

坝头西矿段钼矿选矿试验研究

刘敏

(福建天宝矿业集团股份有限公司矿冶科技研究院, 福建 福州 350003)

摘要: 坝头西矿段钼矿采用一次粗选、三次扫选、一精再磨精选四次的浮选工艺流程, 取得了浮选闭路试验指标为: 钼精矿产率 0.504%, 钼品位 46.37%, 回收率 92.89%。尾矿综合利用浮选回收硫, 硫精矿产率 1.607%, 硫品位 46.13%, 回收率 84.32%。

关键词: 钼; 硫; 浮选

中图分类号: TD954 文献标识码: A 文章编号: 1000-6532(2009)01-0010-04

1 矿石性质

矿区岩性主要有似斑状中细粒黑云母二长花岗岩、闪长岩、长石斑岩、花岗斑岩。围岩蚀变主要有石英脉(带)、绢云母化、黄铁矿化、绿泥石化、钾化、绢英岩化, 次要蚀变有绿帘石化、碳酸盐化等。钼矿化多产于黄铁石英脉和绢云母化中, 少量产于云英岩中。

矿石为单硫化矿石。根据矿石结构、构造分为石英(大)脉型、石英细脉型、裂隙型和角砾岩型, 以石英细脉型、裂隙型矿石为主。矿石中金属矿物主要有辉钼矿、黄铁矿、磁铁矿、镜铁矿, 脉石矿物主要有石英、钾长石、斜长石、绢云母、黑云母、绿泥石等。

辉钼矿: 亮灰色、叶片状、鳞片状、半自形-他形状, 呈脉状、细脉状, 或呈星散浸染状分布于石英脉、二长花岗岩裂隙、闪长岩裂隙及花岗斑岩裂隙中, 粒

3. 铜铅锌银混合浮选的尾矿, 含硫 7.87%, 含银 9.3g/t。为了综合回收其中的硫, 采用硫酸作为黄铁矿的活化剂, 调整粗选 pH = 5~6, 经一次粗选

一次精选可以得到含硫 40% 以上的硫精矿, 可作为当地生产硫酸的原料。

Experimental Research on Increasing Recovery of Products from a Silver Polymetallic Ore

DAI Xin-yu¹, YU Ke-xu²

(1. Institute of Multipurpose Utilization of Mineral Resources, CAGS, Chengdu, Sichuan, China;

2. Design Institute of Mining, Anshan Iron and Steel Group, Anshan, Liaoning, China)

Abstract: The silver polymetallic ore is a intergrown and refractory copper-lead-zinc-silver complex ore. In the past several years, in some production enterprises the technological flowsheet of selective flotation of copper-lead-zinc was successively adopted, but the designed production indexes cannot achieved long-term. Thus, on the basis of detailed experimental research of the ore properties and the flotation technological flowsheet and reagent scheme, a combined technological flowsheet of bulk flotation of copper-lead-zinc and metallurgy was be selected. The bulk concentrate with lower content of impurities and higher recovery of copper-lead-zinc-silver is be obtained under the condition of grinding fineness is 91.20% - 0.074mm. At the same time, the sulfur can be effectively recovered as well.

Key words: Copper-lead-zinc-silver polymetallic ore; Bulk flotation; Fine grinding

收稿日期: 2008-08-13; 改回日期: 2008-08-22

作者简介: 刘敏(1963-), 女, 副研究员, 博士研究生, 主要从事工艺矿物学及选矿技术研究工作。

表1 原矿化学多项分析结果/%

Mo	Cu	Pb	Zn	TFe	As	S	SiO ₂	CaO	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	Al ₂ O ₃
0.245	0.008	0.037	0.012	2.06	<0.002	1.10	80.87	1.65	0.77	4.37	1.45	7.28

度 0.02 ~ 0.05 mm。

原矿铅品位为 0.245%，原矿化学多项分析结果见表 1。

2 选矿试验

对原矿进行了探索性浮选试验，确定了本次试验的浮选流程基本原则为先浮铅，后浮硫。

2.1 磨矿细度试验

对不同的磨矿细度进行了粗选试验，当磨矿细度为 -0.074 mm 50%、54.74%、60%、65.85% 时，粗选铅回收率均达到 90% 以上。其中，铅回收率最低值为 90.22%（-0.074 mm 50%），铅回收率最高值为 91.60%（-0.074 mm 60%），在磨矿细度相差 10% 的情况下，铅回收率最低值与最高值之间相差仅为 1.38%。说明该矿石粗磨粗选，即有望达到一个比较好的回收率指标。

为了进一步探明不同磨矿细度对于精选作业中精矿品位的影响，进行了不同磨矿细度的精选试验。结果表明，即使是粗选磨矿细度达到 -0.074 mm 70%，经过 6 次精选，精矿的铅品位仍然不能达到 40%。所以，该矿石的铅精矿要达到一个良好的品级，需要进行二段磨矿。

本次试验，选定粗选磨矿细度为 -0.074 mm 60%。

2.2 药剂用量试验

2.2.1 氧化钙用量试验

选用氧化钙作为黄铁矿的抑制剂及矿浆 pH 调整剂，氧化钙用量条件试验结果显示，氧化钙用量为 750 g/t 时，pH = 8.5，粗精矿铅回收率为 91.90%，回收率指标最佳。因此，选定粗选氧化钙用量为 750 g/t。

