

某低品位铜钨矿回收铜硫试验研究*

冯致¹, 黄静², 戈悦欣¹

(1. 昆明理工大学国土资源工程学院, 云南 昆明, 650093; 2. 贵州大学化学与化工学院, 贵州 贵阳, 550025)

摘要:某铜钨矿含铜0.197%、钨0.212%、硫6.32%。为后续选钨的顺利进行并充分利用铜硫资源, 根据矿石低铜及高硫的特点, 采用优先浮铜再活化选硫的工艺, 最后获得了铜品位20.613%、回收率84.92%的铜精矿; 硫品位42.63%、回收率87.20%的硫精矿。

关键词:铜钨矿; 优先浮选铜; 硫活化

中图分类号:TD982; TD923 **文献标识码:**B **文章编号:**1001-0076(2012)01-0033-05

Recovery of Copper and Sulfur from a Low-grade Copper-tungsten Ore

FENG Zhi¹, HUANG Jing², GE Yue-xin¹

(1. Faculty of Land Resource Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming 650093, China; 2. College of Chemistry and Chemical Engineering, Guizhou University, Guiyang 550025, China)

Abstract: There is Cu 0.197%, W 0.212% and S 6.32% in a Cu-W ore. For the full development and utilization of mineral resources, and preparing for the subsequent separation of tungsten minerals from the ore, a separation process of copper minerals and sulfur minerals was studied. According to the characteristic of lower copper and higher sulfur, using selective flotation of copper and then activation of sulfur flotation process, copper concentrate of Cu 20.613% with a recovery of 84.93% and sulfur concentrate of S 42.63% with a recovery of 87.20% were obtained respectively.

Key words: copper-tungsten ore; selective flotation of copper; sulfur activation

某矿石为高含硫低品位铜钨矿, 但目前只对钨矿物进行了选别。矿石中的硫化物严重影响了钨的选别及钨精矿的质量, 同时矿石中的铜也未能得到回收。为了综合利用该矿石及提高企业经济效益, 受企业委托, 对该低品位硫化铜钨矿矿石进行选矿试验研究, 目的是通过试验查明铜矿物的可浮性, 在尽可能回收铜、硫的同时, 降低钨在铜精矿和硫精矿中的损失, 为选厂改造及生产提供依据。此次试验研究不对钨进行选别, 只要选别铜硫的时候尽量少带走钨矿物即可。目前铜硫浮选分离是硫化铜矿浮选处理的重要技术问题, 生产实践中大都采用抑制硫矿物、浮选出铜矿物的工艺, 其中包括铜硫混合浮

选后抑硫浮铜、优先浮铜再活化选硫的工艺^[1]。

1 矿石性质

1.1 主要化学成分分析及物相分析

表1 原矿主要化学成分分析结果 %

元素	Na ₂ O	WO ₃	Al ₂ O ₃	TFe	SiO ₂
含量	0.53	0.212	6.12	21.48	39.15
元素	MgO	Cu	CaO	S	As
含量	3.09	0.197	8.57	6.32	0.0161

原矿的主要化学成分分析结果见表1, 铜物相

* 收稿日期: 2011-07-11; 修回日期: 2011-12-20

作者简介: 冯致(1984-), 男, 海南海口人, 在读硕士, 主要研究方向为选矿理论与工艺。

分析结果见表2, 钨物相分析结果见表3。

表2 原矿中铜的物相分析结果 %

项目	自由氧化铜	结合氧化铜	次生硫化铜	原生硫化铜	总铜
含量	0.004	0.006	0.009	0.178	0.197
分配率	2.03	3.05	4.57	90.36	100

表3 原矿中钨的物相分析结果 %

项目	白钨矿	黑钨矿	钨华	总钨
含量	0.205	0.005	0.002	0.212
分配率	96.9	2.2	0.88	100

1.2 矿物组成

矿石中主要金属矿物有黄铁矿、磁黄铁矿、磁铁矿、黄铜矿、方黄铜矿(少量)、白钨矿等。脉石矿物有石英、方解石、白云母、黑云母、绿泥石、白云石、绿帘石、角闪石、透辉石等。

