

引用格式:徐家林,徐冰,朱东方.非洲某硫化铜矿浮选试验研究[J].有色设备,2024,38(2):38-45.

XU Jialin, XU Bing, ZHU Dongfang. Experimental study on flotation of a copper sulfide ore in Africa[J]. Nonferrous Metallurgical Equipment, 2024, 38(2): 38-45.

非洲某硫化铜矿浮选试验研究

徐家林, 徐冰, 朱东方

(沈阳隆基电磁科技股份有限公司, 辽宁 沈阳 110000)

[摘要] 非洲某硫化铜矿中全铜品位 2.085%, 氧化铜品位 0.151%。为确定适合该矿石中铜矿物有效回收的工艺流程及工艺技术条件, 保证铜精矿的品位和回收率, 进行浮选试验研究。结果表明, 当磨矿细度 -0.074 mm 占 67% 时, 进行一段粗浮选, 二段扫浮选和二段精浮选流程。采用硫化钠为浮选调整剂(活化及调浆作用); 混合黄药 + 丁铵黑药为捕捉剂, 2#油为起泡剂, 最终获得铜品位 31.24% 的铜精矿, 铜回收率 91.40%。

[关键词] 硫化铜矿; 浮选; 药剂用量; 回收率; 选矿; 氧化铜; 混合黄药; 丁铵黑药

[中图分类号] TD95 **[文献标志码]** A **[文章编号]** 1003-8884(2024)02-0038-08

DOI: 10.19611/j.cnki.cn11-2919/tg.2024.02.007

0 引言

铜具有良好的导热性、导电性、延展性、耐磨性和耐腐蚀性及抗磁性, 被广泛地应用于电气电子行业、机械和冶金行业、轻工业行业、国防等诸多领域^[1-3]。但是随着铜矿资源日益减少, 铜矿石逐渐向“贫、细、杂”转变, 难选矿多, 易选矿少, 所以对于铜矿分选技术的要求也在不断提高^[4-6]。硫化铜矿是铜矿主要存在形式之一, 其选别是铜矿选矿行业的重要研究方向^[7-8]。为能够全面开发非洲某硫化铜矿, 确定适合该矿石中铜矿物

有效回收的工艺流程及工艺技术条件, 保证铜精矿的品位和回收率, 进行了硫化铜矿浮选试验研究。

1 矿石性质

经分析, 该铜矿的原生矿石主要包含黄铜矿、斑铜矿及少量辉铜矿; 氧化铜矿石有孔雀石、硅孔雀石、假孔雀石、含铜蛭石、含铜软锰矿(含铜黑土)、含铜褐铁矿及少量黄铜矿、辉铜矿; 脉石矿物包括石英、黑云母、微斜长石、白云石和透闪石。

对原矿矿样进行了光谱分析, 结果见表 1。

表 1 原矿矿样光谱分析结果

Table 1 Results of spectral analysis of raw ore

化学成分	Cu	Co	S	Fe	Ni	Zn	Sb	Pb	Bi	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	SiO ₂
含量/%	2.10	0.047	4.055	3.928	0.018	0.004	0.036	0.08	—	4.929	8.731	9.652	44.261

由表 1 可知, 原矿主要有用组分为铜, 含量 2.10%; 原矿含钴 0.047%、含铁 3.928%, 品位均较低, 本次选矿试验不考虑回收。主要脉石矿物为 SiO₂, 含量 44.261%。

对原矿进行化学多元素分析可知, 原矿全铜 2.085%, 酸可溶性铜品位 0.16%, 铜氧化率 8.12%。

2 试验设备及试验方案

2.1 试验设备

试验所用主要设备见表 2。

2.2 试验方案

本试验分别进行磨矿时间和细度试验、捕收剂

[收稿日期] 2023-12-20

[第一作者] 徐家林(1973—), 男, 湖北钟祥人, 高级工程师, 大学本科, 主要研究方向为选矿工艺, 现任沈阳隆基电磁科技股份有限公司副总经理。

表 2 主要试验设备

Table 2 Instruments used in the experiments

设备名称	型号	生产厂家
XRF 荧光光谱分析仪	S8TLGER	德国布鲁克公司
球磨机	XMQ240 × 90	江西龙中机械有限公司
单槽浮选机	3L、1L、0.5L	湖南省长沙顺泽矿冶机械制造有限公司
电子天平	YP1102	上海光正医疗仪器有限公司
电子天平	TB-214	北京赛多利多仪器有限公司
集热式磁力加热搅拌箱	DF-1	江苏省金坛市荣华仪器制造有限公司
电热恒温干燥箱	DHG-9247A	上海精宏试验设备有限公司
多用真空过滤机	XTLZ	辽宁省地质矿产勘查开发局

