量,由于转筒内壁容量有限,过长的给矿时间容易形成过厚的精矿层,造成精矿跑丢现象,过短的给矿时间则影响处理效率。在给矿质量浓度为 15%、离心机转速为 600 r/min、漂洗水量为 3 L/min 的条件下,通过试验考察给矿时间对试样预富集的影响,试验结果如图 4 所示。

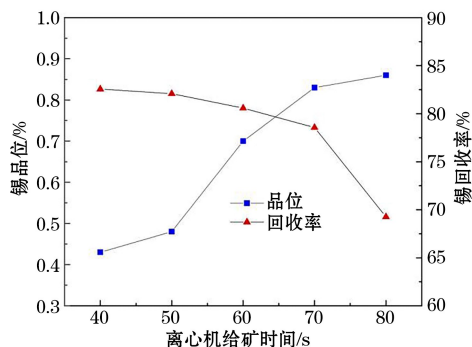


图 4 离心机给矿时间对含锡细泥预富集的影响

Fig.4 Influence of centrifuge feed time on pre-enrichment of tin

由图 4 可知,随着给矿时间的延长,锡回收率先保持平稳,在超过 70 s 后开始急剧下降,推测此时转筒内壁趋于饱和,部分微细粒级重矿物随轴向薄流膜旋入尾矿,导致回收率降低。因此确定给矿时间为 70 s。

2.5 离心机粗精矿脱硫试验

经离心机预选后的锡粗精矿品位仅为 0.83%,工艺矿物学表明,试样中含有硫化矿,且其占比较大,容易在离心机富集过程混杂到锡精矿中^[14]。为提高锡精矿品位,降低锡精矿中的硫含量,进行浮选脱硫试验。试验采用异戊基黄药作为捕收剂,试验的工艺流程为一粗一扫,试验结果见表 4。

表 4 离心机粗精矿脱硫试验结果

Table 4 Desulphurization test results of centrifuge rougher concentrate %

产品名称	产率	锡品位	锡分布率
硫化矿	3.16	0.44	5.56
脱硫锡精矿	20.53	0.89	73.10
离心机尾矿	76.31	0.07	21.34
原矿	100.00	0.25	100.00

2.6 锡精选捕收剂种类及用量试验

经脱硫后的锡粗精矿中仍含有大量脉石矿物,为进一步提高锡精矿品位,采用浮选法对锡粗精矿进行除杂试验。对水杨羟膦酸(配合 20% 的辅助捕收剂磷酸三丁酯)、苯乙烯膦酸、苯甲羟膦酸、油酸和苄基膦酸 5 种捕收剂进行了种类及用量试验^[15-19],试验流程如图 5 所示,试验结果如图 6 和图 7 所示。

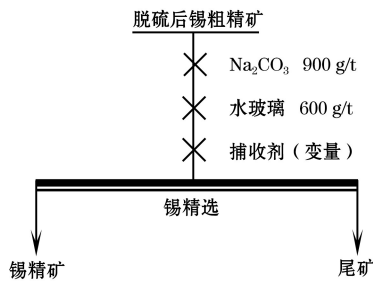


图 5 锡精选试验流程

Fig.5 The flow sheet of tin concentration

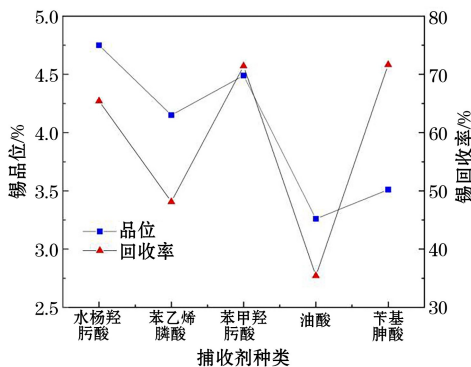


图 6 捕收剂种类对锡精选的影响

Fig.6 Effect of collector type on flotation of tin rougher concentration

试验结果表明,油酸、苯乙烯膦酸的捕收能力和选择性都较差,获得的锡精矿品位和回收率都不高;水杨羟膦酸、苯甲羟膦酸和苄基膦酸的捕收性较好,但苄基膦酸选择性较差。水杨羟膦酸、苯甲羟膦酸

