

铜硫分离浮选工艺优化与工业实践

黄 凯, 曾 明

(江西铜业集团有限公司 德兴铜矿, 江西 德兴 334224)

摘要: 针对某选厂铜硫分离工艺中存在的精选段尾矿铜品位偏高(>0.19%)、循环负荷大及铜硫分选效率低等问题, 通过对现场工艺流程及精选段中间产品工艺矿物学进行系统分析, 并结合中间产品磨矿小型试验及工艺流程优化工业试验, 对原流程进行改造, 最终形成了“一粗、三扫、两精”的铜硫分离精选段作业流程。工艺流程改造后, 工业试验效果良好。与改造前相比, 精选段尾矿铜品位由0.19%降至0.156%, 精选段铜回收率由98.04%提升至98.56%, 每年可创造经济效益约1600万元。

关键词: 浮选工艺; 铜硫分离; 工艺流程优化; 工艺矿物学; 技术改造

doi: 10.3969/j.issn.1009-3842.2026.03.014

中图分类号: TD952 文献标识码: A 文章编号: 1009-3842(2026)03-0125-10

铜是我国重要的战略性矿产资源, 随着易处理矿石的日益匮乏, 复杂共伴生铜硫矿石的高效利用已成为选矿领域的研究重点^[1-3]。黄铜矿作为关键的硫化铜矿物, 在自然界中常与黄铁矿共生, 此类矿石分离的核心难点在于铜硫分离, 其工艺效果直接影响铜的回收率及伴生有价元素的综合回收水平^[4-5]。目前, 国内外硫化铜矿浮选技术主要包括优先浮选法、混合浮选法、快速浮选法、异步浮选法及分支浮选法等^[6-7]。

某选厂采用“部分优先-混合浮选-铜硫分离”流程大规模处理低品位铜硫矿石, 设计产能为90000 t/d。为了实现铜精矿品位达标, 在铜硫分离过程中, 使用石灰作为黄铁矿抑制剂, 且用量较大^[8]。运行过程中发现, 该流程存在如下问题: 精选段尾矿铜品位过高, 近年来平均在0.19%以上; 精选段循环负荷大, 不仅影响了精选段分离效果, 还制约了粗选段的正常操作; 铜硫分离困难, 分离作业石灰用量大, 不仅提高了成本, 还影响了伴生金属尤其是钼的回收^[9]。

为此, 该选厂对现场铜硫分离工艺进行工业规模的优化与调试, 构建了一个更为高效、稳定的铜硫分离新流程, 改善了精选段作业环境, 降低了精选段尾矿品位, 提高了资源综合回收率。

1 工艺现状分析

1.1 原矿性质

原矿多元素分析结果及铜物相分析结果分别见表1、表2。

从表1可以看出, 原矿矿样中Cu品位为0.435%, S品位为1.516%, Mo品位为0.012%, Au品位为0.041 g/t, Ag品位为1.55 g/t, 其他有价元素含量均不高。

从表2可以看出, 原矿属硫化铜矿石, 其中硫化铜含量占总铜的98.85%, 氧化铜含量占总铜的1.15%。

1.2 原工艺流程及存在问题

改造前, 工艺流程如图1所示。粗选段分为三个系列, 其中200 m³两个系列浮选机(1#、2#系列)处理常规磨矿产品, 160 m³浮选机(3#系列)处理半自磨产品。精选段合并处理粗选段的粗精矿, 采用柱机联合流程。粗Ⅰ精矿经一步精选后, 尾矿进入一步精扫作业, 粗Ⅱ精矿与一步精扫作业的精矿和尾矿共同进入二步精选段(铜硫分离)。经再磨分级后, 进行一粗两扫两精, 最终产出铜精矿和精选段尾矿。

通过对该选厂2021年流程考查数据进行分

收稿日期: 2025-11-27; 修订日期: 2026-02-14

基金项目: 江西铜业股份有限公司德兴铜矿科研项目(DTYJ2022002)

作者简介: 黄凯(1988—), 男, 江西上高人, 工程师, 硕士研究生, 研究方向: 矿物加工及资源综合利用, E-mail: 5599022548@qq.com;

通信作者: 曾明, 工程师, E-mail: 541358228@qq.com

表 1 原矿矿样多元化学分析结果

Table 1 Multi-element chemical analysis results of raw ore

成分	Cu/%	S/%	Mo/%	Fe/%	Zn/%	Pb/%	Al/%	SiO ₂ /%
含量	0.435	1.516	0.012	2.75	0.015	0.010	7.28	65.28
成分	K ₂ O/%	CaO/%	Al ₂ O ₃ /%	MgO/%	TiO ₂ /%	Na ₂ O/%	Au/(g/t)	Ag/(g/t)
含量	4.96	1.72	11.85	2.65	0.43	1.08	0.041	1.55

表 2 原矿矿样铜化学物相分析结果

Table 2 Chemical phase analysis results of copper ore(%)

相别	氧化铜	硫化铜	总铜
铜含量	0.005	0.43	0.435
铜分布率	1.15	98.85	100.00

200 m³ 浮选机粗选系统的两台再磨机(1#再磨机和2#再磨机), 磨矿细度-0.074 mm(200 目以下) 含量分别为 94.11% 和 87.86%。这表明再磨机一台欠磨、一台过磨, 整体二段磨矿效率较低。流程考查的部分样品筛析结果见表 3。