种类及用量试验、调整剂种类及用量试验、药剂用量试验、粗浮选时间试验、浮选次数确定试验等条件试验及综合开路试验和闭路试验确定最终浮选流程和最终产品指标。条件试验对矿样进行一段磨矿,磨矿后产品经过一次粗浮选选别,将选别得到的产品进行过滤、烘干、取样、化验,具体流程如图 1 所示。

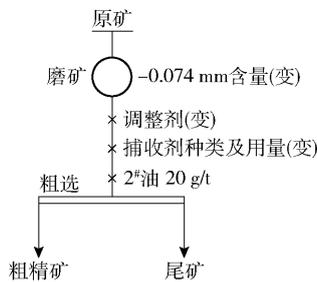


图 1 条件试验流程

Fig. 1 Experiments flowsheet of condition test

3 试验结果与讨论

3.1 磨矿时间和磨矿细度试验

为确定最佳的磨矿时间和细度,进行了磨矿时间和细度条件试验。本试验在浮选槽容量为 1 L 的浮选机中进行,取矿样重量 380 g,确定矿浆浓度 30.5%,在捕收剂为混合黄药 40 g/t,起泡剂为 2#油 20 g/t 时,改变磨矿时间和磨矿细度,进行一次浮选选别,从而确定最佳的磨矿时间和磨矿细度。具体磨矿时间及细度条件试验的工艺流程如图 2 所示,结果见表 3。

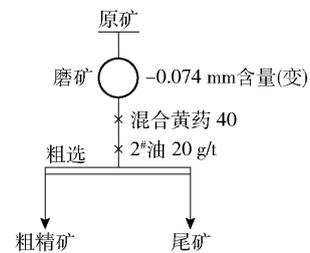


图 2 磨矿细度试验工艺流程及条件

Fig. 2 Experiments flowsheet of grinding fineness test and condition

表 3 磨矿时间及细度试验结果

Table 3 Experiments results of grinding time and grinding fineness

磨矿时间	磨矿细度 (-0.074 mm 占比)/%	产品名称	产率/ %	铜品位/%	铜回收率/ %
3'10"	57	粗精矿	7.37	19.26	64.82
		尾矿	92.63	0.83	35.18
		原矿	100.00	2.19	100.00
3'30"	62	粗精矿	8.10	18.76	70.35
		尾矿	91.9	0.69	29.65
		原矿	100.00	2.16	100.00
3'50"	67	粗精矿	8.25	18.82	71.55
		尾矿	91.75	0.67	28.45
		原矿	100.00	2.17	100.00
4'10"	72	粗精矿	8.32	19.03	71.21
		尾矿	91.68	0.69	28.79
		原矿	100.00	2.20	100.00

由表3可知,随着磨矿细度-0.074 mm占57%由增加到67%,精矿产率由7.37%增加至8.25%,精矿铜回收率由64.82%增加至71.55%。通过数据分析可以判断出,随着磨矿细度的增加,铜矿物逐渐达到单体解离,脉石和贫连生体能够与铜精矿实现良好分离,产生了粗精矿产率和铜回收率逐渐增加的效果;但是当磨矿细度-0.074 mm占比超过67%时,磨矿细度过细,发生过磨现象,将大颗粒精矿磨细,导致部分微细粒精矿随脉石矿物一同排出,铜回收率有所下降,由71.55%下降至71.21%,下降了0.34%。因此,为保证精矿铜回收率,选择磨矿细度为-0.074 mm占67%。

3.2 捕收剂种类及用量试验

鉴于该非洲硫化铜矿现有浮选工艺使用的捕收剂为丁基黄药,本文将采用丁基黄药与混合黄药、混合黄药与丁胺黑药的联合添加进行药剂种类及用量的对比试验。由于该硫化矿石在浮选过程中所得精矿品位很容易达到要求,故在药剂选择时主要考虑能获得较高回收率的捕收剂。

在浮选槽容量为1 L的浮选机中进行试验,取矿样重量380 g,在确定矿浆浓度30.5%,磨矿细度-0.074 mm含量占67%的条件下,改变捕收剂种类及用量、起泡剂2#油用量,进行一次粗浮选。具体流程如图3所示,结果见表4、5。