同属羟膦酸类捕收剂,其浮选效果相近,综合考虑精矿品位和回收率指标,选择苯甲羟膦酸为捕收剂。在此基础上探索苯甲羟膦酸的用量对锡精选的影响,试验流程如图 5 所示,试验结果如图 7 所示。

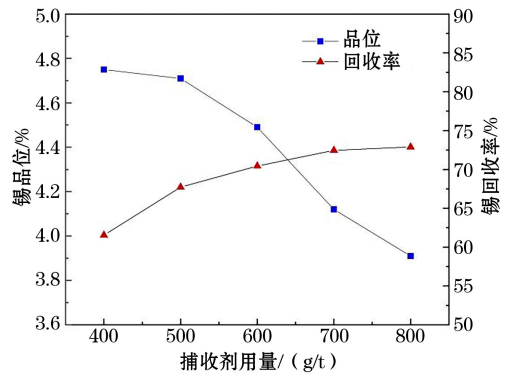


图 7 捕收剂用量对锡精选的影响

Fig.7 Effect of collector dosage on flotation of tin rougher concentration

由图 7 可知,随着苯甲羟膦酸用量的增加,锡精矿回收率逐渐上升后趋于平缓,锡品位则不断下降,捕收剂用量超过 600 g/t 后,其选择性下降明显,考虑羟膦酸类捕收剂的成本较高,确定后续锡精选的苯甲羟膦酸用量为 600 g/t。

2.7 锡精选调整剂 Na₂CO₃ 用量试验

Na₂CO₃ 是锡浮选最常用的调整剂,除调节矿浆 pH 值外,还能消除矿浆中有害离子的影响^[20-21]。试验考察了 Na₂CO₃ 用量对锡浮选指标的影响。试验流程同图 5,苯甲羟膦酸用量为 600 g/t,水玻璃用量为 600 g/t,试验结果如图 8 所示。

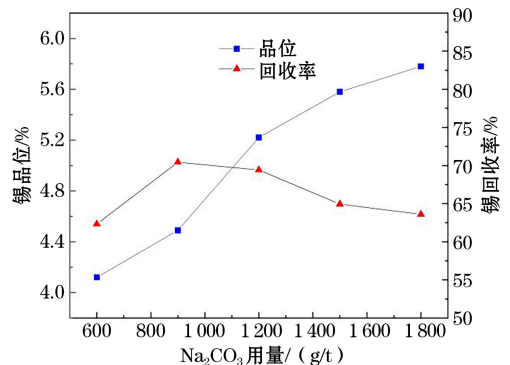


图 8 调整剂 Na₂CO₃ 用量对锡精选的影响

Fig.8 Effect of Na₂CO₃ dosage on flotation of tin rougher concentration test

由图 8 可知,Na₂CO₃ 的加入对锡精选有明显的改善作用,随 Na₂CO₃ 用量的增加,锡精矿品位和

回收率都逐渐升高,当 Na_2CO_3 用量为 1 200 g/t 时,锡精矿指标较好,此后继续增加 Na_2CO_3 用量,锡精矿回收率反而下降。因此确定锡粗精矿浮选的 Na_2CO_3 用量为 1 200 g/t。

2.8 锡精选抑制剂用量试验

本锡粗精矿中脉石矿物主要有石英、方解石、萤石等,选择适宜的抑制剂是提高锡品位的关键^[22-23]。 Na_2CO_3 用量为 1 200 g/t,苯甲羟肟酸用量为 600 g/t,试验选取与碳酸钠具有正协同效应的水玻璃(模数为 2.4)进行用量试验,试验流程同图 5,试验结果如图 9 所示。