析, 发现原工艺主要存在以下问题:

1) 再磨系统负荷不均。针对 160 m³ 浮选机与

2) 粗颗粒连生体恶性循环。工艺矿物学分析表明, 一步精选尾矿中铜硫化物单体解离度仅为

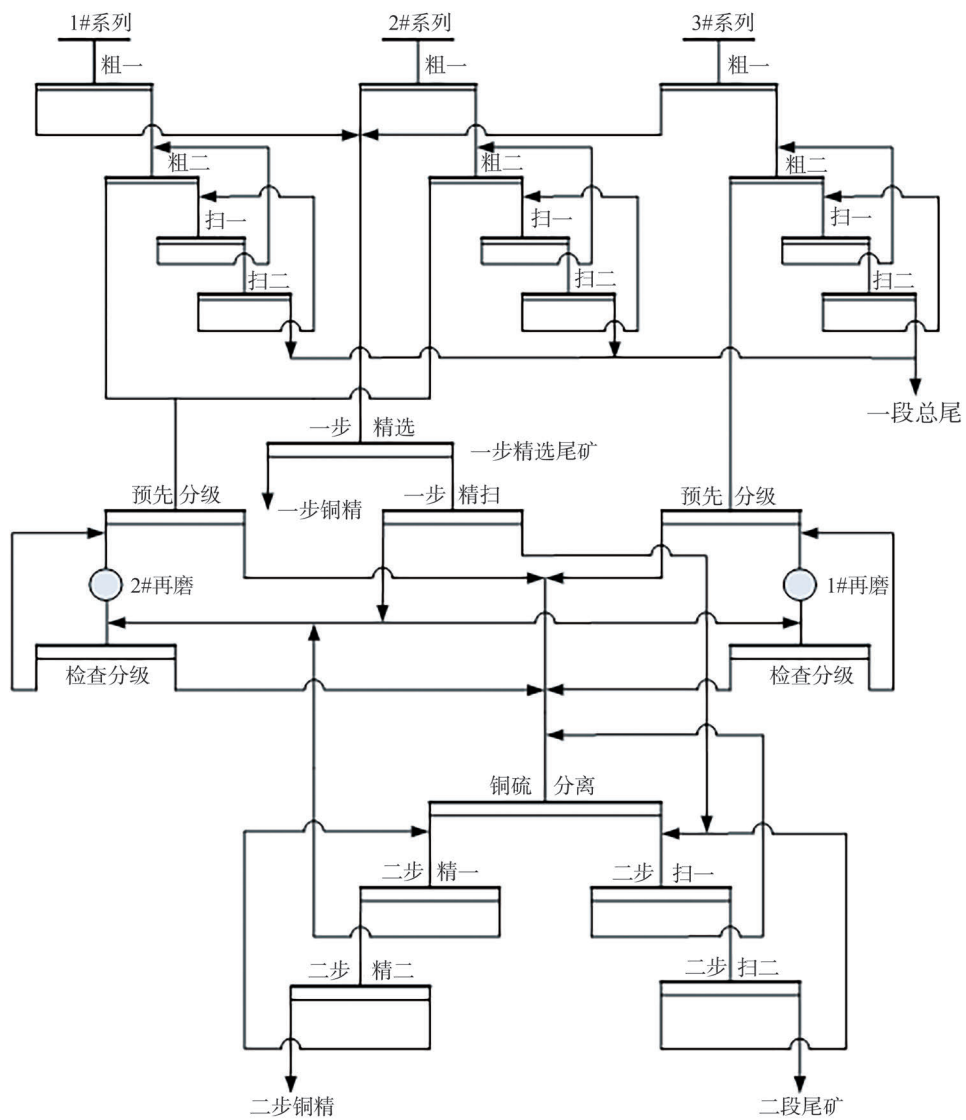


图 1 改造前浮选工艺流程

Fig. 1 Flotation process before technological transformation

表3 2021年流程考查的部分样品筛析结果

Table 3 Screening results of selected samples for the 2021 process inspection

产品	粒级/mm	产率/%
2#再磨检查分级溢流	+0.094	2.07
	-0.094+0.074	10.07
	-0.074+0.052	17.79
	-0.052+0.048	11.39
	-0.048+0.038	6.43
	-0.038	52.25
	合计	100.00
1#再磨检查分级溢流	+0.094	1.21
	-0.094+0.074	4.68
	-0.074+0.052	9.67
	-0.052+0.048	12.74
	-0.048+0.038	7.55
	-0.038	64.15
	合计	100.00

59.93%，其中+0.074 mm(200目以上)粒级解离度低至31.81%(见表4)。一步精扫尾矿则未经再磨分级系统直接进入二步扫一作业，其中粗粒连生体在“浮选柱(铜硫分离)→浮选机(二步精扫)”的回路中循环累积，导致二步扫一精矿、铜硫分离给矿-0.074 mm(200目以下)含量均偏低。

3)流程不合理，分选效率低。高品位(Cu品位约10%)的一步精扫精矿与低品位的一段粗二精矿、二步扫一精矿、二步精一尾矿(Cu品位约2%)物料混合进入铜硫分离作业，造成高品位物料贫化。铜硫分离作业自身的分选效率较差，给矿品位为2.38%，底流品位为2.07%，作业回收率仅为25.64%。部分作业产品品位、作业回收率见表5、表6。