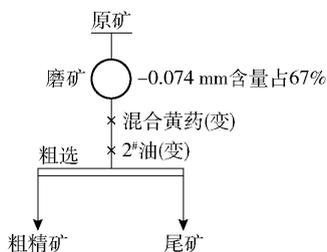


图3 捕收剂种类试验工艺流程及条件
Fig.3 Experiments flowsheet of collector type and condition

由表4可知,当捕收剂为丁基黄药时,粗精矿产率为7.23%,精矿铜品位为21.31%,精矿铜回收率为73.03%;当捕收剂为混合黄药时,粗精矿产率为8.67%,精矿铜品位为17.97%,精矿铜回收率为74.55%。由于混合黄药含碳链,捕收能力增强,在药剂用量相同的情况下,虽然采用混合黄药获得的精矿铜品位低于丁基黄药,但是使用混合黄药的精矿产率比丁基黄药提升了1.44%,回收率提高1.52%。

表4 黄药捕收剂对比试验结果

Table 4 Comparative results of xanthate collector

捕收剂种类及用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	铜品位/%	铜回收率/%
丁基黄药 40 2#油 20	粗精矿	7.23	21.31	73.03
	尾矿	92.77	0.61	26.97
	原矿	100.00	2.11	100.00
混合黄药 40 2#油 20	粗精矿	8.67	17.97	74.55
	尾矿	91.33	0.58	25.45
	原矿	100.00	2.09	100.00

因此,选择混合黄药作为本试验的捕收剂。

由表5可知,在降低混合黄药用量情况下,增加少量丁胺黑药,可发挥两者的协同效应,在保证捕收能力的同时,使浮选泡沫更为稳定。在药剂总用量相同的情况下,加入少量丁胺黑药,虽然粗选精矿的产率由8.67%降低至8.08%,但是精矿铜品位由17.97%提升至20.75%,提高了2.78%,精矿铜回收率由74.55%提升至78.74%,提高了4.19%。在混合黄药和丁胺黑药联合使用的情况下,粗选精矿的铜品位和回收率提高效果较明显,所以确定混合黄药和丁胺黑药联合使用作为试验流程捕收剂。

表5 捕收剂种类及用量试验结果

Table 5 Experiments results of collector type and dosage

捕收剂种类及用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	铜品位/%	铜回收率/%
混合黄药 40 2#油 20	粗精矿	8.67	17.97	74.55
	尾矿	91.33	0.58	25.45
	原矿	100.00	2.09	100.00
混合黄药 30 2#油 10	粗精矿	8.08	20.75	78.74
	尾矿	91.92	0.49	21.26
丁胺黑药 20	原矿	100.00	2.13	100.00

3.3 调整剂种类试验

为确定最佳的调整剂种类,进行调整剂种类条件试验。在浮选槽容量为1 L的浮选机中进行试验,取矿样重量380 g,在确定矿浆浓度30.5%,磨矿细度为-0.074 mm含量占67%,捕收剂为混合黄

药 30 g/t、丁铵黑药 15 g/t, 起泡剂 2[#]油 10 g/t 的条件下, 改变调整剂种类, 进行一次粗浮选。具体流程如图 4 所示, 结果见表 6。

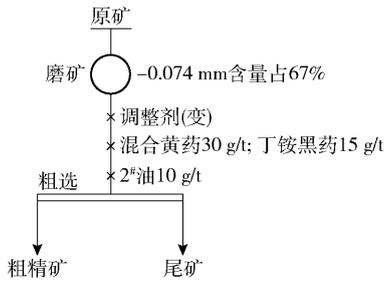


图 4 调整剂选择试验工艺流程及条件

Fig. 4 Experiments flowsheet of regulator type and condition

表 6 调整剂选择的试验结果

Table 6 Experiments results of regulator type

调整剂种类	用量/ (g·t ⁻¹)	产品名称	产率/ %	铜品位/%	铜回收率/%
石灰	500	粗精矿	8.21	21.38	78.36
		尾矿	91.79	0.53	21.64
		原矿	100.00	2.24	100.00
硫化钠	260	粗精矿	8.05	22.00	80.13
		尾矿	91.95	0.48	19.87
		原矿	100.00	2.21	100.00