黄铜矿单体呈他形粒状, 集合体在矿石中呈散浸染状分布。在矿石中, 部分黄铜矿常和磁黄铁矿共生, 部分充填在脉石矿物(云母)之间, 包裹脉石矿物, 黄铜矿形状受片状矿物控制, 呈叶片状, 粒度变化较大, 一般在0.02~0.15 mm之间, 小于0.02 mm占10%左右, 常被脉石包裹。

黄铁矿多呈他形~自形粒状, 集合体多呈稀疏浸染状、条带浸染状、脉状浸染状分布, 自形粒状黄铁矿呈立方体状。自形~他形粒状形成于成岩后期的热液作用, 和后期石英、方解石、磁黄铁矿、磁铁矿和白钨矿同时形成, 和白钨矿关系密切, 常和白钨矿连生或包裹、半包裹。粒度一般在0.03~0.5 mm之间, 最大可达2 mm。

磁黄铁矿多呈他形粒状, 少数呈他形~半自形粒状, 集合体常呈星散浸染状、脉状浸染状、条带浸染状分布。粒度一般在0.03~0.5 mm左右, 部分粒度较小, 可见被磁铁矿包裹, 或包裹黄铁矿。

磁铁矿呈稀疏浸染状和条带浸染状分布, 常和磁黄铁矿共生, 可见包裹磁黄铁矿, 多呈他形~半自形粒状, 粒度一般在0.06~0.25 mm左右。

白钨矿多呈半自形~他形粒状, 形成于矽卡岩成岩后期的热液作用, 常和后期的石英、黄铁矿等共生, 形成时间又相对早于石英和黄铁矿, 可见白钨矿常被石英等包裹或半包裹, 少部分白钨矿和黄铁矿连生或被黄铁矿包裹。部分粒度较大的白钨矿中可