1.3 中间产品工艺矿物学

为进一步了解精选段部分产品性质，并为工艺流程优化提供理论依据，对一步精选尾矿、二步扫一精矿、二段尾矿等关键中间产品进行了工艺矿物

学研究^[10-12]。

1)一步精选尾矿。由表4可知，黄铜矿单体解离度仅为59.93%。从表7可以看出，未解离黄铜矿主要与黄铁矿、石英、长石、云母连生，未解离的黄铁矿主要与黄铜矿、石英、长石、云母连生。

2)二步扫一精矿。镜下分析表明，该产品中黄铜矿大部分以贫连生体形式存在，少量黄铜矿为微细粒，包裹在脉石矿物中，粒度集中在10~40 μm，偶见粒度稍粗的黄铜矿，如图2所示。黄铁矿主要以不规则单体形式产出，有时可见黄铁矿与黄铜矿连生产出。黄铁矿的粒度主要集中在10~50 μm，如图3所示。脉石矿物大部分呈单体形式产出，少量与黄铜矿呈贫连生体形式产出，微量与辉钼矿连生，偶尔可见与黄铁矿连生产出，如图4所示。

3)二段尾矿。由图5可知，损失的铜矿物主要以贫连生体形式存在，少量黄铜矿为微细粒包裹在脉石矿物中，偶见黄铜矿呈单体形式产出。黄铜矿的粒度主要分布在20 μm以下。黄铁矿大部分为微细粒单体形式产出，偶尔可见黄铁矿与脉石矿物连生，黄铁矿的粒度主要为5~30 μm，如图6所示。

通过工艺现状分析及精选段中间产品的工艺矿物学分析，结果可知，该选矿厂铜硫分离工艺存在的主要问题是再磨负荷分配不均、精选段流程结构不合理。

2 小型试验结果

取二步扫一精矿和一步精选尾矿现场样品，在实验室进行了系统的浮选试验，以确定各中间产品是否需要进行再磨，明确现场流程优化改造方案^[13-15]。

由二步扫一精矿再磨浮选试验结果(表8)可知，该产品再磨效果最为显著，随着磨矿细度由-0.074 mm(200目以下)含量56.67%提升至87.51%，浮选精矿铜品位由4.45%提升至10.58%，回收率由

表4 2021年流程考查一步精选尾矿铜硫化物解离度分析

Table 4 Mineral liberation degree of copper sulfide in one-cleaning tailings during process inspection in 2021

粒级/mm	产率/%	铜硫化物分布率/%	单体解离度/%	单体+富连生体(>70%)占比/%
+0.074	26.04	21.03	31.81	41.66
-0.074+0.038	29.17	23.71	59.60	73.78
-0.038	44.79	55.26	70.77	89.91
合计	100.00	100.00	59.93	75.94

表 5 2021 年流程考查部分作业产品品位

Table 5 Quality of selected products during process inspection in 2021 (%)

产品名称	品位		
	Cu	S	Mo
1#-粗二精矿	2.26	33.33	0.100
2#-粗二精矿	1.77	31.57	0.092
3#-粗二精矿	1.34	31.85	0.075
一步精扫精矿	9.66	23.50	0.978
铜硫分离给矿	2.38	27.02	0.557
二步精一给矿	4.21	38.62	0.940
铜硫分离尾矿	2.07	24.95	0.490
二步精一尾矿	1.93	39.93	0.978
二步扫一精矿	2.78	19.21	0.668

表 6 部分浮选作业的作业回收率

Table 6 Operation recovery rates of selected flotation operations (%)

作业名称	一步精选	铜硫分离	二步精 I	二步精 II
铜回收率	94.33	25.64	68.73	74.66
钼回收率	71.05	24.83	29.01	44.44

37.99% 提升至 62.68%。这表明二步扫一精矿需要细磨才能达到更好的分选效果^[16]。

由一步精选尾矿再磨浮选试验结果(表 9)可知,再磨 1 min 后,精矿品位由 12.68% 提升至 16.62%,但精矿铜回收率由未磨时的 74.35% 下降为 71.97%,扫选尾矿铜品位由未磨时的 0.218% 上升至 0.274%。这表明一步精选尾矿细度较好,再磨后一步精选尾矿中的连生体进一步得到解离,精矿品位明显提升。若将其直接返回再磨分级系统,会因再磨浓度降低而影响精二作业的磨矿质量^[17-18]。

一步精选尾矿不含黄药,进入二步精选段时,

表 7 一步精选尾矿中未解离目的矿物与其他矿物连生情况

Table 7 Locked particles of undissociated target minerals and other minerals in one-cleaning tailings (%)

黄铜矿(单体 59.93%)		黄铁矿(单体 89.07%)	
连生矿物	连生比例	连生矿物	连生比例
黄铁矿	57.17	黄铜矿	67.18
石英	11.97	石英	9.43
长石	10.03	长石	6.54
云母	5.44	云母	5.50
石榴子石	3.37	方解石	3.11
方解石	3.31	黏土矿物	1.41
角闪石	2.53	帘石	1.23
黏土矿物	2.37	角闪石	1.23
帘石	2.17	石榴子石	1.20
黝铜矿	0.49	辉钼矿	1.16
白云石	0.30	金红石	0.63
磷灰石	0.27	黝铜矿	0.53
金红石	0.25	白云石	0.52
辉钼矿	0.23	磷灰石	0.12
重晶石	0.05	重晶石	0.08
方铅矿	0.02	方铅矿	0.07
斑铜矿	0.01	独居石	0.06
锆石	0.01	斑铜矿	0.01

