

云南大平掌铜矿分支串流浮选工艺试验研究

解子花^{1,2}, 魏志聪^{1,2}, 李梦宇^{1,2}, 刘洋^{1,2}

1. 昆明理工大学 国土资源工程学院, 云南 昆明 650093;
2. 昆明理工大学 云南省战略金属矿产资源绿色分离与富集重点实验室, 云南 昆明 650093

中图分类号: TD952.1 文献标识码: A 文章编号: 1001-0076(2023)02-0123-08
DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2023.02.019

摘要 大平掌铜矿 V2 矿体低贫铜矿石出矿量逐年增加, 企业生产运营成本有增无减。为优化铜浮选指标、增加企业效益, 采用分支串流浮选工艺对大平掌硫化铜矿进行试验研究。试验结果表明, 新工艺可将入选矿石铜品位从 0.51% 提高至 0.91%, 最终获得铜品位 23.67%、回收率 92.06% 的铜精矿, 其指标比常规浮选工艺分别高 0.84 和 0.05 百分点, 且捕收剂总用量降低了 1/4, 总精选次数减少 2 次。分支串流浮选工艺提高了入选铜品位, 优化了浮选内部流程结构和药剂制度, 减少了药剂用量和精选设备, 节能增效明显。

关键词 铜硫分离; 大平掌铜矿; 分支串流浮选; 浮选

引言

硫化铜矿是铜资源的主要类型, 硫化铜矿物和硫铁矿物的浮选分离是获取铜金属的关键环节^[1-3]。目前铜硫分离工艺流程有混合浮选、优先浮选、部分优先—混合浮选、等可浮 4 种常用工艺以及异步浮选、部分快速优先浮选、分支串流浮选等新工艺^[4-7]。其中, 分支浮选工艺可人为提高入选矿石品位、改善分选过程、提高浮选指标、降低药耗和能耗, 是处理低品位矿石的有效方法^[8]。

分支浮选是将矿浆分支, 将第一支的泡沫产品与第二支原矿合并后进行浮选作业, 以此提高第二支的入选品位; 同时利用第一支泡沫产品的“残药作用”, 以此降低药剂成本^[9-10], 分支浮选工艺的原则流程如图 1 所示。分支浮选工艺分为分支串流浮选、分支分速浮选和分支载体浮选 3 种类型, 其核心是“碰撞—黏附”理论, 主要是利用第一支泡沫产品的“负载能力”^[11-13]。由于前一支浮选泡沫中已疏水化矿粒的加入, 后一支浮选原矿浆中矿物颗粒的疏水表面发生改变, 形成絮凝团, 增加了颗粒之间的吸附力, 加快了矿物与气泡的碰撞, 加强了二次富集作用, 减弱了难免离子和矿泥罩盖作用, 从而改善分选过程, 提高浮选指标^[14-15]。

云南普洱大平掌铜矿是一座正在生产的处理黄

铁矿型铜多金属矿的矿山, 矿区有 V1 和 V2 两个矿体。本试验研究的对象矿样取自 V2 矿体, 主要有用矿物为黄铜矿、黄铁矿, 矿石中共伴生少量贵金属。大平掌铜选厂目前采用的是“强压强拉”的优先选铜工艺。近年来, V2 矿体高品位铜矿日益枯竭, 低贫铜矿石出矿量逐渐增加, 本着提高浮选指标、降低成本、增加选厂效益的目的, 本文采用分支串流浮选工艺对该硫化铜矿进行试验研究。

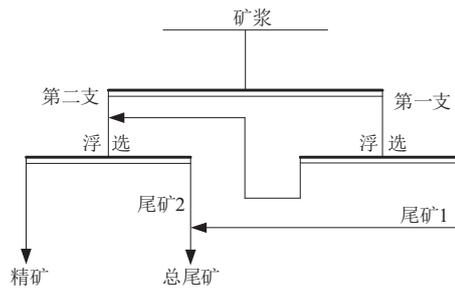


图 1 分支浮选工艺原则流程

Fig. 1 Principle process of branch stream flotation

1 原矿性质

1.1 化学成分分析

原矿样取自云南省普洱大平掌铜矿 V2 矿体, 原

收稿日期: 2023-01-13

基金项目: 云南省重大科技项目(202202AG050015)

作者简介: 解子花(1998—), 女, 云南楚雄人, 硕士研究生, 主要从事浮选理论与工艺研究。

通信作者: 魏志聪(1981—), 男, 云南昆明人, 博士, 讲师, 主要从事浮选理论与工艺研究。

矿化学多元素分析结果见表 1。由表 1 分析结果可知,该黄铁矿型硫化铜矿石中铜为主要目的回收元素,含量为 0.50%;伴生元素金和银含量较低,分别为 0.15 g/t、0.98 g/t,硫元素含量为 14.60%,三者可考虑综合回收。