见包裹细小的石英, 部分白钨矿被方解石沿裂隙交代。白钨矿粒度一般在0.05~0.2 mm, 部分粒度较大。

2 选矿工艺研究

原矿铜品位较低, 通过采用优先浮选和混合浮选两种方案对比, 最终决定采用优先浮选来对该矿石进行选别, 优先浮选流程见图1。

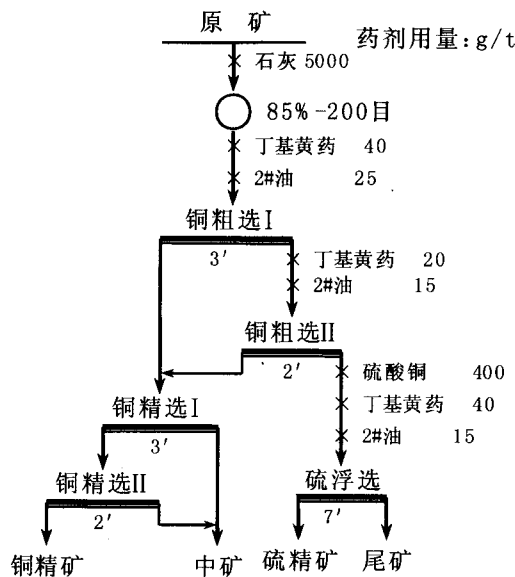


图1 优先浮选流程

2.1 磨矿细度试验

磨矿细度试验在图1流程基础上, 采用石灰5000 g/t、捕收剂丁基黄药用量80 g/t、硫酸铜400 g/t、2#油用量35 g/t, 结果见图2、3。

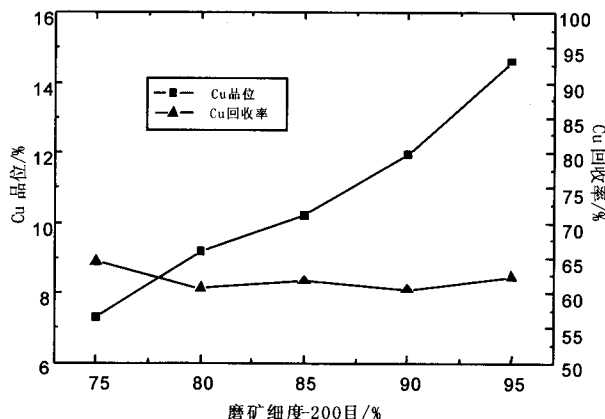


图2 不同磨矿细度下的铜精矿品位和回收率

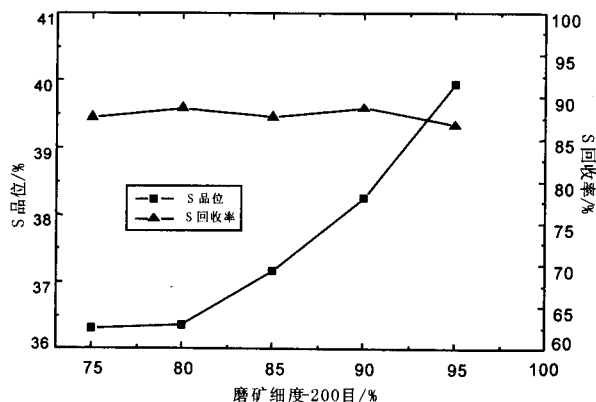


图3 不同磨矿细度下的硫精矿品位和回收率

由图2、3可知,随着磨矿细度的增加,铜和硫品位都在上升,但回收率变化不大,但由于钨嵌布粒度细,难于解离,为使钨尽可能解离,以减少连生体被浮选进入铜、硫精矿,必须加强细磨。从现场磨矿角度和经济效益考虑,磨矿细度以95% - 200目为宜。

2.2 石灰用量试验

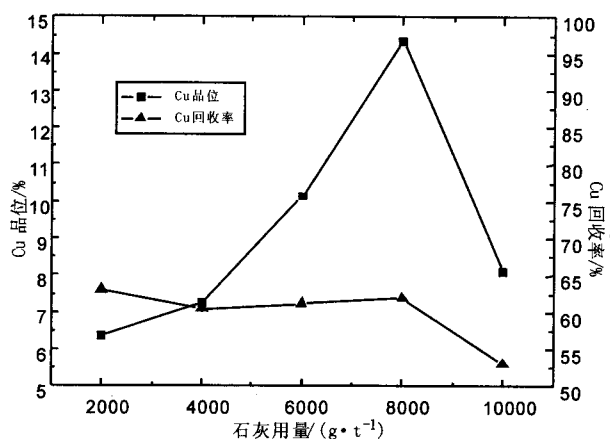


图4 不同石灰用量下的铜精矿品位和回收率

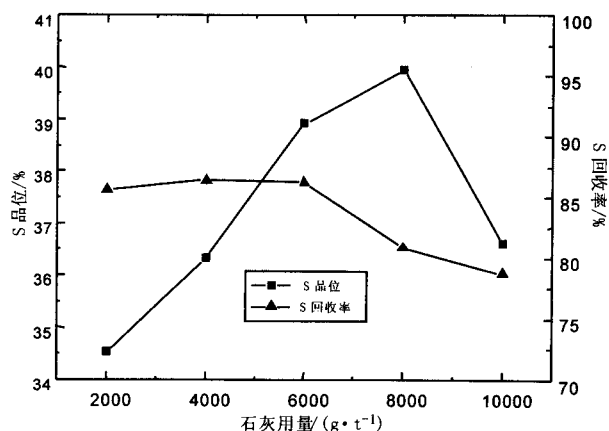


图5 不同石灰用量下的硫精矿品位和回收率

本试验直接将硫铁矿抑制剂石灰加入磨机中。在磨矿细度为95% - 200目的情况下,改变石灰用量,其它条件不变,试验流程如图1,试验结果见图4、5。

由图4、5的结果可见,铜的品位先升后降,当石灰用量为8 000 g/t时,铜和硫的品位均最高;当用量大于8 000 g/t时,铜和硫的品位及回收率均下降。故石灰用量选用8 000 g/t。

2.3 铜粗选丁基黄药用量试验

由于原矿品位较低及与黄铁矿共生的关系,为了尽可能提高铜回收率从而提高企业效益,采用捕收性能较强的丁基黄药作为捕收剂。固定条件:磨矿细度 - 200目95%,石灰8 000 g/t(直接加入磨机),硫酸铜400 g/t,2#油35 g/t,试验流程如图1,试验结果见图6、7。

