云南某低品位含铁硫化铜矿综合回收试验研究

李伟

（云南锡业集团控股有限责任公司研究设计院，云南 个旧 661000 ）

摘要：云南某低品位含铁硫化铜矿含铜 0.485%，铁 10.84%，硫 0.382%，氧化钙 6.06%，二氧化硅 49.46%，三氧化二铝 12.50%，氧化镁 2.58%，氧化钠 4.07% 等；铜以独立矿物的形式赋存于黄铜矿、斑铜矿、铜蓝及孔雀石中，以黄铜矿、斑铜矿为主；铁主要以独立矿物的形式赋存于磁铁矿中，其次以类质同象的形式赋存在石英、绿泥石、角闪石、斜长石、石榴石等矿物中；矿石结构复杂，有用矿物粒度粗细极为不均。依据矿石工艺矿物学研究结果，选矿试验研究表明，该含铁硫化铜矿采用“浮选 - 弱磁选”的选别工艺较为适宜，获得了铜精矿品位 19.95%，回收率 90.72%；铁精矿品位 61.24%，回收率 50.09% 的扩大试验技术指标。为该低品位资源利用提供了较好的技术支撑。

关键词：含铁硫化铜矿；综合回收；浮选；磁选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2018.01.011

中图分类号：TD952　**文献标志码**：A　**文章编号**：1000-6532（2018）01-0050-0

1 矿石性质

1.1 化学分析

试料化学多元素分析结果、铜物相分析结果、铁物相分析结果分别见表 1~3。

1.2 矿物组成及其嵌布特点

原矿主要由黄铜矿、斑铜矿、铜蓝、黄铁矿、孔雀石、磁铁矿、黄铁矿、赤铁矿、褐铁矿、菱铁矿、钛铁矿、金红石、石英、锐钛矿、毒砂、绿泥石、角闪石、斜长石、石榴石、电气石、辉石、榍石、锆石、黑云母、方解石、磷灰石等矿物组成。

原矿铜矿物以原生硫化铜黄铜矿为主，占 81.19%，最大粒度 0.6 mm，一般在 0.4 ～ 0.006 mm 之间，最小 0.002 mm，部分呈它形粒状，独立颗粒产出，部分与斑铜矿呈不混熔连晶，个别包裹于钛铁矿及磁铁矿中，稀疏浸染状或条纹条带状分布于石英、长石颗粒间或沿矿石裂隙及脉石矿物解理呈细脉状分布。其次是次生硫化铜斑铜矿、铜蓝，占 8.79%，斑铜矿粒度在 0.3 ～ 0.006 mm 之间，

表 1 多元素分析 / %

Table 1 Multi-element Analyssis

Cu	Fe	S	As	Au*	Ag*	P	CaO	MgO	Al_2O_3	SiO_2	Na_2O	K_2O
0.485	10.84	0.382	0.077	<0.2	10.9	0.148	6.06	2.58	12.50	49.46	4.07	0.342

*单位为g/t。

表 2 铜物相分析

Table 2 Analysis of copper phase

名 称	原生硫化铜	次生硫化铜	自由氧化铜	硫酸铜	结合氧化铜	合计
含 量/%	0.397	0.043	0.022	0.022	0.005	0.489
占有率/%	81.19	8.79	4.50	4.50	1.02	100.00

表 3 铁物相分析

Table 3 XRD Analysis of iron phase

名 称	磁铁矿、磁黄铁矿	黄铁矿	菱铁矿	赤、褐铁矿	硅酸铁	合计
含 量/%	8.31	0.691	0.814	0.443	0.611	10.869
占有率/%	76.45	6.36	7.49	4.08	5.62	100.00

收稿日期：2016-07-28；**改回日期**：2016-10-08

作者简介：李伟（1972-），男，选矿高级工程师，从事选矿科研工作。

万方数据

铜蓝粒度一般在 0.02 ～ 0.002 mm 之间。铁矿物以磁铁矿为主，占 76.45%，最大粒度 1 mm，一般在 0.6 ～ 0.01 mm 之间，它形粒状，多数独立颗粒稀疏浸染状分布于长石、石英等颗粒之间，个别包裹于黄铜矿中。从试料物质组成及有用矿物嵌布特点可知，此矿石属较难选低品位含铁硫化铜矿石。

2　选矿试验研究

2.1　选矿工艺流程确定

工艺矿物学研究结果表明，试料中主要回收的铜矿物为黄铜矿和斑铜矿、铜蓝；主要回收的铁矿物是磁铁矿；主要抛除的脉石矿物为石英、绿泥石、斜长石、方解石、角闪石、石榴石和黑云母等。银矿物可在回收铜矿物时考虑综合回收，其他矿物暂无回收利用价值。

