

某复杂氧化铜矿选矿工艺试验研究

汤优优¹ 雷霆² 张汉平²

(1. 昆明理工大学; 2. 云南冶金集团总公司技术中心)

摘要 在查明试样化学成分、矿物组成和赋存状态的基础上,通过条件试验确定了试验方案与工艺流程;采用硫化铜和氧化铜混合浮选工艺,加入混合捕收剂,最终得到了铜精矿品位 16.08%,回收率 75.04% 的浮选指标。

关键词 氧化铜矿 混合浮选 混合捕收剂

Experimental Research on Mineral Processing in a Certain Complex Copper Oxide Ore

Tang Youyou¹ Lei Ting² Zhang Hanping²

(1. Kunming University of Science and Technology; 2. Technology Center of Yunnan Metallurgical Group Co.,)

Abstract Based on identifying the chemical composition, mineral composition, and its occurrence of samples, a test program and process flow-sheet is determined after a great deal of conditioning experiments. It is found that the mixed flotation process of copper sulphide and copper oxide with the addition of mixed collector can realize the copper concentrate grading at 16.08% with a 75.04% recovery.

Keywords Copper oxide ore, Mixed flotation, Mixed collector

氧化铜矿在我国储量丰富,也是我国铜资源的重要组成部分。氧化矿的特点是结构松散易碎,含水含泥较多,结合铜含量高,细粒不均匀嵌布,氧、硫混杂等。在用浮选方法来处理氧化矿时,其浮选指标一般比硫化矿的浮选指标低,选矿成本也比硫化矿高。因此,寻求技术上可行、经济上合理的氧化铜矿的处理方法,是当前铜选矿的重要研究课题之一^[1]。某氧化铜矿为碳质板岩结构,氧化率为 57.47%。本研究对该氧化铜矿石进行了浮选试验研究。

1 矿石性质

(1) 光谱分析。原矿光谱分析结果见表 1。

表 1 原矿光谱分析结果 %

元素	Cu	Fe	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Mn	MgO	Pb
含量	1.00	3~10	3.00	>10.00	0.10	1.00	0.003
元素	Ti	CaO	V	Na	Ni	Co	Zr
含量	1.00	>1.00	0.03	>1.00	0.03	0.01	0.003

(2) 原矿多元素分析。原矿多元素化学分析结果见表 2。

表 2 原矿多元素化学分析结果 %

元素	Cu	Fe	S	As	P	C	Au	Ag
含量	0.68	4.42	1.12	<0.10	0.061	1.82	<0.2	<5

注: Au, Ag 单位为 g/t。

(3) 原矿铜物相分析。原矿铜物相分析结果见表 3。

表 3 原矿铜物相分析结果 %

铜物相	硫化物铜	游离氧化铜	结合氧化铜	硫酸盐	总铜	氧化率
铜含量	0.28	0.20	0.18	<0.01	0.66	57.47
铜分布率	42.43	30.30	27.27		100.00	

(4) 原矿矿物组成。矿石中主要金属矿物为方黄铜矿、硅孔雀石;脉石矿物以石英为主,其次为斜长石,白云母,白云石,高岭土等。该矿样含碳较高(1.82%),为碳质板岩结构,由于矿石中含碳高,可能会严重影响产品品位。

2 选矿试验研究

2.1 预先脱碳试验

由于原矿含碳较高,为 1.82%,在选铜的同时碳也被选上来,使铜精矿含碳过高,可能导致铜精矿品位偏低。在选铜之前采用浮选工艺预先将碳脱出,减少碳在选铜时的干扰。预先脱碳探索试验流程为 1 次粗选,试验条件:磨矿细度 - 200 目占 75%,煤油捕收剂用量 100 g/t。试验结果见表 4。

汤优优(1986—),男,昆明理工大学冶金与能源工程学院,硕士研究生,650093 云南省昆明市一二一大街昆明理工大学莲华校区 6 栋 214。

表 4 预先脱碳探索试验结果 %

产品名称	产 率	铜品位	铜回收率
碳精矿	2.90	4.23	20.11
尾 矿	97.10	0.50	79.89
原 矿	100.00	0.61	100.00

