

玻利维亚图皮萨混合铜矿选矿试验

陈 军,吴师金,黄六老,周 渝
(江西省地质调查研究院,江西 南昌 330030)

摘要:玻利维亚图皮萨铜矿石属于混合铜矿石,含铜 1.65%,铜的氧化率为 28.48%。针对该矿石性质进行了浮选试验研究,采用直接浮选先浮硫化铜矿物,再用硫化浮选法浮氧化铜矿物,硫化浮选以丁基黄药+丁基铵黑药+羟肟酸组合作为捕收剂强化对氧化铜矿物的捕收。闭路试验获得铜品位为 20.48%,铜回收率为 61.77%的硫化铜精矿及铜品位为 13.29%,回收率为 19.28%的氧化铜精矿,总铜回收率为 81.05%,试验研究为该矿的开发利用提供了技术依据。

关键词:混合铜矿;硫化浮选;羟肟酸

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2016.01.010

中图分类号:TD952 文献标志码:A 文章编号:1000-6532(2016)01-0041-04

1 矿石性质

矿石含铜 1.65%,为主要回收元素,矿石的矿物成份较复杂,主要金属矿物为黄铜矿、铜蓝、辉铜矿、孔雀石、斑铜矿等铜矿物及黄铁矿,主要脉石矿物为石英、斜长石及少量的绢云母、方解石等。原矿多元素分析结果见表 1,铜物相分析结果见表 2。

矿石中的铜主要以原生硫化铜的形式存在,其次以自由氧化铜及次生硫化铜的形式存在,还有小部分以结合氧化铜存在,矿石中铜的氧化率为 28.48%,为混合铜矿石。

表 1 原矿多元素分析结果/%

Table 1 Multi-element analysis results of the run-of-mine ore

Cu	Pb	Zn	S	As	TFe	Ag*	Au*
1.65	0.011	0.016	2.00	0.0023	7.14	12.6	<0.1

* 单位为 g/t。

表 2 原矿铜物相化学分析结果

Table 2 Analysis results of copper phase

相名	硫酸铜 中铜	自由 氧化 铜中铜	结合 氧化 铜中铜	原生 硫化 铜中铜	次生 硫化 铜中铜	总铜
含量/%	<0.005	0.41	0.07	1.00	0.20	1.68
占有率/%	<0.30	24.33	4.15	59.35	11.87	100.00

2 试验研究

处理硫化铜矿的方法主要为浮选法,处理氧化

铜矿的方法主要为浮选法和化学选矿法^[1]。化学选矿法主要分为酸浸、氨浸、离析-浮选法以及细菌浸出等^[2];浮选法是处理铜矿应用较广泛的一种方法,主要分为直接浮选法和硫化浮选法^[3]。

2.1 选矿方案研究

由表 2 可知,矿石中硫化铜矿物含量占 71.22%,氧化铜矿物含量占 28.48%,确定回收铜的方法有硫化铜矿物和氧化铜矿物一起硫化浮选或先直接浮选硫化铜矿物、再硫化浮选氧化铜矿物,试验结果见表 3。

由试验结果可知,采用直接浮选-硫化浮选联合法能获得铜回收率为 62.22%,而硫化浮选铜回收率只有 39.46%,采用直接浮选-硫化浮选联合法能获得更好的铜回收指标,试验确定以直接浮选-硫化浮选联合法为试验方案。

2.2 硫化铜粗选条件试验

2.2.1 磨矿细度试验

在选矿过程中,矿物单体解离是实现矿物分选的先决条件,磨矿细度直接决定矿物单体解离的程度,影响到矿物的选别指标,为了确定合理的磨矿细度,进行了磨矿细度试验。试验流程见图 1,试验结果见图 2。