黄铜矿、斑铜矿、铜蓝属硫化铜矿物，与脉石矿物的可浮性存在较大的差异，可用浮选工艺选别回收 [1]；磁铁矿属强磁性矿物，与脉石矿物存在较大的磁性差异，可用弱磁选工艺选别回收，综合考虑原矿性质及以后生产中的可操作性，以及铜矿物的经济价值远高于磁铁矿，因此，拟定选矿工艺流程，以回收铜矿物为主，兼顾回收铁矿物，即以“浮选 - 弱磁选”为原则工艺流程 [2]，开展该试料的选矿试验。试验流程见图 1。

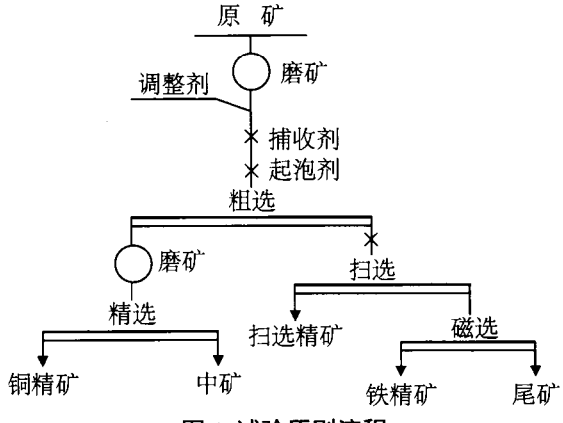

图 1　试验原则流程

Fig. 1 Principle procedure of test

2.2　磨矿细度试验

“过磨”和“欠磨”对选铜效果均不好，为了找到适宜的入选粒度，进行了磨砂细度试验。一段磨矿粒度与粗精矿铜品位和回收率关系见图 2。

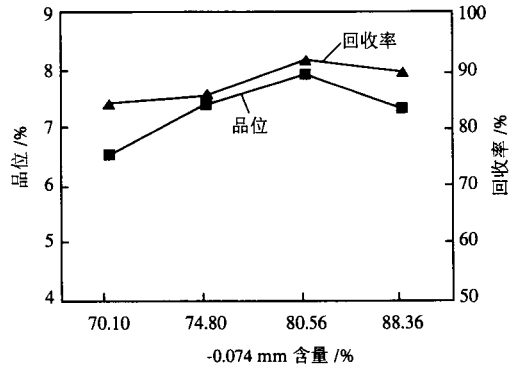

图 2 磨矿细度试验结果

Fig. 2 Test results of fineness

由图 2 可知，随着磨矿粒度变细，粗精矿铜品位及回收率逐渐升高，但磨矿粒度在 -0.074 mm 80.56% 时，粗精矿铜品位及回收率开始下降，因此，确定一段磨矿粒度为 -0.074 mm 80.56%。

2.3　粗选石灰用量试验

黄铜矿在中性及碱性介质中，能较长时间保持其天然可浮性；斑铜矿的表面性及可浮性，介于辉铜矿和黄铜矿之间，用黄药作捕收剂时，在酸性及弱碱性介质中均可浮；铜蓝的可浮性与辉铜矿相似 [3]。石灰可调整矿浆 pH 值，同时对黄铁矿、毒砂等硫化物起抑制作用，因此，选择石灰作为粗选作业的调整剂。石灰用量与粗精矿铜品位和回收率的关系见图 3 。

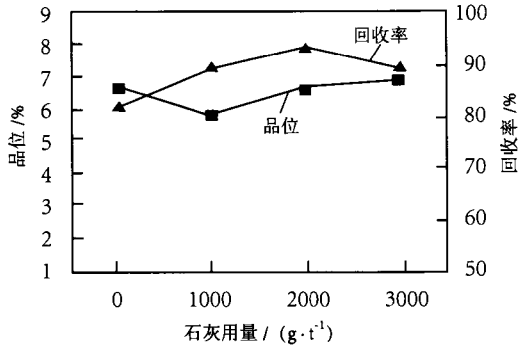

图 3　石灰用量试验结果

Fig.3 Test results of lime dosage

由图 3 可知，随着石灰用量增加，粗精矿铜品位和回收率逐渐上升，当石灰增加至 2000 g/t 时，粗精矿铜品位和回收率开始下降，因此，确定石灰用量为 2000 g/t。

万方数据

2.4 粗选捕收剂用量试验

对于硫化铜浮选而言，丁黄药是较常用的捕收剂，但是兼顾考虑银的综合回收，确定以丁黄药、丁铵黑药组合作为该铜矿物的捕收剂。丁黄药用量与粗精矿铜品位和回收率关系见图 4、5。

