

国外某低品位含金铜矿铜硫分选试验^{*}

傅飞龙

(紫金矿业集团股份有限公司, 福建 上杭 364200)

摘 要: 国外某低品位含金硫化铜矿石含铜 0.36%、金 0.08 g/t, 针对该金、铜矿物嵌布粒度细, 且主要与黄铁矿致密共生的性质特点, 采用了“全硫混浮—混合粗精矿再磨—铜硫分离”的选矿工艺流程。闭路试验获得铜精矿含铜 24.65%、含金 4.21 g/t, 铜回收率为 90.19%、金回收率为 68.24%, 以及硫精矿含硫 45.97%、硫回收率 68.96% 的良好试验指标, 实现了铜、金资源的高效回收。

关键词: 金铜矿; 混合浮选; 铜硫分离

中图分类号: TD952.1; TD953⁺.1 **文献标识码:** A **文章编号:** 1001-0076(2019)02-0033-04

DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2019.02.008

Study on Separation Copper from Sulfur of a Low-grade Sulfide Copper Ore Containing Gold in Foreign Country

FU Feilong

(Zijin Mining Group Co. Ltd., Shanghang 364200, China)

Abstract: A low-grade sulfide copper with gold contains 0.36% Cu and 0.08 g/t Au. The processing flowsheet of “all sulfide mineral mixed flotation – mixed coarse concentrate regrinding – copper and sulfur separating” was made to suit this raw ore in which the Cu – Au ore has inlaid granularity fine and is closely dense symbiosis with pyrite. Through the closed circle test, the copper concentrate with 24.65% Cu and Gold 4.21 g/t, which the copper and gold recovery is 90.19% and 68.24% respectively, the sulfur concentrate containing 45.97% S with recovery 68.96% were obtained. The copper and gold resources were effectively recovered by the process used in the test.

Key words: gold – copper ore; bulk flotation; separation of copper and sulfur

引言

铜是保障国民经济安全的重要有色金属, 由于具有导热、导电、耐磨、抗张、耐高温等优良金属性能, 广泛用于建筑、机械、轻工业、国防、航空等众多领域^[1-2]。铜金属大部分来源于硫化铜矿, 硫化铜矿石除了含有铜、硫元素外, 还常伴生有金、银等贵金属资源, 但由于贵金属在原矿中的品位较低, 往往被忽略, 造成这部分资源浪费^[3]。因此, 加强对硫化铜矿资源综合利用研究, 实现对其中伴生的有价

金属的高效回收, 意义重大。

关于硫化铜矿物的选别常采用浮选工艺, 而根据矿石中黄铁矿可浮性变化和含量差异、铜矿物构造及其与黄铁矿共生关系, 又可分为优先浮选工艺、混合浮选工艺等^[4]。国外某低品位含金铜矿, 是典型的斑岩型硫化铜矿床, 其矿石储量高达 18 亿 t。虽然原矿中金品位较低 (含量 0.08 g/t), 但经过对其嵌布特征的分析, 认为该矿石中的金资源易富集于铜精矿中, 具备回收利用价值, 并通过试验研究确定了合理的工艺流程和试验指标, 实现了金、铜资源

^{*} 收稿日期: 2019-01-06

作者简介: 傅飞龙 (1972-), 选矿工程师, 主要从事选矿工程技术开发与应用管理。

的有效回收。

1 原矿性质

对国外某低品位含金铜矿石原矿采用化学多元素分析、MLA 分析、显微镜检测和数据统计等方法,进行了详细的矿石性质研究。矿石的多元素分析如表 1 所示,金、铜物相分析结果分别见表 2、表 3。结果表明矿石中含 Cu 0.35%,是主要可回收元素,含 Au 0.08 g/t,可附带回收。矿物中主要金属硫化物为黄铁矿,铜矿物主要为黄铜矿、斑铜矿、铜蓝和蓝辉铜矿。脉石矿物成分复杂,主要为石英和硅酸盐矿物。

表 1 样品化学多元素分析结果 /%

Table 1 The result of chemical multi - element analysis

成分	Au	Ag	Cu	S	As	Pb	Zn	Mo
含量	0.08	<2.00	0.35	6.72	<0.01	<0.01	<0.01	<0.01

成分	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Na ₂ O	K ₂ O	CaO	TiO ₂	P ₂ O ₅
含量	5.12	63.42	15.03	0.11	1.13	0.087	0.16	<0.01