由表 6 可知, 采用石灰作为试验调整剂时, 获得精矿产率为 8.21%, 精矿铜品位为 21.38%, 精矿铜回收率为 78.36%; 采用硫化钠作为试验调整剂时, 获得的精矿产率为 8.05%, 精矿铜品位 22.00%, 精矿铜回收率为 80.13%。硫化钠能够将氧化矿硫化为类硫化矿, 进而易与黄药类捕收剂发生作用, 得到更好的选别指标^[9-10]。硫化钠作为调整剂与石灰作为调整剂相比, 虽然精矿产率略微下降了 0.16%, 但是精矿铜品位提高了 0.62%, 精矿铜回收率提高了 1.77%。硫化钠的调整作用效果比石灰明显, 在精矿品位相当的情况下, 铜回收率有明显提高。因此, 选择硫化钠作为调整剂。

3.4 硫化钠用量试验

从初步试验结果可知, 硫化钠对选铜有一定的促进作用, 具体用量的差异对指标也有较大的影响,

故而进行了药剂用量的条件试验。在浮选槽容量为 1 L 的浮选机中进行试验, 取矿样重量 380 g, 在确定矿浆浓度 30.5%, 磨矿细度为 -0.074 mm 含量占 67%, 捕收剂为混合黄药 30 g/t、丁铵黑药 15 g/t, 2[#]油 10 g/t, 活化剂为硫化钠的条件下, 改变硫化钠的用量, 进行一次粗浮选。具体流程如图 5 所示, 结果见表 7。

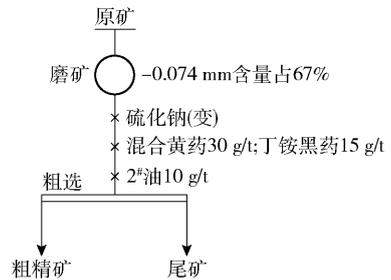


图 5 硫化钠用量试验流程

Fig. 5 Experiments flowsheet of sodium sulfide dosage

表 7 硫化钠用量试验结果

Table 7 Experiments results of sodium sulfide dosage

硫化钠用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率/ %	铜品位/%	铜回收率/%
0	粗精矿	10.00	19.24	84.24
	尾矿	90.00	0.40	15.76
	原矿	100.00	2.28	100.00
180	粗精矿	9.33	20.18	85.58
	尾矿	90.67	0.35	14.42
	原矿	100.00	2.20	100.00
260	粗精矿	9.52	20.07	86.85
	尾矿	90.48	0.32	13.15
	原矿	100.00	2.20	100.00
400	粗精矿	9.05	20.72	86.03
	尾矿	90.95	0.33	13.97
	原矿	100.00	2.18	100.00

由表 7 可知, 随着硫化钠用量的增加, 精矿铜品位也逐渐提升。随着硫化钠用量增加, 在氧化铜表面形成一层硫化膜, 可以使氧化铜能够被捕收剂捕收, 提高精矿铜品位和回收率, 但是过量使用硫化

钠,会对硫化铜矿的浮选效果造成影响^[11-13],所以当硫化钠用量由 260 g/t 增加到400 g/t 时,精矿铜回收率由 86.85% 降低至 86.03%。综合考虑,选择硫化钠用量 260 g/t 较为适宜。

3.5 丁铵黑药用量试验

针对含有氧化铜矿物的铜浮选工艺,丁铵黑药可以优化矿化后的泡沫状态,减少捕收剂及起泡剂用量的同时,一定程度上可提高铜回收率。为确定丁铵黑药最佳用量,在总药剂用量相同情况下,进行了不同药剂组合用量的条件试验。

在浮选槽容量为 1 L 的浮选机中进行试验,取矿样重量 380 g,在确定矿浆浓度 30.5%,磨矿细度为 -0.074 mm 含量占 67%,活化剂硫化钠用量 260 g/t,捕收剂为混合黄药、丁铵黑药,起泡剂 2#油 10 g/t 的条件下,改变捕收剂的用量,进行一次粗浮选。具体流程如图 6 所示,结果见表 8。

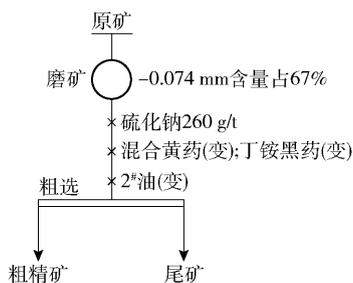


图 6 丁铵黑药用量试验流程

Fig. 6 Experiments flowsheet of ammonium dibutyl dithiophosphate

表 8 丁铵黑药用量试验结果

Table 8 Experiments results of ammonium dibutyl dithiophosphate

药剂种类及用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	铜品位/%	铜回收率/%
混合黄药 30	粗精矿	9.18	19.77	82.14
2#油 10	尾矿	90.82	0.43	17.86
丁铵黑药 20	原矿	100.00	2.21	100.00
混合黄药 20	粗精矿	10.38	17.25	81.76
2#油 10	尾矿	89.62	0.45	18.24
丁铵黑药 30	原矿	100.00	2.19	100.00