从图 2 可知,随着磨矿细度的增加,铜粗精矿品位降低,回收率增加,当磨矿细度达到-0.074 mm70%以后,铜粗精矿品位降低及回收率增加幅度

收稿日期:2015-04-22

作者简介:陈军(1988-),男,工程师,主要从事选矿试验研究。

都较小,考虑到矿石容易泥化及磨矿能耗成本等因素,试验确定磨矿细度为-0.074 mm 60%。

表 3 探索试验结果

Table 3 The result of exploratory test

试验方案	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
硫化浮选法	铜精矿	2.35	26.75	39.46
	中 3	0.27	16.42	2.78
	中 2	0.83	8.24	4.29
	中 1	5.73	1.71	6.15
	尾矿	90.82	0.83	47.32
	原矿	100.00	1.59	100.00
直接浮选—硫化 浮选联合法	铜精 1	3.78	22.64	52.90
	中 3	0.28	13.3	2.30
	中 2	0.57	8.06	2.84
	中 1	3.47	1.88	4.03
	铜精 2	0.66	22.85	9.32
	中 6	0.19	12.97	1.52
	中 5	0.54	4.32	1.44
	中 4	4.38	1.39	3.76
	尾矿	86.13	0.411	21.89
	原矿	100.00	1.62	100.00

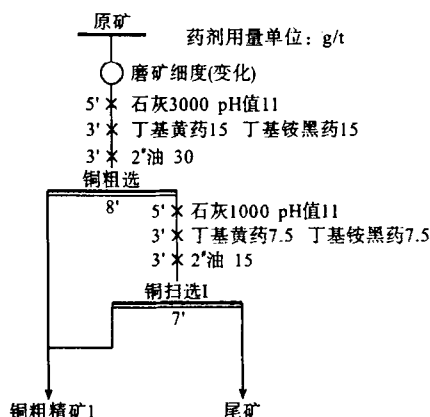


图 1 磨矿细度试验流程

Fig. 1 The flowsheet of grinding fineness test

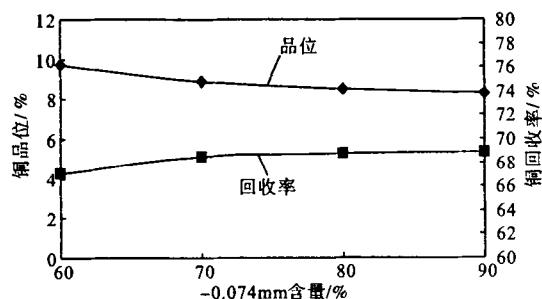


图 2 磨矿细度试验结果

Fig. 2 The result of grinding fineness test

2.2.2 石灰用量试验

硫化铜矿的浮选通常在碱性介质中进行,主要用石灰作调整剂。石灰不仅能抑制矿石中的黄铁矿的上浮,石灰还能沉淀矿浆中的重金属离子(特别是 Fe^{+2} , Fe^{+3} 离子),减少药剂消耗和对铜矿物的抑制作用。试验固定磨矿细度为-0.074 mm 60%时,改变粗选及扫选石灰用量,以考察不同矿浆 pH 值环境下铜的上浮情况。试验流程见图 1,试验结果见图 3。

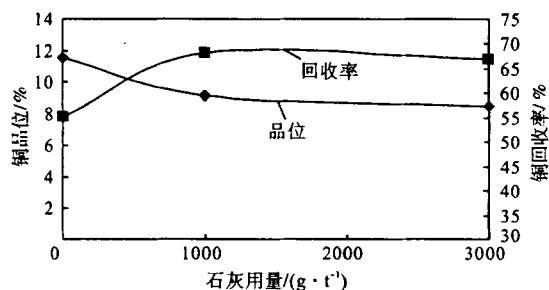


图 3 石灰用量试验结果

Fig. 3 The result of dosage of lime

从图 3 可知,随着石灰用量的增加,铜粗精矿品位降低,回收率先增加后降低,在石灰用量为 1000 g/t,矿浆 pH 值为 9 时,铜粗精矿回收率最高。试验确定硫化铜浮选粗选石灰用量为 1000 g/t。

