

某硫化铜矿浮选试验研究^①

曹玉川

(长沙矿冶研究院有限责任公司, 湖南 长沙 410012)

摘要: 对某硫化铜矿进行了浮选试验研究, 采用铜优先浮选、浮铜尾矿选硫的闭路流程, 得到了铜精矿铜品位 23.01%、铜回收率 95.47%, 硫精矿硫品位 35.72%、硫回收率 58.48% 的浮选指标。

关键词: 硫化铜矿; 浮选; 优先浮选; 铜精矿; 硫精矿

中图分类号: TD923

文献标识码: A

doi: 10.3969/j.issn.0253-6099.2023.04.018

文章编号: 0253-6099(2023)04-0082-03

Experimental Study on Flotation Processing of Some Copper Sulfide Ore

CAO Yuchuan

(Changsha Research Institute of Mining and Metallurgy Co Ltd, Changsha 410012, Hunan, China)

Abstract: A flotation experimental study was conducted to process a copper sulfide ore. A closed-circuit flowsheet consisting of copper preferential flotation and sulfur recovering from copper flotation tailings was adopted, resulting in a copper concentrate grading 23.01% Cu at 95.47% recovery and a sulfur concentrate grading 35.72% S at 58.48% recovery.

Key words: copper sulfide ore; flotation; preferential flotation; copper concentrate; sulfur concentrate

全球城市化、工业化、自动化和数字化的快速发展, 尤其是电动汽车等新兴产业的高速发展促进了铜市场需求的持续增长^[1]。我国是铜消费大国, 但铜资源相对短缺。我国铜矿资源品位低、矿物组成复杂^[2-5], 其中有大量难处理的氧化铜矿。我国铜资源缺口大, 70%的铜矿依赖进口。加大铜矿石开发技术研究具有重要意义。本文针对某铜矿石, 采用优先浮选工艺, 较好地实现了该矿石资源的综合回收利用, 为高效开发利用该铜矿资源提供了技术依据。

1 矿石性质

某铜矿石为氧化程度较低的原生硫化铜矿石, 具典型的角砾状和浸染状构造, 矿石中铜矿物以黄铜矿为主, 偶见斑铜矿、辉铜矿、铜蓝和黝铜矿; 其他金属矿物主要为黄铁矿, 次为赤铁矿和褐铁矿, 另见硫铜铋铅矿、辉铋矿、硫铋银矿和闪锌矿零星分布; 脉石矿物以石英为主, 次为钾长石、斜长石、绢云母和少量黑云母、绿泥石、方解石、白云石和蒙脱石; 其他微量矿物尚见

重晶石、角闪石、萤石、磷灰石、锆石和独居石等。

矿样化学多元素分析结果和铜物相分析结果见表 1 和表 2。

表 1 矿样化学多元素分析结果(质量分数) %

Cu	WO ₃	Fe	S	As	SiO ₂	Mn
0.78	0.008 5	4.83	2.41	0.004 4	78.47	0.063
Al ₂ O ₃	MgO	K ₂ O	Ti	P	CaO	Pb
4.50	0.56	1.69	0.10	0.02	0.46	0.010
Mo	Zn	Ni	Co	Ba	Bi	
0.065	0.006 8	0.007 1	0.010	0.099	0.010	

表 2 矿样铜化学物相分析结果

铜物相	含量/%	分布率/%
原生硫化铜	0.704	90.26
次生硫化铜	0.038	4.87
自由氧化铜	0.029	3.72
结合氧化铜	0.009	1.15
合计	0.780	100.00