从表 4 可见,如果原矿预先脱碳,原矿中较好浮的硫化铜随着碳精矿一起上浮,铜在碳精矿损失了 20.11%,铜损失太大,所以预先脱碳流程不予考虑。

2.2 原则工艺流程试验研究

根据矿石性质,铜矿物是主要的回收矿物;该矿石铜氧化率为 57.47%,属于氧化矿。氧化铜矿的主要选矿方法:①优先浮选。先浮选硫化铜再浮选氧化铜。②混合浮选。硫化铜和氧化铜混合浮选。混合浮选药剂条件:磨矿细度 -200 目占 75%,硫化钠 1 000 + 500 g/t,丁黄药 100 + 50 g/t,松醇油 80 + 40 g/t。优先浮选和混合浮选原则流程分别见图 1 和图 2。工艺流程试验结果见表 5。

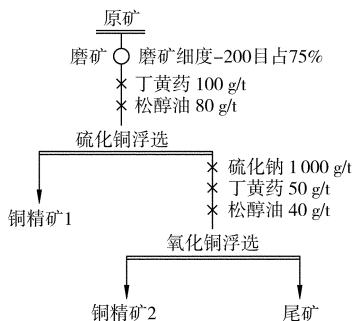


图 1 优先浮选原则流程

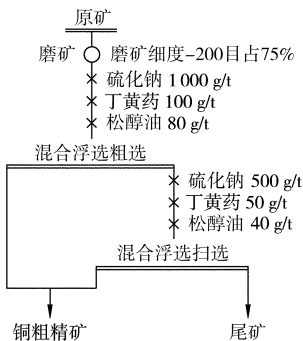


图 2 混合浮选原则流程

表 5 工艺流程试验结果 %

流 程	产品名称	产 率	品 位	回收率
优先浮选	硫化铜 + 氧化矿	10.78	4.17	66.10
混合浮选	铜粗精矿	11.30	4.31	71.68

从表 5 可见,混合浮选得到的铜精矿的品位和回收率均比优先浮选得到的铜精矿的指标高,尤其是铜的回收率能够达到 71.68%。因此确定该矿石

的浮选原则流程为混合浮选工艺流程。

2.3 磨矿细度试验研究

磨矿细度是影响选矿指标的关键,目的是使矿石中的矿物得到解离,并将矿石磨到适于浮选的粒度。磨矿时不能过磨,过磨易造成新的过粉碎、产生泥化;不能欠磨,欠磨使有用矿物不能单体解离,这都不利于选矿技术指标的提高。磨矿细度试验流程见图 2,试验条件:硫化钠 1 000 + 500 g/t,丁黄药 100 + 50 g/t,松醇油 80 + 40 g/t。磨矿细度对粗精矿的影响见图 3。

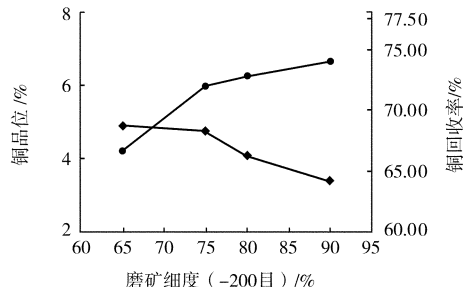


图 3 磨矿细度对铜粗精矿的影响

◆—铜品位;●—铜回收率

从图 3 可见,随着磨矿细度变细,回收率也随着增加;当磨矿细度为 -200 目大于 75% 时,回收率略有增加,品位下降明显,而磨矿细度越细,磨矿成本大幅增加。综合考虑,本试验采用磨矿细度 -200 目占 75%。

2.4 活化剂种类及用量试验

氧化铜矿物的活化剂分为两类:无机活化剂和有机活化剂。无机活化剂常用硫化钠,有机活化剂常用二巯酚硫代二唑(D₂)^[2]。主要进行了活化剂种类及用量试验研究。活化剂种类及用量试验流程见图 2,试验条件:磨矿细度 -200 目占 75%,丁黄药 100 + 50 g/t,松醇油 80 + 40 g/t。D₂ 用量对铜粗精矿的影响见图 4,硫化钠用量对铜粗精矿的影响结果见图 5。

