

# 硫化浮选从某铜矿尾矿中富集铜的研究

李文龙, 罗琳, 吴霞, 夏海

(湖南农业大学 资源环境学院, 长沙 410128)

**摘要:** 简述氧化铜处理的现状, 介绍某铜尾矿浮选的条件和结果, 讨论磨矿细度, 药剂用量对某铜尾矿浮选的影响。两次粗选、一次扫选、两次精选的开路试验结果表明, 在磨矿细度为 95%~74 $\mu\text{m}$ 、硫化钠 3000g/t、丁基黄药 300g/t、羟肟酸 80g/t、松醇油 60g/t、pH 值 8.5 左右、矿浆浓度 30%、浮选时间 20min 的条件下可以得到品位 18.63% 的铜精矿, 铜回收率 53.28%, 试验效果良好。

**关键词:** 氧化铜矿; 尾矿; 硫化浮选

中图分类号: TD952.1 文献标识码: A 文章编号: 1671-9492(2009)-0014-04

近年来国家通过一系列的经济政策、产业政策和政策, 大力提倡铜资源领域加快发展循环经济, 对一次资源开发利用过程中所产生的各种含铜废弃物进行回收重复利用, 受企业委托, 我们开展了一系列某铜尾矿资源综合利用的研究工作。

某铜矿是中国较大的氧化铜矿之一, 经过 30 多年的露天开采, 产生尾矿 800 万 t, 尾矿中含铜 0.5%~1.2%, 铜总金属量超过 6 万 t。某铜矿采用离析—浮选工艺回收原矿中的铜, 经过离析焙烧, 尾矿中的铜赋存状态较原矿发生了较大变化, 铜结合率高、品位低、泥化程度高、脉石活性强等特点是尾矿中铜选别的技术难题。

氧化铜矿的可选性取决于铜矿物的种类、脉石的组成、矿物与脉石共生关系以及含泥量等因素<sup>[1]</sup>, 处理方法大致分为浮选法和浸出法, 浮选分为直接浮选和硫化浮选, 浸出分为氨浸、酸浸、细菌浸出等。选冶联合的方法在某些铜尾矿的处理中也能得到较好的指标<sup>[2-4]</sup>。根据某铜矿尾矿的性质以及我们以前做过的工艺对比研究, 我们采用硫化浮选回收铜尾矿中的铜。

## 1 材料和方法

### 1.1 试验矿样

试验矿样取自某铜矿尾矿库, 三个尾矿样多元素及铜物相分析结果分别见表 1 和表 2。

由表 1、表 2 可知, 尾矿中铜的氧化率很高, 脉石主要为硅和铝盐, 铜在成矿和前期处理过程

中与硅、铁和铝的盐类及其氧化物形成结合性氧化铜, 导致铜结合率偏高。放大镜下偶尔能见未焙烧完全的孔雀石矿物及少量蓝铜矿、金属铜和硫化铜等。

表 1 尾矿多元素分析结果

元素	Cu	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S
质量分数	0.97	17.34	60.15	11.45	0.12	0.76	0.35
	0.71	18.65	52.13	13.82	1.24	1.70	1.19
	0.66	16.92	52.93	14.51	1.71	1.4	

表 2 尾矿铜物相分析结果

样品	总铜	Cu		CuO		结合 CuO		Cu <sub>2</sub> S	
		品位	分布率	品位	分布率	品位	分布率	品位	分布率
1	0.97	0.13	13.5	0.29	29.7	0.34	35.1	0.08	8.1
2	0.71	0.03	4.9	0.16	22.0	0.40	56.1	0.12	17.1
3	0.66	0.04	6.1	0.19	28.8	0.33	50.0	0.07	10.6

