

# 某微细嵌布铜矿的选矿试验研究

卫亚儒, 李继壁, 刘利军  
(西北有色地质勘查局, 陕西 西安 710054)

摘要: 针对陕西某微细粒嵌布铜矿的矿石性质, 进行了磨矿细度、捕收剂、调整剂、浮选精矿再磨等研究。结果表明: 采用磨矿-优先选铜-铜粗精矿再磨-铜精选-铜扫选尾矿选硫工艺, 可获得铜精矿品位 Cu16.94%, 铜回收率 80.89%; 硫精矿品位 S 36.77%, 硫回收率 78.85% 的选别指标。

关键词: 铜矿; 微细嵌布; 浮选; 再磨

中图分类号: TD952 文献标识码: A 文章编号: 1000-6532(2011)05-0031-03

## 1 矿石性质

工艺矿物学研究表明, 该矿床矿石呈细粒~细脉浸染状结构, 块状~片状构造, 及少量块状矿石。矿石中脉石矿物为石英、长石、绿泥石、绿帘石; 金属矿物主要为黄铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿, 其中磁黄铁矿占金属矿物总量的 70.4%; 全矿床平均铜品位 0.86%, 黄铜矿占金属矿物总量的 13.6%, 其他金属矿物之和占金属矿物总量的 17.2%。

矿石中金属矿物的赋存方式比较复杂, 黄铜矿一部分呈磁黄铁矿的包裹体形式存在, 一部分呈独立的集合体。黄铜矿粒度分布集中值多数在粒径小于 0.04mm 和粒径大于 0.1mm 两个区间, 粒径小于 0.04mm 者, 多嵌布于磁黄铁矿之中一般在磁黄铁矿中成定向分布含量占金属矿物总量的 6.6%。粒径大于 0.1mm 的黄铜矿, 多以交代形式出现, 含量占金属矿物总量的 5.4%。其化学成分分析见表 1, 铜物相分析结果见表 2。

表 1 矿石的化学分析/%

Cu	Pb	Zn	S	TFe	SiO <sub>2</sub>	MgO	CaO	Co
0.80	0.017	0.076	12.22	26.90	35.92	3.61	1.78	0.016
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	TiO <sub>2</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	P	As	Au*	Ag*	F
8.44	0.36	0.014	0.54	0.026	0.0022	0.30	12.30	0.021

\* 单位为 g/t。

表 2 原矿铜矿物物相分析结果

铜物相	原生硫化铜	次生硫化铜	游离氧化铜	结合氧化铜	合计
含量/%	0.74	<0.005	0.023	0.03	0.798
占有率/%	92.73	0.63	2.88	3.76	100.00

从表 1、表 2 可以看出, 原矿铜含量为 0.80%, 全铁 26.90%, 硫 12.22%, 铁、硫含量较高; 原生硫化铜含量 0.74%, 占有率为 92% 以上, 原矿氧化率较低。

## 2 试验研究

### 2.1 磨矿细度试验

试验条件: 石灰 1000g/t, 丁基黄药 100g/t, 2<sup>#</sup>油 40g/t, 进行磨矿细度试验, 工艺流程见图 1, 试验结果见图 2。

从图 2 可以看出, 随着磨矿细度的增加, 粗精矿品位下降, 当磨矿细度为 -200 目 80%, 粗精矿品位为 2.5%, 回收率为 88.89%。综合考虑选别指标与选矿成本, 选取磨矿细度 -200 目 80% 为宜。

### 2.2 捕收剂种类选择试验

在磨矿细度 -200 目 80%、石灰 1000g/t、2<sup>#</sup>油 40g/t 的条件下, 捕收剂采用了四种方案分别进行试验: (1) 丁基黄药 100g/t + 2<sup>#</sup>油 40g/t; (2) 丁胺黑药 80g/t + 2<sup>#</sup>油 20g/t; (3) Z-20040g/t + 2<sup>#</sup>油 20g/t;

