

内蒙古某含铜铅精矿抑铅浮铜试验

黄雄^{1,2}

(1. 紫金矿业集团股份有限公司, 福建 上杭 364200; 2. 低品位难处理黄金资源综合利用国家重点实验室, 福建 厦门 361101)

摘要: 内蒙古某含铜铅精矿 -45 μm 99%, 黄铜矿单体解离度达 88%。铅、铜品位分别为 40.88% 和 3.01%, 未达到铅精矿四级品标准。用新药剂 ZJ-211 为方铅矿的抑制剂, 采用一粗三精两扫流程, 闭路试验获得铜品位为 24.01%、铜作业回收率为 89.52% 的铜精矿, 铅品位为 45.24%、铅作业回收率为 98.25% 的铅精矿, 铅精矿达到四级品标准。

关键词: 铅精矿; 铜精矿; 抑制剂 ZJ-211; 闭路试验

doi: 10.3969/j.issn.1000-6532.2020.04.019

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2020) 04-0116-05

我国单一的铅矿很少, 通常铅锌矿床密切共生。矿床伴生少量铜, 这部分铜通常富集在铅精矿中, 影响铅精矿的品质^[1]。铅精矿中铜是有害杂质, 冶炼除铜的成本较高。若能浮选分离出铅精矿中的黄铜矿, 可大大降低综合回收成本。

传统方法采用重铬酸钠抑铅浮铜, 存在环境污染^[2]。常见的无铬工艺有水玻璃法、羧甲基纤维素法、水玻璃合剂法(羧甲基纤维素-水玻璃)、腐殖酸铵(钠)法、亚硫酸-淀粉法、加温法、亚硫酸-硫化钠法等及其相互组合^[3-6], 无铬的工艺药剂种类多, 用量大, 操作管理复杂, 分离效果有限。

为了提高铅精矿品位, 同时综合回收铅精矿中的高价值的黄铜矿, 试验采用新药剂 ZJ-211 作方

铅矿的抑制剂, 经一次粗选、两次扫选、三次精选, 从铅精矿中分选出合格铜精矿, 提高铅精矿品位。药剂成本低, 产品价值提高, 铅精矿冶炼回收铅、铜成本低。ZJ-211 为淡黄色液体且不含铬的方铅矿选择性抑制剂。

1 试 样

试验用矿样为生产现场铅精矿浓密池底流矿浆, 含铅 41.38%, 含铜 2.98%, 该含铜铅精矿为常规组合抑制剂难分选的铜铅混合精矿, 矿样 -45 μm 99%, 黄铜矿单体解离度达 88%, 铅精矿品位偏低, 可综合回收的黄铜矿价值大, 同时提高铅精矿计价系数。含铜铅精矿主要化学成分分析结果见表 1, 主要矿物组成见表 2。

表 1 试样多元素分析 / %
Table 1 Multi-element analysis of samples

Pb	Zn	Cu	S	Fe	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	Ag [*]
41.38	6.23	2.98	25.68	14.48	1.07	4.36	1.03	1.67	842.7

* 单位为 g/t。

收稿日期: 2019-06-12; 改回日期: 2019-07-26

作者简介: 黄雄 (1988-), 男, 选矿工程师, 主要从事有色金属矿物选矿研究与应用工作。

表2 试样主要矿物组成
Table 2 Main mineral composition of samples

矿物	方铅矿	(铁)闪锌矿	黄铜矿	石英	绢云母	白云石	黄铁矿	菱铁矿	磁黄铁矿	其他
含量/%	47.68	10.41	8.62	3.52	2.42	1.36	18.60	0.42	3.3	3.67

由表1、2可知，含铜铅精矿铅品位为41.38%，铜品位2.98%，锌品位6.23%，银品位842.7g/t。试样中的主要矿物为方铅矿，含量达47.68%，其次为黄铁矿、(铁)闪锌矿、黄铜矿等，含量分别为18.6%、10.41%、8.62%。

2 结果与讨论

试样中铅品位未达到四级品铅精矿的品位要求，而黄铜矿含量达8.62%，杂质铜含量亦超出四级品铅精矿的杂质铜品位要求。从选冶综合成本上比较，含铜铅精矿中提取出合格铜精矿并且提高铅精矿品级，可产生较大的经济价值。