1.2 铜物相分析

原矿铜物相分析结果见表 2。分析结果表明,原矿硫化铜占比为 98.67%,属于硫化铜矿石。

1.3 矿物组成

显微镜鉴定、扫描电镜分析、MLA(矿物参数自动分析仪)测定综合研究表明,本矿石中主要金属矿物为黄铜矿、黄铁矿,其次为极少量的闪锌矿、方铅矿,偶见铜蓝、毒砂、辉碲铋矿和辉铋矿等;脉石

表 3 原矿主要矿物含量

Table 3 Main mineral content of raw ore

矿物	黄铜矿	铜蓝	黄铁矿	闪锌矿	方铅矿	辉铋矿	辉碲铋矿
含量	1.524	0.015	32.861	0.025	0.002	0.007	0.002
矿物	毒砂	石英	钠长石	绢云母	绿泥石	方解石	白云石
含量	0.001	50.961	0.156	11.13	2.415	0.010	0.055
矿物	褐铁矿	钛铁矿	磷灰石	独居石	重金属	其他	合计
含量	0.357	0.010	0.030	0.007	0.025	0.407	100.000

1.4 元素赋存状态

原矿中铜主要以黄铜矿形式存在,黄铜矿主要与黄铁矿和石英、绿泥石等脉石连生,一部分黄铜矿呈团块状、不规则粒状分布于石英裂缝中,另一部分黄铜矿充填于黄铁矿粒间隙,并胶结散粒状、碎粒状黄铁矿(见图 2 a、b)。黄铜矿的嵌布粒度为 0.02~0.16 mm,属于细~微粒型黄铜矿。硫和铁主要以黄铁矿的形式存在,黄铁矿呈重结晶的自形~半自形晶稀疏分布在石英和绿泥石等脉石矿物中,有时可见与黄铜矿连生(见图 2 c、d)。

金主要赋存于黄铁矿中,少部分赋存于黄铜矿中,其次是包裹在脉石中,还有一部分为单体金和裸露金。银主要赋存于黄铁矿和方铅矿中,黄铜矿中偶见。

2 试验方案

本试验采用的是分支串流优先选铜工艺。试验是将其中一个系列的浮选粗精矿和扫选精矿泡沫与另一个系列的原矿浆合并进行粗选、扫选和精选,从而减少一个系列的精选作业。

3 试验结果与讨论

3.1 分支一浮选条件试验

分支一浮选条件试验主要开展了磨矿细度、石灰

表 1 原矿化学多元素分析结果

Table 1 Results of chemical multi-element analysis of raw ore

元素	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Fe	S
含量	0.50	0.15	0.98	0.004	0.023	10.24	14.60
元素	As	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	Na ₂ O	CaO	MgO
含量	0.011	64.09	2.39	0.68	0.01	0.06	0.31

注: Au、Ag含量的单位为 g/t。

表 2 原矿铜物相分析结果

Table 2 Results of copper phase analysis of raw ore

铜物相	游离氧化铜	结合氧化铜	次生硫化铜	原生硫化铜	总铜
含量/%	0.005	0.002	0.015	0.478	0.50
分布率/%	0.95	0.38	3.00	95.67	100.00

矿物以石英为主,其次为绢云母和绿泥石。原矿中主要矿物含量见表 3。

表 3 原矿主要矿物含量

矿物	黄铜矿	铜蓝	黄铁矿	闪锌矿	方铅矿	辉铋矿	辉碲铋矿
含量	1.524	0.015	32.861	0.025	0.002	0.007	0.002
矿物	毒砂	石英	钠长石	绢云母	绿泥石	方解石	白云石
含量	0.001	50.961	0.156	11.13	2.415	0.010	0.055
矿物	褐铁矿	钛铁矿	磷灰石	独居石	重金属	其他	合计
含量	0.357	0.010	0.030	0.007	0.025	0.407	100.000

用量、粗选捕收剂种类及用量等试验。条件试验流程如图 3 所示。

3.1.1 磨矿细度试验

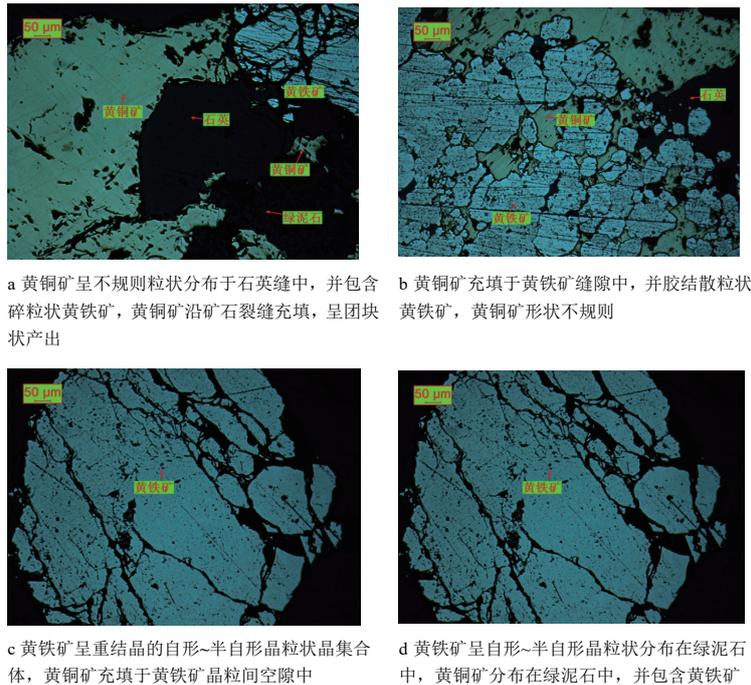
固定石灰用量 3 000 g/t、捕收剂异丁基黄药用量 30 g/t、起泡剂松醇油用量 20 g/t,考察不同磨矿细度对粗精矿指标的影响,试验结果如图 4 所示。