收稿日期: 2011-04-08

作者简介: 卫亚儒(1974-), 男, 工程师, 主要从事选矿技术与管理工。

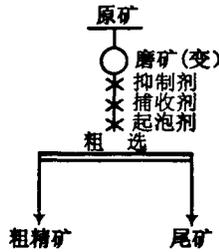


图1 磨矿细度试验流程

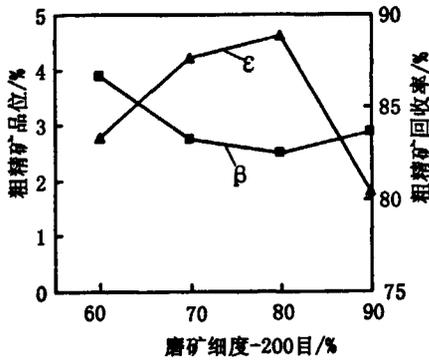


图2 磨矿细度试验结果

(4) XKA40g/t + 2#油 20g/t。获得的试验结果依次为: Cu 回收率 92.5%、90.12%、87.50%、83.13%; Cu 品位 2.50%、2.38%、3.12%、3.43%。从粗精矿的品位、回收率和药剂用量综合指标考虑,采用捕收剂 Z-200 较为适宜。

### 2.3 石灰用量试验

按图3进行粗选石灰 2000g/t、2500g/t、3000g/t、4000g/t 的用量试验。结果表明,石灰最佳用量为 3000g/t,此时粗精矿中 Cu 品位为 3.72%,回收率为 86.08%。

### 2.4 硅酸钠用量试验

固定粗选石灰用量 3000g/t,扫选用硅酸钠 500g/t,对粗选硅酸钠用量进行试验,试验流程见图3,结果见图4。从结果可以看出,随着硅酸钠用量增加,精矿品位和回收率在增加,在硅酸钠用量为 1500g/t 时,品位和回收率同时达到最大值。因此,粗选硅酸钠最佳用量为 1500g/t。

### 2.5 粗精矿再磨与不再磨试验对比

该矿中黄铜矿呈微细嵌布于磁黄铁矿。因此,考虑粗精矿再磨有助于提高回收率,试验进行了不再磨与再磨(再磨细度采用 -400 目 91.67%)的对比试验,试验流程见图5。