注: Au、Ag 单位为 g/t,下同。

表 2 金物相分析结果

Table 2 The result of gold phase analysis

相别	解离金 + 连生金	硫化物包裹金	非金属硫化物包裹金	合计
金品位/(g · t ⁻¹)	0.052	0.015	0.011	0.078
金分布率/%	66.67	19.23	14.10	100.00

表 3 铜物相分析结果 /%

Table 3 The result of copper phase analysis

相名	原生硫化铜	次生硫化铜	自由氧化铜	结合氧化铜	硫酸铜	合计
铜品位	0.32	0.04	0.002	0.001	0.005	0.368
铜分布率	86.96	10.87	0.54	0.27	1.36	100.00

由表 2 可知,金大部分为解离和连生金,其次为硫化物包裹金,还有相当部分非金属硫化物包裹金,这可能在一定程度上影响金的回收率。连生金和硫化物包裹金主要与黄铁矿有关,少量与硫化铜矿有关。通过对金矿物粒度分析,金的嵌布粒度较细,解离金及连生金中大部分粒度在 -20 + 10 μm 粒级,还有相当部分在 -10 μm 粒级,属于微细粒级金。

从表 3 可知,铜矿物主要为原生硫化铜矿,少量次生硫化铜矿,微量的铜以其他形式存在,通过对铜矿物粒度分析,铜矿物大部分呈细粒 - 微细粒分布,在 -20 + 38 μm 粒级含量达 50%, -10 + 20 μm 粒级含量达 23.43%, -10 μm 粒级含量占 10.31%,且大部分与黄铁矿致密共生,少部分呈浸染状分布

于脉石矿物中。这在一定程度上对选别造成影响。 综上可知,该矿石中金、铜矿物嵌布粒度较细,呈细粒 - 微细粒分布,且主要与黄铁矿关系密切。说明该矿石适合采用“粗粒级抛尾、细粒级分选”的选别工艺,影响矿物分选指标的主要因素为目的矿物的嵌布粒度较细。

2 工艺流程的选择

针对该矿石性质特点,原矿中含有相当部分解离和连生金,通常情况应优先考虑采用尼尔森离心机优先选金^[5],但由于该矿石中的解离和连生金大部分呈细粒 - 微细粒级分布,而尼尔森离心机对微细粒级矿物分选效果不明显,而且该矿石中原矿金品位较低。因此不考虑采用尼尔森重选回收金,而是以伴生金的形式尽可能富集在铜精矿中。

对于硫化铜矿的浮选工艺主要有优先浮选工艺和混合浮选工艺^[6-8],优先浮选工艺适用于块状及浸染状硫化铜矿,其优点是指标良好,但缺点是药剂用量大且药剂种类多,而过多的抑制剂对后续硫的选别也有一定的影响;混合浮选工艺适合粗磨后的混合浮选丢弃大量的脉石矿石,减轻后续作业负担,增大处理量,从而减少能耗及药剂消耗,适合嵌布粒度细及与黄铁矿致密共生的硫化铜矿石。而由工艺矿物学性质可知,该低品位含金硫化铜矿,金、铜矿物嵌布粒度较细,与黄铁矿共生关系密切,适合采用“粗粒级抛尾、细粒级分选”的选别工艺。因此针对该矿石采用铜硫混合浮选—混合粗精矿再磨—铜硫分离工艺流程。

3 选矿试验研究

3.1 磨矿细度试验

固定捕收剂丁基黄药用量为 80 g/t,2[#]油用量 15 g/t,磨矿细度试验流程见图 1,试验结果见图 2。

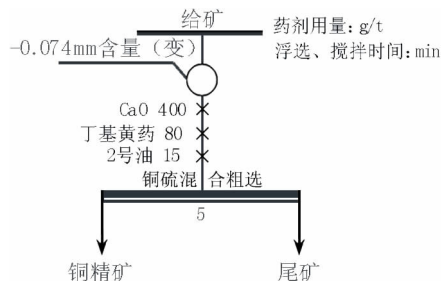


图 1 磨矿细度流程图
Fig. 1 The flowsheet of different grinding fineness

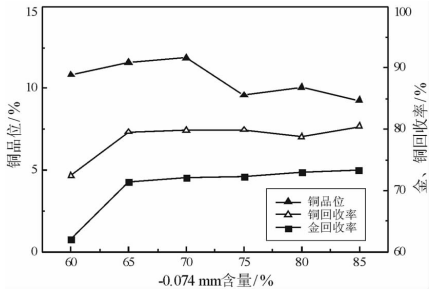


图 2 磨矿细度试验结果

Fig. 2 The result at different grinding fineness

从图 2 结果可知,随着磨矿细度的增加,铜品位基本呈先升后降趋势,铜回收率先升后降,金回收率则不断上升,当细度达到 -0.074 mm 占 65% 以后,随着 -0.074 mm 含量增加,回收率增长变缓。综合考虑,确定磨矿细度最佳点为 -0.074 mm 占 65%。