会与矿浆中残留的黄药接触,从而对其中的硫化物产生强化捕收作用。为了研究黄药在一步精选尾矿进入二步精选段时对铜、硫浮选行为的影响,取现场一步精选尾矿,经“沉降浓缩-搅拌混匀-分样-再稀释入浮选槽”流程处理后,在 1.5 L 浮选机中进行添加黄药的分选试验。试验结果(表 10)表明,一步精选尾矿在粗选阶段添加黄药,其浮选尾矿品位低于扫选阶段添加黄药的尾矿低。这表明,通过适当延长浮选时间和增加黄药强化铜矿物捕收,有利于

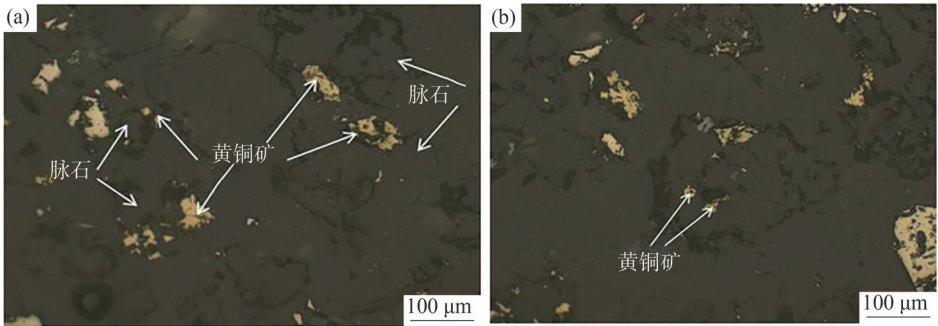


图 2 二步扫一精矿中黄铜矿的嵌布特征:(a)黄铜矿与脉石矿物嵌布特征;(b)黄铜矿单体嵌布特征
Fig. 2 Associations of chalcopyrite in two-scavenging one-cleaning concentrate: (a) Chalcopyrite and gangue minerals; (b) Chalcopyrite monomer

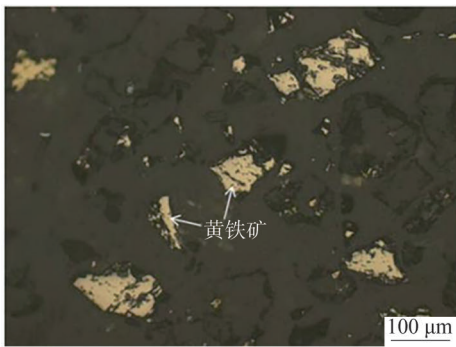


图3 二步扫一精矿中黄铁矿单体形貌

Fig. 3 Morphology of pyrite monomer in the two-scavenging one-cleaning concentrate

降低精选段尾矿铜品位。

通过对比以上小型试验结果，最终确认一步精选尾矿直接进入铜硫分离作业可显著改善选矿指标。基于此，将一步精扫作业改造为二步精扫一作业，原二步精扫作业按顺序后移作为精扫二、精扫三作业，精矿产品按顺序返回上一作业，后文中统

一将新工艺中三次精扫作业称为精扫一、精扫二、精扫三。改造后精选段流程见图7。

3 工业试验

3.1 流程调整

在原工艺中，预先分级与检查分级的沉砂汇总至沉砂箱后给入再磨机，1#与2#再磨机分别有1个沉砂汇总箱，3#再磨机作为备用机与2个沉砂汇总箱均连通。流程调整后，将2台工作再磨机的沉砂汇总箱改造为1个大的沉砂分配箱，使160 m³浮选机生产系统一段粗二精矿预先分级沉砂和200 m³浮选机生产系统一段粗二精矿预先分级沉砂在分配箱汇总后进行再分配，以解决再磨分矿量不均问题。改造前后流程如图8所示。

3.2 流程优化试验

2023年2—5月，对现场流程进行切换调试，以改造后的工艺流程组织生产。运行初期，精选段尾

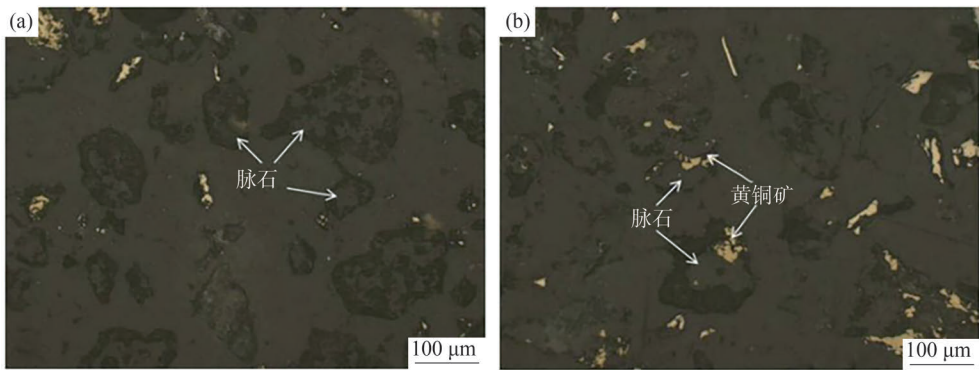


图4 二步扫一精矿中脉石矿物的主要嵌布特征：(a) 脉石矿物单体嵌布特征；(b) 脉石矿物与黄铜矿嵌布特征

Fig. 4 Characteristic associations of gangue minerals in two-scavenging one-cleaning concentrate: (a) Gangue mineral monomers; (b) Gangue minerals and chalcopyrite