由图 4 可以看出,随着磨矿细度的增加,粗精矿中铜的品位和回收率呈现先升高后降低的趋势。当磨矿细度为-0.074 mm 含量占 70%时,粗精矿铜品位和回收率最高,说明在该细度条件下,铜矿物已充分解离。因此,试验确定的最佳磨矿细度条件为-0.074 mm 含量占 70%。

3.1.2 石灰用量试验

原矿硫含量较高(14.60%),黄铁矿含量为 32.861%。“强压强拉”优先选铜工艺需加入石灰对黄铁矿进行强抑制作用。在磨矿细度-0.074 mm 含量占 70%、异丁基黄药用量 30 g/t、松醇油用量 20 g/t 的条件下,考察不同石灰用量对铜粗精矿指标的影响,试验结果如图 5 所示。

由图 5 试验结果可得,随着石灰用量的增加,粗精矿中铜品位随之提高,铜回收率先增加后下降。当石灰用量为 3 000 g/t(pH=10)时,浮选指标最优,粗精矿中铜的品位和回收率分别为 9.97% 和 85.23%。因



a 黄铜矿呈不规则粒状分布于石英缝中, 并包含碎粒状黄铁矿, 黄铜矿沿矿石裂缝充填, 呈团块状产出
 b 黄铜矿充填于黄铁矿缝隙中, 并胶结散粒状黄铁矿, 黄铜矿形状不规则
 c 黄铁矿呈重结晶的自形~半自形晶粒状晶集合体, 黄铜矿充填于黄铁矿晶粒间空隙中
 d 黄铁矿呈自形~半自形晶粒状分布在绿泥石中, 黄铜矿分布在绿泥石中, 并包含黄铁矿

图 2 原矿显微镜下观察图
 Fig. 2 Observation of raw ore under microscope

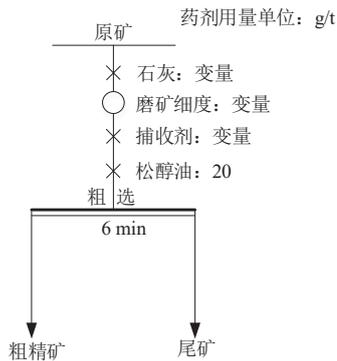


图 3 分支一浮选条件试验流程
 Fig. 3 Experimental flowsheet of branch-1 flotation conditional test

此确定石灰的最佳用量为 3 000 g/t。

3.1.3 粗选捕收剂试验

(1) 捕收剂种类试验

固定磨矿细度为-0.074 mm 含量占 70%、石灰用量 3 000 g/t、起泡剂松醇油用量 20 g/t, 分别选用异丁基黄药和 Z-200(2 : 1 质量比, 下同)、异丁基黄药和乙硫氮(1 : 2)、复合黄药 520、乙基黄药和异戊基黄药(8 : 2)为捕收剂, 其用量均为 30 g/t。四种捕收剂对粗精矿指标的影响见图 6。

捕收剂种类试验结果表明, 采用复合黄药 520 作捕收剂时, 粗精矿浮选综合指标较好, 铜品位和回收率分别为 10.60% 和 85.32%。因此, 确定复合黄药 520 为捕收剂。

(2) 捕收剂用量试验

固定磨矿细度为-0.074 mm 含量占 70%、石灰用量 3 000 g/t、起泡剂松醇油用量 20 g/t, 考察了 520 捕收

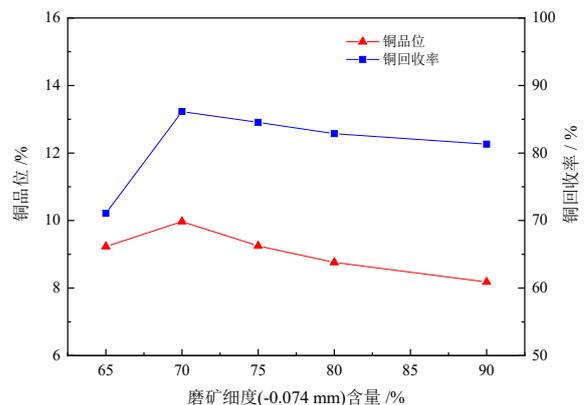


图 4 不同磨矿细度下的铜粗精矿品位及回收率
 Fig. 4 Grade and recovery of copper coarse concentrate under different grinding fineness