由图 9 可知,水玻璃用量对锡的浮选影响较大,水玻璃用量小时,脉石矿物得不到有效抑制,锡品位不高,而用量过大时部分锡矿物也会被抑制,回收率不断下降。经综合考虑,选取水玻璃的用量为 600 g/t。

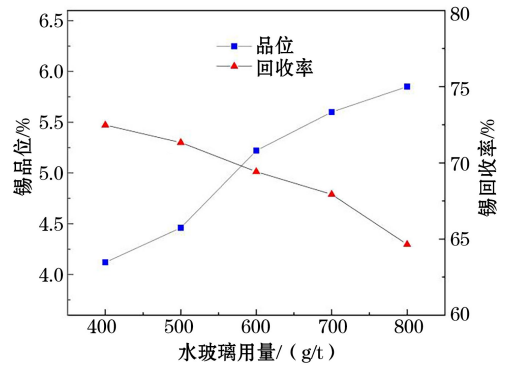


图 9 抑制剂水玻璃的用量对锡粗精矿浮选的影响

Fig.9 Effect of sodium silicate dosage on flotation of tin rougher concentration

2.9 全流程闭路试验

在上述条件试验及开路流程试验的基础上,进行了锡细泥选矿工艺全流程闭路试验。试验流程如图 10 所示,试验结果见表 5。

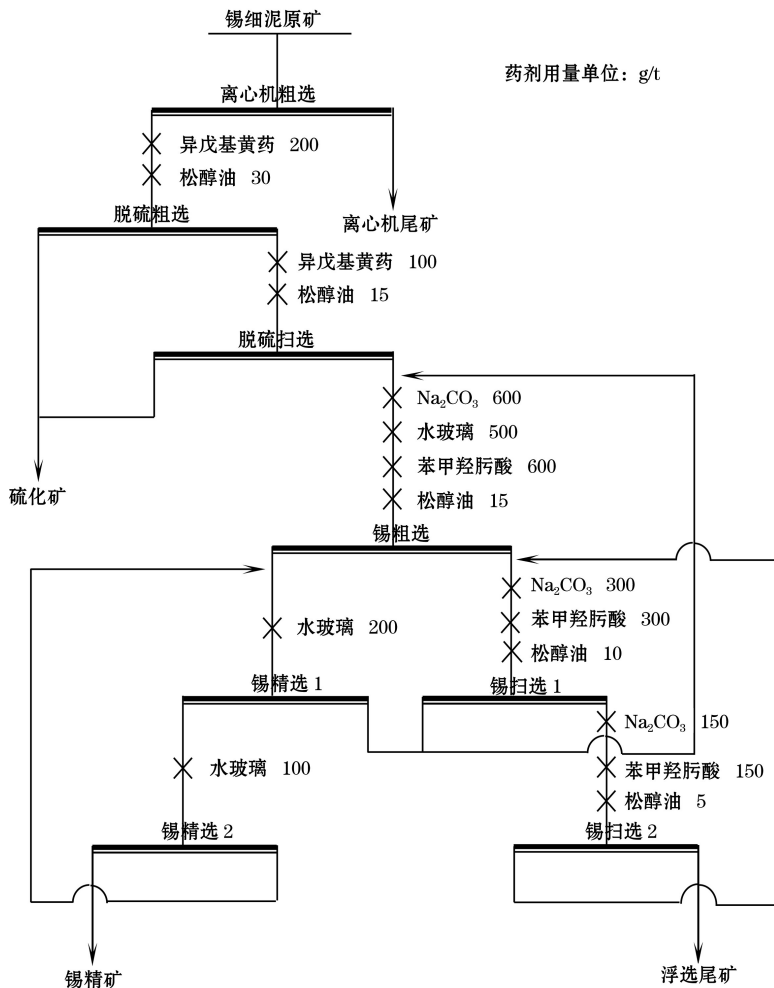


图 10 锡细泥选矿闭路流程

Fig.10 Closed circuit flow of process of tin fine particle

表5 闭路试验结果

Table 5 The results of closed-circuit test %

产品名称	产率	锡品位	锡分布率
硫化矿	3.16	0.44	5.56
锡精矿	1.97	6.63	52.37
离心机尾矿	76.31	0.07	21.34
浮选尾矿	18.56	0.28	20.73
原矿	100.00	0.25	100.00