由于铅精矿中残留大量药剂，需进行一定方式的预处理，采用新药剂ZJ-211作方铅矿的抑制剂，可从含铜铅精矿中有效分离出合格铜精矿。试验流程见图1。

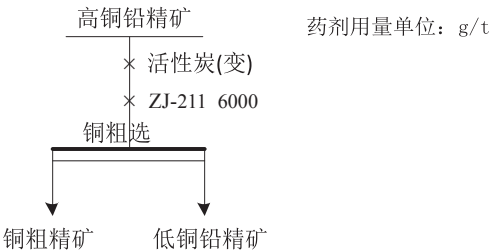


图1 活性炭用量条件试验流程

Fig. 1 Flowsheet of activated carbon dosage condition test

2.1 活性炭用量条件试验

活性炭疏松多孔，对药剂的吸附能力强，可吸附矿浆中残留的药剂，起到一定的脱药效果。采用活性炭脱药，ZJ-211作方铅矿的抑制剂，试验结果见图2。

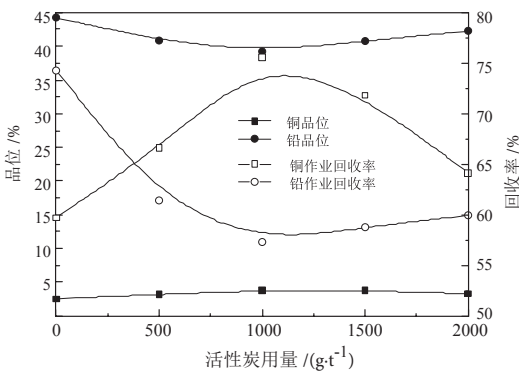


图2 活性炭用量试验铜粗精矿指标

Fig. 2 Copper rough concentrate index of activated carbon dosage test

从图2可知，铜粗精矿铜品位随活性炭用量增加而变化不大，铜作业回收率先升后降；铅品位先降后升，铅作业回收率先快降后慢升。在活性炭用量为1000 g/t时，铜粗精矿品位和作业回收率指标高，选择活性炭用量为1000 g/t。

2.2 pH值试验

矿浆pH值是矿物浮选的重要因素之一，pH值既能影响黄铜矿和方铅矿表面的电性，又能影响离子型浮选药剂的解离，矿浆pH值对黄铜矿和方铅矿的分离起到关键作用。用硫酸和氢氧化钠调节矿浆的酸碱度。活性炭用量固定1000 g/t，抑制剂ZJ211用量6000 g/t，试验结果见图3。

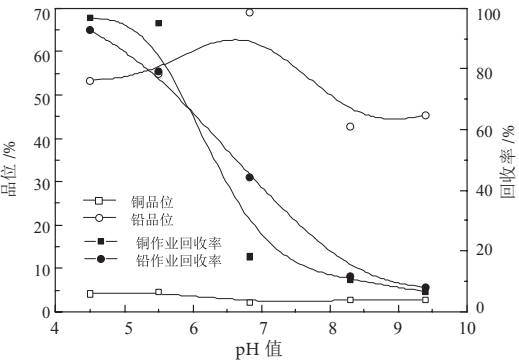


图3 pH值试验铜粗精矿指标

Fig. 3 Copper rough concentrate index of pH value condition test

由图 3 可知：在碱性条件下，铜粗精矿铜作业回收率和铅作业回收率均低；中性条件下，铜粗精矿的铅品位富集，铜作业回收率和铅作业回收率较低；酸性条件下，铜作业回收率高，铅作业回收率亦高，但 pH 值为 5.5 时，铜粗精矿铜品位富集，铜作业回收率高，铅作业回收率相对低。后续试验选择矿浆 pH 值为 5.5。

2.3 加硫酸后静置时间试验

首先，活性炭脱药需要一定时间；其次，调节矿浆 pH 值有助于脱药过程。故而增加脱药时间有利于铜铅分选。固定活性炭用量 1000 g/t，硫酸调 pH 值 5.5，静置时间变化，静置完后添加抑制剂 ZJ-211，固定用量 6000 g/t，试验结果见图 4。