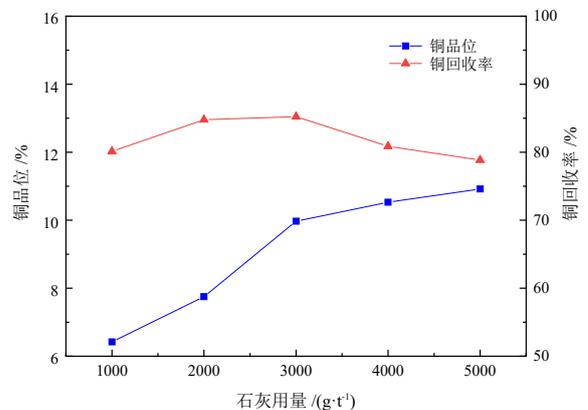


图 5 不同石灰用量条件下的铜粗精矿品位及回收率
 Fig. 5 Grade and recovery of copper coarse concentrate under different lime dosage conditions

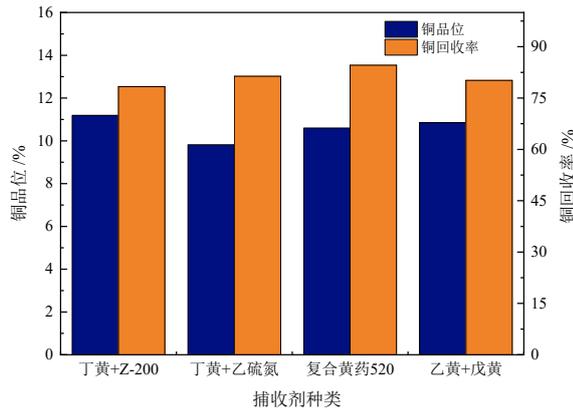


图 6 不同捕收剂的铜粗精矿品位及回收率
Fig. 6 Grade and recovery of copper coarse concentrate with different collectors

剂用量对浮选指标的影响。试验结果如图 7 所示。

从图 7 可以看出,随着捕收剂 520 用量的增加,粗精矿铜品位先升高后降低,回收率先增加后趋于平缓。当 520 用量为 30 g/t 时,浮选粗精矿指标最好,铜品位为 10.68%,回收率为 85.22%。因此,分支一粗选捕收剂最佳用量为 30 g/t。

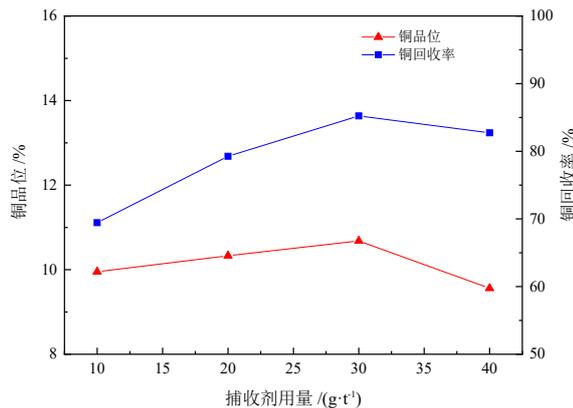


图 7 不同捕收剂用量下的铜粗精矿品位及回收率
Fig. 7 Grade and recovery of copper coarse concentrate with different collector dosage

3.2 分支二捕收剂用量试验

试验固定磨矿细度为-0.074 mm 含量占 70%, 第一支粗选的药剂用量为: 石灰 3 000 g/t, 520 捕收剂 30 g/t, 松醇油 20 g/t。考察第二支流程中捕收剂 520 用量对粗精矿浮选指标的影响, 试验流程如图 8 所示, 结果如图 9 所示。

从图 9 可以看出,分支串流浮选第二支的粗精矿铜品位随着捕收剂用量的增加而降低,回收率随之升高。当捕收剂用量为 20 g/t 时,浮选指标最好,粗精矿铜品位和回收率分别为 20.18% 和 90.41%。因此,确定分支浮选中第二支的捕收剂用量为 20 g/t。

3.3 开路对比试验

在条件试验的基础上,分别开展了单支浮选和分支串流浮选开路试验,试验流程分别见图 10 和图 11,

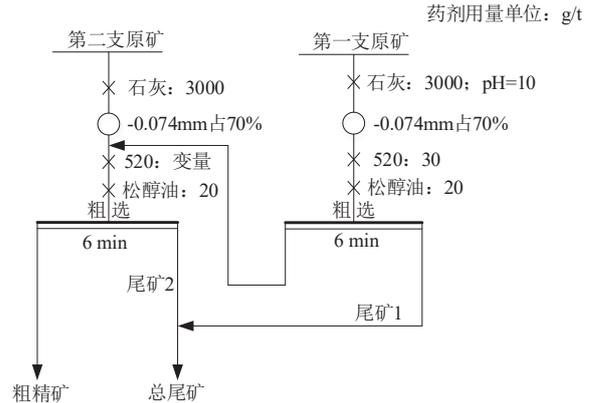


图 8 分支二浮选条件试验流程
Fig. 8 Experimental flowsheet of branch-2 flotation conditional test