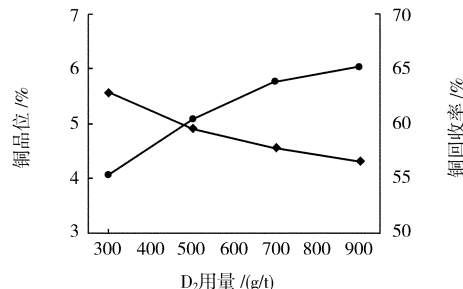


图 4 D₂ 用量对铜粗精矿的影响

◆—铜品位;●—铜回收率

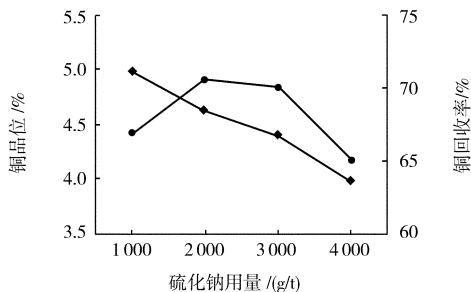


图5 硫化钠用量对铜粗精矿的影响

◆—铜品位;●—铜回收率

从图4,图5可见,硫化钠比D₂效果好,回收率比较高,而且当硫化钠用量2000g/t时,回收率最高。本试验硫化钠适宜用量定为2000g/t。

2.5 捕收剂种类及用量试验研究

硫化钠-黄药浮选仍是选氧化铜矿的主要方法^[4]。本次试验使用3种不同的捕收剂(乙黄药、丁黄药、异戊基黄药),考察了3种药剂对氧化铜矿的捕收能力,固定用量100g/t,最终确定最佳种类药剂。试验条件:磨矿细度为75%-200目,硫化钠2000g/t,松醇油80+40g/t。捕收剂种类试验流程见图2,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	品位	回收率
乙黄药	粗精矿	8.04	4.81	61.35
	尾矿	86.96	0.28	38.65
	原矿	100.00	0.63	100.00
丁黄药	粗精矿	10.52	4.37	70.65
	尾矿	79.48	0.24	29.35
	原矿	100.00	0.65	100.00
异戊基黄药	粗精矿	13.96	3.17	71.34
	尾矿	74.04	0.24	28.66
	原矿	100.00	0.62	100.00

从表6可见,乙黄药回收率不高,丁黄药和异戊基黄药回收率相差不多,但异戊基黄药产率大,选择性不强。本试验选择丁黄药为捕收剂。

丁黄药选定后,对丁黄药用量进行了试验,试验流程见图2。试验条件:磨矿细度-200目占75%,硫化钠2000g/t,松醇油80+40g/t。丁黄药用量对铜粗精矿影响见图6。

从图6可见,随着丁黄药用量增加,铜回收率也增加;当丁黄药超过150g/t时,回收率略有增加,铜品位下降明显。本试验选择丁黄药用量为150g/t。

2.6 混合捕收剂试验

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

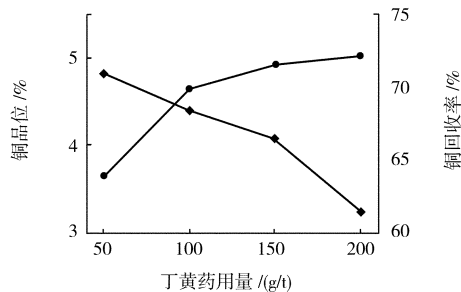


图6 丁黄药用量对铜粗精矿影响

◆—铜品位;●—铜回收率

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。混合捕收剂一般由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而成,后者对起泡能力有较大影响^[3]。本试验选用KM-209、Z-200、丁胺黑药、苯胺黑药和25#黑药作为辅助捕收剂,固定丁黄药用量为100g/t,辅助捕收剂用量为50g/t。试验条件:磨矿细度为75%-200目,硫化钠2000g/t,松醇油80+40g/t。混合捕收剂试验流程见图2,混合捕收剂试验结果见表7。

表7 混合捕收剂试验结果 %

辅助捕收剂种类	产品名称	产率	品位	回收率
KM-209	粗精矿	14.36	3.65	80.70
	尾矿	83.64	0.15	19.30
	原矿	100.00	0.65	100.00
Z-200	粗精矿	19.04	2.63	79.44
	尾矿	80.96	0.16	20.56
	原矿	100.00	0.63	100.00
丁胺黑药	粗精矿	21.12	2.33	80.60
	尾矿	78.88	0.15	19.40
	原矿	100.00	0.61	100.00
苯胺黑药	粗精矿	12.90	3.67	75.11
	尾矿	87.10	0.18	24.89
	原矿	100.00	0.63	100.00
25#黑药	粗精矿	20.16	2.44	79.06
	尾矿	79.84	0.16	20.94
	原矿	100.00	0.62	100.00