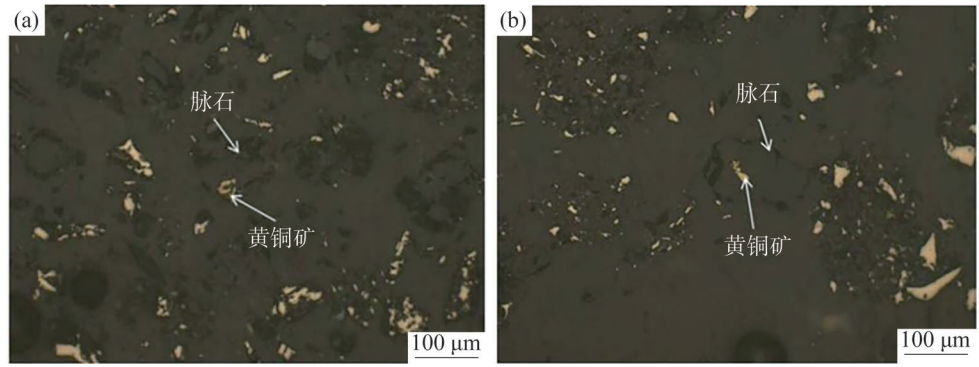


图5 二段尾矿中黄铜矿的主要嵌布特征：(a) 黄铜矿与脉石矿物嵌布特征；(b) 黄铜矿单体嵌布特征

Fig. 5 Characteristic associations of chalcopyrite in second-stage tailings: (a) Chalcopyrite and gangue minerals; (b) Chalcopyrite monomer

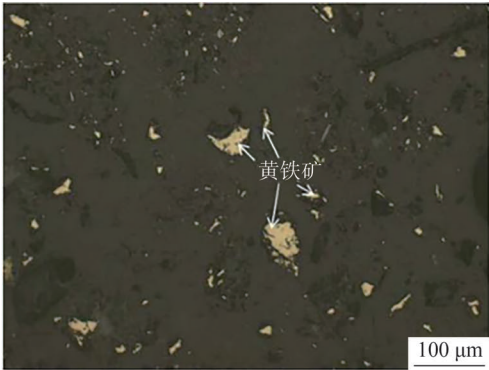


图6 二段尾矿中黄铁矿微细粒单体形貌

Fig. 6 Morphology of pyrite fine particles in second-stage tailings

矿品位下降至0.138%，指标改善效果较明显。但随着时间延长，陆续出现精选段扫选作业(70 m³浮选机组)给矿箱、精矿泡沫溜槽、尾矿箱易满等流程不畅、指标波动大的问题。经分析发现，由于流程切换后，精扫作业70 m³浮选机组给矿、精矿及尾矿

量均较原工艺明显增大，而原有管路过小难以通过导致满溢，且进入精扫作业的矿量增大，精扫一、二、三作业浮选机按照2-4-3槽数配置，精扫一槽数偏少，通过量有限，最终导致流程不稳定。进一步对一步精选尾矿、精扫一精矿、精扫二精矿进行跟踪取样和化验分析，发现精扫二的精矿铜品位与一步精选尾矿铜品位高度相关，二者变化趋势几乎相同，品位也接近。

为解决改造后工艺试运行中出现的流程不畅问题，对精扫作业70 m³浮选机组给矿及尾矿管路进行了扩大改造，以增加矿浆通过能力。同时，为避免精扫二精矿被贫化，并减轻精扫一负荷，决定将精扫二精矿直接返回至铜硫分离作业。

工艺调整后，铜硫分离精选段趋于稳定、通畅，尾矿指标下降并稳定在0.16%左右。最终确定的精选段工艺流程如图9所示。

表8 二步扫一精矿再磨浮选试验结果

Table 8 Regrinding and flotation test results for two-scavenging one-cleaning concentrate (%)

磨矿细度	名称	产率	品位		作业回收率	
			Cu	S	Cu	S
-0.074 mm 含量 56.67%	精矿	19.9	4.45	14.62	37.99	20.82
	中矿 1	2.32	13.1	15.02	14.15	2.32
	中矿 2	2.06	12.55	34.83	35.39	2.06
	中矿 3	1.86	12.3	5.24	5.78	1.86
	中矿 4	1.60	18.17	0.86	1.62	1.61
	中矿 5	1.44	21.45	0.26	0.64	1.44
	尾矿	17.33	0.779	17.42	5.79	21.6
	原矿	100	2.33	13.98	100	100
-0.074 mm 含量 78.22%	精矿	16.44	8.32	17.23	58.52	20.55
	中矿 1	6.51	2.53	13.23	7.04	6.24
	中矿 2	14.52	2.38	14.97	14.78	15.76
	中矿 3	8.7	1.97	16.26	7.33	10.25
	中矿 4	1.5	1.6	20.36	1.02	2.21
	中矿 5	0.75	1.37	20.81	0.44	1.13
	尾矿	51.58	0.492	11.72	10.86	43.85
	原矿	100	2.34	13.79	100	100
-0.074 mm 含量 87.51%	精矿	13.74	10.58	19.61	62.68	18.87
	中矿 1	5.29	2.64	14.76	6.02	5.47
	中矿 2	11.25	2.35	16.02	11.4	12.62
	中矿 3	7.49	2.09	17.03	6.75	8.93
	中矿 4	1.77	1.57	19.31	1.2	2.39
	中矿 5	0.76	1.27	19.27	0.42	1.02
	尾矿	59.70	0.448	12.12	11.54	50.69
	原矿	100	2.32	14.28	100	100