由表5可见,锡细泥经离心机一段粗选,可预先抛废76.31%的尾矿,其锡品位控制在0.07%。再经过一粗一扫脱除硫化矿后,通过一粗二精二扫进行锡精选,最终可以获得含锡6.63%、回收率为52.37%的锡精矿,实现了细泥中锡资源的有效回收。不足之处在于,锡精矿品位不够高,同时还有42.07%的锡分布于离心机尾矿和浮选尾矿中未能得到有效回收,分析其原因,主要受原矿性质影响。由工艺矿物学可知,该锡细泥品位低,仅为0.25%,矿物粒度分布较宽,超细粒度金属占有率为20.04%。同时,矿石中脉石矿物种类复杂,部分含钙脉石矿物与锡石可浮性相似,均对选矿造成不利影响。此外,细泥中部分锡以硅酸盐、硫化物等形式存在,占总锡的16.80%,其矿石可选性与锡石存在一定差异,也对选矿指标造成一定影响。

3 结论

(1) 赣南某锡细泥锡的品位为0.25%,矿物组成复杂,种类繁多,脉石中含钙矿物多,属复杂难选低品位锡细泥矿。锡粒度分布较宽,超细粒度金属占有率为20.04%,强化这部分锡的回收是本次试验的重点。

(2) 该锡细泥回收工艺中离心机是关键设备,具有显著的预富集作用,可预先抛废76.31%的尾矿,同时降低了矿浆中微细粒泥质含量,为后续浮选提高入选品位和降低药剂用量创造了良好的条件,有效的提高了锡精矿指标。

(3) 根据该矿石的特点,采用“离心机预富集—脱硫—浮选精选”工艺,可获得含锡6.63%、回收率为52.37%的锡精矿,实现了尾矿中锡资源的有效回收。受原矿性质影响,最终锡精矿品位和回收率不够高,针对该产品的性质,优化选矿工艺流程,进一步提高锡选矿指标是一个值得深入研究的课题。

参考文献(References):

[1] 胡法林,曹沁波,严文超.锡石选矿工艺和药剂研究进展[J].有色金属(选矿部分),2022(3):66-72.

HU Falin, CAO Qinbo, YAN Wenchao. Research progression on mineral processing technology and reagents of cassiterite [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2022(3):66-72.

[2] 杨含蓄,童雄,谢贤,等.锡石浮选研究综述[J].有色金属科学与工程,2020,11(6):85-91.

YANG Hanxu, TONG Xiong, XIE Xian, et al. Research review of cassiterite flotation[J]. Nonferrous Metals Science and Engineering, 2020, 11(6):85-91.

[3] 刘子帅,李宁钧.微细粒钨锡矿物选矿技术研究现状及进展[J].矿产综合利用,2017(2):12-14+7.

LIU Zishuai, LI Ningjun. Research status and development of mineral processing technology of fine grain tungsten tin ore[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2017(2):12-14+7.

[4] 龙海洋.国外某含硫锡石细泥浮选试验研究[J].矿山机械,2016,44(12):63-66.

LONG Haiyang. Test study on flotation of an overseas sulfide-bearing cassiterite slime[J]. Mining Machinery, 2016, 44(12):63-66.

[5] 张婷,李平,冯博,等.离心选矿机重选回收细粒级钨锡矿物的试验研究[J].矿冶工程,2022,42(2):51-54.

ZHANG Ting, LI Ping, FENG Bo, et al. Application of gravity separation by centrifugal concentrator in recovering fine tungsten-tin minerals [J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2022, 42(2):51-54.

[6] 董明传,黄闰芝,李泽茂.某选矿厂尾矿中微细粒锡石的回收工艺[J].矿产综合利用,2015(4):70-72.

