

云南某难选氧化铜矿选矿试验研究

杜淑华¹, 潘邦龙²

(1. 安徽省地质实验研究所, 安徽 合肥 230001;

2. 安徽建筑工业学院环境工程学院, 安徽 合肥 230065)

摘要: 云南某氧化铜矿有用矿物嵌布不均匀, 且与脉石共生关系复杂, 多呈细粒状、微细粒状包裹或镶嵌于石英中。本文对含铜 1.04%、氧化率 52.94% 的原矿进行了浮选试验研究, 结果表明, 可获得铜精矿含铜 20.54%、回收率 80.57% 的技术指标。若进一步对浮选尾矿进行酸浸处理, 可使铜总回收率达到 89.27%。

关键词: 氧化铜矿; 浮选; 回收率

中图分类号: TD952 **文献标识码:** A **文章编号:** 1000-6532(2008)06-0015-04

1 矿石性质

试验矿样取自云南某地区。该矿风化、泥化现

铁品位为 33.13%, 硫品位为 3.98%。

2. 采用“部分浮硫—锌硫混浮—粗精矿再磨选锌—混浮尾矿选铁”的选矿工艺流程, 可获得品位 46.18%、回收率 85.06% 的锌精矿; 品位 64.08%、回收率 66.13%、含硫 0.23% 的铁精矿。相对生产现场采用“先磁后浮”工艺流程所得 3、4 月份综合指标, 锌精矿品位和回收率分别提高了 8% 和 19%

象严重。表 1 为原矿主要元素分析结果, 表 2 为原矿矿物相分析结果。矿石从外观上看为灰白色, 表面和断面上有清晰可见的蓝色或绿色的各种铜矿

左右, 铁回收率提高了 15% 左右。

3. 铁精矿在进行浮选脱硫过程中, 铁损失较为严重, 建议下一步对铁精矿浮选脱硫进行更深入的试验研究, 以减少铁的损失, 提高铁精矿的回收率。

参考文献:

[1] 陈家模. 多金属硫化矿浮选分离[M]. 贵阳: 贵州科技出版社, 2001.

Experimental Research on Separation Process of a Zn - Fe Polymetallic Sulphide Ore

YANG Min^{1,2}, QIU Ting-sheng¹, DAI Zhi-peng^{1,2}, TANG Xiao-jun^{1,2}

(1. Jiangxi University of Science and Technology, Ganzhou, Jiangxi, China;

2. Sichuan Research Institute of Non-ferrous Metals Metallurgy, Chengdu, Sichuan, China)

Abstract: In order to increase separation index of a Zn - Fe polymetallic sulphide ore, an experimental research on mineral processing technology was conducted. The technological flowsheet of “partially sulphur flotation - bulk flotation of zinc and sulphur - regrinding of rough concentrate and zinc flotation - iron flotation from the tailings of bulk flotation” was developed. The grade of concentrate and recovery is increased about 8% and 19% respectively. The sulphur content in the iron concentrate decreased from more than 0.6% to 0.23%, and the recovery of iron is increased by 15%.

Key words: Polymetallic sulphide ore; Partially sulphur flotation; Sulphur - removal of iron concentrate; Regrinding of rough concentrate

收稿日期: 2008-07-08

作者简介: 杜淑华(1979-), 女, 工程师, 硕士研究生, 主要从事选矿及资源综合利用方面的研究。

物。主要的硫化铜矿物为辉铜矿、斑铜矿、铜蓝、黄铜矿；主要的氧化铜矿物为孔雀石，次为硅孔雀石、蓝铜矿；脉石矿物主要为石英，次为方解石和硅酸盐类。铜矿物嵌布粒度普遍很细。矿石中含少量的银，具随铜富集回收的价值。由于矿石含泥和含硅高，氧化率和结合率较高，硅孔雀石可浮性差，难以硫化，所以该矿石属难选矿石。

表1 原矿主要元素分析结果/%

Cu	Ag	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃
1.04	8.42	85.65	0.83	0.49	0.63