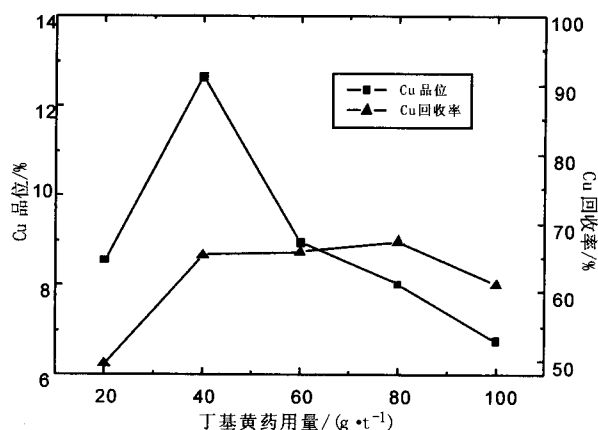


图6 不同丁基黄药用量下的铜精矿品位和回收率

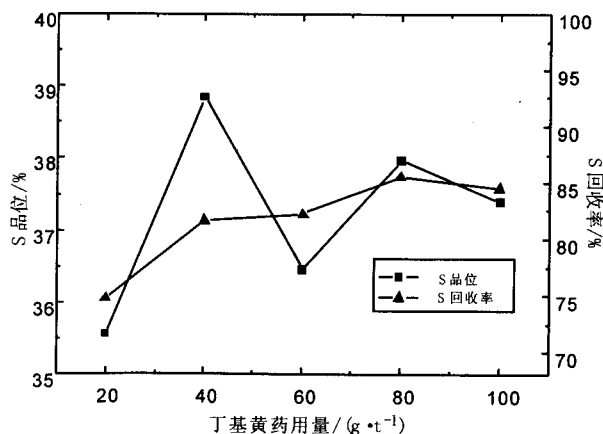


图7 不同丁基黄药用量下的硫精矿品位和回收率

由图6、7可知,铜的品位及回收率均随着捕收剂用量的增加呈先增后降的趋势,当用量为40 g/t

时,铜的品位最高。

2.4 硫酸铜用量试验

硫矿物活化剂硫酸铜用量试验流程见图 1, 试验结果见图 8、9。

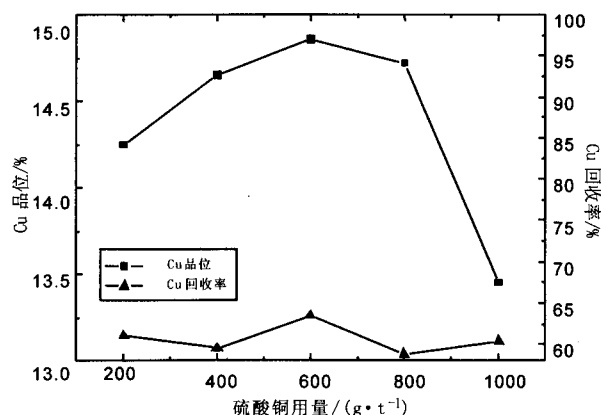


图 8 不同硫酸铜用量下的铜精矿品位和回收率

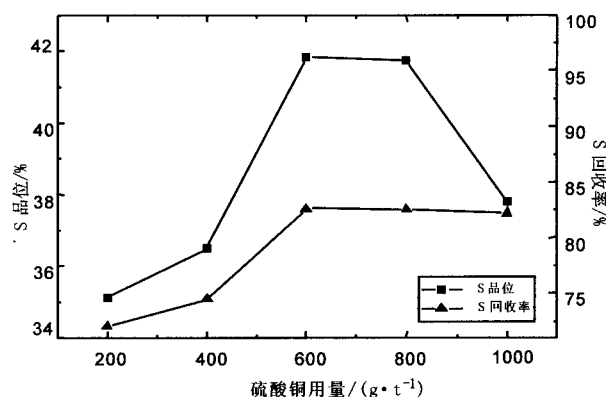


图 9 不同硫酸铜用量下的硫精矿品位和回收率

从图 8、9 可见,硫酸铜用量为 600 g/t 较合适。

2.5 选硫丁基黄药用量试验

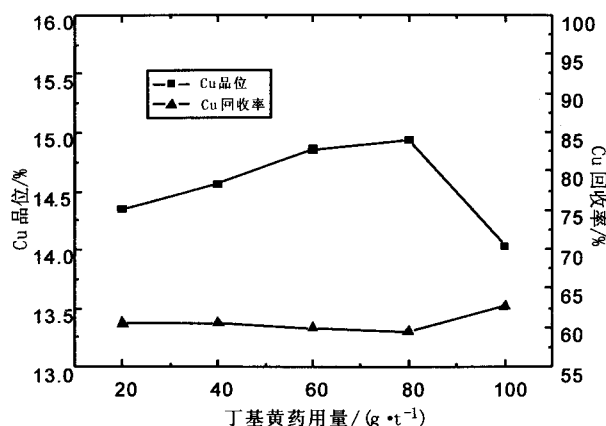


图 10 不同丁基黄药用量下的铜精矿品位和回收率

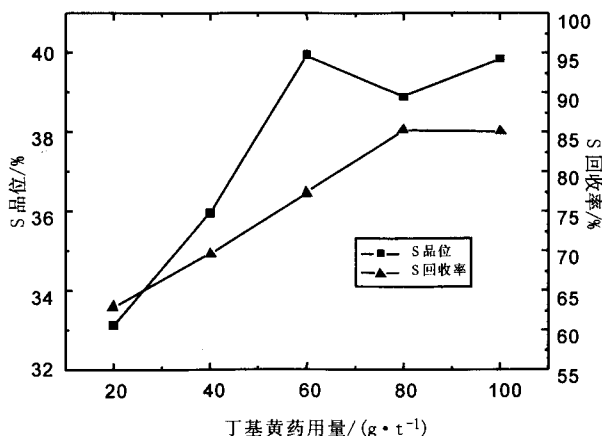


图 11 不同丁基黄药用量下的硫精矿品位和回收率

由于在选铜时对硫进行了抑制,因此为了尽可能将硫选干净,应选用捕收能力较强的捕收剂,研究中我们选用丁基黄药作为捕收剂并对其用量进行了考察。试验流程图 1,试验结果见图 10、11。