① 收稿日期: 2023-03-11

作者简介: 曹玉川(1987—), 男, 江西余干人, 硕士, 高级工程师, 主要研究方向为微细粒浮选工艺技术与设备。

由表1~2可以看出,矿石中可供选矿富集回收的主要元素是Cu,含量为0.78%;S含量为2.41%,可作为综合利用的对象考虑;Bi、Mo、Pb、Zn和WO₃等其他有价金属元素或组分含量太低,综合利用价值不大。为达到富集铜矿物的目的,需要选矿排除或降低的脉石组分主要是SiO₂,次为Al₂O₃,二者含量之和为82.97%;有害杂质As含量低,对铜精矿质量影响甚微。矿石中铜主要以原生硫化铜形式存在,其次是次生硫化铜,二者分布率分别为90.26%和4.87%,合计达95.13%,这即为采用浮选作业分选矿石中铜矿物时铜的最大理论回收率。

铜矿物和黄铁矿的解离度如表3所示。

表3 不同磨矿细度矿石中铜矿物和黄铁矿的解离度

矿物名称	-0.074 mm 粒级含量/%	单体/%	连生体/%			
			>3/4	1/2~3/4	1/4~1/2	<1/4
铜矿物	50	69.42	12.53	9.46	3.74	4.85
	60	85.65	8.41	1.78	1.45	2.71
	70	92.23	3.70	0.98	0.46	2.63
黄铁矿	50	67.29	14.86	7.53	4.35	5.97
	60	81.60	6.97	4.15	3.86	3.42
	70	88.47	4.42	2.10	2.31	2.70

由表3可知,随着磨矿细度提高,铜矿物和黄铁矿解离程度逐渐增加,呈单体产出的铜矿物所占比例由-0.074 mm 粒级占50%时的69.42%提高至-0.074 mm 粒级占70%时的92.23%,而黄铁矿相应的单体解离度则由67.29%提高至88.47%,说明同一磨矿细度条件下,铜矿物解离度高于黄铁矿。根据铜矿物的解离度特点,在-0.074 mm 粒级占60%的磨矿细度条件下,单体产出的铜矿物及富连生体所占比例达94.06%,综合考虑,后续试验选择磨矿细度-0.074 mm 粒级占60%较为适宜。

2 浮选试验

为了获得高品位铜精矿,结合矿石性质特点,选择优先浮选工艺。原则流程如图1所示。

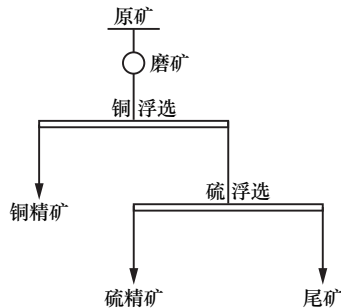


图1 原则流程

2.1 抑制剂试验

氧化钙是铜优先浮选工艺中黄铁矿的有效抑制剂^[6]。在磨矿细度-0.074 mm 粒级占60%、铜捕收剂Z-200用量80 g/t条件下进行一次铜粗选,考察了抑制剂氧化钙用量对铜粗选指标的影响,结果见表4。

表4 氧化钙用量试验结果

氧化钙用量/ (g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			Cu	S	Cu	S
0	铜粗精矿	6.19	11.10	25.82	89.28	66.20
	尾矿	93.81	0.088	0.870	10.72	33.80
	原矿	100.00	0.77	2.41	100.00	100.00
500	铜粗精矿	7.98	8.97	22.27	92.50	72.56
	尾矿	92.02	0.063	0.730	7.50	27.44
	原矿	100.00	0.77	2.45	100.00	100.00
1 000	铜粗精矿	7.82	9.32	18.35	93.28	59.95
	尾矿	92.18	0.057	1.040	6.72	40.05
	原矿	100.00	0.78	2.39	100.00	100.00
2 000	铜粗精矿	6.27	11.43	12.50	92.61	32.59
	尾矿	93.73	0.061	1.730	7.39	67.41
	原矿	100.00	0.77	2.41	100.00	100.00
3 000	铜粗精矿	6.98	9.76	10.56	89.93	30.32
	尾矿	93.02	0.082	1.820	10.07	69.68
	原矿	100.00	0.76	2.43	100.00	100.00