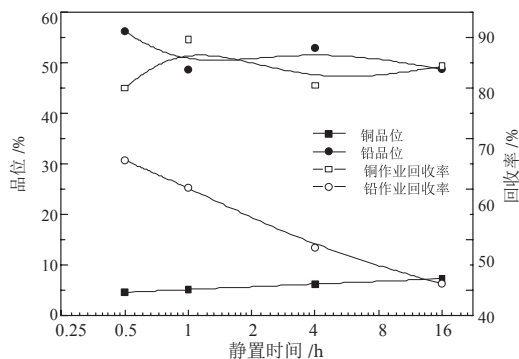


图 4 静置时间试验铜粗精矿指标

Fig. 4 Copper rough concentrate index of rest time test

从图 4 可知，铜粗精矿铜品位随着静置时间延长而上升，铜作业回收率均在 80% 以上，铅作业回收率逐渐降低。综合考虑选择静置时间 16 h，有利于铜铅分离。

2.4 ZJ-211 用量条件试验

铜铅分离的另一关键因素便是抑制剂，ZJ-211 是方铅矿良好的抑制剂，淡黄色液体，不影响黄铜矿的浮选，选择性抑制能力优良。固定活性炭用量为 1000 g/t，硫酸调节 pH 值 5.5，静置时间 16 h，ZJ-211 用量变化，试验结果见图 5。

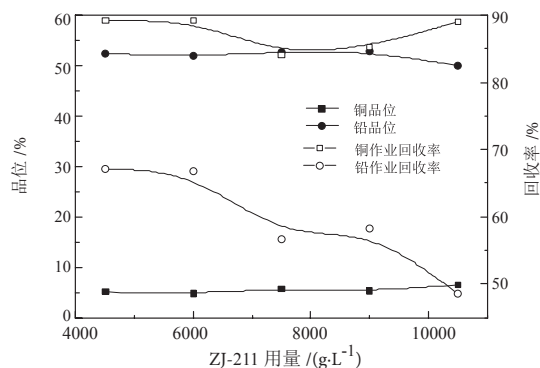


图 5 抑制剂用量条件试验铜粗精矿指标

Fig. 5 Copper rough concentrate index of inhibitor dosage test

由图 5 可知，随着 ZJ211 用量的增加，铜粗精矿铜品位缓慢上升，铜作业回收率先降后升；铅品位变化小，作业回收率逐渐降低。综合考虑，确定铜粗选的 ZJ211 用量为 10500 g/t。

2.5 粗选时间试验

考查铜铅上浮速度快慢，选择合理粗选时间。固定活性炭用量为 1000 g/t，硫酸调节 pH 值 5.5，静置时间 16 h，ZJ-211 用量 10.5 kg/t，粗选泡沫 40 s 接取一个样，接取时间点分别为 40 s、80 s、120 s、160 s、200 s，编号依次为 K1、K2、K3、K4、K5。试验结果见图 6。

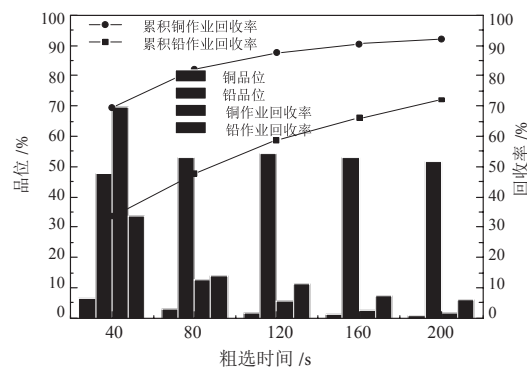


图 6 粗选时间试验结果

Fig. 6 Results of roughing time test

由图 6 可知，随着粗选时间的延长，铜粗精矿铜品位逐渐降低，铜作业回收率逐渐降低；铅品位先增后减，作业回收率逐渐降低。在前 40 s，铜作

业回收率接近 70%，铅作业回收率 33%；在 40 s 之后，铜作业回收率低于铅作业回收率；前 120 s，铜作业回收率达 87%，铅作业回收率接近 60%；后续铜作业回收率低，铅作业回收率高。综合考虑，确定铜粗选时间为 120 s。