有一定的起泡性,在减少捕收剂及起泡剂用量的同时,一定程度上可提高铜回收率^[14-16]。

由表 8 并结合试验时泡沫状态可知,加入丁铵黑药后浮选泡沫厚度增加,矿化效果明显改善,但随着丁铵黑药用量由 20 g/t 增加至 30 g/t、混合黄药用量由 30 g/t 减少至 20 g/t 后,其粗选泡沫厚而不实,精矿铜回收率并未进一步提高,反而由 82.14% 降至 81.76%,下降了 0.38%;精矿铜品位由 19.77% 降低至 17.25%,降低了 2.52%。综合考虑,粗选丁铵黑药用量 20 g/t,在少量增加混合黄药用量条件下,保证粗选铜回收率指标。

3.6 粗浮选时间试验

为确定粗选最佳浮选时间,进行了粗选浮选时间试验。在浮选槽容量为 1 L 的浮选机中进行试验,取矿样重量 380 g,在确定矿浆浓度 30.5%,磨矿细度为 -0.074 mm 含量占 67%,活化剂硫化钠用量 260 g/t,捕收剂为混合黄药 30 g/t、丁铵黑药 20 g/t,起泡剂 2#油 10 g/t 的条件下,进行粗浮选时间分别为 2 min、3 min、4 min 的浮选试验。具体流程如图 7 所示,结果见表 9。

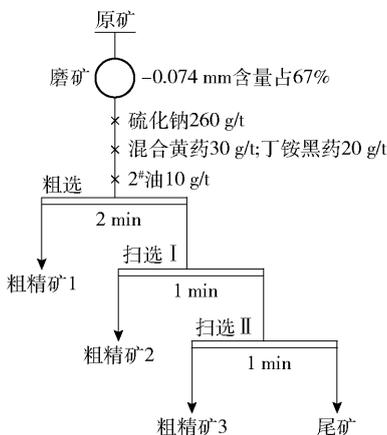


图 7 粗选浮选时间试验流程

Fig. 7 Experiments flowsheet of roughing flotation time

由表 9 可知,此类矿石中铜矿物易于富集,集中上浮较快^[17-19],粗精矿 1 的铜作业回收率高达 79.45%,粗精矿 2 的铜作业回收率降至 4.27%,粗精矿 3 中铜作业回收率仅为 1.15%。为保证铜精矿的回收率和作业效率,综合考虑,粗选浮选时间选择 3 min。

3.7 精浮选、扫浮选次数试验

为考察精、扫选次数对浮选指标的影响,进行了

丁铵黑药对铜矿的选择性和捕收能力较高,具

表9 粗选浮选时间试验结果

Table 9 Experiments results of roughing flotation time

产品名称	浮选时间/ min	产率/%		铜品位/%		铜回收率/%	
		作业	累计	作业	累计	作业	累计
粗精矿 1	2	7.25		23.56		79.45	
粗精矿 2	1	2.11	9.36	4.35	19.23	4.27	83.72
粗精矿 3	1	1.03	10.39	2.4	17.56	1.15	84.87
尾矿		89.61	100.00	0.36		15.13	
原矿		100.00		2.15		100.00	

精选、扫选次数试验。在浮选槽容量为 1 L 的浮选机中进行试验,取矿样重量 380 g,在确定矿浆浓度 30.5%,磨矿细度为 -0.074 mm 含量占 67%,活化剂硫化钠用量 260 g/t,捕收剂为混合黄药 30 g/t、丁铵黑药 20 g/t,起泡剂 2[#]油 10 g/t 的条件下,粗浮选时间 3 min,进行 1 次粗浮选 + 3 次精选 + 3 次扫选浮选试验。具体流程如图 8 所示,结果见表 10。