DONG Mingchuan, HUANG Runzhi, LI Zema. Recovery process for ultrafine cassiterite in the tailings of a concentrator [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2015(4):70-72.

[7] 漆燕,尤翔宇,向仁军,等.尾砂中锡石的综合回收及浮选机理[J].湖南科技大学学报(自然科学版),2015,30(3):119-124.

QI Yan, YOU Xiangyu, XIANG Renjun, et al. Comprehensive recycling and flotation mechanism of cassiterite in tailings[J]. Journal of Hunan University of Science and Technology (Natural Science Edition), 2015, 30(3):119-124.

[8] 王进明,余世磊,任明强,等.重选—浮选工艺回收云南某硫化铅尾矿中的微细粒锡石[J].有色金属(选矿部分),2019(2):29-34.

WANG Jinming, YU Shilei, REN Mingqiang, et al. Study on recovering fine cassiterite from a lead sulfide tailings in Yunnan with gravity-flotation process[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2019(2):29-34.

[9] 许大洪,蔡振波,卢琳.广西巴里选矿厂高硫高泥微细粒锡石矿泥浮选—离心重选新技术研究[J].矿产保护与利用,2022,42(1):118-122.

XU Dahong, CAI Zhenbo, LU Lin. Study on flotation-centrifugal gravity separation technology for micro-fine cassiterite slime with high sulfur and mud from bali plant in Guangxi Province [J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2022, 42(1):118-122.

- [10] 何名飞,高玉德,卜浩,等.采用重浮联合工艺回收低品位微细粒锡石[J].有色金属(选矿部分),2019(3):33-36.
HE Mingfei, GAO Yude, BU Hao, et al. Recovery of low-grade fine cassiterite by gravity and flotation combined process [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2019(3):33-36.
- [11] 罗先伟,许大洪.离心选矿机回收微细粒锡石的工艺研究及应用[J].有色金属(选矿部分),2018(2):49-52.
LUO Xianwei, XU Dahong. The process research and application of centrifugal separator in recycling the microgranular cassiterite[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2018(2):49-52.
- [12] 周晓文,杨志兆,张永兵,等.基于新型离心选矿机的联合流程回收钨细泥试验研究[J].中国钨业,2019,34(3):24-29.
ZHOU Xiaowen, YANG Zhizhao, ZHANG Yongbing, et al. Experimental study on the recovery of tungsten slime based on new centrifugal concentrator combined process[J]. China Tungsten Industry, 2019, 34(3):24-29.
- [13] 吴江林,范毅.大吉山钨钽铌钨钼细泥选矿工艺对比试验[J].现代矿业,2016(4):100-102+105.
WU Jianglin, FAN Yi. Comparative test of fine mud dressing process of Dajishan tantalum-niobium-tungsten mine[J]. Modern Mining, 2016(4):100-102+105.
- [14] 吴浩,黄万抚,文金磊,等.江西某钨矿重选尾矿中硫化矿的回收试验研究[J].有色金属科学与工程,2016,7(6):100-104.
WU Hao, HUANG Wanfu, WEN Jinlei, et al. Experimental study of recovering sulfide ore from tungsten gravity tailings in Jiangxi[J]. Nonferrous Metals Science and Engineering, 2016, 7(6):100-104.
- [15] 孙伟,柯丽芳,孙磊.苯甲羟肟酸在锡石浮选中的应用及作用机理研究[J].中国矿业大学学报,2013,42(1):62-68.
SUN Wei, KE Lifang, SUN Lei. Study of the application and mechanism of benzohydroxamic acid in the flotation of cassiterite [J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2013, 42(1):62-68.
- [16] SUN Lei, HU Yuehua, SUN Wei. Effect and mechanism of octanol in cassiterite flotation using benzohydroxamic acid as collector[J]. Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 2016, 26(12):3253-3257.
- [17] 赖瑞森,邱仙辉,赵冠飞,等.苯甲羟肟酸-椰油胺组合捕收剂对钨矿浮选行为及机理研究[J].有色金属科学与工程,2024,15(1):115-122.
LAI Ruiseng, QIU Xianhui, ZHAO Guanfei, et al. The flotation behavior and mechanism of tungsten minerals with benzohydroxamic acid-cocamine combined collectors[J]. Nonferrous Metals Science and Engineering, 2024, 15(1):115-122.
- [18] TIAN Mengjie, ZHANG Chenyan, HAN Haisheng, et al. Novel insights into adsorption mechanism of benzohydroxamic acid on lead (II)-activated cassiterite surface: an integrated experimental and computational study [J]. Minerals Engineering, 2018, 122:327-338.
- [19] SUN Qing, LU Yuxi, WANG Shuai, et al. A novel surfactant 2-(benzylthio)-acetohydroxamic acid: synthesis, flotation performance and adsorption mechanism to cassiterite, calcite and quartz[J]. Applied Surface Science, 2020, 522:146509.
- [20] 罗仙平,李宇宏,周贺鹏,等.广东某低品位白钨矿选矿试验研究[J].中国矿业,2014,23(7):118-122+132.
LUO Xianping, LI Yuhong, ZHOU Hepeng, et al. Experimental research on beneficiation of a low-grade scheelite in Guangdong[J]. China Mining Magazine, 2014, 23(7):118-122+132.
- [21] 王小生,黄春海,陈克锋.柿竹园野鸡尾铜锡矿体锡浮选回收试验研究[J].有色金属(选矿部分),2019(1):35-38.
WANG Xiaosheng, HUANG Chunhai, CHEN Kefeng. Research on the recovery of tin by flotation to Shizhuyuan Yejiwei copper-tin polymetallic ore [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2019(1):35-38.
- [22] 祁忠旭,彭志兵,董忠良,等.某锡重选尾矿浮选回收锡试验研究[J].矿业研究与开发,2019,39(3):67-71.
QI Zhongxu, PENG Zhibing, DONG Zhongliang, et al. Experimental research on tin recovery from a gravity separation tailings by flotation [J]. Mining Research and Development, 2019, 39(3):67-71.
- [23] 谢禹,叶国华,胡艺博,等.锡尾矿的资源现状、特点与再选研究进展[J].矿冶,2020,29(2):91-97.
XIE Yu, YE Guohua, HU Yibo, et al. Resources status characteristics and reconcentration progress of tin tailings resources [J]. Mining and Metallurgy, 2020, 29(2):91-97.