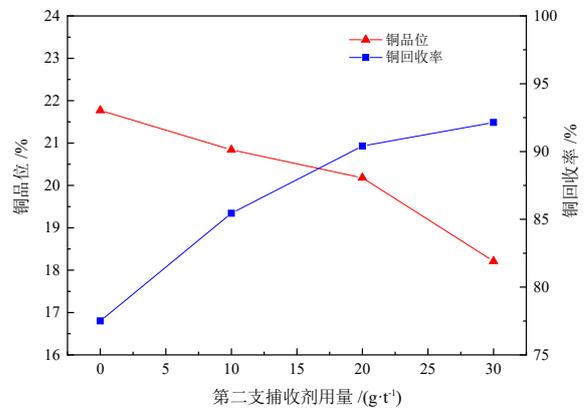


图 9 第二支捕收剂用量对铜粗精矿品位及回收率的影响
Fig. 9 Effect of the second collector dosage on the grade and recovery of copper coarse concentrate

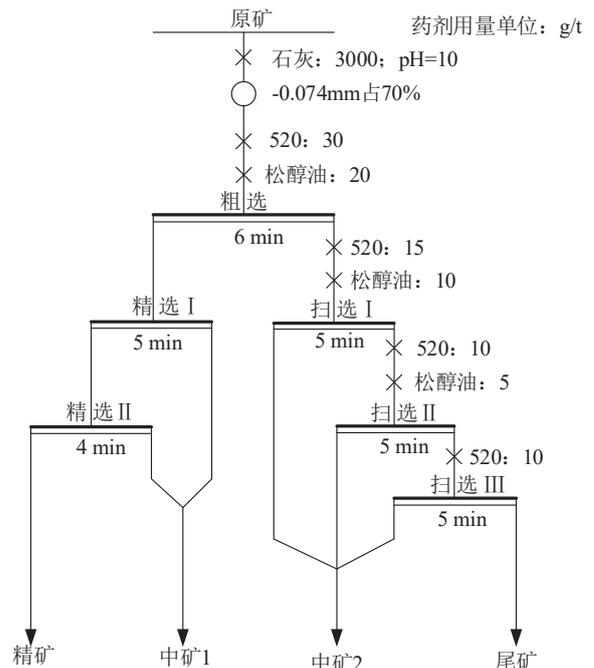


图 10 单支浮选开路试验流程
Fig. 10 Open-circuit flowsheet of single branch flotation

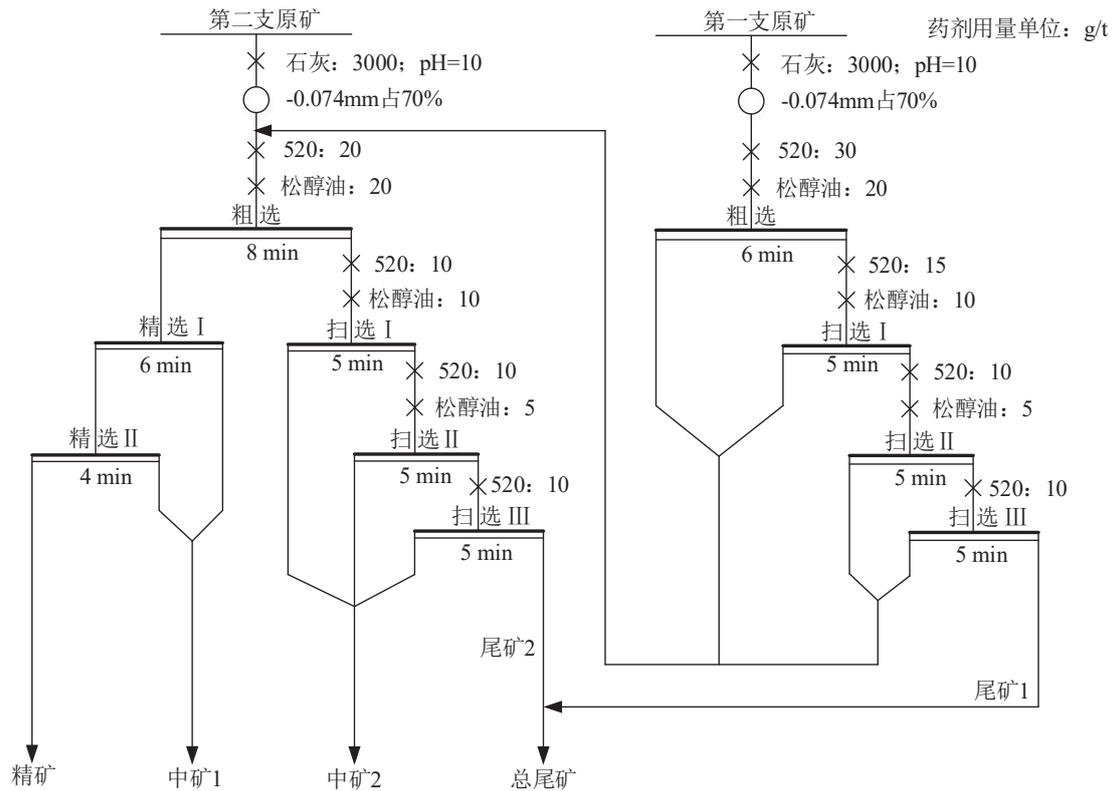


图 11 分支串流浮选开路试验流程
Fig. 11 Open-circuit flowsheet of branch stream flotation

对比试验结果见表 4, 分支串流浮选内部结构解析结果见表 5。

表 4 试验结果表明, 单支浮选工艺流程可获得铜品位 23.07%、回收率 73.09% 的铜精矿; 分支串流浮选流程最终获得品位 24.22%、回收率 84.11% 的铜精矿。与单支浮选工艺相比, 分支浮选工艺获得的铜精矿品位和回收率分别提高了 1.15 和 11.02 百分点。

表 5 分支串流浮选内部结构解析结果可看出, 第

表 4 单支浮选和分支串流浮选开路试验结果 /%
Table 4 Open-circuit test results of single branch flotation and branch stream flotation

工艺流程	产品名称	产率	Cu品位	回收率
单支浮选	精矿	1.54	23.07	73.09
	中矿1	2.37	2.49	12.14
	中矿2	1.33	3.12	8.54
	尾矿	94.76	0.032	6.24
	给矿	100.00	0.49	100.00
分支串流浮选	精矿	1.78	24.22	84.11
	中矿1	0.75	3.57	5.22
	中矿2	0.35	5.91	4.04
	总尾矿	97.12	0.035	6.63
