

某难选混合铜矿选矿工艺试验研究

刘丹, 文书明, 陈宇, 谢美芳
(昆明理工大学, 云南 昆明 650093)

摘要:针对云南某地难选混合铜矿进行了选矿试验研究。结果表明:采用混合捕收剂,经过两次粗选和三次精选的浮选流程,可获得铜精矿品位为 15.52%、回收率为 81.71% 的较好浮选指标。该工艺流程简单,易于工业化生产。

关键词:混合铜矿; 浮选; 羟肟酸

中图分类号:TD952 **文献标识码:**A **文章编号:**1000-6532(2010)01-0011-04

硫氧混合铜矿在我国储量丰富,是我国铜资源的重要组成部分,我国大多数硫化矿床上部都有氧化带,有的矿床还被深度氧化成为大中型的氧化矿床^[1]。某选厂原使用常规的硫化-丁基黄药捕收的方法,其铜精矿品位仅 13.82%、回收率为 65.74%,选别指标较差。为此,本文针对该铜矿进行了一系列选矿工艺试验研究工作。

1 矿石性质

矿物进行破碎混匀后,外观呈淡黄色,表面和断

面上有少许蓝色或浅绿色的氧化铜矿物。此铜矿矿石成分复杂,通过 X 光衍射分析以及显微镜下观察,该矿样铜矿物嵌布粒度较粗,主要的硫化铜矿物为辉铜矿、斑铜矿、铜蓝、黄铜矿;氧化铜主要的矿物为孔雀石,次要的为硅孔雀石、蓝铜矿,脉石矿物主要有角闪石、白云母、方解石、白云石、微斜长石和石英等。原矿多元素分析如表 1 所示。

原矿多元素化学分析表明:原矿中铜的品位为 2.10%,铁和硫的品位比较低,说明黄铁矿较少;氧化镁、二氧化硅、氧化钙的品位很高,是该矿石最主

.....

Application Research on the New Technology for Separating Tungsten Slimes Produced from a Tungsten Mine in Jiangxi

DENG Li-hong¹, ZHOU Xiao-tong¹, LUO Chuan-sheng¹, LIU Lu-ling²

(1. Guangzhou Research Institute of Non-ferrous Metals, Guangzhou, Guangdong, China;

2. Dajishan Tungsten Mine of Jiangxi, Quannan, Jiangxi, China)

Abstract: There can be 400 ~ 500t tungsten slimes containing 0.13% ~ 0.5% WO₃ daily produced from a large-scale tungsten mine in Jiangxi Province, among them the content of -0.074mm is >90%, and the content of -0.02mm reached 32%. A new technology of "gravity pre-concentration-flotation-gravity separation" is adopted for separating these kinds of tungsten slimes. The bench test results show that the grade of total tungsten concentrate is 45.26% WO₃, the recovery is 62.33%, among which the grade of scheelite concentrate is 55.38% WO₃, the recovery is 29.82%, and the grade of wolframite concentrate is 38.76% WO₃, the recovery is 32.51%. The commercial-scale trail results show that the grade of total tungsten concentrate is 51.148% WO₃, the recovery is 62.52%, among which the grade of scheelite concentrate is 65.43% WO₃, the recovery is 31.40%, and the grade of wolframite concentrate is 41.90% WO₃, the recovery is 31.12%.

Key words: Tungsten slimes; Gravity pre-concentration; Flotation

收稿日期:2009-09-17

作者简介:刘丹(1983-),男,博士研究生,主要从事矿物加工方面的研究工作。

表1 原矿多元素化学分析结果/%

Cu	Sn	WO ₃	Fe	Al ₂ O ₃	S	MgO	SiO ₂	CaO
2.10	0.17	0.056	4.22	0.67	0.89	18.48	46.86	18.84

要的脉石矿物;另外锡、三氧化钨、三氧化二铝的品位都比较低,没有可回收的价值。

原矿铜物相分析结果见表2。

表2 原矿铜物相分析结果/%

矿物名称	游离氧化铜	结合氧化铜	硫化物等	总铜
含量	0.57	0.21	1.32	2.10
分布率	27.14	10.00	62.86	100

原矿铜物相分析结果表明:该矿石中硫化铜的比例占62.86%,氧化铜所占的比例为37.14%,而其中含有10.00%的结合氧化铜。因此,该矿为硫氧结合的混合铜矿。

2 试验研究

由于硫化铜矿中原生黄铜矿和次生辉铜矿的可浮性很好,次生硫化铜中的铜蓝和黝铜矿的可浮性相对较差,氧化铜矿中含有孔雀石、硅孔雀石、蓝铜矿等,这些矿物的可浮性就更差,因此对于这一含有多种类型矿物的铜矿物,若仅采用以易浮硫化铜为主体的浮选工艺,显然不能适用于难选铜矿物的回收,必须建立适用于多种铜矿物的浮选工艺体系,方能适应矿石性质多变的形势,否则生产难以控制,技术指标也不会理想。为了简化试验流程,减少投资成本,本试验采用混合浮选法,即同时选别硫化铜矿物和氧化铜矿物。