从图 10、11 可知,随着捕收剂丁基黄药用量的增加,硫的品位在增加,但当用量超过 80 g/t 时,品位开始下降,品位虽呈上升趋势但变化不大,故丁基黄药用量 80 g/t 为宜。

3 闭路试验

在条件试验、开路试验的基础上进行了闭路试验,同时也比较了混合浮选方案闭路试验。

3.1 优先浮选闭路试验

优先浮选闭路试验流程如图 12,试验结果见表 4。

由表 4 的结果可知,最终可获得铜的品位及回收率分别为 20.613% 和 84.915% 的铜精矿、硫的品位及回收率分别为 42.630% 和 87.197% 的硫精矿。同时,在分选时带走钨矿物都较少,铜精矿中钨仅占 0.23%,硫精矿中钨也仅占 2.88%,把绝大部分钨矿物都留在了尾矿中,为后续选别钨矿物做好了前提准备。

表 4 优先浮选闭路试验结果

产品名称	产率	品位			回收率		
		Cu	S	WO ₃	Cu	S	WO ₃
铜精矿	0.79	20.613	25.084	0.061	84.92	3.56	0.23
硫精矿	11.34	0.117	42.630	0.053	6.95	87.20	2.88
尾矿	87.87	0.018	0.584	0.230	8.13	9.25	96.89
原矿	100.00	0.191	5.546	0.209	100.00	100.00	100.00