3.2 粗选石灰用量试验

本研究分别考察了石灰和碳酸钠作为调整剂对浮选指标的影响,结果显示石灰要明显优于碳酸钠,石灰除了能调节矿浆 pH、抑制黄铁矿外,还能起到增加泡沫黏度、改善矿浆环境的作用^[9-10],因此考虑加入少量石灰,在低碱下进行全硫混浮粗选试验。试验流程同图 1,其中 -0.074 mm 粒级含量占 65%,石灰用量为变量,试验结果见图 3。

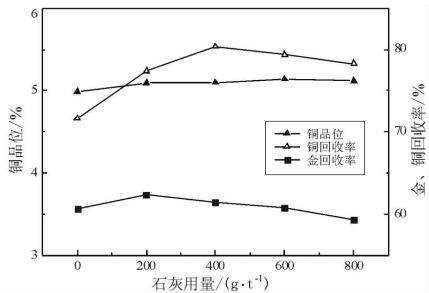


图 3 粗选石灰用量试验结果

Fig. 3 The result of lime usage of rougher flotation

从图 3 试验结果来看,添加适量的石灰对金的回收率影响较小,且能有效提高铜回收率。因此试验选用石灰作调整剂,最佳用量为 400 g/t,此时矿浆 pH 在 8 左右。

3.3 粗选捕收剂用量试验

由于丁基黄药良好的捕收性能,全硫混合浮选常使用丁基黄药作为捕收剂,固定磨矿细度为 -0.074 mm 含量占 65%,石灰用量 400 g/t,2#油用量 15 g/t,考察丁基黄药用量对粗精矿产品指标的

影响,试验流程同图 1,试验结果见图 4。

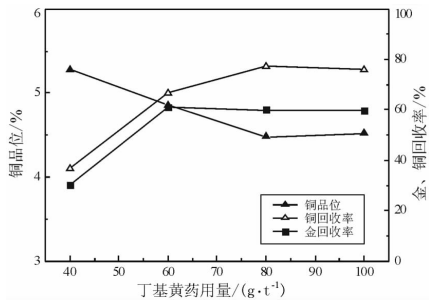


图 4 浮选粗选捕收剂用量试验结果

Fig. 4 The result of collector usage of rougher flotation

图 4 结果表明,随着捕收剂用量的增加,铜精矿铜品位呈下降趋势,变化幅度不大,金、铜回收率上升明显,综合考虑,确定丁基黄药最佳用量为 80 g/t。

3.4 铜硫分离再磨细度试验

粗精矿再磨可进一步提高金、铜矿物单体解离度,同时再磨可以对黄铁矿起脱药作用,有利于实现铜硫有效分离。考虑铜硫分离捕收剂对选择性的较高要求,采用 Z-200 作为捕收剂,用量为 7 g/t,石灰作为 pH 调整剂,用量为 600 g/t。试验流程图见图 5,试验结果见图 6。

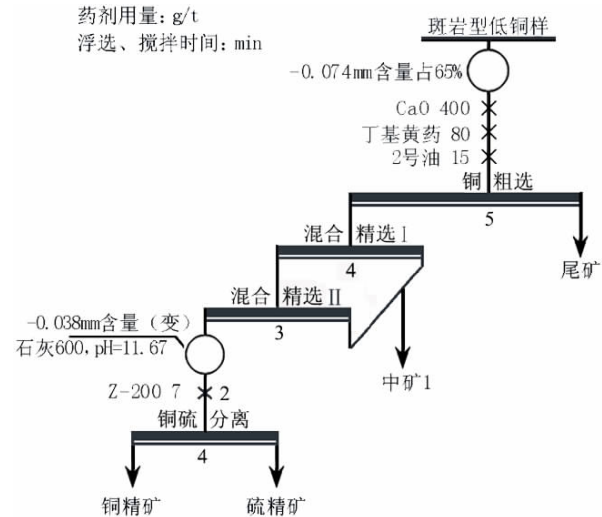


图 5 再磨细度试验流程图

Fig. 5 The flowsheet of different regrinding fineness

由图 6 可知,随着再磨细度的 (-0.038 mm 占 51% ~ 93%) 增加,精矿铜品位不断上升,回收率波动较大,在 -0.038 mm 占 88% 时效果最好,金回收率基本保持平稳,综合比较选择再磨细度为 -0.038 mm 含量占 88%。