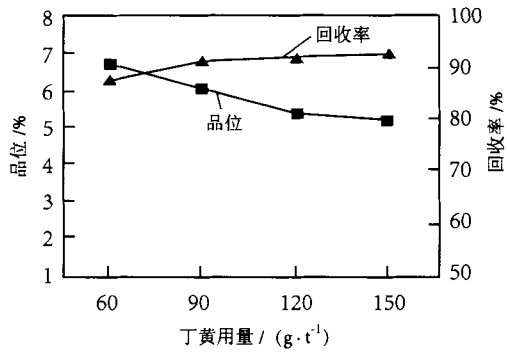

图 4 丁黄药用量试验结果

Fig. 4 Test results of dosage

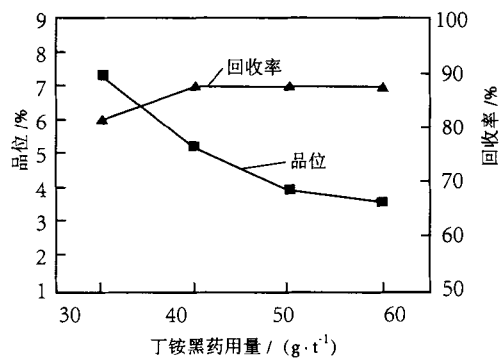

图 5 丁铵黑药用量试验结果

Fig. 5 Test results of ammonium butyl dosage

由图 4、5 可知，随着捕收剂丁黄药和丁铵黑药用量增加，粗精矿铜品位逐渐降低，回收率逐渐上升，综合考虑，确定丁黄药和丁铵黑药分别用量为 90 、40 g/t。

2.5 二段磨矿粒度试验

工艺矿物学研究结果表明，一部分铜矿物结晶粒度较细，需细磨才能使其充分解离。试验结果也说明，如果不采用二段磨矿，粗选泡沫直接精选，精矿铜品位和回收率均较低，为此，开展了二段磨矿粒度试验。二段磨矿粒度与精矿铜品位和回收率的关系见图 6。

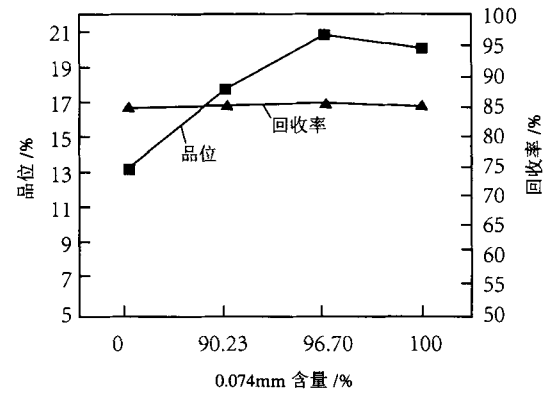

图 6 磨矿细度试验结果

Fig. 6 Test results of two-stage fineness

由图 6 可知，随着二段磨矿粒度变细，精矿铜品位提高较快，回收率略有上升，但是二段磨粒度在 -0.074 mm 96.70% 时，精矿铜品位开始下降，因此，确定二段磨矿粒度为 -0.074 mm 96.70%。

2.6 二段磨调整剂用量试验

腐植酸钠在铜硫分离浮选中具有特殊的作用效果，在碱性条件下，腐植酸钠能清洗和螯合黄铁矿与硅酸盐等脉石矿物表面以及矿浆中的 Cu^{2+}，清除 Cu^{2+} 对这些矿物的活化作用；在碱性条件下，腐植酸钠能络合或螯合矿浆中及黄铜矿表面的 Fe^{2+}、Fe^{3+}，阻碍 Fe^{2+} 的水解，并使其不能生成对黄铜矿表面产生罩盖作用的 $Fe(OH)_3$ 膜 [4]。因此，选定二段磨的调整剂为石灰与腐植酸钠组合，直接加入磨矿机，加强对硫、砷等矿物的抑制 [5]。二段磨石灰、腐植酸纳用量与精矿铜品位和回收率的关系见图 7、8。