试验结果表明,粗精矿未磨和再磨作业的铜精

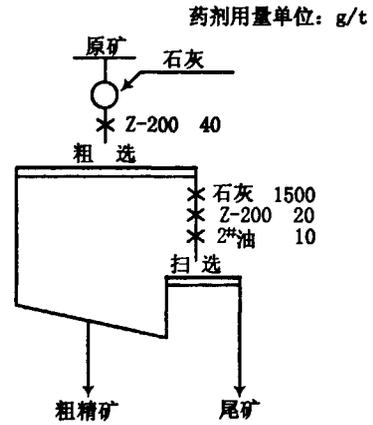


图3 石灰用量流程

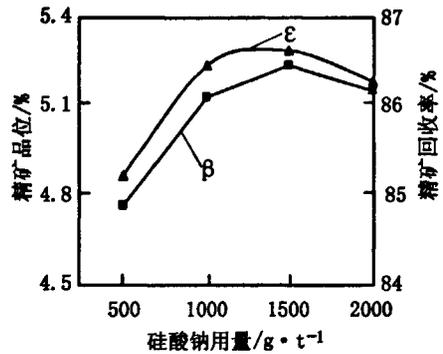


图4 硅酸钠用量试验结果

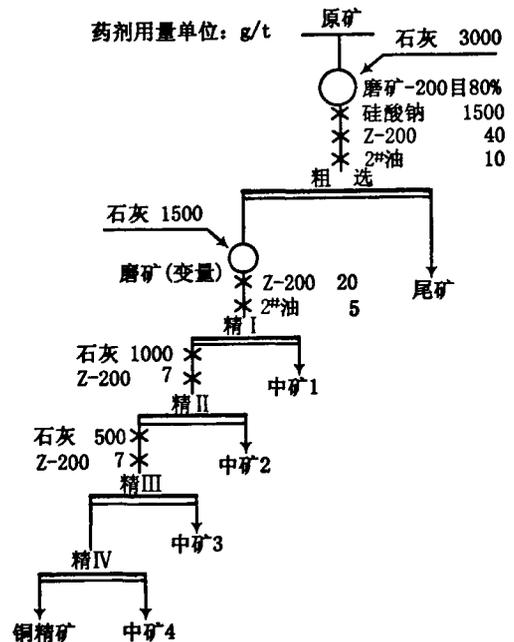


图5 磨矿对比试验流程

矿品位和回收率分别是 21.59%、38.81% 和 20.09%、43.37%。从结果可以看出粗选精矿再磨能大幅度提高回收率。

2.6 全流程试验

对选铜尾矿综合回收了硫精矿,其流程见图6。

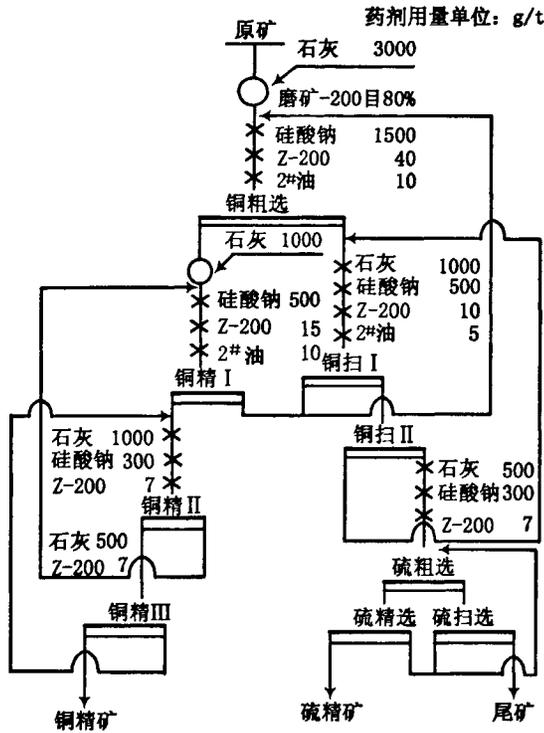


图6 全流程工艺流程

在各种条件试验基础上进行了全流程闭路试验,试验结果为铜精矿品位及回收率分别为 16.93%、80.89%;硫精矿品位为 36.77%、回收率为 78.85%。

3 结 论

1. 该矿石为微细粒嵌布的硫化铜矿,黄铜矿作为主要矿石矿物,细粒部分和磁黄铁矿的分离难度比较大,与磁黄铁矿容易形成连生体。因此,单体分离难度将是选矿作业品位和回收率的决定因素。

2. 通过条件试验和粗精矿再磨及硫综合利用工艺研究,能获得铜精矿品位 16.96%,回收率 80.89%;硫精矿品位 36.77%,回收率 78.85%,资源综合利用和回收程度较高。

3. 采用较好的磨矿方式及分选设备,实现黄铜矿与磁黄铁矿的单体分离和分选将有助于再次提高铜精矿品位及回收率。

参考文献:

[1]王淀佐. 浮选机作用原理及应用[J]. 北京:冶金工业出版社,1982.  
 [2]景世妍. 铜锌矿选矿试验研究与生产实践[J].甘肃冶金, 2003,25(12):34-37.  
 [3]郑利强,胡秀梅. 某铜锌矿选矿厂混合精矿脱药试验研究[J].有色金属,2006,(2):9-11.  
 [4]刘利军,李继璧,卫亚儒. 某铜锌硫化矿分离工艺研究[C]. 中国矿业科技大会,2010,(9):429-430.

Experimental Research on Mineral Processing for a Fine Dissemination Copper Ore

WEI Ya-ru, LI Ji-bi, LIU Li-jun

(Northwest Nonferrous Geological Exploration Bureau, Xi'an, Shanxi, China)

**Abstract:** Directed at the ore properties of a fine dissemination copper ore in Shanxi, such factors as grinding fineness, collector, modifier and concentrate regrinding were studied. The results show when the technology of grinding—selective copper flotation—copper concentrate regrinding—copper cleaning separation—sulphur flotation from copper tailings was adopted, a copper concentrate of 16.94% Cu with the recovery of 80.89% and a sulphur concentrate of 36.77% S with the recovery of 78.85% were obtained.

**Key words:** Copper ore; Fine dissemination; Flotation; Regrinding