2.1 磨矿细度试验

铜矿物单体充分解离是提高铜精矿质量和回收率的基本条件。磨矿细度的选择决定了有用矿物与脉石矿物、铜矿物单体能否充分解离。因此,进行了磨矿细度试验,磨矿浓度为65%。

试验流程为一次粗选的开路流程。药剂条件为:水玻璃100g/t;硫化钠400g/t;丁基黄药300g/t;2[#]油40g/t。试验结果见图1。

从图1可看出:当磨矿细度为-200目80%时,铜的选别指标较好。综合考虑,原矿磨矿细度以-200目80%左右为宜。

2.2 药剂条件开路试验

本矿样磨矿后产生的矿泥量不大,只需加入很

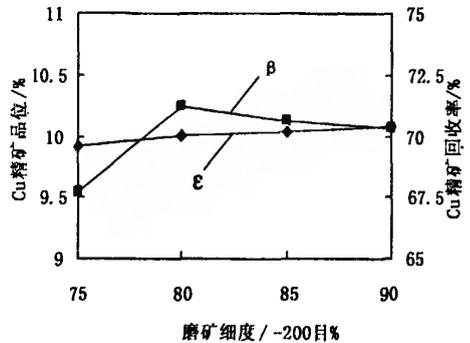


图1 磨矿细度试验结果

少量的水玻璃就可以起到分散矿泥的作用,另外对Na₂S的用量要求不高,因此,省略了水玻璃和Na₂S的用量条件试验。

2.2.1 石灰用量试验

石灰的用量必须严格控制。若石灰过量,黄铁矿等被抑制的同时,硫化铜也会受到一定的抑制作用。为此,进行了石灰用量条件试验,以考察其对浮选指标的影响。石灰用量条件试验仍采用一次粗选的开路流程,石灰用量分别为0g/t、500g/t、1000g/t、1500g/t,其他的药剂制度保持不变。试验结果见图2。

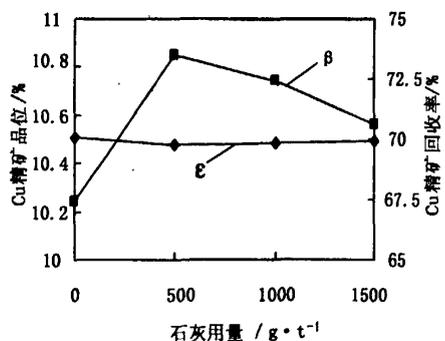


图2 石灰用量试验结果

从图2可以看出:不添加石灰时,精矿的品位较低;当石灰用量从500g/t增加到1500g/t时,精矿的品位和回收率变化不大。从试验现象中看出,在添加了石灰的条件下,浮选泡沫相对比较稳定,这使得浮选过程中的操作比较顺利。综合考虑,本试验确

定石灰用量为 500g/t。

2.2.2 丁基黄药用量试验

在浮选氧化铜矿时常采用丁基黄药作捕收剂, 因此本试验首先考察了丁基黄药用量对该矿样中铜矿物选别指标的影响, 其试验流程见图 3, 试验结果见图 4。

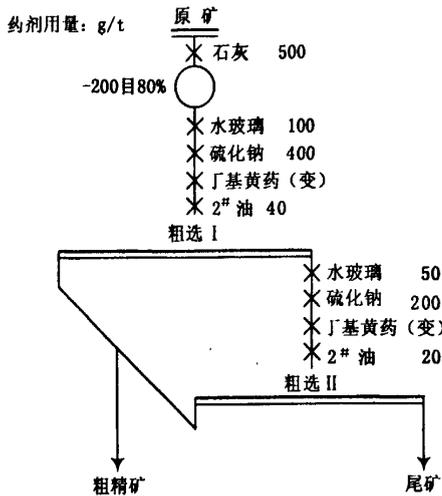


图 3 丁基黄药用量试验流程

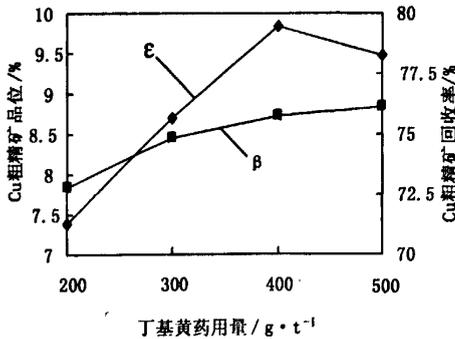


图 4 丁基黄药用量试验结果

由图 4 可以看出: 丁基黄药用量从 200g/t 增加到 400g/t 时, 粗精矿中铜的品位和回收率都有明显的提高; 但随着丁基黄药用量的增加, 品位相差不大, 回收率却有所下降。综合考虑铜粗精矿指标, 确定丁基黄药用量为 400g/t。