* 单位为 g/t。

表2 原矿铜物相分析结果/%

相名	铜含量	占有率
原生铜	0.07	6.72
次生铜	0.42	40.34
游离氧化铜	0.52	49.96
结合氧化铜	0.031	2.98
总 铜	1.041	100.00

2 选矿试验研究

浮选回收氧化铜矿通常采用硫化浮选和直接浮选两种方法。硫化浮选适用于以孔雀石、蓝铜矿、氯铜矿等为主的氧化矿，其特点是将氧化铜矿用硫化钠进行硫化处理，然后再用硫化矿类捕收剂（如黄药、黑药）进行捕收。直接浮选法只适合于以孔雀石为主、脉石简单、原矿品位高的矿石。根据该矿的矿石性质，选择硫化浮选法进行试验，粗选阶段就在磨机中直接加入硫化钠以增强其与氧化铜的硫化时间。

2.1 磨矿细度试验

磨矿细度对浮选指标有很大的影响，只有确定最佳条件下的磨矿细度才能得到最好的指标，由于该氧化铜矿嵌布粒度细，所以细磨才能使有用矿物充分解离，增加氧化铜矿物被硫化捕收的机会，提高铜选矿指标和综合经济效益。同时又不能产生过磨和泥化，以避免捕收剂的过量消耗和铜金属的流失。试验采用两粗一精流程，其结果见图1。

试验结果表明：随着磨矿细度的增加，铜的回收率明显提高，精矿品位也随之增加，但磨矿细度提高至-74 μ m 90%以上时，铜的回收率和品位均有所下降，故确定磨矿细度为-74 μ m 占90%。

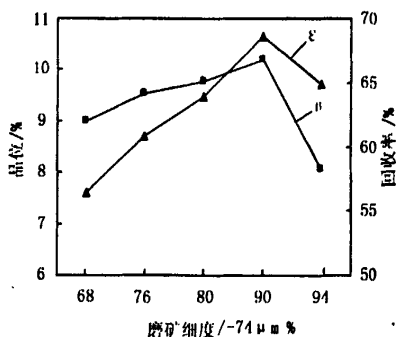


图1 磨矿细度试验结果

2.2 调整剂用量试验

2.2.1 腐殖酸钠用量试验

在氧化铜矿浮选中添加腐殖酸钠可以有效地抑制硅、铝等脉石成分，提高铜精矿品位。腐殖酸钠用量试验结果如图2所示。

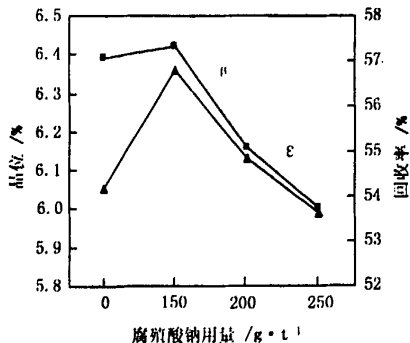


图2 腐殖酸钠用量试验结果

图2试验结果表明，当腐殖酸钠用量为150g/t时，铜精矿品位和回收率达到最佳值，随着用量增大，精矿指标有所下降。因此，在矿石的选别过程中腐殖酸钠最佳添加量为150g/t。

2.2.2 水玻璃用量试验

添加少量水玻璃，可抑制某些矿物的浮选（如方解石、石英等）。目的是利用水玻璃对矿泥的分散作用和对石英、硅酸盐矿物的抑制作用，防止矿泥对各种药剂的大量吸附，降低药剂消耗和选矿成本^[1]。水玻璃用量试验结果见图3。

