

云南某复杂混合型铜矿的试验研究

冉银华, 杨茂春

(云南科力新材料股份有限公司 云南 昆明 650031)

摘要: 通过对该复杂混合型铜矿的试验研究, 确定处理该矿石的合理工艺流程。研究表明, 以 CaO 作为黄铁矿抑制剂, Na₂S 为氧化铜矿活化剂, 戊黄药为捕收剂, 730A 为起泡剂, 采用一粗二精一扫的混合浮选流程, 可获得产率为 4.94% 的 Cu 精矿, 精矿含 Cu 13.28%, 含 Pb 5.87%, 含 Ag 407 g/t; 回收率 Cu 为 82.51%, Pb 为 55.77%, Ag 为 79.98%, 为该矿的开发利用提供了技术依据。

关键词: 复杂; 混合型铜矿; 混合浮选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2019.03.012

中图分类号: TD952

文献标志码: A

文章编号: 1000-6532 (2019) 03-0052-04

1 原矿性质

该铜矿物质组成复杂, 以微斜长石为主, 伴生有多种多金属和非金属矿物的矿床。主要矿物组成有微斜长石、石英、黄铁矿、正铁辉石、磁铁矿、黄铜矿、斑铜矿、蓝辉铜矿、兰铜矿、赤铜矿、绿铜矿、方铅矿、铅矾、块黑铅矿、钠长石、蛇纹石、硅钙石、绿泥石、高岭石、白云母和金红石等。其中黄铜矿、石英有独立矿物, 但

较多的与微斜长石共生。斑铜矿、蓝辉铜矿等矿物主要与微斜长石共生。方铅矿、铅矾也与微斜长石结合紧密。氧化矿物主要呈沙状疏松结构与粘土矿物、石英共生。金银未见单独矿物, 主要赋存在金属硫化矿物中^[1-3]。原矿 Cu 品位 0.80%, Pb 品位 0.51%, 含银 24.9 g/t。选矿回收的主元素是 Cu, 综合回收 Pb、Ag。原矿多元素分析结果见表 1, 铜物相分析结果见表 2。

表 1 原矿多元素分析结果 /%

Table 1 Analysis results of multi-elements of the raw ore

Cu	Pb	MgO	CaO	Al ₂ O ₃	Zn	Ag*	Au*	S	Fe	As	SiO ₂	Mn	K ₂ O	Na ₂ O
0.80	0.51	3.68	1.24	15.14	0.098	24.9	<0.2	1.30	6.06	<0.1	52.52	0.26	7.18	0.90

* 单位为 g/t。

表 2 原矿铜物相分析结果

Table 2 Analysis results of copper phase of the raw ore

化学相	游离氧化铜	结合氧化铜	硫化物及其他铜	总铜
含量 /%	0.16	0.08	0.55	0.79
分布率 /%	20.25	10.13	69.62	100.00

通过各种流程探索试验比较, 优先浮选有利于硫化矿的回收, 获得品位较高的铜精矿; 混合浮选有利于铜回收率的提高。从原矿的性质考查可知, 该矿石为贫 (品位低) 杂 (矿物种类多) 矿石。可回收元素为 Cu、Pb、Ag。由于 Cu、Pb

可浮性相近, 且铅品位低, 铜矿物主要以硫化矿为主 (占 70% 左右)。为了尽可能回收有用金属, 浮选原则流程确定为混合浮选。根据药剂探索试验结果选择 CaO 为抑制剂, Na₂S 为活化剂, 戊黄药为捕收剂, 730 A 为起泡剂作为下一步条件试验的药剂制度^[3-4]。

2.2 磨矿细度试验

适当的磨矿细度是提高矿物选别指标的关键因素, 磨矿细度太粗, 目的矿物没有解离, 金属

收稿日期: 2018-01-28

作者简介: 冉银华 (1972-), 男, 选矿高级工程师, 主要从事选矿工艺与设备研究。

矿物间互含严重；如果磨矿太细，产生较多的细泥，又会干扰金属矿物的可浮性^[4-5]。在药剂条件相同的情况下，进行磨矿细度条件下的浮选试验。试验流程及条件见图1，结果见图2。