在此基础上对粗精矿进行了三次精选开路试验, 其结果如表 3 所示。

从表 3 可以看出, 单一使用丁基黄药作为捕收剂很难达到良好的试验指标。

表 3 单一捕收剂精选试验结果/%

产物名称	产率	Cu 品位	Cu 回收率
精矿	7.78	16.35	61.75
中矿 1	1.32	6.84	4.38
中矿 2	2.24	4.76	5.18
中矿 3	7.42	2.27	8.18
尾矿	81.24	0.52	20.51
原矿	100.00	2.06	100.00

2.2.3 混合捕收剂对比试验

国内外的研究与试验证明, 混合捕收剂的应用比单独选用某一捕收剂常常呈现出较好的选别效果。这是因为药剂之间、药剂与矿物之间彼此交互作用, 促进和强化其过程而产生“协同效应”的结果。混合捕收剂一般有一种捕收能力强的主捕收剂和另一种选择性较好、有利于提高精矿品位的辅助捕收剂混合给成, 后者对起泡能力有较大影响^[1]。

由于丁基黄药对硫化矿的捕收能力很强, 但对氧化矿的捕收能力相对较弱; 而羟肟酸对氧化矿有很强的捕收能力, 但选择性较差, 在捕收氧化矿的同时往往会捕收大量的脉石矿物, 造成品位较低。因此, 决定采用丁基黄药和羟肟酸作为混合捕收剂, 其试验流程见图 5, 试验结果见表 4。

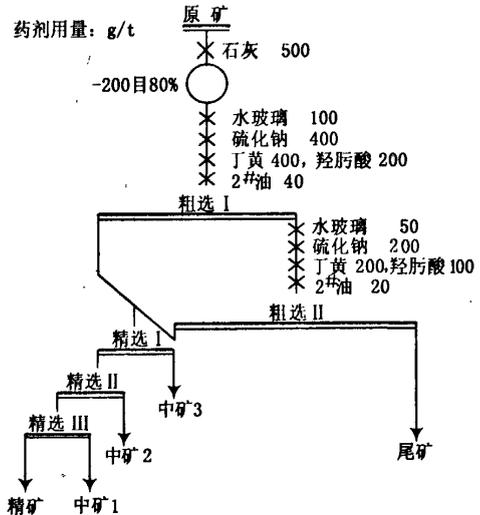


图 5 混合捕收剂试验流程

从表 4 和表 3 中可以看出, 采用混合捕收剂后, 在铜精矿品位基本一致的情况下, 回收率提高了 10.52%; 而且损失在尾矿中的金属量也相应减少了 8.75%, 品位也从 0.52% 降到 0.36%。

表4 混合捕收剂精选试验结果/%

产物名称	产率	Cu 品位	Cu 回收率
精矿	9.20	16.18	72.27
中矿1	2.48	2.88	3.47
中矿2	3.64	1.68	2.97
中矿3	17.38	1.13	9.53
尾矿	67.30	0.36	11.76
原矿	100.00	2.06	100.00

2.3 闭路流程试验

在条件试验和开路试验的基础上进行了浮选闭路试验。闭路试验流程和药剂制度如图5所示,但中矿3、中矿2、中矿1需依次返回粗选I、精选I、精选II,其试验结果见表5。

表5 闭路试验结果/%

产物名称	产率	Cu 品位	Cu 回收率
精矿	10.79	15.52	81.71
尾矿	89.21	0.42	18.29
合计	100.00	2.05	100.00

试验结果表明,闭路试验精矿中铜的品位较开路试验低0.66%,但回收率提高了9.44%,其浮选指标较好。

3 结 论

1. 该矿样中的铜矿物嵌布粒度较粗,在磨矿细度为-200目占80%时,绝大部分的铜矿物即可达到单体解离。

2. 采用常规的硫化-丁基黄药捕收浮选该硫氧混合铜矿,较难达到理想的指标。

3. 试验结果表明,使用丁基黄药和羟肟酸组合作捕收剂,可改善浮选效果,最终获得铜品位为15.52%、回收率为81.71%的铜精矿,比选厂原生产指标明显提高。

参考文献:

- [1]周延熙,徐晓军. 有色金属矿产资源的开发及加工技术(选矿部分)[M]. 昆明:云南科技出版社,2000.
- [2]叶国华. 云南德钦羊拉难选铜矿浮选工艺研究[D]. 昆明:昆明理工大学,2007.

Experimental Research on the Beneficiation Technology for Separating a Refractory Mixed Copper Ore

LIU Dan, WEN Shu-ming, CHEN Yu, XIE Mei-fang

(Kunming University of Science and Technology, Kunming, Yunnan, China)

Abstract: According to the ore characteristic of a hard-to-separate mixed copper ore in Yunnan, an experimental research on the mineral processing technology that is suitable for separating this kind of refractory was conducted. The results show that under the condition of using a combined collector, by use of a technological flowsheet of "two roughing flotation and three cleaning flotation", a copper concentrate of 15.52% Cu is obtained with a recovery of 81.71%. Moreover, the technological process is simple and easy-to-commercial production.

Key words: Mixed copper ore; Flotation; Hydroxamic acid

欢迎订阅 欢迎投稿 欢迎刊登广告