由表4可知,随着氧化钙用量增加,铜、硫回收率均升高;当氧化钙用量增加到1 000 g/t时,铜回收率略微上升,硫回收率慢慢下降;当氧化钙用量增加到2 000 g/t时,铜回收率小幅下降,而硫受到强烈抑制,回收率急剧下降;继续增加氧化钙用量,铜回收率下降幅度更大。综合考虑,选择氧化钙用量2 000 g/t较为适宜。

相同试验条件下,进行了氧化钙加药方式试验,氧化钙用量2 000 g/t,结果见表5。

表5 氧化钙加药方式试验结果

氧化钙加药方式	产品名称	产率/%	Cu 品位/%	Cu 回收率/%
加入浮选机	铜粗精矿	6.27	11.43	92.61
	尾矿	93.73	0.061	7.39
	原矿	100.00	0.77	100.00
加入磨机	铜粗精矿	7.34	9.85	94.32
	尾矿	92.66	0.047	5.68
	原矿	100.00	0.77	100.00

由表5可知,与加入浮选机相比,氧化钙直接加入磨机获得的铜粗精矿回收率高1.71个百分点,尾矿品位低0.014个百分点,综合考虑技术指标,选择将氧化钙加入磨机较为适宜。

2.2 捕收剂试验

磨矿细度-0.074 mm 粒级占60%、抑制剂氧化钙

用量 2 000 g/t 加入磨机中、捕收剂用量 80 g/t 条件下,进行了捕收剂种类试验,结果见表 6。

表 6 捕收剂种类试验结果

捕收剂种类	产品名称	产率/%	Cu 品位/%	Cu 回收率/%
乙基黄药 (2#油 30 g/t)	铜粗精矿	7.91	9.15	94.13
	尾矿	92.09	0.049	5.87
	原矿	100.00	0.77	100.00
丁铵黑药	铜粗精矿	10.60	6.55	90.13
	尾矿	89.40	0.085	9.87
	原矿	100.00	0.77	100.00
乙硫氮 (2#油 30 g/t)	铜粗精矿	5.69	12.62	93.15
	尾矿	94.31	0.056	6.85
	原矿	100.00	0.77	100.00
Z-200	铜粗精矿	7.34	9.85	94.32
	尾矿	92.66	0.047	5.68
	原矿	100.00	0.77	100.00

由表 6 可知,4 种捕收剂中,丁铵黑药所得精矿产率最大、脉石矿物夹带严重;乙硫氮选择性好,但回收率低于 Z-200;乙基黄药精矿品位和回收率指标均低于 Z-200 指标。综合考虑,选择 Z-200 作为铜优先浮选捕收剂较为适宜。

相同试验条件下,进行了捕收剂 Z-200 用量试验,结果见表 7。

表 7 捕收剂用量试验结果

Z-200 用量/ (g · t ⁻¹)	产品名称	产率/%	铜品位/%	铜回收率/%
40	铜粗精矿	6.93	10.38	93.14
	尾矿	93.07	0.057	6.86
	原矿	100.00	0.77	100.00
60	铜粗精矿	7.33	9.83	93.96
	尾矿	92.67	0.050	6.04
	原矿	100.00	0.77	100.00
80	铜粗精矿	7.34	9.85	94.32
	尾矿	92.66	0.047	5.68
	原矿	100.00	0.77	100.00
100	铜粗精矿	7.36	9.81	94.54
	尾矿	92.64	0.045	5.46
	原矿	100.00	0.76	100.00

由表 7 可知,随着捕收剂 Z-200 用量增加,铜粗精矿产率和回收率均逐步增加;当 Z-200 用量超过 60 g/t 时,铜粗精矿产率增加不明显,回收率也仅仅略微增加。综合考虑技术指标及药剂成本,选择捕收剂 Z-200 用量 60 g/t 较为适宜。