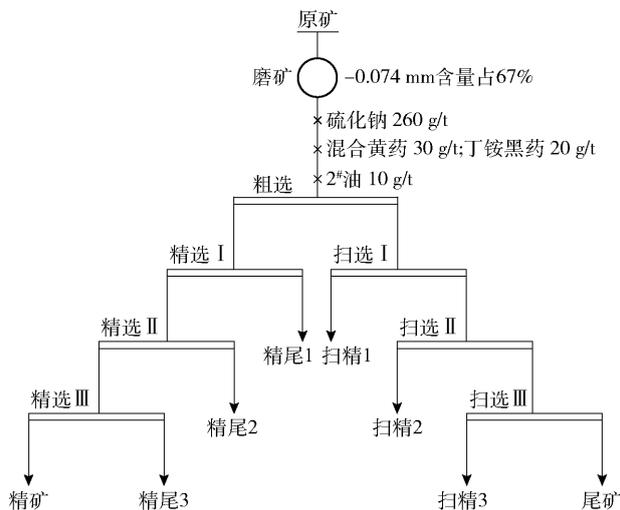


图8 精浮选、扫浮选次数试验流程

Fig. 8 Experiments flowsheet of the number of fine flotation and sweep flotation

由表 10 可知,精选 3 次时,铜精矿品位达到 36.85%,从整体回收率的影响及精矿合格指标方面综合考虑,2 次精选即可达到工艺要求的精矿品位,而第 3 次扫选作业仅使铜回收率提高了 0.49%,从成本及效益的综合平衡方面考虑,2 次扫选基本上属于最经济适用的流程,综上,推荐该矿石的浮选工艺流程为 1 次粗选 + 2 次精选 + 2 次扫选。

表 10 精浮选、扫浮选次数试验结果

Table 10 Experiments results of the number of fine flotation and sweep flotation

产品名称	产率/%		铜品位/%		铜回收率/%	
	作业	累计	作业	累计	作业	累计
精矿	2.68		36.85		45.28	
精尾矿 3	1.13	3.81	27.95	34.21	14.48	59.76
精尾矿 2	1.09	4.90	24.04	31.95	12.01	71.78
精尾矿 1	6.39	11.29	5.03	16.72	14.75	86.53
扫精矿 1	4.81	88.71	1.94	0.33	4.28	13.47
扫精矿 2	3.37	83.90	0.75	0.24	1.16	9.19
扫精矿 3	2.18	80.53	0.49	0.22	0.49	8.03
尾矿	78.35		0.21		7.54	
原矿	100.00		2.18		100.00	

3.8 综合开路试验

根据各种浮选工艺条件的优化结果,结合浮选实践,最终确定综合开路试验的药剂制度及浮选流程方案。取矿样重量 380 g,粗选矿浆浓度 33%;粗选及扫选在浮选槽为 3 L 的浮选机中进行;精选 I 在浮选槽为 1 L 的浮选机中进行;精选 II 在浮选槽为 0.5 L 的浮选机中进行。

磨矿细度为 -0.074 mm 含量占 67%,活化剂硫化钠用量 260 g/t,捕收剂为混合黄药 30 g/t、丁铵黑药 20 g/t,起泡剂 2[#]油 10 g/t 的条件下,粗浮选时间 3 min,进行 1 次粗选 + 2 次精选 + 2 次扫选试验。具体流程如图 9 所示,结果见表 11。