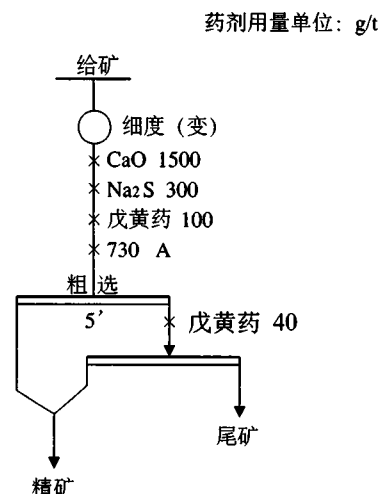


图1 磨矿细度试验流程及条件

Fig.1 Grinding fineness process and condition

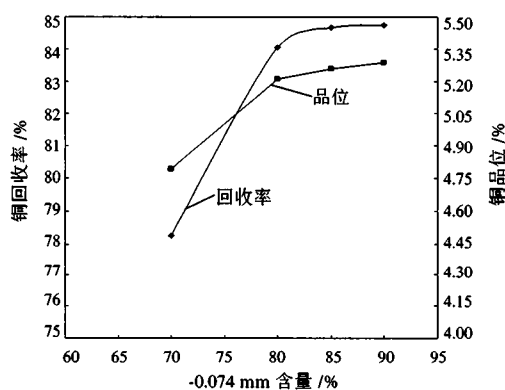


图2 磨矿细度试验结果

Fig.2 Test results of grinding fineness

图2结果表明，Cu的品位与回收率随着磨矿细度的增加而提高。当磨矿细度达到-0.074 mm 80%以上时，回收率升高幅度不大。综合考虑磨矿成本，确定采用-0.074 mm 80%的磨矿细度。

2.3 浮选试验

2.3.1 药剂用量条件试验

为了获得较佳药剂用量，分别对各种药剂进行了用量试验。试验结果见图3~6。

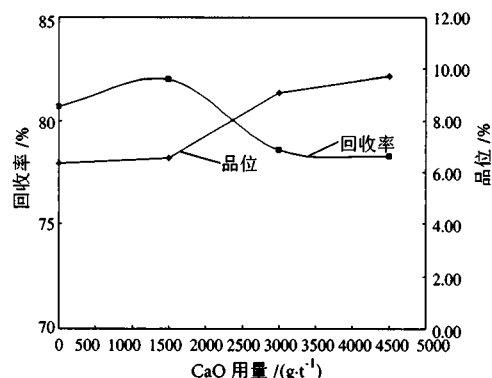


图3 CaO用量试验结果

Fig.3 Test results of CaO dosage

图3试验结果表明，随着CaO用量的增加，铜精矿品位呈上升趋势，但回收率先升后降；当用量为1500 g/t时铜回收率最高，因此选择CaO用量为1500 g/t较为合适。

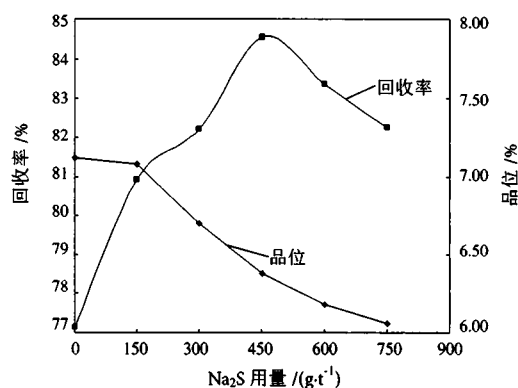


图4 Na2S用量试验结果

Fig.4 Test results of Na2S dosage

图4试验结果表明，随着Na2S用量的增加，铜精矿品位呈下降趋势，但回收率先升后降；当用量大于450 g/t时，随着Na2S用量的增加，导致部分硫化矿受到抑制，反而使铜回收率降低。综合考虑各项指标，选择Na2S用量为450 g/t较合适。