2.2.3 捕收剂用量试验

丁基黄药及丁基铵黑药常作为硫化铜矿浮选捕收剂,丁基黄药的捕收能力强,丁基铵黑药的选择性强,两者混合使用,能发挥两者药剂的协同作用,常能获得更好的浮选效果,且黑药对银矿物有较强的捕收能力,能加强对矿石中银的综合回收。试验固定上述较佳条件情况下,改变粗扫选捕收剂用量,以考察捕收剂用量对铜浮选的影响。试验流程见图 1,试验结果见图 4。

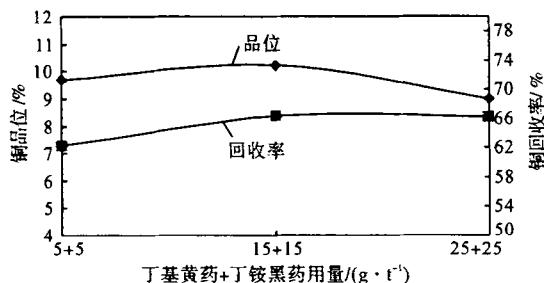


图 4 捕收剂用量试验结果

Fig. 4 The result of dosage of collectors test

从图 4 可知,随着捕收剂用量的增加,铜品位及回收率先增加后降低。在丁基黄药+丁基铵黑药用量为 (15+15) g/t 时,铜的品位和回收率最高,试验

确定硫化铜粗选捕收剂丁基黄药+丁基铵黑药用量分别为 $(15+15)$ g/t。

2.3 氧化铜矿粗选条件试验

2.3.1 活化剂用量试验

氧化铜矿浮选中,普遍使用的活化剂是硫化钠,硫化钠既是氧化铜矿物的有效活化剂,又是被硫化过的氧化铜矿物和硫化铜矿物的抑制剂,而硫酸铵在氧化铜矿浮选中可以排除硫化钠用量过量对氧化铜矿的抑制作用,也具有促进硫化作用,且本身硫酸铵也是氧化铜矿浮选的优良活化剂,因此,硫化钠与硫酸铵搭配使用能取得较好的活化效果^[4]。

试验以一粗一扫选后的选硫化铜尾矿为给矿,采用水玻璃和六偏磷酸钠组合使用抑制脉石及分散矿泥,以丁基黄药和丁基铵黑药组合使用为捕收剂,选用硫化钠和硫酸铵组合使用作为氧化铜矿浮选活化剂,通过改变其用量,以寻求氧化铜矿浮选较佳活化剂用量。试验流程见图5,试验结果见图6。

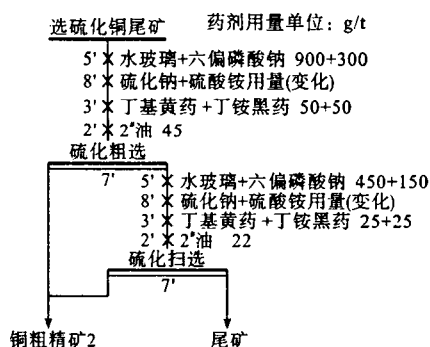


图5 活化剂用量试验流程

Fig. 5 The flowsheet of dosage of activators test

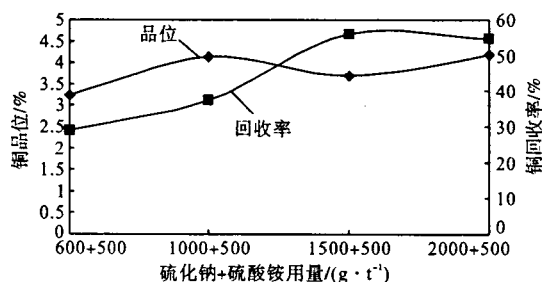


图6 活化剂用量试验结果

Fig. 6 The result of dosage of activators test

从图6可知,随着活化剂用量的增加,铜回收率先迅速增加后缓慢降低,铜品位呈现总体增加趋势,在硫化钠+硫酸铵用量为 $(1500+500)$ g/t时,铜的回收率最高,试验确定氧化铜粗选硫化钠+硫酸铵用