由表 11 可知,综合开路试验结果为:精矿铜品位 32.24%、铜回收率 57.12%;尾矿铜品位 0.21%、铜损失率 7.93%。

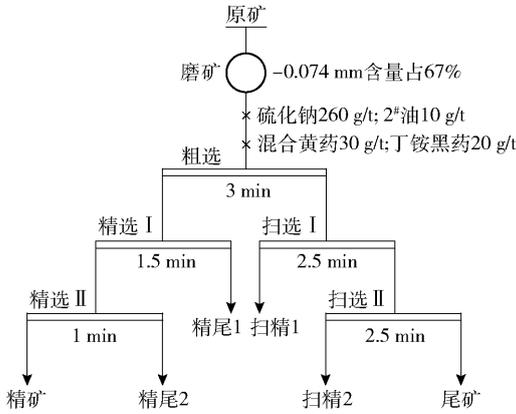


图9 综合开路试验流程

Fig.9 Fflowsheet of opened-circuit test

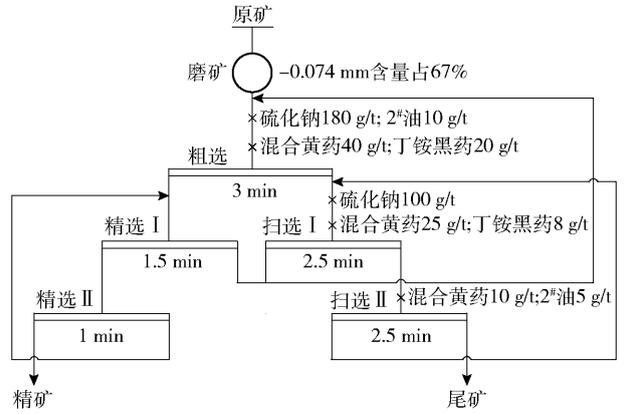


图10 闭路试验工艺流程

Fig.10 Fflowsheet of closed-circuit test

表11 综合开路试验结果

Table 11 Results of opened-circuit test

产品名称	产率/%	铜品位/%	铜回收率/%
精矿	3.88	32.24	57.12
精尾矿 2	1.04	22.22	10.55
精尾矿 1	4.19	9.39	17.96
扫精矿 1	6.87	1.52	4.76
扫精矿 2	3.38	1.09	1.68
尾矿	81.64	0.21	7.93
原矿	100.00	2.19	100.00

3.9 闭路试验

鉴于闭路循环有残余药剂存在,综合考虑闭路试验药剂用量与综合开路试验药剂用量略有变动。在综合开路试验的基础上,进行药剂用量的调整,适当降低药剂用量,得到新的药剂制度后,开始闭路试验。闭路试验所用试验设备与综合开路试验一致,每次取矿样重量 380 g,具体流程如图 10 所示,结果见表 12,数质量流程如图 11 所示。

由图 10、图 11 和表 12 可知,原矿经过 1 次粗浮选、2 次扫浮选和 2 次精浮选,中矿依次返回至上一段浮选流程的闭路试验,得到最终精矿铜品位 31.24%,精矿产率 6.10%,精矿铜采用回收率 91.40%;最终尾矿铜品位 0.191%,尾矿产率 93.90%,尾矿回收率 8.60%;另外,原矿中氧化铜品位为 0.151%,通过选别后,精矿中氧化铜品位提升至 1.06%,氧化铜回收率为 42.80%。

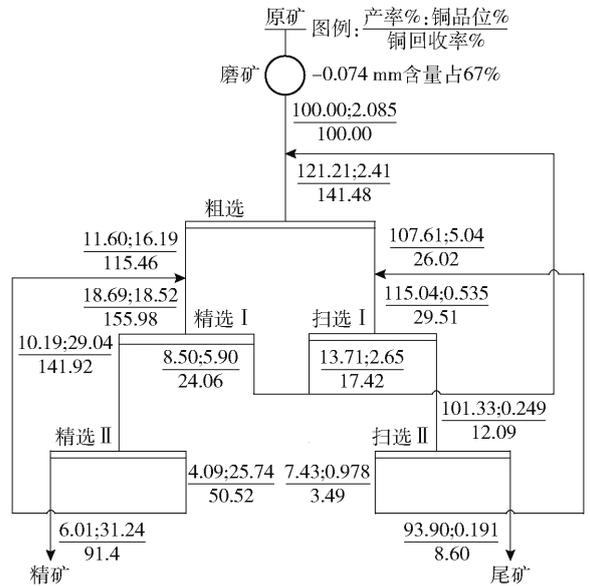


图11 闭路试验数质量流程

Fig.11 Closed-circuit flowsheet of quantity-quality

表12 闭路试验结果

Table 12 Results of closed-circuit test

产品名称	产率/%	品位/%		铜回收率/%	
		TCu	AsCu	TCu	AsCu
精矿	6.10	31.24	1.06	91.40	42.80
尾矿	93.90	0.191	0.092	8.60	57.20
原矿	100.00	2.085	0.151	100.00	100.00

4 结论

1) 该非洲某硫化铜矿矿石,在试样全铜品位 2.085%,氧化铜品位 0.151%,取得较好的选矿指标。

2) 该矿石在磨矿细度为 -0.074 mm 占 67% 条件下, 粗选矿浆浓度 30.5%, 采用“1 次粗选 + 2 次扫选 + 2 次精选”硫氧混合浮选工艺流程, 可达到精矿铜品位 31.24%、铜回收率 91.40% 的较好指标, 氧化铜回收率达 42.80%。

3) 浮选药剂推荐采用: 硫化钠为浮选调整剂, 混合黄药 + 丁铵黑药为捕捉剂, 2[#]油为起泡剂。

[参考文献]