2.6 开路试验

在条件试验基础上进行了开路试验，试验流程见图 7，结果见表 3。

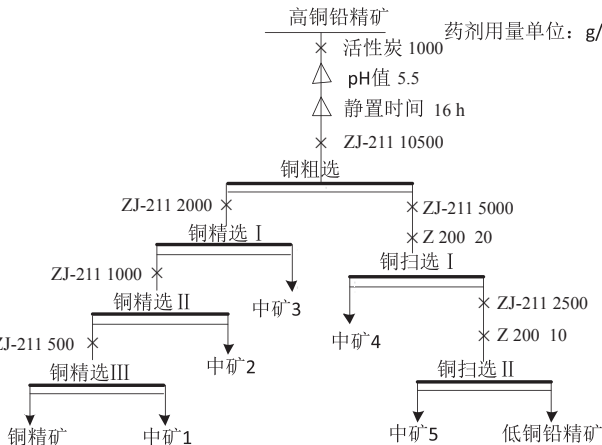


图 7 开路试验流程

Fig. 7 Flowsheet of open- circuit test

表 3 开路试验结果

Table 3 Results of open-circuit test

产品	作业产率 /%	品位 /%		作业回收率 /%	
		铜	铅	铜	铅
铜精矿 ⁺	8.06	26.08	5.21	70.73	1.00
中矿 ⁺ 1	2.14	7.83	20.27	5.62	1.03
中矿 ⁺ 2	2.37	4.87	28.03	3.88	1.58
中矿 ⁺ 3	11.80	1.21	46.13	4.80	12.97
中矿 ⁺ 4	5.88	2.93	35.72	5.79	5.01
中矿 ⁺ 5	2.81	1.38	33.26	1.30	2.23
低铜铅精矿 ⁺	66.94	0.35	47.74	7.88	76.18
高铜铅精矿 ⁺	100.00	2.97	41.95	100.00	100.00

由表 3 可见，采用 1 粗 3 精 2 扫抑铅浮铜开路流程，获得铜品位达 26.08%、铜作业回收率达 70.73%、铅品位 5.21%、铅作业回收率 1% 的铜精矿。铅精矿铅品位由 41.95% 提高至 47.74%，铜品位从 2.97% 降至 0.35%，铅作业回收率达 76.18%。

2.7 全流程闭路试验

在开路试验基础上进行了全流程闭路试验，结果见表 4，试验流程见图 8。

表 4 闭路试验结果

Table 4 Results of closed- circuit test

产品	作业产率 /%	品位 /%		作业回收率 /%	
		铜	铅	铜	铅
铜精矿 ⁺	11.22	24.01	6.39	89.52	1.75
低铜铅精矿 ⁺	88.78	0.36	45.24	10.48	98.25
高铜铅精矿 ⁺	100.00	3.01	40.88	100.00	100.00

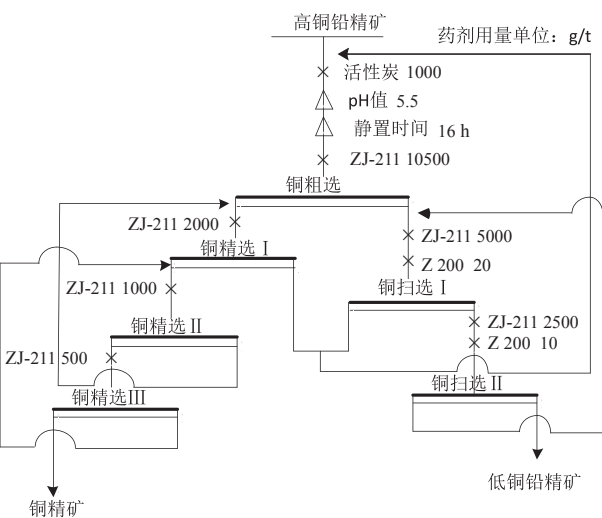


图 8 闭路试验流程

Fig. 8 Flowsheet of closed- circuit test

由表 4 可知，闭路试验可获得铜品位为 24.01%、铜作业回收率为 89.52%、铅品位为 6.39% 的铜精矿，以及铅品位为 45.24%、含铜 0.36%、铅作业回收率为 98.25% 的低铜铅精矿。

3 结 论

(1) 内蒙古某含铜铅精矿 -45 μm 99%，铅、铜含量分别为 41.38% 和 3.01%，主要铅矿物为方铅矿，含量达 47.68%；主要铜矿物为黄铜矿，含量达 8.62%，黄铜矿单体解离度达 88%；主要硫化矿杂质矿物有黄铁矿、闪锌矿、磁黄铁矿等，含少量脉石石英、云母、白云石等。