表9 一步精选尾矿再磨浮选试验结果

磨矿细度		名称	产率	品位		作业回收率	
				Cu	S	Cu	S
-0.074 mm 含量 88.01%		精矿	12.67	12.68	21.71	74.35	28.08
		中矿 1	9.42	2.13	9.42	9.29	8.54
		中矿 2	7.97	2.18	7.97	8.05	9.49
		中矿 3	3.12	1.09	3.12	1.57	2.44
		尾矿	66.82	0.218	7.54	6.74	51.44
		原矿	100	2.16	9.79	100	100
-0.074 mm 含量 94.50%		精矿	9.41	16.62	23.76	71.97	24.76
		中矿 1	10.7	2.24	9.53	11.03	11.29
		中矿 2	5.39	2.54	10.23	6.30	6.11
		中矿 3	2.18	1.58	8.04	1.59	1.94
		尾矿	72.32	0.274	6.98	9.12	55.89
		原矿	100	2.17	9.03	100	100

表10 一步精选尾矿强化捕收试验结果

黄药用量/(g/t)	名称	产率/%	品位/%		作业回收率/%	
			Cu	S	Cu	S
粗选: 0 扫选: 40	精矿	11.31	12.16	15.49	65.56	17.96
	中矿	25.20	2.39	27.26	28.71	70.44
	尾矿	63.49	0.189	1.78	5.72	11.6
	原矿	100	2.1	9.75	100	100
粗选: 40 扫选: 0	精矿	28.30	6.64	26.73	88.99	77.48
	中矿	8.10	1.86	19.89	7.13	16.49
	尾矿	63.60	0.129	0.926	3.88	6.03
	原矿	100	2.11	9.76	100	100

注: 40 g/t 药剂用量相对原矿约为 2 g/t, 与现场用药量相当。

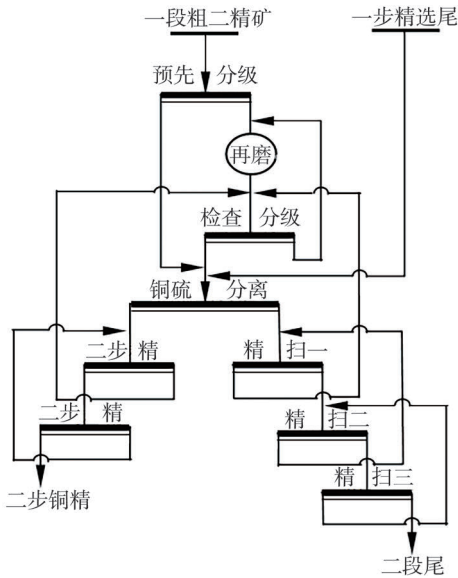


图7 改造后浮选精选段工艺流程

Fig. 7 Process flow of cleaning stage of flotation after technological transformation

3.3 工业试验结果

2023年10—12月,改造并经调整后的铜硫分离工艺流程运行稳定。由稳定运行期间生产技术指标(表11)可知,与流程优化前(2022年)相比,工业试验稳定期间,新工艺在保证铜精矿品位达标的前提下,其他作业指标也得到显著提升:精选段尾矿品位由0.19%下降至0.156%,下降了0.034%;精选段铜回收率由98.04%上升至98.56%,上升了0.52%;精选段钼回收率由79.96%上升至83.42%,提升了3.46%。

3.4 改造前后工艺流程考查技术指标对比

铜硫分离精选段改造前后工艺流程考查结果见表12、表13。可见,与改造前相比,改造后:精扫一和精扫二作业浮选精矿-0.074 mm含量均明显上升,涨幅11%以上;铜硫分离给矿-0.074 mm含量