2.2.2 水玻璃用量试验

粗选水玻璃用量条件试验结果表明，水玻璃用量为 1000 g/t 时，粗精矿铅品位为 7.52%，回收率为 91.63%，粗精矿铅品位及回收率指标最佳，故选定粗选水玻璃用量为 1000 g/t。

2.2.3 煤油用量试验

粗选煤油用量条件试验结果显示，煤油用量为

200 g/t 时，粗精矿铅回收率为 91.08%，回收率指标最佳。因此，选定粗选煤油用量为 200 g/t。

2.2.4 2 号油用量试验

粗选 2 号油用量条件试验结果表明，2 号油用量为 100 g/t 时，粗精矿回收率指标为 91.08%，相比最佳。故选定粗选 2 号油用量为 100 g/t。

2.3 扫选次数试验

对粗选尾矿分别进行了 2 次扫选及 3 次扫选试验。对比两项试验的尾矿指标，铅品位相同，铅回收率数值差别不大，因此，扫选 3 次，已能基本实现对尾矿铅再次回收的指标要求。

2.4 二段再磨试验

为了确定二段再磨点的位置，进行了粗精矿再磨，一精再磨及二精再磨试验。

试验结果显示，粗精矿直接再磨，经过 4 段精选，铅精矿品位为 42.75%，回收率为 67.71%；一段精选精矿再磨，再经过 3 次精选，精矿铅品位为 45.81%，回收率为 77.69%；二段精选精矿再磨，再经过 2 次精选，精矿铅品位为 47.17%，铅回收率为 68.74%。由此可见，粗精矿直接再磨，其选别效果远不如经过一段精选后再磨，粗精矿中夹带的脉石部分，在经过一段精选后予以大量剔除，此时再磨，有效地防止了脉石再磨带来的泥化现象，提高了精选效率。因此，确定二段再磨点为一段精选精矿再磨。

经测定，一精原始细度为 -0.0385 mm 占 71.18%。一精再磨后，磨矿细度为 -0.0385 mm 占 80.92% 比较适宜。

2.5 精选次数试验

对二段再磨精矿进行了精选次数试验，结果显示，精选 2 次，精矿铅品位 44.88%，精选 3 次，精矿铅品位 45.81%，精选 4 次，精矿铅品位可达到 50.76%。为了确保能获得铅品位大于 45% 的铅精矿，本次试验确定二段再磨再选的精选次数为 4 次。

2.6 开路试验

确定了各因素基本条件后，进行了开路试验。结果表明，获得的精矿铅品位为 47.50%，铅回收率为 75.89%，尾矿铅品位为 0.012%，铅损失 4.76%。

2.7 闭路试验

在开路试验的基础上进行了闭路试验,其工艺流程如图 1 所示,试验结果见表 2。闭路试验中,相对于开路条件试验,对捕收剂煤油及起泡剂 2 号油的用量进行了酌情减量,以避免循环系统中泡沫量