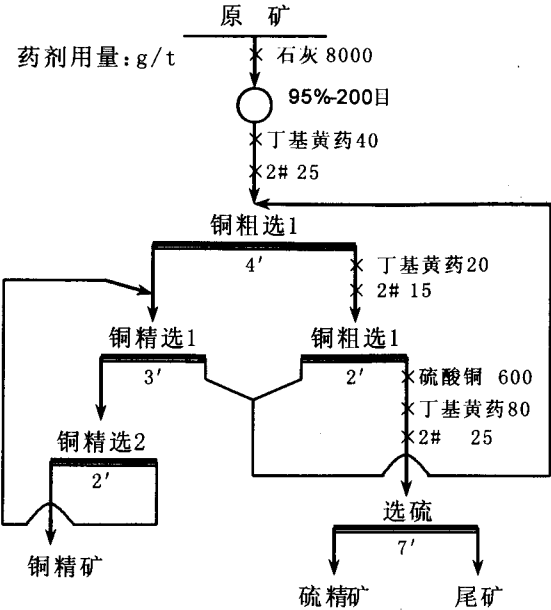


图 12 优先浮选闭路试验流程

3.2 混合浮选闭路

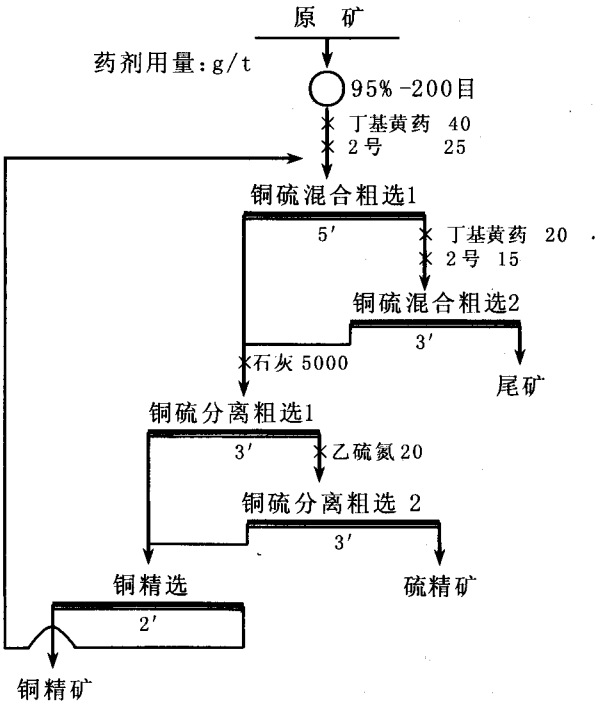


图 13 混合浮选闭路试验流程

为了找出最优工艺,我们也进行了混合浮选的闭路试验,试验流程如图 13,试验结果见表 5。

由表 5 的试验结果可见,混合浮选所得铜和硫的指标均低于优先浮选。因此,本研究推荐使用优先浮选工艺选别该矿石。

表 5 混合浮选闭路试验结果								%
产品名称	产率	品位			回收率			
		Cu	S	WO ₃	Cu	S	WO ₃	
铜精矿	0.84	16.991	26.137	0.063	74.04	3.95	0.25	
硫精矿	11.43	0.277	41.500	0.054	16.50	85.70	2.94	
尾矿	87.74	0.021	0.653	0.230	9.46	10.36	96.80	
原矿	100.00	0.192	5.534	0.208	100.00	100.00	100.00	

4 结论

(1)该矿石原矿品位较低,铜品位 0.191%,硫品位 5.54%,钨品位 0.212%。

(2)由于该矿铜的品位较低而含硫相对较高,同时黄铜矿与黄铁矿的共生嵌布关系相对复杂。因此,选别该矿要想获得理想的选矿指标,必须通过磨矿找出合理的浮选粒度来解决铜硫分离问题。

(3)采用优选浮选最终获得了铜品位及回收率分别为 20.613%、84.92% 的铜精矿;硫的品位及回收率分别为 42.630%、87.20% 的硫精矿。指标优于混合浮选再分离。因此,本研究推荐使用优选浮选工艺。

参考文献:

[1] 李崇德,孙传尧. 铜硫浮选分离的进展[J]. 国外金属矿选矿,2000(8):2-6.

[2] 陈建华,冯其明. 铜硫浮选分离技术进展[J]. 矿产保护与利用,1997(4):17-21.