	给矿	100.00	0.51	100.00

一支粗扫选泡沫产品平均品位为 8.70%, 与第二支原矿浆(铜品位 0.50%)合并后, 可将原矿品位提升至 0.91%, 矿浆经一次粗选后铜品位可达 18.17%, 与第一支粗精矿品位相比提高了 7.57 百分点。

3.4 闭路对比试验

在前期条件试验及开路试验的基础上, 进行了单支浮选和分支串流浮选闭路试验, 试验流程分别见图 12 和图 13, 闭路试验结果见表 6。

表 6 闭路试验结果可得, 分支串流浮选工艺的铜精矿指标为铜品位 23.67%、铜回收率 92.60%; 金品位

表 5 分支串流浮选内部结构解析结果 /%
Table 5 Analysis results of internal structure of branch stream flotation

作业名称	产品名称	作业产率	Cu品位	Cu平均品位	作业回收率
第一支	粗精矿	3.91	10.60	8.70	85.23
	扫精矿	1.33	3.12		
	尾矿1	94.76	0.032	—	6.23
	原矿	100.00	0.49	—	100.00
第二支	粗精矿	4.45	18.17	14.61	84.60
	扫精矿	1.82	5.91		
	尾矿2	98.97	0.04	—	4.14
	原矿	105.24	0.91	—	100.00

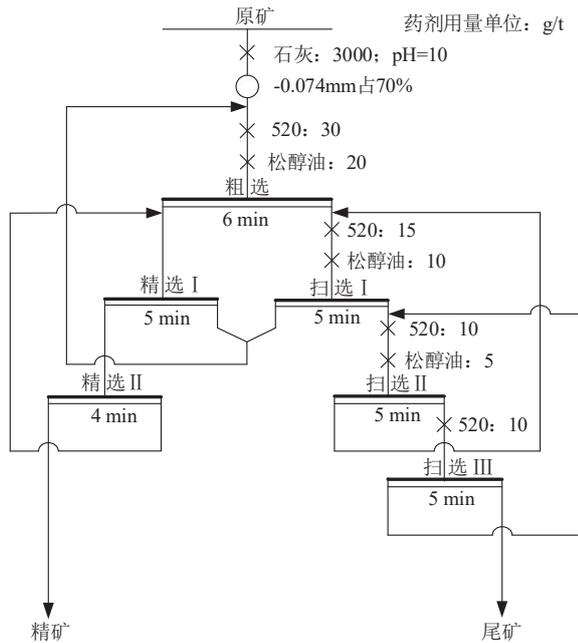


图 12 单支浮选闭路试验流程
Fig. 12 Closed-circuit flowsheet of single branch flotation

0.87 g/t、金回收率 12.55%；银品位 32.40 g/t、金回收率 66.11%。从技术角度分析，分支串流浮选工艺提高了浮选指标，新工艺所获得的铜精矿品位和回收率比单支浮选工艺分别提高了 0.84 和 0.05 百分点；从经济角度分析，分支浮选工艺增加了选厂经济效益，新工艺流程捕收剂总用量降低约 1/4，同时可停运一个系列的精选浮选机，降低了药耗和能耗，节约了成本。从小试结果来看，该工艺技术、经济可行。