试验选用丁基黄药和羟肟酸作为捕收剂, 硫化钠、氯化铵、硫酸铜作为调整剂, 松醇油作为起泡剂, 所用药剂均为工业纯, 采购于株洲选矿药剂厂。

### 1.2 试验方法

浮选试验在 1L 的 FXD 型浮选机中进行, 试验初始条件及粗选流程如图 1 所示, 采用单因素试验的方法, 即每一个条件试验只变动一个参数, 其他保持不变, 通过系列试验得出此尾矿浮选的最佳条件。

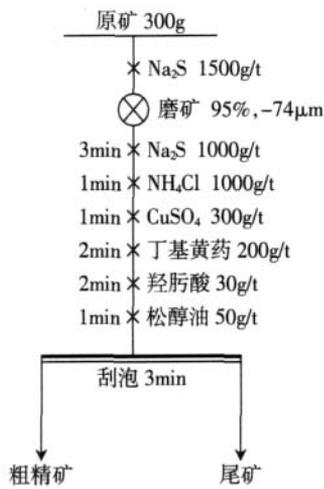


图 1 浮选初始条件和粗选开路流程

Fig. 1 Original flotation condition and flowsheet of coarse concentrate

## 2 试验结果与讨论

### 2.1 磨矿细度试验

本试验研究了在不同磨矿细度下的浮选效果，药剂用量按照图 1 浮选初始条件添加，不同细度对浮选指标的影响见图 2。

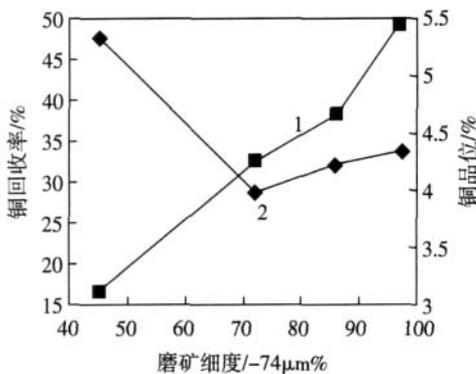


图 2 磨矿细度对粗精矿回收率及品位的影响

Fig. 2 Effect of grinding fineness on recovery rate and grade of coarse concentrate  
1—回收率; 2—品位; 下同

图 2 表明，此铜尾矿铜的浮选回收率跟磨矿细度有密切的关系，铜回收率随着磨矿细度升高而升高，当磨矿细度达到 97%，-74 $\mu\text{m}$  的时候，铜粗精矿回收率可达到 49.42%，粗精矿铜品位为 4.34%，粗选铜富集比为 6 倍，浮选效果良好。由于尾矿中铜嵌布不均匀，铜结合率高，容易上浮的粗粒金属铜及硫化铜只占极少部分，所以在较低的磨矿细度下虽然铜粗精矿品位高，但是很难达到理想的回收率。

### 2.2 药剂用量试验结果及讨论

#### 2.2.1 硫化钠用量试验

本试验考察硫化钠用量对粗选的影响，按照浮选初始条件，变动硫化钠用量，其他参数均保持不变，得出不同硫化钠用量条件下的浮选指标见图 3。

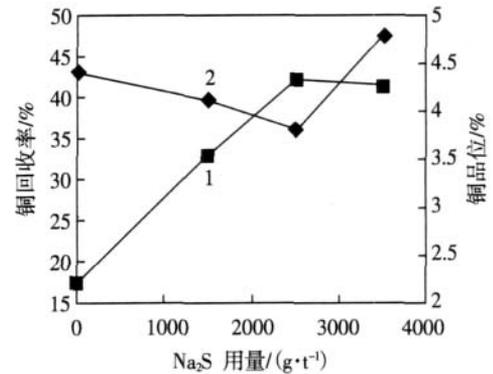


图 3 硫化钠用量对粗精矿回收率及品位的影响  
Fig. 3 Effect of  $\text{Na}_2\text{S}$  dosage on recovery rate and grade of coarse concentrate