过大而对选矿指标造成不利影响。

从表 2 可知,最终获得的精矿铝品位为 46.37%,钨回收率为 92.89%,尾矿铝品位为 0.018%,钨损失 7.11%。

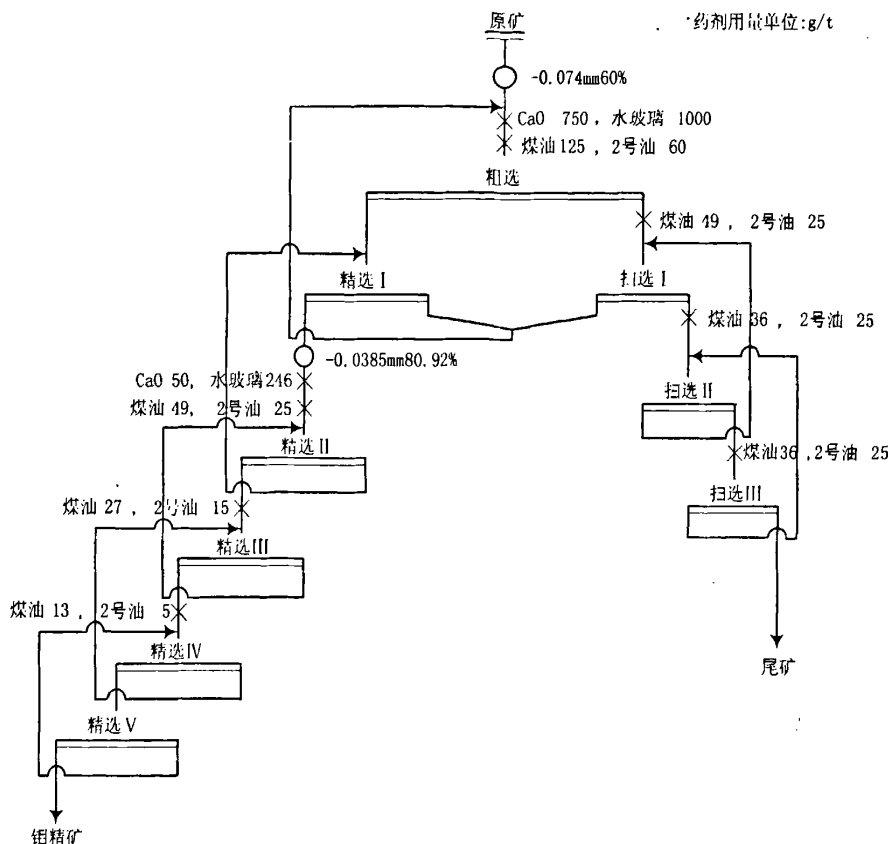


图 1 闭路试验流程

表 2 闭路试验结果

产 品	产率/%	钨品位/%	回收率/%
钨精矿	0.504	46.37	92.89
尾 矿	99.496	0.018	7.11
原 矿	100.00	0.2516	100.00

表 3 尾矿选硫闭路试验结果

产 品	产率/%	硫品位/%	回收率/%
硫精矿	1.607	46.13	84.32
尾 矿	98.393	0.14	15.68
给矿(选钨尾矿)	100.00	0.8791	100.00

2.8 尾矿选硫闭路试验

对闭路尾矿进行了化学多项分析及粒度筛析,其结果显示,尾矿中有价元素硫可以进行综合利用。因此,在尾矿选硫探索性试验的基础上,进行了选硫闭路试验。闭路试验流程如图 2 所示,试验结果见表 3。从表 3 可知,最终获得的硫精矿产率为

1.607%,硫品位 46.13%,硫回收率 84.32%。

2.9 最终尾矿沉降试验

对最终尾矿进行了零用药与添加氧化钙作为沉淀剂的沉降对比试验。结果表明,本试验样最终尾矿在添加氧化钙的促进下,矿浆 pH 值控制在小于 8.5 时,沉淀效果良好。

云南某氧化铜矿浮选试验研究

王仁东, 方泽明, 李振典, 郑毅
(云南国土资源职业学院, 云南 昆明 650126)

摘要: 某氧化铜矿实验室小型试验研究表明: 采用新型药剂 Pr2000 作为浮选氧化铜的捕收剂, 精矿中铜的回收率为 75.54%, 铜品位为 13.98%, 含银 916g/t, 银回收率为 71.93%, 该指标比较理想。

关键词: 氧化铜; 新型捕收剂; 浮选

中图分类号: TD952 文献标识码: A 文章编号: 1000-6532(2009)01-0013-04

1 前言

随着国防工业、电子和电气工业以及新技术的

发展, 铜的需求量日益增加, 铜的产量虽在不断增长, 但仍不能满足需要。目前, 铜资源已面临短缺, 硫化矿和含铜富矿日益减少, 在国外许多铜矿的开

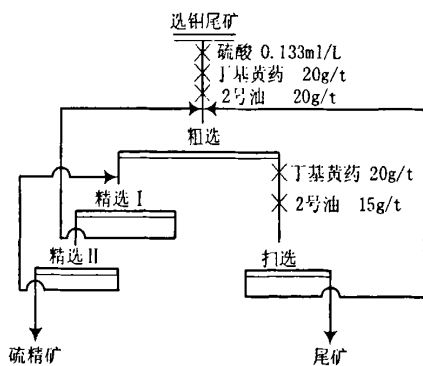


图2 尾矿选硫闭路试验流程

3 结语

1. 采用一粗三扫、一精再磨、再磨精矿精选 4 次的浮选工艺流程, 可获得产率为 0.504%、钼品位为 46.37%、钼回收率为 92.89% 的钼精矿。

2. 选钼尾矿中的硫经一粗一扫二精浮选工艺进行综合回收, 其指标为: 硫精矿产率 1.607%, 硫品位 46.13%, 回收率 84.32%。

3. 通过添加氧化钙调整尾矿浆 pH 值 ≤ 8.5 , 可以良好地促进微粒悬浮物絮凝沉淀, 从而达到环保的排放要求。

Experimental Study on Mineral Processing Technologies for Separation of Molybdenum Ore from West Section of Ore body of Batou Mine

LIU Min

(The Research Institute of Mining and Metallurgy, Tianbao Mining(Group) Company, Fuzhou, Fujian, China)

Abstract: In order to separate molybdenum ore from west section of ore body of Batou Mine, The technological flow-sheet of one-stage rougher flotation, three-stage scavenger flotation and regrinding and cleaning of concentrate was adopted. The separation indices obtained in closed circuit flotation testing are as follows: the yield of molybdenum concentrate is 0.504%, the grade of molybdenum is 46.37%, the recovery of molybdenum is 92.89%. Recovery of sulphur from tailings by flotation was realized. The yield of sulphur concentrate is 1.607%, the grade of sulphur is 46.13%, the recovery of sulphur is 84.32%.

Key words: Molybdenum; Sulphur; Flotation

收稿日期: 2008-08-01; 改回日期: 2008-08-21

作者简介: 王仁东(1980-), 男, 工程师, 长期从事选冶工艺试验研究工作。