图3试验结果表明，随着水玻璃用量的增加，铜精矿的品位随之提高，但回收率却明显下降。因此，本试验选择水玻璃最优用量为200g/t。

2.2.3 乙二胺磷酸盐用量试验

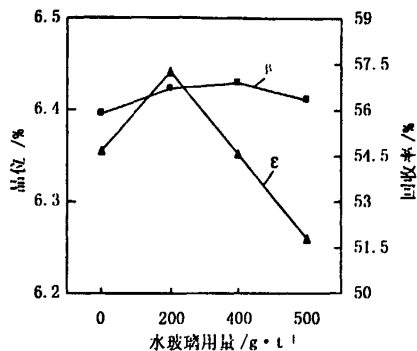


图3 水玻璃用量试验结果

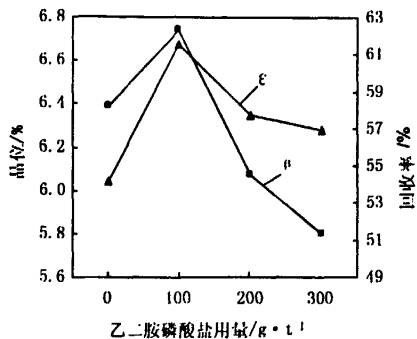


图4 乙二胺磷酸盐用量试验结果

乙二胺磷酸盐是一种良好的氧化铜矿的浮选活化剂,尤其对难选氧化铜矿如硅孔雀石的活化具有独特的活化效果,具体表现为它对矿物的微溶解作用。微溶解使矿物产生新鲜表面,乙二胺磷酸盐中的氨基与铜离子反应形成配合离子,当黄药加入溶液中后,便与配合离子结合形成黄原酸铜,其稳定性远远强于黄药在矿物表面晶格中的吸附^[2]。乙二胺磷酸盐用量试验结果见图4。

从图4可以看出,乙二胺磷酸盐用量为100g/t时铜精矿品位和回收率达到最大值。因此,选别该矿时适宜的乙二胺磷酸盐用量为100g/t。

2.3 捕收剂种类和用量试验

组合用药的研究与应用是当今浮选药剂发展的趋势,组合用药能强化药剂功能,在原有药剂中引入新的活性功能团,改善和增强药剂性能与效果,减少药剂的消耗^[3]。

要提高难选氧化铜矿浮选回收率和精矿品位,笔者认为:必须强化连生体、细粒铜矿物的有效选别,控制和消除矿泥干扰,有效抑制不含铜的脉石矿物。基于这样的思路,笔者用480、丁基黄药和丁铵黑药三种药剂进行了试验研究,并且使用水玻璃排除矿泥的不良作用,流程为一次粗选,结果如表3所示。

表3 捕收剂种类试验结果/%

捕收剂种类	原矿品位	产率	粗 精 矿		产率	尾 矿	
			品位	回收率		品位	回收率
丁基黄药	1.04	7.00	8.95	60.24	93.00	0.44	39.76
丁基黄药 + 丁铵黑药(2:1)	1.04	7.30	9.23	64.17	92.70	0.41	35.83
480 + 丁铵黑药(2:1)	1.04	7.60	8.04	58.75	92.40	0.46	41.25

丁铵黑药是黑药类捕收剂中的一种,它是硫化铜矿物和部分氧化铜矿物的有效捕收剂。虽然捕收能力比黄药弱,但选择性比黄药好,可捕收沉积铜金属。另外丁铵黑药还具有一定的起泡性能,可酌减2#油用量。试验结果表明,丁基黄药和丁铵黑药两种药剂按2:1混合使用,可以使铜精矿品位和回收率达到最佳值。

选择丁基黄药和丁铵黑药组合药剂作捕收剂进行了药剂用量试验,结果表明,粗选阶段捕收剂最佳用量为300g/t。

2.4 硫化钠用量试验

硫化钠既是氧化铜矿物的有效活化剂,又是硫

化铜矿物和被硫化过的氧化铜矿物的抑制剂,所以硫化钠用量的选择很重要。 Na_2S 集中添加与分散添加相比,铜的回收率有很大的不同。原因是集中添加因作用时间过长,一小部分 Na_2S 会分解失效。试验研究中, Na_2S 分别添加至磨矿到浮选的各段作业中去,这样可以充分发挥药效。通过试验研究,硫化钠用量在2000g/t时,回收率和品位都达到最大值,因此选择硫化钠的最佳用量为2000g/t,即粗选加入球磨机用量为1000g/t,扫I为800g/t,扫II为200g/t。因该矿物氧化程度较高,所以用量偏高。只有这样才能使大部分氧化铜矿物表面被硫化而上浮,这是提高选矿回收率的关键所在。