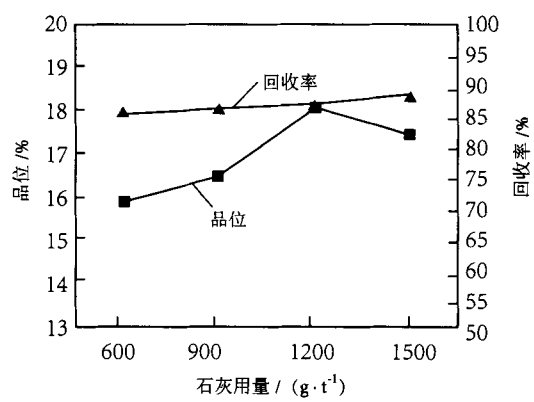

图 7 石灰用量试验结果

Fig. 7 Test results of lime dosage

万方数据

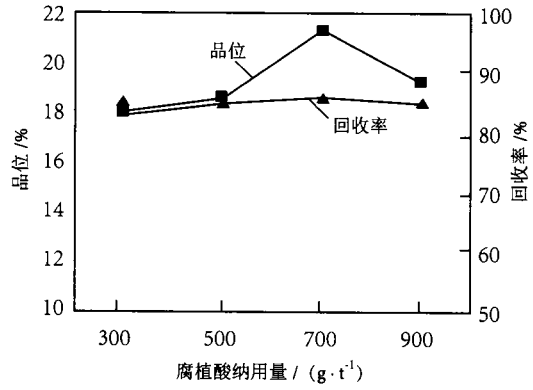

图 8 腐植酸钠用量试验结果

Fig. 8 Test results of humic acid sodium and the copper grade dosage

由图 7、8 可知，随着石灰和腐植酸钠用量增加，精矿铜品位逐渐上升，回收率略有提高，当石灰、腐植酸纳用量达到 1200 和 700 g/t 时，精矿铜品位开始下降，因此，确定石灰、腐植酸纳用量为 1200 和 700 g/t。

2.7 磁选试验

工艺矿物学研究结果表明，试料中所含铁矿物主要为磁铁矿，是较好选的铁矿物。试验表明，浮铜尾矿经一次粗选，一次扫选，一次精选，获得了产率 8.67%，铁品位 61.59%，回收率 49.22% 的技术指标。

2.8 扩大试验

为了进一步验证各作业参数条件，进行了 500 kg 试料扩大试验。扩大试验流程见图 9，扩大试验数质量流程见图 10，扩大试验结果见表 4。

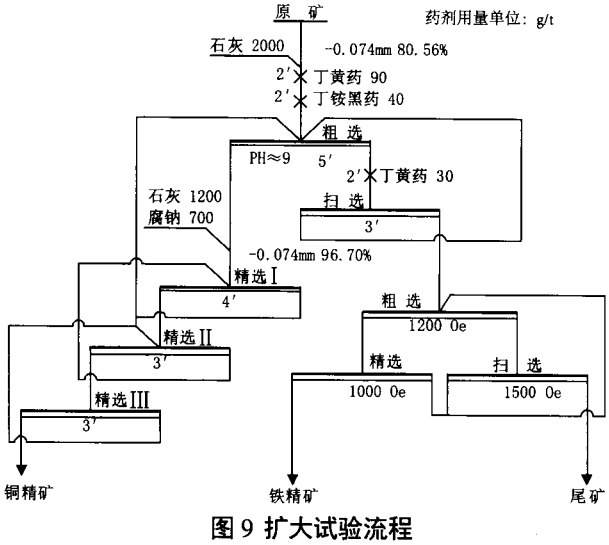

图 9 扩大试验流程

Fig. 9 Expand test flowsheet

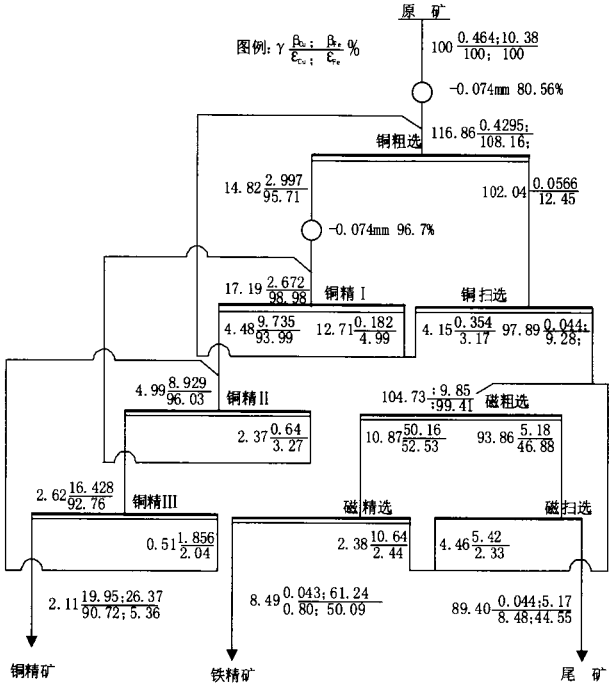

图 10 扩大试验数质量流程

Fig. 10 Quality process of expand test

表 4 扩大试验结果

Table 4 Results of expand tests

产品名称	产 率/%	品 位/%		回收率/%	
		Cu	Fe	Cu	Fe
铜精矿	2.11	19.95	26.37	90.72	5.36
铁精矿	8.49	0.043	61.24	0.80	50.09
尾　矿	89.40	0.044	5.17	8.48	44.55
给　矿	100.00	0.464	10.38	100.00	100.00