- [1] 张亮, 杨卉稜, 赵军伟, 等. 世界铜矿资源系列研究之一资源概况及供需分析[J]. 矿产保护与利用, 2010(5): 63 - 67.
- [2] 曹玉川. 某硫化铜矿浮选试验研究[J]. 矿冶工程, 2023, 43(4): 82 - 84, 88.
- [3] 杨玮, 覃文庆, 张建业. 云南某硫化铜矿浮选试验研究[J]. 金属矿山, 2009(9): 94 - 97.
- [4] 蔺月萌, 韩百岁, 姜丽帅, 等. 氧化铜矿浮选方法及药剂的研究现状及展望[J/OL]. 矿产综合利用; 1 - 10 [2024 - 04 - 08]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/51.1251.td.20230707.1641.004.html>.
- [5] 周海欢. 青海某难选铜矿浮选试验研究[D]. 武汉: 武汉理工大学, 2012.
- [6] 邓禾森. 复杂嵌布高硫铜矿分选系统优化研究[J]. 中国矿山工程, 2023, 52(2): 26 - 32.
- [7] 苟浩然, 曾海鹏, 黄红军, 等. 湖北某复杂低品位铜矿浮选试验研究[J]. 矿冶工程, 2023, 43(4): 85 - 88.
- [8] 陶坤. 高效铜捕收剂在国外某含碳硫化铜矿浮选的应用研究[J]. 中国矿业, 2023, 32(S1): 413 - 418.
- [9] 余祖芳, 梁治安, 陈晓芳, 等. 某难选氧化铜矿浮选工艺试验[J]. 现代矿业, 2015, 31(5): 76 - 78.
- [10] 彭光菊. 氧化铜矿浮选工艺[J]. 武汉工程大学学报, 2011, 33(5): 46 - 49.
- [11] 杜淑华. 猫飞山难选氧化铜矿选矿试验研究[D]. 昆明: 昆明理工大学, 2007.
- [12] 崔毅琦, 王飞旺, 孟奇, 等. 云南某低品位高结合率氧化铜矿选冶联合试验研究[J]. 昆明理工大学学报(自然科学版), 2015, 40(2): 32 - 37.
- [13] 郑永兴, 文书明, 刘健, 等. 难处理氧化铜矿强化浸出的研究概况[J]. 矿产综合利用, 2011(2): 33 - 36, 40.
- [14] 左小华, 谭元敏, 苏振宏, 等. 硫化铜矿石浮选捕收剂的最新研究进展[J]. 应用化工, 2015, 44(9): 1733 - 1736.
- [15] 刘之能, 覃文庆, 张建业. 丁基铵黑药体系下单斜磁黄铁矿浮选行为及其表面吸附机理[J]. 有色金属(选矿部分), 2009(2): 41 - 44.
- [16] 傅开彬, 汤鹏成, 秦天邦, 等. 四川某微细粒次生硫化铜矿浮选工艺研究[J]. 矿冶工程, 2018, 38(6): 48 - 50, 54.
- [17] 朱立, 姜观辉, 李娜, 等. 铜渣选矿生产工艺流程优化[J]. 绿色矿冶, 2023, 39(6): 62 - 67.
- [18] 刘志国, 张宇, 康金星, 等. 青海某复杂铜铅锌矿选矿试验研究[J]. 中国矿山工程, 2022, 51(5): 75 - 81.
- [19] 田宝刚, 李伟华, 徐富华, 等. 某低品位多金属硫化镍矿选矿试验研究[J]. 有色矿冶, 2022, 38(5): 26 - 28 + 31.

Experimental study on flotation of a copper sulfide ore in Africa

XU Jialin, XU Bing, ZHU Dongfang

(LONGi Magnet Co., Ltd., Shenyang 110000, China)

Abstract: The total copper grade of a copper sulfide in Africa is 2.085%, and the copper oxide grade is 0.151%. In order to determine the process flow and technical conditions suitable for the effective recovery of copper minerals in the ore and ensure the grade and recovery rate of copper concentrate, the flotation test was carried out. The results show that under the condition of grinding fineness of -0.074 mm accounting for 67%, the process flow of one roughing, two sweeping and two cleaning is adopted. The flotation agent uses sodium sulfide as flotation regulator (activation and pulping). Mixed xanthate + butyl ammonium black powder was used as trapping agent, and 2[#] oil was used as foaming agent. Finally, the copper concentrate with a copper grade of 31.24% and a copper recovery of 91.40% was obtained.

Key words: copper sulfide ore; flotation; dosage of reagent; recovery; ore beneficiation; copper oxide; mixed xanthate; butyl ammonium black