2.5 开路流程试验

开路试验流程如图 5 所示,试验结果见表 4。

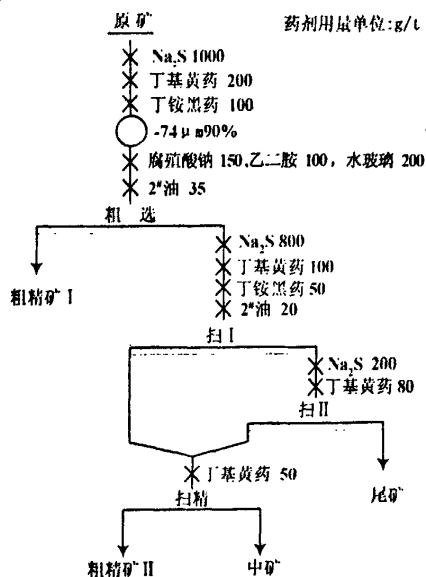


图 5 开路试验流程

2.6 浮选尾矿处理

在目前铜矿品位越来越低、价格逐渐上涨的情况下,可对浮选尾矿采用酸浸处理以进一步降低含铜量,增加回收率,提高经济效益。本试验浸出所加硫酸用量为 20g/L,浸出时间 10h。经研究知,尾矿浸出率为 64.61%,浸出渣铜品位 0.066%,浸出回收率 8.70%,所以最终铜回收率可达到 89.27%。

3 结 论

1. 原矿含铜 1.04%,氧化率较高,达 52.94%,且硅孔雀石含量多,含泥量大,因此,此矿石属难选氧化铜矿石。
2. 乙二胺磷酸盐对提高精矿品位和回收率有辅助作用,腐殖酸钠和水玻璃能有效抑制脉石矿物,保证铜精矿品位。
3. 采用优化的工艺条件进行开路试验,可获得铜精矿含铜 20.54%、回收率 80.57%的技术指标。
4. 浮选尾矿可酸浸处理以进一步降低含铜量,酸浸处理后可使总回收率达到 89.27%。

表 4 开路流程试验结果/%

产品名称	原矿品位	产 率		品 位		回 收 率	
		个别	累计	个别	累计	个别	累计
粗精矿 I	1.04	2.70	2.70	20.66	20.66	54.16	54.16
粗精矿 II		1.38	4.08	19.90	20.54	26.41	80.57
中 矿		7.50	11.58	0.81	7.14	5.81	86.38
尾 矿		88.42	100.00	0.61	1.04	13.62	100.00

参考文献:

[1] 胡为柏. 浮选[M]. 北京:冶金工业出版社,1989.

[2] 戈保梁,徐晓军. 难选氧化铜矿的乙二胺磷酸盐活化浮

选[C]. 第四届全国青年选矿学术会议论文集,1996.

[3] 见百熙. 浮选药剂[M]. 北京:冶金工业出版社,1985.

Experimental Study on Mineral Processing Technology for a Refractory Oxidized Ore in Yunnan Province

DU Shu-hua¹, PAN Bang-long²

(1. Anhui Institute of Geological Experiment, Hefei, Anhui, China;

2. Anhui University of Architecture, Hefei, Anhui, China)

Abstract: Aimed at the characteristics of fine-grained uneven dissemination of valuable minerals in an oxidized ore in Yunnan province, and have complex paragenetic relationship with gangue minerals, the most of them are wrapped by quartz, the experimental research on flotation separation was carried out. The copper grade of raw ore is 1.04% and oxidation ratio is 52.94%. Test results indicated that a copper concentrate of 20.54% Cu was obtained with a recovery of 80.57%. If the flotation tailings are followed by acid leaching, then total recovery of copper can reach 89.27%.

Key words: Oxidized copper ore; Flotation; Recovery