2.3 闭路试验

在条件试验基础上,进行了铜优先浮选闭路试验,

试验流程见图 2,结果见表 8。

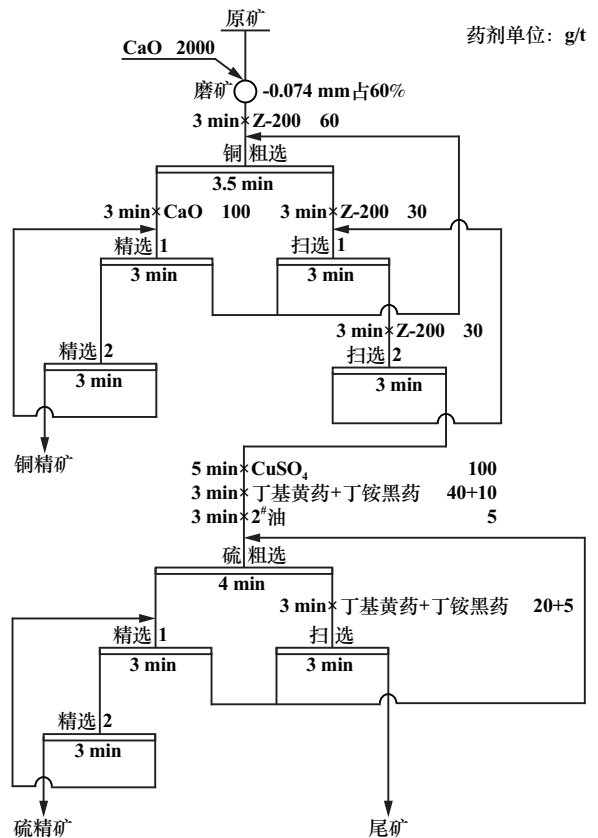


图 2 铜优先浮选闭路试验流程

表 8 铜优先浮选闭路试验结果

产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
		Cu	S	Cu	S
铜精矿	3.28	23.01	23.83	95.47	32.32
硫精矿	3.96	0.084	35.72	0.42	58.48
尾矿	92.76	0.035	0.24	4.11	9.20
原矿	100.00	0.79	2.42	100.00	100.00

由表 8 可知,采用铜优先浮选工艺进行闭路试验,可获得 Cu 品位 23.01%、S 含量 23.83%、铜回收率 95.47% 的铜精矿和 S 品位 35.72%、Cu 含量 0.084%、硫回收率 58.48% 的硫精矿,尾矿 Cu、S 含量分别为 0.035%、0.24%,尾矿铜、硫损失率分别为 4.11%、9.20%。

3 结 语

1) 某铜矿石为氧化程度较低的原生硫化铜矿石,具典型的角砾状和浸染状构造,矿石中铜矿物以黄铜矿为主,其他金属矿物主要为黄铁矿,次为赤铁矿和褐铁矿,脉石矿物以石英为主,次为钾长石、斜长石、绢云母和少量黑云母、绿泥石、方解石、白云石和蒙脱石等。

2) 采用铜优先浮选、浮铜尾矿选硫的闭路流程,可

(下转第 88 页)

原矿中的硫化铜矿物。

2) 磨矿细度-0.074 mm 粒级占 75.2%, 丁基黄药、Z-200、乙硫氮组合作为捕收剂, 石灰与次氯酸钙复配作为调整剂, 采用一粗三精三扫浮选闭路流程, 在原矿铜品位 0.42% 条件下, 获得了铜品位 12.15%、铜回收率 85.05% 的铜精矿产品, 有效改善了生产指标。

参考文献:

[1] 任彦瑛. 中国铜矿资源的现状及潜力分析[J]. 中国金属通报, 2021(1):5-6.