(2) 含铜铅精矿经过活性炭脱药，硫酸调节矿浆 pH 值，并静置 16 h，用 ZJ211 作方铅矿的抑制剂，采用 1 粗 3 精 2 扫抑铅浮铜的工艺流程，可获得铜品位为 24.01%、铜作业回收率为 89.52%、含铅 6.39% 的铜精矿，以及铅品位为 45.24%、含铜 0.36%、铅作业回收率为 98.25% 的铅精矿。综

合回收出合格铜精矿, 且铅精矿铅品位提高 4.36 个百分点。

(3) 脱药效果和抑制剂 ZJ-211 是实现铜铅分离的关键, ZJ-211 是方铅矿的良好选择性抑制剂, 不影响黄铜矿的浮选。

参考文献:

[1] 文金磊, 朱一民, 周菁, 等. 铅锌矿产资源特征及浮选工艺研究现状 [J]. 矿产综合利用, 2015(6):1-6.

Wen J L, Zhu Y M, Zhou J, et al. Characteristics of lead and zinc mineral resources and research status of flotation process [J]. Comprehensive Utilization of Mineral Resources, 2015(6):1-6.

[2] 李俊旺, 张红华, 洪建华. 铜精矿提质降杂试验研究 [J]. 矿产综合利用, 2017(3):55-57+61.

Li J W, Zhang H H, Hog J H. Experimental study on quality improvement and impurity reduction of copper concentrate [J]. Comprehensive Utilization of Mineral Resources, 2017(3):55-57, 61.

[3] 朴正杰, 魏德洲, 吕宪俊, 等. 铜铅硫化矿浮选分离抑制

剂研究进展 [J]. 矿产综合利用, 2018(4):13-16.

Pu Z J, Wei D Z, Lv X J, et al. Research progress of flotation separation inhibitors for copper and lead sulfide ores [J]. Comprehensive Utilization of Mineral Resources, 2018(4):13-16.

[4] 冷相超, 李运强. 某铜铅锌多金属硫化矿石选矿试验 [J]. 金属矿山, 2018(5):88-93.

Leng X C, Li Y Q. A copper, lead and zinc sulfide ore dressing test [J]. Metal Mine, 2018(5):88-93

[5] 王道委, 焦芬, 覃文庆, 等. 湖南某铜铅混合精矿铜铅分离试验研究 [J]. 矿冶工程, 2018, 38(1):46-49.

Wang D W, Jiao F, Qin W Q, et al. Experimental study on the separation of copper and lead from a Copper and Lead mixed concentrate in Hunan province [J]. Mining and Metallurgy Engineering, 2008, 38(1):46-49.

[6] 胡献立, 初士军, 李天恩, 等. 某硫化铜铅矿选矿试验研究 [J]. 矿产综合利用, 2014(3):23-26.

Hu X L, Chu S J, Li T E, WANG Nai-ling, Lu Ji-wei et al. Experimental study on mineral processing in a copper sulfide lead mine [J]. Comprehensive Utilization of Mineral Resources, 2014(3):23-26.

Experiment on Preferential Separation of Copper by Depressing Lead from a Copper-containing Lead Concentrate

Huang Xiong^{1,2}

(1. Zijin Mining Group Co., Ltd., Xiamen, Fujian, China; 2. State Key Laboratory of Comprehensive Utilization of Low Grade Refractory Gold Ores, Xiamen, Fujian, China)

Abstract: The percentage of -45 μm particle size of a copper-containing lead concentrate in Inner Mongolia is 99%, and the free fractional degree of chalcopyrite is 88%. Lead and copper grades are 40.88% and 3.01%, respectively, failing to meet the 4th grade standard of lead concentrate. Using the new dosage ZJ-211 as the inhibitor of galena, after one rough-three clean-two scavenging mineral process, the closed-circuit test produced a copper concentrate with a copper grade of 24.01% and a copper operation recovery of 89.52%. The lead concentrate with a lead grade of 45.24% and a operation recovery of 98.25%. The lead concentrate reached the fourth grade standard.

Keywords: Lead concentrates; Copper concentrates; Inhibitor ZJ-211; Closed-circuit