在硫化浮选中，控制硫化钠用量是关键<sup>[5]</sup>。有研究表明，在 pH5~11，硫化剂在水中分解有一个  $[\text{HS}^-]$  的临界浓度，低于它，起活化作用，黄药类捕收剂会吸附，矿物上浮；高于它则对矿物起抑制作用<sup>[6]</sup>。由图 3 可知，当硫化钠用量为 2500g/t 时，粗精矿铜回收率达到最高，为 42.08%，铜品位 3.82%，超过 2500g/t 时，铜回收率开始下降。

#### 2.2.2 硫酸铜用量试验

硫酸铜是浮选常用的活化剂，理论上如果硫酸铜能吸附到矿物表明形成活化中心，有利于黄药类捕收剂的选择吸附。图 4 是硫酸铜对此尾矿铜浮选粗精矿的影响。

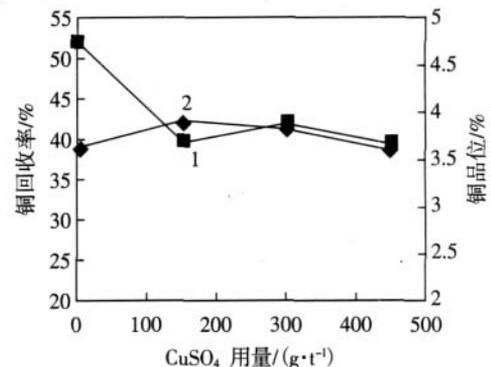


图 4 硫酸铜用量对粗精矿回收率及品位的影响  
Fig. 4 Effect of  $\text{CuSO}_4$  dosage on recovery rate and grade of coarse concentrate

由图 4 可以看出，硫酸铜对此尾矿铜的浮选并

无明显效果,分析原因有可能是硫酸铜在矿物表面未能与矿物晶体中的  $\text{Cu}^{2+}$  置换形成活化中心,吸附不牢固;再者硫酸铜为酸性活化剂,加入后矿浆电位及 pH 值都出现下降,影响了捕收剂的吸附。

### 2.2.3 $\text{NH}_4\text{Cl}$ 用量试验

张文彬等曾报道,铵盐在氧化铜硫化浮选中做调整剂可以排除硫化钠过量时对氧化铜的抑制作用<sup>[7]</sup>,由图 5 结果看,氯化铵的加入对此尾矿铜的浮选起抑制作用。说明硫化钠并未过量,氯化铵的加入反而降低了矿浆电位和 pH 值,影响浮选效果。

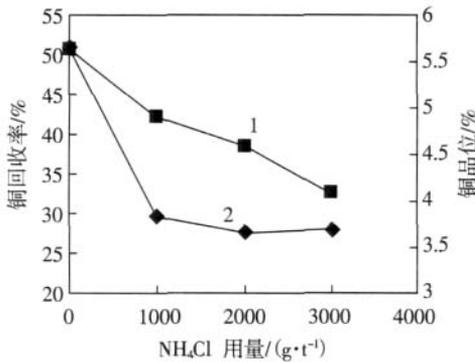


图 5  $\text{NH}_4\text{Cl}$  用量对粗精矿回收率及品位的影响

Fig. 5 Effect of  $\text{NH}_4\text{Cl}$  dosage on recovery rate and grade of coarse concentrate

### 2.2.4 黄药用量试验

黄药是浮选常用的捕收剂之一,它的应用很广泛,图 6 是黄药用量对粗精矿回收率及品位的影响。

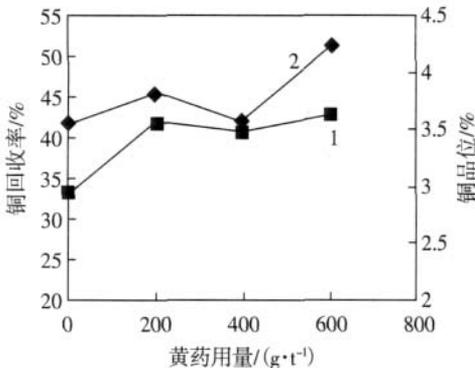


图 6 黄药用量对粗精矿回收率及品位的影响

Fig. 6 Effect of Butyl xanthate dosage on recovery rate and grade of coarse concentrate