(上接第 81 页)

- [3] 李强, 常永强, 王荣生. 某微细粒含碳高硫铅锌矿选矿试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2022(2):108-113.
- [4] 宋振国, 崔强, 周兵仔, 等. 某块状硫化物型铜铅锌多金属矿选别工艺优化研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2022(1):89-95.
- [5] 巩明辉, 李国栋, 王婷霞. 某高氧化率铅锌矿选矿试验研究[J]. 金属矿山, 2022(5):117-122.
- [6] 汤优优, 陈雄. 西南某低品位硫化铅锌矿选矿试验研究[J]. 金属矿山, 2021(3):103-109.
- [7] 毛志丹, 谢克强, 孔德全, 等. 云南某复杂硫、氧混合铅锌矿浮选实验研究[J]. 矿冶工程, 2021, 41(6):34-37.
- [8] 郭灵敏. 缅甸某铅锌银多金属氧硫混合矿选矿技术开发研究[J]. 矿冶工程, 2022, 42(5):81-85.

(上接第 84 页)

获得 Cu 品位 23.01%、S 含量 23.83%、铜回收率 95.47% 的铜精矿和 S 品位 35.72%、Cu 含量 0.084%、硫回收率 58.48% 的硫精矿, 尾矿 Cu、S 含量分别为 0.035%、0.24%, 尾矿铜、硫损失率分别为 4.11%、9.20%。

参考文献:

- [1] 杨卉芑, 王威, 柳林, 等. 全球铜矿开发利用技术发展趋势[J]. 矿产保护与利用, 2021(5):134-139.
- [2] 陈艳平, 毛益林, 陈晓青, 等. 四川某铜矿选矿试验研究[J]. 矿产综合利用, 2020(2):87-90.

- [2] 简胜, 孙伟, 胡岳华. 内蒙古某复杂多金属硫化矿选矿技术研究[J]. 矿冶工程, 2019(4):50-53.
- [3] 贾木欣, 应平, 付强. 从工艺矿物学角度探讨某些难处理资源开发利用中的问题[J]. 有色金属(选矿部分), 2015(2):1-4.
- [4] 曲思思, 刘新聪, 范耀芬, 等. 某难选氧化铜矿的浮选药剂试验[J]. 世界有色金属, 2021(15):116-117.
- [5] 袁铭泽, 周兴龙, 王兰华, 等. 四川某硫化铜矿浮选新药剂试验研究[J]. 矿冶工程, 2017(1):46-48.

引用本文: 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.

- [9] 罗斌, 刘全军, 余力, 等. 高氧化率铅锌矿浮选试验[J]. 有色金属工程, 2019(3):69-75.
- [10] CHEN J, LI Y, CHEN Y. Cu-S flotation separation via the combination of sodium humate and lime in a low pH medium[J]. Minerals Engineering, 2011, 24(1):58-63.
- [11] 王妍, 王旭, 薛凯, 等. 内蒙古某含银多金属硫化矿强化选别试验研究[J]. 矿冶工程, 2021, 41(5):49-52.
- [12] 朱玉霜, 朱建光. 浮选药剂的化学原理[M]. 长沙:中南工业大学出版社, 1996.

引用本文: 周艳飞, 王建安, 沈发明, 等. 某高氧化率硫化铅锌矿混合浮选试验研究[J]. 矿冶工程, 2023, 43(4):78-81.

- [3] 张立刚, 欧阳崇钟, 李文凤. 新型捕收剂浮选山东某伴生铜矿试验研究[J]. 矿冶工程, 2022, 42(2):70-72.
- [4] 黄春海, 胡新红, 段瑶, 等. 湖南某高硫低品位铜矿选矿试验研究[J]. 矿冶工程, 2021, 41(3):72-74.
- [5] 于俊杰, 曾海鹏, 舒有顺, 等. 湖北某铜矿低碱度浮选工艺研究[J]. 矿产保护与利用, 2022, 42(1):112-117.
- [6] 周利华. 某复杂铜硫矿浮选分离与综合回收试验研究[J]. 矿冶工程, 2020, 40(1):77-80.

引用本文: 曹玉川. 某硫化铜矿浮选试验研究[J]. 矿冶工程, 2023, 43(4):82-84.