3 结　论

(1) 针对矿石性质特点，采用“浮选 - 弱磁选”的选别工艺，获得了铜精矿品位 19.95%，回收率 90.72%；铁精矿品位 61.24%，回收率 50.09% 的试验技术指标，取得了较好的回收效果。

(2) 铜粗精矿再磨，保证了铜矿物充分单体解离，为铜浮选创造了有利条件。

(3) 所采用组合捕收剂有利于提高伴生贵金属银、金的回收；石灰与腐植酸钠作为抑制剂，可较好地保证铜浮选指标。

(4) 为了保证铜矿物浮选指标，一段磨矿粒度较细，对铁矿物回收有一定影响，今后生产中，可根据实际情况适当调整。

万方数据

参考文献：

[1] 胡熙庚 . 有色金属硫化矿选矿 [M]，北京，冶金工业出版社，1987. 1-6.

[2] 周中定 . 某地铁铜矿石浮磁选流程试验研究 [J]，有色金属 : 选矿部分，2004 (2): 21.

[3] 胡为柏 . 浮选 [M]. 北京，冶金工业出版社，1983. 241-245.

[4] 韩英梅 . 腐殖酸钠在铜硫矿石浮选中的作用机理 [J]. 武汉科技大学学报 : 自然科学版 , 2002 (4): 25.

[5] 何发钰，孙传尧，宋磊 . 磨矿环境对硫化矿物浮选的影响 [J]. 中国工程科学，2006 (8): 92-100.

Experimental Study on Comprehensive Recovery for One Low-grade Copper Sulphide Ore Containing Iron in Yunnan

Li Wei

(The Research & Design Institute of YT(Holding) co., Ltd., Gejiu, Yunnan, China)

Abstract: The content of Cu, Fe, S, CaO, SiO_2, Al_2O_3, MgO, Na_2O is 0.485%, 10.84%, 0.382%, 6.06%, 49.46%, 12.50%, 2.58%, 4.07% respectively in one low-grade copper sulphide ore containing iron in Yunnan. Copper in the form of an independent mineral occurred in chalcopyrite, bornite, covelline and malachite, mainly in the form of chalcopyrite and malachite. Iron mainly in the form of an independent mineral occurred in magnetite, secondly isomorphic in the form of quartz, chlorite, amphibole, plagioclase, garnet. The ore structure is very complex and the particle size is very uneven. Based on the process mineralogy and test study of the ore, the process of "flotation-low-intensity magnetic separation" was determined. The concentrate grade of Cu, Fe is 19.95%, 61.24%, the recovery of Cu, Feis 90.72%, 50.09% through the amplifyingteststs. The process provides a good technical support to utilize the low content ore.

Keywords: Copper sulphide ore containing iron; Comprehensive recovery; Flotation; Magnetic separation

（上接 69 页）

Extraction of Phosphorus and Potassium by acid from a complex Phosphoric Mineral

Lv Li, Tang Shengwei, Luo Hongbo, Hu Xiaowei, Zhang Guoquan

(School of Chemical Engineering, Sichuan University, Chengdu, Sichuan, China)

Abstract: The process of separating P_2O_5 and K_2O by sulfuric acid leaching roasted phosphate was proposed to prepare compound fertilizers. The effect of stirring speed, H_2SO_4 concentration, particle size and reaction temperature on the leaching process was researched. The results indicate that when the concentration of sulfuric acid is 5%, the crystallinity of acid hydrolysate $CaSO_4$ was not complete; with the concentration of sulfuric acid increasing, the whiskers of $CaSO_4$ gradually grow and become thicker; when the sulfuric acid concentration is 30%, the original coarse $CaSO_4$ whiskers are broken and shortened. Meanwhile, the chemical composition of the roasted slag in different particle size is various. When the particle size is larger than 325 μm, the content of P_2O_5 is 8.39%, while that of 75 μm or less is only 2.99%. In the condition of 20% sulfuric acid concentration, 200 rpm, 60 min, 80℃ , both the leaching rate of P2O5 and K_2O can reach 90%.

Keywords: Phosphorus; Potassium; Phosphoric mineral; Calcium sulfate; Acid leaching

万方数据