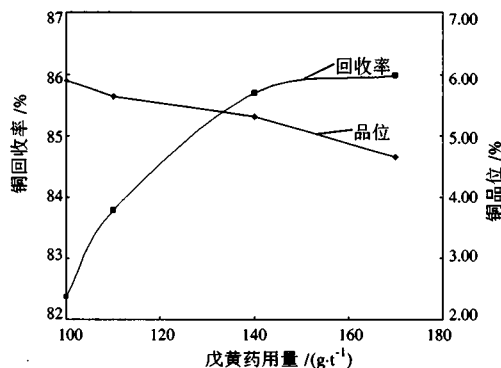


图5 戊黄药（粗选+扫选）用量试验结果

Fig.5 Test results of Amyl xanthate (roughing+scavenging separation) dosage

图5试验结果表明,随着戊黄药用量的增加,铜精矿品位呈平缓的下降趋势,回收率呈上升趋势;当用量大于140 g/t时,回收率的变化越来越小。综合考虑品位与回收率指标,选择戊黄药用量为140 g/t (粗100+扫40)时较好。

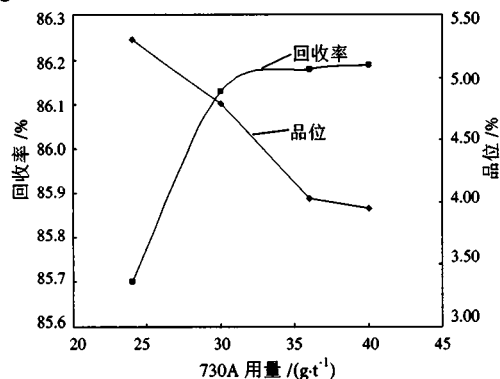


图6 730A 用量试验结果

Fig.6 Test results of 730A dosage

图6试验结果表明,随着起泡剂730A用量的增加,铜精矿品位呈下降趋势,回收率呈上升趋势;当730A用量大于30 g/t,回收率变化很小,因此选择730A用量为30 g/t较合理。

2.3.2 开路验证试验

为了验证药剂用量试验的可靠性,进行了开路条件的验证试验。同时考虑后续Cu品位的提高,增加了二段精选作业。精选作业采用空白浮选,试验流程及条件见图7、结果见表3。

表3 开路验证试验结果

Table 3 Results of open-circuit test

产品名称	产率 /%		Cu 品位 /%		回收率 /%	
	个别	累计	个别	平均	个别	累计
精矿	3.85		14.72		71.74	
中矿1	1.85	5.70	2.41	10.72	5.64	77.38
中矿2	3.42	9.12	1.00	7.08	4.33	81.71
中矿3	3.79	12.91	0.81	5.24	3.89	85.60
尾矿	87.09	100.00	0.13		14.4	
给矿	100.00		0.79		100.00	100.00

表3试验结果表明,在较佳药剂用量条件下,可以获得产率为12.91%的Cu粗精矿,其中含Cu 5.24%, Cu回收率为85.60%,指标较理想。采用两段精选作业,精矿品位可提高到14.72%。