从表7可见,和单一丁黄药相比,加入辅助捕收剂精矿回收率都有提高;丁胺黑药和KM-209的精矿回收率较高,但丁胺黑药产率比较大。本试验选择KM-209作为辅助捕收剂。

2.7 混合浮选闭路流程试验

通过以上大量的条件试验可知,在磨矿细度-200目占75%,硫化钠用量2000g/t,混合捕收剂(丁黄药+KM-209)用量100+50g/t时可得到最佳效果。为了保证精矿的品位及回收率,选择1次粗选、3次精选和3次扫选作为混合浮选闭路试验流程,如图7所示。混合浮选闭路试验结果见表8。

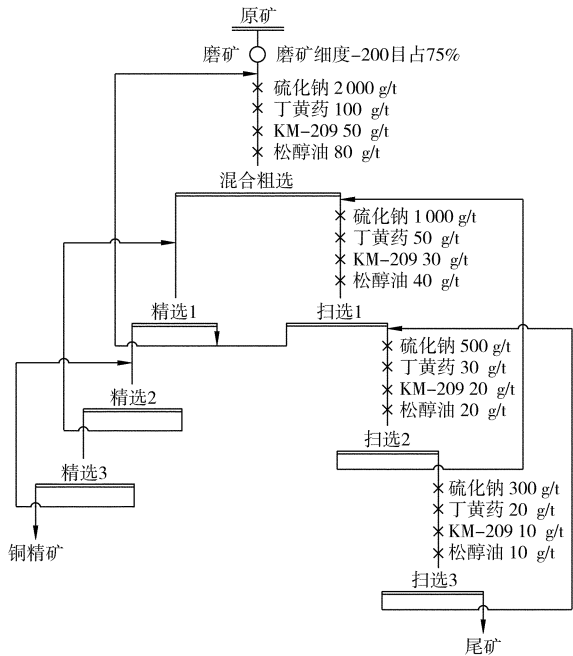


图 7 混合浮选闭路流程

表 8 混合浮选闭路试验结果 %

产品名称	产率	品位	回收率
铜精矿	3.08	16.08	75.04
尾矿	96.92	0.17	24.96
原矿	100.00	0.66	100.00

从表 8 可见,混合浮选闭路试验,可获得铜精矿品位 16.08%,铜回收率 75.04%。

3 结 论

(1) 试验矿样含铜 0.68%,铜氧化率为 57.47%。

参 考 文 献

- [1] 周延熙. 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] 毛素荣. 难选氧化铜矿的处理工艺与前景 [J]. 国外金属选矿, 2008(8): 5-8.
- [3] 刘 丹. 某难选混合铜矿选矿工艺试验研究 [J]. 矿产综合利用, 2010(2): 11-14.
- [4] 陈家模. 多金属硫化矿浮选分离 [M]. 贵阳: 贵州科技出版社, 2001.

(收稿日期 2010-07-21)

(上接第 55 页)

性,对 -100 目粒级物料在磁场强度 79.577 kA/m 的磁选机上进行 2 次磁选试验。试验结果见表 9。

表 9 原矿 -100 目物料磁选试验结果

产品名称	产率	TFe 品位	回收率
精矿	88.00	65.60	98.47
尾矿	12.00	7.46	1.53
给矿	100.00	58.62	100.00

从表 9 可见,原矿 -100 目物料经过 2 次磁选后,精矿品位为 65.60%,回收率为 98.47%,完全满足预先筛分的要求。

2.5 推荐工艺流程

根据以上试验,对该矿石推荐流程见图 3。

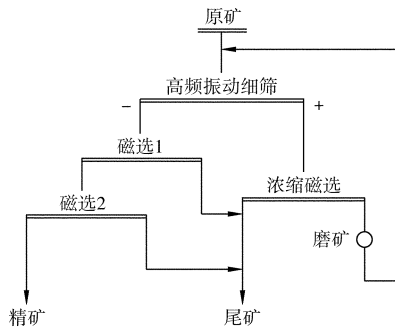


图 3 推荐工艺流程

3 结 论

南非某铁矿石通过一段磨矿,在磨矿细度 -200 目占 70.54% 时,经 2 次磁选后,可获得产率 88.46%,品位 65.96%,回收率 98.30% 的铁精矿,精矿中硅、硫、磷均不超标,能够满足我国炼铁工艺的需求。

(收稿日期 2010-07-10)