由图 6 可知,黄药用量的大幅增加并未明显改善浮选指标,综合考虑生产成本,200 $\text{g}/\text{t}$  为黄药最佳添加量。

### 2.2.5 羟肟酸用量试验

试验考察了羟肟酸用量对粗选铜精矿回收率及

品位的影响,结果如图 7 所示。

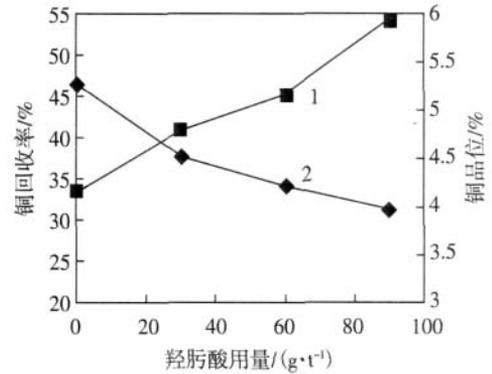


图 7 羟肟酸用量对粗精矿回收率及品位的影响

Fig. 7 Effect of salicylhydroxamic acid dosage on recovery and grade of coarse concentrate

由图 7 可以看出,羟肟酸对此尾矿中的铜显示出较强的捕收性能,当羟肟酸用量达到 90 $\text{g}/\text{t}$  时,粗精矿铜回收率达到 54.36%,品位下降幅度不大,为 3.97%。有研究表明,由于羟肟酸具有一个肟基,能与  $\text{Cu}^{2+}$  形成稳定难溶的螯合物,对铜矿物具有较强的选择捕收性<sup>[8]</sup>。但是目前羟肟酸的价格偏高,工业应该受到一定程度的限制,所以用量不宜过大。

### 2.3 pH 值试验

试验考察了不同 pH 值下的浮选效果,用石灰水和硫酸调节矿浆 pH 值,图 8 为试验结果。

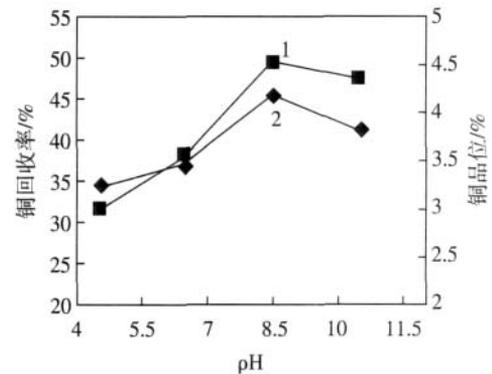


图 8 pH 值对粗精矿回收率及品位的影响

Fig. 8 Effect of pH value on recovery rate and grade of coarse concentrate

由图 8 可知此尾矿浮选的最佳 pH 值在 8.5 左右。

### 2.4 优化条件开路浮选试验

开路试验流程如图 9 所示,试验结果见表 3。

由表 3 结果可知,在磨矿细度为 95%-74 $\mu\text{m}$ ,硫化钠 3000 $\text{g}/\text{t}$ ,丁基黄药 300 $\text{g}/\text{t}$ ,羟肟酸 80 $\text{g}/\text{t}$ ,松醇油 60 $\text{g}/\text{t}$ ,pH 值 8.5 左右,矿浆浓度 30%,浮选时

表3 开路试验结果

产品名称	产率	铅品位	铅回收率
精矿	2.46	18.63	53.28
中矿	7.63	0.57	5.06
中矿	9.41	0.38	3.92
中矿	5.18	0.97	5.87
尾矿	75.32	0.35	31.87
给矿	100.0	0.86	100.0