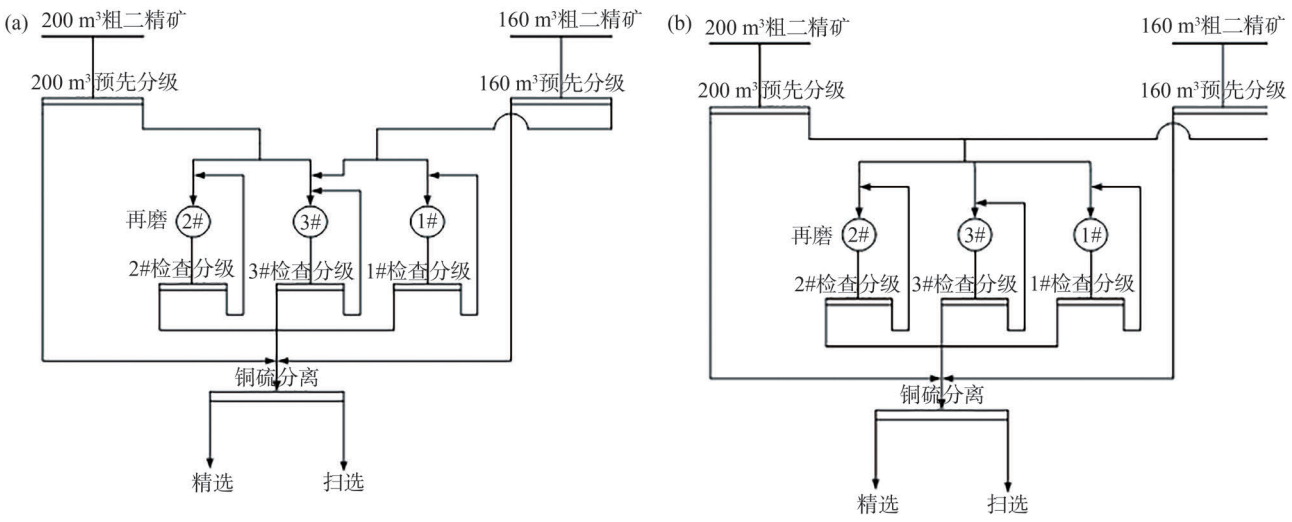


图 8 改造前后再磨工艺流程: (a) 改造前; (b) 改造后

Fig. 8 Regrinding process (a) before and (b) after technological transformation

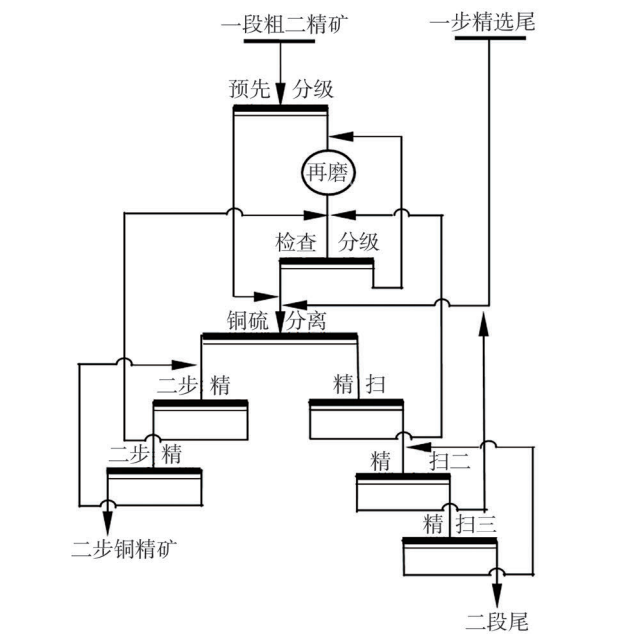


图 9 改造后的铜硫分离精选段浮选工艺流程

Fig. 9 Modified flotation process flow of cleaning stage of copper-sulfur separation

表 11 铜硫分离精选段改造前后生产技术指标对比

Table 11 Comparison of production technical indicators before and after technological transformation of cleaning stage of copper-sulfur separation (%)

工艺流程	品位(Cu)		回收率	
	铜精矿	二段尾矿	精选段 Cu	精选段 Mo
改造后	22.81	0.156	98.56	83.42
改造前	23.62	0.190	98.04	79.96
差值	-0.81	-0.034	0.52	3.46

注: 铜精矿为一步铜精与二步铜精混合精矿。

表 12 改造前后流程考查部分技术指标对比

Table 12 Comparison of technical indicators during process inspection before and after technological transformation (%)

工艺流程	产品名称	品位	回收率	
		Cu	作业	综合
改造前	一步铜精矿	21.24	94.33	73.16
	铜硫分离精矿	4.21	25.64	23.90
	精一柱选精矿	9.11	68.73	19.89
	二步铜精矿	15.02	74.66	14.85
	一步精扫精矿	9.66	—	—
	二步扫一精矿	2.78	—	—
改造后	一步铜精矿	27.17	77.60	59.21
	铜硫分离精矿	10.84	56.76	32.80
	精一柱选精矿	13.95	83.28	31.45
	二步铜精矿	17.54	84.21	26.49
	精扫一精矿	3.40	67.02	16.75
	精扫二精矿	1.92	86.33	7.12

注: 作业回收率均为对作业给矿数据, 综合回收率为对原矿给矿数据; 表中“—”为 2021 年流程考查未对该产品进行计算。

由 77.64% 上升至 80.94%, 提升了 3.3%。这表明工艺流程改造有效解决了精选段中矿粗颗粒较多的问题。铜硫分离作业精矿品位达到 10.84%, 作业回收率为 56.76%, 两项指标均较改造前成倍增长, 显著减轻了精选段作业负荷, 从而提高了分离效果。

4 结 论

1) 通过工艺矿物学诊断与中间产品磨矿试验, 查明了某选矿厂铜硫分离流程中再磨负荷不均与粗

表 13 改造前后流程考查部分产品粒度分布对比

Table 13 Comparison of particle size distribution of products during process inspection before and after technological transformation (%)

工艺流程	产品名称	-0.074 mm 粒级含量
改造前	一步铜精矿	91.04
	一步精选尾矿	86.46
	铜硫分离给矿	77.64
	铜硫分离精矿	91.31
	一步精扫精矿	62.80
	二步扫一精矿	58.78
	二段尾矿	95.99
改造后	一步铜精矿	87.58
	一步精选尾矿	78.42
	铜硫分离给矿	80.94
	铜硫分离精矿	87.47
	精扫一精矿	75.33
	精扫二精矿	69.93
	二段尾矿	94.94