Experimental Study on the Selection of Tin from Complex and Refractory Low-Grade Tin Fine Mud by Gravity Concentration and Flotation

LI Yuhong¹, LI Junying², XIE Zhifeng¹

(1.Slon Magnetic Separator Co., Ltd., Ganzhou, Jiangxi 341008, China;

2.Jiangxi Environmental Engineering Vocational College, Ganzhou, Jiangxi 341002, China)

Abstract: The average tin grade of a certain tin fine mud in Jiangxi is 0.25%, with complex mineral composition and high content of ultrafine particles, making it a complex and refractory low-grade tin fine mud ore. Mineralogy research and beneficiation experiments were conducted on this mineral. In response to the high content of ultrafine particles in this mineral and the difficulty in separating calcium containing gangue minerals, a gravity concentration and flotation combined process of pre-enrichment by centrifuge, desulfurization, and flotation selection was determined. The experiment explored the optimal

process parameters for centrifuge pre-enrichment. Firstly, the tin fine mud was pre-enriched to the grade of 0.83% through gravity concentration, then sulfide ore was removed through flotation. Finally, using benzoyl hydroxamic acid as the collector, sodium carbonate as the modifier, and sodium silicate as the vein stone inhibitor, the tin fine mud was selected through one roughing, two refining, and two scanning process. A tin concentrate with a tin content of 6.63% and a recovery rate of 52.37% was obtained, achieving an effective recovery of tin resources.

Key words: Tin fine mud, Centrifuge, Flotation, Desulphurization, Pre-enrichment