4 结论

(1)分支串流浮选工艺试验指标稳定可靠。原矿在磨矿细度-0.074 mm 占 70%、复合黄药 520 作捕收剂、松醇油作起泡剂等的条件下，闭路试验精矿指标为：铜品位 23.67%，铜回收率 92.60%；金品位 0.87 g/t，金回收率 12.55%；银品位 32.40 g/t，金回收率 66.11%。选铜尾矿进入选硫车间活化选硫。

(2)分支串流浮选工艺优越合理，提质增效明显。人为提高了浮选入选品位：第二支矿浆的入选铜品位

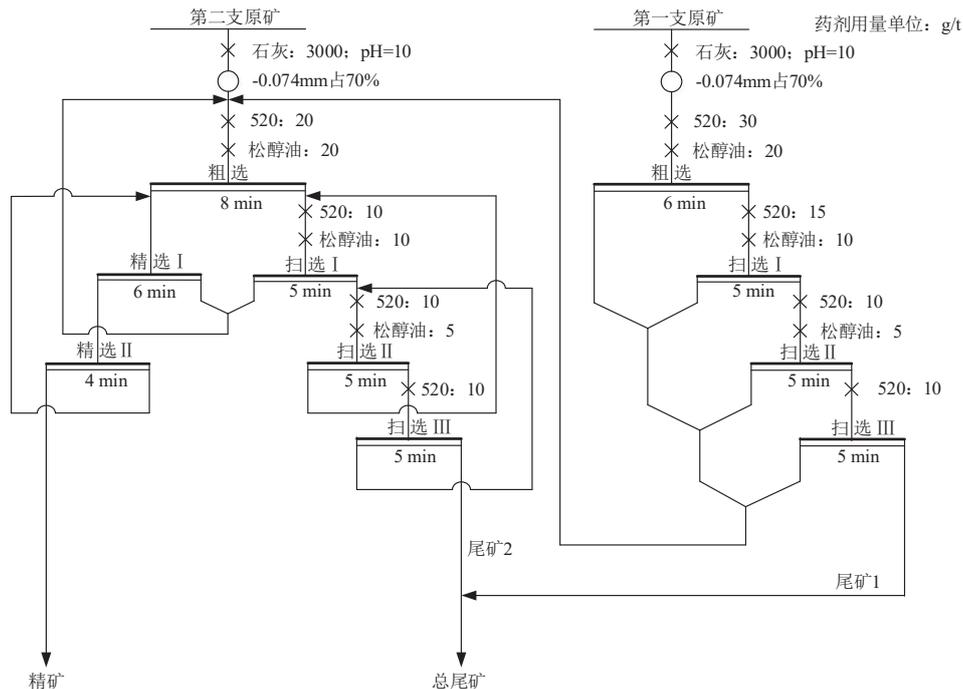


图 13 分支串流浮选闭路试验流程
Fig. 13 Closed-circuit flowsheet of branch stream flotation

表 6 单支浮选和分支串流浮选闭路试验结果

Table 6 Closed-circuit test results of single branch flotation and branch stream flotation

工艺流程	产品名称	产率/%	品位			回收率		
			Cu/%	Au*	Ag*	Cu/%	Au/%	Ag/%
单支浮选	精矿	1.92	22.83	0.53	26.30	92.55	6.78	52.60
	尾矿	98.08	0.036	0.14	0.46	7.45	93.22	47.40
	给矿	100.00	0.48	0.15	0.96	100.00	100.00	100.00
分支串流浮选	精矿	2.02	23.67	0.87	32.40	92.60	12.55	66.11
	总尾矿	97.98	0.039	0.12	0.34	7.40	87.45	33.89
	给矿	100.00	0.51	0.14	0.99	100.00	100.00	100.00

注：Au、Ag品位的单位为 g/t。

提升至 0.91%; 浮选工艺内部结构得到优化配置: 总精选作业次数从四次减少为二次, 设备能耗降低; 捕收剂用量得到优化: 捕收剂总用量降低 1/4, 而铜精矿品位和回收率却比常规浮选流程分别高 0.84 和 0.05 百分点。

参考文献:

- [1] 曹喜民. 城门山铜矿硫化矿浮选新技术研究[D]. 长沙: 中南大学, 2010.
CAO X M. The new flotation technique research of the sulfide ore in Chengmenshan Copper Mine[D]. Changsha: Central South University, 2010.
- [2] XU B, WU J T, DONG Z L, et al. Flotation performance, structure-activity relationship and adsorption mechanism of a newly-synthesized collector for copper sulfide minerals in Gacun polymetallic ore[J]. Applied Surface Science, 2021, 551: 149420.
- [3] LIU J, LIU G Y, YANG X L, et al. 6-Hexyl-1, 2, 4, 5-tetrazinane-3-thione: Flotation selectivity and mechanism to copper sulfide mineral[J]. Minerals Engineering, 2020, 152: 106345.
- [4] 胡瑞彪, 梁晓, 吉红. 铜硫浮选分离研究进展[J]. 现代矿业, 2017, 33(8): 129-130.
HU R B, LIANG X, JI H. Research progress of flotation separation of copper and sulfur[J]. Modern Mining, 2017, 33(8): 129-130.
- [5] 高希宇, 王立刚, 叶岳华. 某复杂铜硫矿选矿工艺流程研究[J]. 中国矿业, 2022, 31(S1): 413-418.
GAO X Y, WANG L G, YE Y H. A study on mineral processing technology of a complex copper-pyrite ore[J]. China Mining Magazine, 2022, 31(S1): 413-418.
- [6] 沈继财. 部分快速浮选新工艺在某硫化铜矿中的应用研究[J]. 矿产综合利用, 2019(1): 48-50+38.
SHEN J C. Study on new flowsheet of part of the fast flotation for some sulfide copper ore[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(1): 48-50+38.
- [7] 李昌伟, 郭灵敏. 永平铜矿分支串流新工艺小型试验研究[J]. 铜业工程, 2015(5): 29-32.
LI C W, GUO L M. Study on new technology of small ramified in Yongping copper mine[J]. Copper Engineering, 2015(5): 29-32.
- [8] 张鹏飞. 分支浮选工艺的特点分析及问题探讨[J]. 有色矿冶, 1990(4): 20-22.
ZHANG P F. Characteristic analysis and problem discussion of branch flotation process[J]. Nonferrous Mining and Metallurgy, 1990(4): 20-22.
- [9] 印万忠, 唐远. 浮选新技术与新工艺[M]. 北京: 化学工业出版社, 2018.
YIN W Z, TANG Y. New flotation technology and process [M]. Beijing: Chemical Industry Press, 2018.
- [10] 李正丹. 分支浮选在低品位铝土矿选矿中的应用实践[J]. 矿冶, 2020, 29(1): 27-31.
LI Z D. Application practice of branch flotation in beneficiation of low-grade bauxite[J]. Mining & Metallurgy, 2020, 29(1): 27-31.
- [11] 贾俊慧. 煤泥分支浮选流程[J]. 选煤技术, 1989(4): 13-14.
JIA J H. Branch flotation process of slime[J]. Coal Preparation Technology, 1989(4): 13-14.
- [12] 寇青军, 方建军, 董继发, 等. 黄铜矿分支浮选动力学研究[J]. 有色金属工程, 2021, 11(1): 84-91.
KOU Q J, FANG J J, DONG J F, et al. Study on the kinetics of branch flotation of chalcopyrite[J]. Nonferrous Metals Engineering, 2021, 11(1): 84-91.
- [13] HU W B, WANG D Z, QU G Z. Principle and application of ramification carrier flotation[J]. Journal of Central South University of Mining and Metallurgy, 1987(4): 408-414+474-475.
- [14] 王成文. 分支浮选工艺的应用与特点[J]. 黄金, 1993(3): 49-50.
WANG C W. Application and characteristics of branch flotation process[J]. Gold, 1993(3): 49-50.
- [15] 黄开国. 分支浮选的进展及应用[J]. 有色金属(选矿部分), 1991(2): 22-28.
HUANG K G. Progress and application of branch flotation[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 1991(2): 22-28.

Study on Branch Stream Flotation Process of Dapingzhang Copper Mine in Yunnan Province

XIE Zihua^{1,2}, WEI Zhicong^{1,2}, LI Mengyu^{1,2}, LIU Yang^{1,2}

1. College of Land Resources Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming 650093, Yunnan, China;

2. Yunnan Key Laboratory of Green Separation and Enrichment of Strategic Mineral Resources, Kunming University of Science and Technology, Kunming 650093, Yunnan, China

Abstract: The operating cost of the company is rising along with the amount of low lean copper ore in the Dapingzhang Copper Mine's V2 orebody. In response, the branch stream flotation process was employed to conduct on the Dapingzhang sulfide copper mine, with the objective of improving the flotation index of copper and increasing the profits of the enterprises. According to the test findings, the copper grade of the feed increased from 0.51% to 0.91% by the novel process, and a copper concentrate with a copper grade of 23.67% and a recovery rate of 92.06% was obtained, which was 0.84 and 0.05 percentage points higher than those of the traditional flotation method. Furthermore, the total dosages of collectors decreased by 1/4 and the total selection times reduced by 2 times. Overall, the branch stream flotation process improved the grade of selected copper, optimized the internal flotation process structure and reagent system, reduced the dosage of reagent and selecting equipments, and resulted in significant energy savings and improved efficiency.

Keywords: separation of copper and sulfur; Dapingzhang copper mine; branch stream flotation; flotation

引用格式: 解子花, 魏志聪, 李梦宇, 刘洋. 云南大平掌铜矿分支串流浮选工艺试验研究[J]. 矿产保护与利用, 2023, 43(2): 123-130.

XIE Zihua, WEI Zhicong, LI Mengyu, LIU Yang. Study on branch stream flotation process of Dapingzhang copper mine in Yunnan Province[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2023, 43(2): 123-130.

投稿网址: <http://hcbh.cbpt.cnki.net>

E-mail: kcbh@chinajournal.net.cn