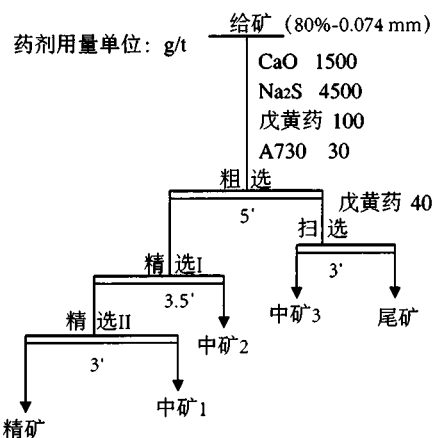


图7 开路验证试验流程及条件

Fig.7 Process and condition of open-circuit verification test

2.3.3 闭路试验

试验流程及条件见图8,结果见表4。

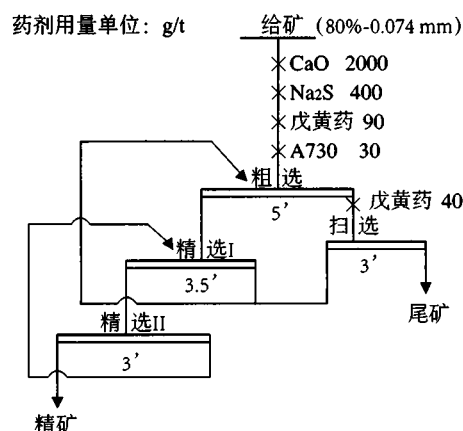


图8 闭路试验流程及条件

Fig.8 Closed-circuit test process and condition

表4 闭路试验结果

Table 4 Closed-circuit test results

产品名称	产率 /%	品位 /%			回收率 /%		
		Cu	Pb	Ag*	Cu	Pb	Ag*
精矿	4.94	13.28	5.87	407	82.51	55.77	79.98
尾矿	95.06	0.15	0.24	5.3	17.85	44.23	20.02
给矿	100.00	0.80	0.52	25.14	100.00	100.00	100.00

* 单位为 g/t。

闭路试验流程中由于中矿的返回,导致粗选药剂以及矿石性质的细微变化,因此CaO用量比条件试验确定的用量稍大,而Na₂S和戊黄药用量

比条件试验确定的用量稍小。

3 产品检查

为了检查精矿中杂质的含量情况，对图8所示闭路试验获得的Cu精矿进行了多元素分析，结果见表5。表5试验结果表明，通过选别试验可以获得杂质含量均达标的合格铜精矿。

表5 精矿多元素分析结果 /%

Table 5 Multi-elements analysis results of the concentrate

Cu	Pb	Zn	As	MgO	S	Ag*
13.28	5.89	1.33	<0.10	1.27	22.41	407

* 单位为 g/t。

4 结 语

(1) 该铜矿是一种矿物组成较为复杂、以微斜长石为主，同时伴生铜、铁、铅多种硫化与氧化物的多金属矿床。原矿Cu品位0.80%，Pb品位0.51%，含Ag 24.9 g/t。

(2) 通过浮选探索试验以及条件试验，确

定以CaO作为黄铁矿抑制剂，Na₂S为氧化铜矿活化剂，戊黄药为捕收剂，730A为起泡剂，采用一粗二精一扫混合浮选闭路流程分选后，获得了产率为4.94%的合格Cu精矿，其中精矿含Cu 13.28%，含Pb 5.87%，含Ag 407 g/t；金属回收率Cu为82.51%，Pb为55.77%，Ag为79.98%。

参考文献：

- [1] 翁存建. 我国铜硫矿选矿技术研究进展 [J]. 有色金属科学与工程. 2014, 5 (10) : 117-121.
- [2] 朱月锋. 滇西北某铜矿工艺矿物学研究 [J]. 有色金属工程. 2013, 3 (6) : 44-47.
- [3] 周乐光. 《矿石学基础》[M]. 北京：冶金工业出版社 1988
- [4] 胡为柏. 《浮选》[M]. 北京：冶金工业出版社，1988.
- [5] 许时. 《矿石可选性研究》[M]. 北京：冶金工业出版社 1987.
- [6] 胡熙庚. 有色金属硫化矿选矿 [M]. 北京：冶金工业出版社，1987.

Experimental Study on a Complex Mixed Copper Ore in Yunnan

Ran Yinhua, Yang Maochun

(Yunnan keli new material co., Ltd., Kunming, Yunnan, China)

Abstract: Through the test study on the complex mixed copper mine, the reasonable technological process was determined. The results showed that CaO was used as pyrite inhibitor, Na₂S as oxidizing copper ore activator, amyl xanthate as collector, and 730A as foaming agent, by adopting the mixed flotation process of one roughing, two cleaning and one scavenging, the Cu concentrate with a yield of 4.94%, Cu 13.28%, Pb 5.87% and Ag 407 g/t could be obtained. The recovery rates of Cu, Pb and Ag were 82.51%, 55.77% and 79.98% respectively, which provided a technical basis for the development and utilization of the mine.

Keywords: Complex mixed copper ore; Mixed flotation