间20min的条件下可以得到品位18.63%的铜精矿，铜回收率53.28%。

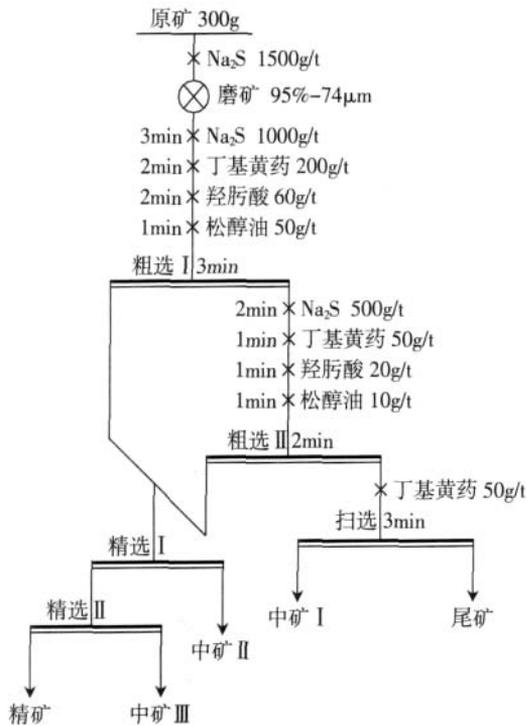


图9 开路试验流程

Fig. 9 Flow sheet of open circuit test

### 3 结论

1) 多元素及物相分析结果表明，某铜矿尾矿中铜氧化程度高，结合率高，品位低，泥化严重，分离难度大。

2) 硫化浮选对此尾矿铜浮选的效果良好，两次粗选、一次扫选、两次精选的开路试验结果表明，在磨矿细度为95%—74μm，硫化钠3000g/t，丁基黄药300g/t，羟肟酸80g/t，松醇油60g/t，pH值8.5左右，矿浆浓度30%，浮选时间20min的条件下可以得到品位18.63%的铜精矿，铜回收率53.28%。

### 参考文献

- [1] 罗良烽, 文书明, 等. 氧化铜选矿的研究现状及存在问题探讨[J]. 矿业快报, 2007 (8) 26-28.
- [2] 田峰, 张锦柱, 等. 氧化铜矿浮选研究现状与前景[J]. 甘肃冶金, 2006 (4) 9-11.
- [3] Prabh S, 肖至培. 氧化铜矿选矿研究[J]. 国外金属矿选矿, 1989 (5) 14-22.
- [4] 冷文华, 卢毅屏, 冯其明. 氧化铜矿研究进展[J]. 江西有色金属, 1999 (2) 15-18.
- [5] 高起鹏. 氧化铜矿硫化浮选几个问题[J]. 有色矿冶, 2003, (3) 22-23.
- [6] 赵涌泉. 氧化铜矿的处理[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1982 38-39.
- [7] 张文彬. 非硫化矿与复合矿的浮选[J]. 国外金属矿选矿, 1992 (8) 24-26.
- [8] 高颖建, 林江顺. 国内外羟肟酸的合成及其在浮选中的应用[J]. 国外金属矿选矿, 1997 (6) 55-56.

## STUDY ON CONCENTRATION OF COPPER FROM THE TAILINGS OF SOME COPPER MINE USING SULPHIDIZATION FLOTATION

LI Wenlong, LUO Lin, WU Xia, XIA Hai

(College of Resource and Environment, Hunan Agricultural University, Changsha 410128, China)

### ABSTRACT

This paper reviewed the current situation of mineral processing of oxidized copper ore and introduced the condition and some issues of some copper tailings flotation. The effect of grinding and reagent consumption on flotation is discussed in this paper. As the open circuit test of two time coarse concentrating, one scavenging and two time cleaning result indicated that a copper concentrate with a grade of 18.63% Cu concentrate and a recovery of 53.28% can be obtained under the test condition as follow: grinding fineness is 95%, 0.074mm, sodium sulphide 3000g/t, butyl xanthate 300g/t, salicylhydroxamic acid 80g/t, pine oil 60g/t, pH value 8.5, the flotation time was 20 min, and the pulp density was around 30%. The test results is good.

**Key words:** copper; tailings; sulphidization flotation