颗粒循环累积导致精选段尾矿品位偏高、回收率偏低的问题。

2)通过实施再磨分配箱改造与现场工艺流程优化调整,构建了高效的铜硫分离精选段“一粗、三扫、两精”工艺流程,有效降低了精选段尾矿铜品位,提高了铜和钼的回收率。

3)工业试验稳定期运行结果表明,新工艺流程在保证精矿品位达标的同时,精选段尾矿铜品位降至0.156%,铜、钼回收率分别提升0.52%和3.46%,每年可创造经济效益约1600万元,技术经济指标全面提升。

参考文献:

[1] 张洋, 席欣月. 铜硫浮选分离工艺及药剂研究进展[J]. 黄金, 2025, 46(1): 47-55.

[2] Li Z M, Huang M Z, Zhu J Y, et al. Learning-based adaptive optimal control for flotation processes subject to input constraints[J]. IEEE Transactions on Control Systems Technology, 2023, 31(1): 252-264.

[3] Wang Z Q, He D K, Wang Z S, et al. Timeliness

and stability-based operation optimization for copper flotation industrial process[J]. IEEE Transactions on Instrumentation and Measurement, 2023, 72: 3500912.

[4] 张曙光, 简胜, 唐鑫, 等. 某低品位细粒嵌布硫化铜矿选矿工艺研究[J]. 矿冶工程, 2021, 41(6): 77-80.

[5] Wang Z Q, Song Z Y, He D K. Subspace identification method-based setpoints tracking control and its applications to the column cleaning process[J]. ISA Transactions, 2025, 156: 669-677.

[6] 王立刚, 等. 铜硫矿石浮选分离研究进展[J]. 矿冶工程, 2021, 41(3): 78-84.

[7] Maldonado M, Desbiens A, Poulin É, et al. Automatic control of bubble size in a laboratory flotation column[J]. International Journal of Mineral Processing, 2015, 141: 27-33.

[8] 叶岳华, 王立刚, 李成必, 等. 富家坞矿石提高钼回收率选矿试验研究[J]. 铜业工程, 2018(6): 36-40.

[9] 刘日新, 曾明, 陈建文. 大山选矿厂提高铜、钼回收率工业试验研究[J]. 铜业工程, 2021(3): 27-31, 43.

[10] 王小候, 莫峰, 黄继明. 某硫化铜矿精选作业工艺优化与实践[J]. 云南冶金, 2020, 49(5): 24-28.

[11] 代献仁, 杨旭, 伍红强. 米拉多铜矿精选系统工艺流程优化及实践[J]. 现代矿业, 2023, 39(7): 173-176.

[12] 万丽, 周少珍, 曾克文, 等. 安徽某铜硫矿选矿工艺流程多方案对比试验研究[J]. 现代矿业, 2020, 36(2): 63-66.

[13] 许冲, 胡文英, 赵冠飞, 等. 大宝山铜矿高低碱度铜硫分离工艺对比试验研究[J]. 现代矿业, 2025, 41(8): 118-122, 127.

[14] 代淑娟, 刘子源, 胡志刚. 辽宁某含金银铜硫矿选矿试验研究[J]. 铜业工程, 2024(3): 61-68.

[15] 马妮娅, 林圆圆, 杨会兵. 龙桥矿业铜硫分离工艺优化研究[J]. 现代矿业, 2022, 38(2): 143-146, 149.

[16] 刘玫华, 简胜, 吴海军, 等. 某高海拔复杂铜硫矿选矿工艺优化试验研究[J]. 矿冶工程, 2025, 45(1): 41-45, 56.

[17] 周利华. 西藏某铜钼多金属矿浮选工艺流程优化实验[J]. 矿产综合利用, 2025, 46(1): 125-131.

[18] 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.

Research and Industrial Practice on Optimization of Copper-sulfur Separation Process

Huang Kai, Zeng Ming

(Dexing Copper Mine, Jiangxi Copper Corporation Limited, Dexing 334224, China)

Abstract: In view of the problems existing in the copper and sulfur separation process of a certain concentrator, such as high copper grade (>0.19%), large circulation load and low copper-sulfur separation efficiency of the tailings, operation process of one-roughing, three-scavenging and two-cleaning for cleaning stage of copper-sulfur separation was formed. Investigation of current status of the on-site process flow and mineralogy analysis of intermediate products in cleaning stage were conducted. On-site process optimization industrial tests were executed based on small-scale experiments on intermediate product grinding. Industrial test results of process flow transformation showed that the copper grade of tailings in cleaning stage dropped from 0.19% to 0.156%; the copper recovery rate in cleaning stage increased from 98.04% to 98.56%. The proposed process technological transformation can create economic benefits of about 16 million yuan per year.

Key words: flotation process; copper-sulfur separation; process optimization; process mineralogy; technological transformation

doi: 10.3969/j.issn.1009-3842.2026.03.014

引文格式: 黄凯, 曾明. 铜硫分离浮选工艺优化与工业实践[J]. 铜业工程, 2026(3): 125-134.

Huang Kai, Zeng Ming. Research and industrial practice on optimization of copper-sulfur separation process[J]. Copper Engineering, 2026(3): 125-134.