量为 $(1500+500)$ g/t。

在较佳硫化钠+硫酸铵用量为 $(1500+500)$ g/t时,氧化铜浮选作业回收率为55.99%,尾矿中铜品位为0.32%,含量较高。为了降低尾矿中铜的品位,对选硫化铜尾矿进行了酸浸探索试验,在硫酸用量为60 kg/t,液固比为4:1,浸出时间为2 h的条件下,铜浸出率仅为58.68%,浸渣品位与氧化铜粗选硫化钠+硫酸铵用量为 $(1500+500)$ g/t时尾矿品位相当,酸浸对氧化铜矿物回收效果不明显。

根据相关文献报导,羟肟酸类药剂对氧化铜矿物有较强的捕收作用,在使用羟肟酸时,氧化铜矿物的浮选活性大为改善,“游离氧化铜”和“结合氧化铜”回收率均有提高。虽然羟肟酸对氧化铜矿物的捕收能力比黄药强得多,但它并不可全部代替黄药,需与黄药混合使用,才能取得较好的浮选效果^[5-7]。

2.3.2 捕收剂用量试验

试验选用丁基黄药,丁基铵黑药,羟肟酸三种药剂组合使用作为捕收剂,药剂配比为3:1:3,通过改变三者药剂用量,考察氧化铜的浮选指标,以确定较佳药剂用量。试验流程见图5,试验结果见图7。

从图9可知,随着捕收剂用量的增加,铜品位降低,铜回收率不断递增直至趋稳,在捕收剂丁基黄药+丁基铵黑药+羟肟酸用量增加到 $(130+44+130)$ g/t时,铜的回收率得到大幅提高,从54.99%提高至69.24%。试验确定氧化铜粗选捕收剂用量为 $(130+44+130)$ g/t。

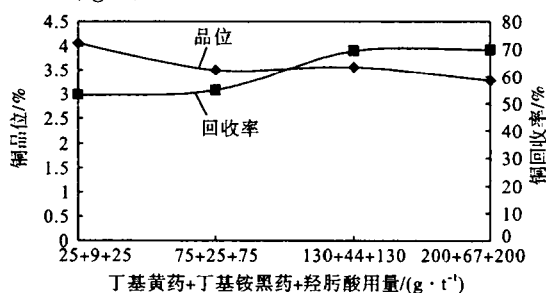


图9 捕收剂用量试验结果

Fig. 9 The result of dosage of collectors test

试验表明,添加羟肟酸药剂能强化对氧化铜矿物的捕收,提高氧化铜矿物回收指标。

2.4 浮选闭路试验

在各条件试验的基础上,进行浮选闭路试验。闭路试验流程见图8,闭路试验结果见表4。

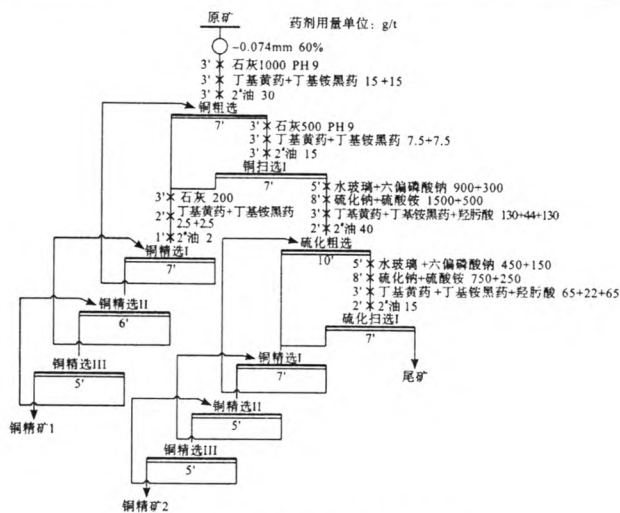


图 8 浮选闭路路试验

Fig. 8 Flowsheet of closed-circuit test

表 4 浮选闭路试验结果

Table 4 Results of closed-circuit test of flotation

产品名称	产率/%	铜品位/%	回收率/%
铜精矿 1	5.01	20.48	61.77
铜精矿 2	2.41	13.29	19.28
尾矿	92.58	0.34	18.95
原矿	100.00	1.66	100.00

由表 4 可知, 闭路试验可获得铜品位为 20.48%, 回收率为 61.77% 的铜精矿 1 及铜品位为 13.29%, 回收率为 19.28% 的铜精矿 2, 总铜回收率为 81.05%。同时矿石中伴生元素银得到综合回收, 铜精矿 1 含银 183 g/t, 对原矿回收率 72.76%, 铜精矿 2 含银 45 g/t, 对原矿回收率 8.61%, 总银回收率为 81.37%。

3 结 论

(1)玻利维亚图皮萨铜矿石含铜 1.65%, 铜矿

物主要为黄铜矿、铜蓝、辉铜矿、孔雀石、斑铜矿等。矿石中硫化铜矿物金属占有率为 71.22%, 氧化铜矿物金属占有率为 28.48%, 为混合铜矿石。

(2)矿石中的氧化铜矿物较难浮选, 除了添加丁基黄药、丁基胺黑药外, 还添加了羟肟酸, 三者一起作为捕收剂, 发挥药剂的协同作用, 同时采用硫化钠与硫酸铵组合使用作活化剂, 使氧化铜浮选指标得到大幅提升。

(3)试验采用直接浮选法先浮硫化铜矿物、硫化浮选法浮选氧化铜矿物, 闭路试验获得铜品位为 20.48%, 回收率为 61.77% 的硫化铜精矿及铜品位为 13.29%, 回收率为 19.28% 的氧化铜精矿, 总铜回收率为 81.05%。同时矿石中伴生元素银得到综合回收, 铜精矿 1 含银 183 g/t, 对原矿回收率 72.76%, 铜精矿 2 含银 45 g/t, 对原矿回收率 8.61%, 总银回收率为 81.37%。

参考文献:

- [1]刘守信,杨波,师伟红,等. 云南某氧化铜矿的选矿试验[J]. 矿冶,2007(16):7:14-16.
- [2]程琼,张文彬. 汤丹高钙镁氧化铜矿氨浸技术的进展[J]. 云南冶金,2005,34(6):17-20.
- [3]周源,艾光华. 提高某难选氧化铜矿石铜回收率的试验研究[J]. 金属矿山,2005(10):44-46.
- [4]张建文,覃文庆,张雁生,等. 某低品位难选氧化铜矿浮选试验研究[J]. 矿冶工程,2009,29(4):39-43.
- [5]王蓓,罗兴,杨晓峰. 某地高碳难选氧化铜矿选矿试验研究[J]. 有色金属:选矿部分,2011(6):26-30.
- [6]宁发添. 某低品位氧化铜矿选矿试验研究[J]. 大众科技,2011(7):119-121.
- [7]刘殿文,张文彬,文书明. 氧化铜矿浮选技术[M]. 北京:冶金工业出版社,2009. 60-65.

Experimental Study on Mineral Processing of a Mixed Copper Ore in Tupiza Bolivia

Chen Jun, Wu Shijing, Huang Liulao, Zhou Yu

(Geological Survey of Jiangxi Province, Nanchang, Jiangxi, China)

Abstract: A mixed copper ore in Tupiza Bolivia contains 1.65% of copper, and the oxidation rate of the copper is 28.48%. In accordance with the properties of the copper ore, the flotation process adopt that direct flotation to float copper sulfide ore, then sulfuration flotation to float copper oxide ore. A combined collectors consisting of Sodium n-butylxanthate, Ammonium dibutyl dithiophosphate and hydroximic acid was added to strengthen ability for collecting copper oxide ore. A copper sulfide concentrate containing 20.48% of copper and its recovery of 61.77%, another copper oxide concentrate containing 13.29% of copper and its recovery of 19.28%, which was obtained through the closed-circuit test. The total recovery of copper was 81.05%, which provides a technical base for the development and utilization of the copper resources.

Keywords: Mixed copper ore; Sulfuration flotation; Hydroximic acid