

## 辽宁某钼矿分粒级浮选试验研究

马龙秋<sup>1</sup>, 张其东<sup>1</sup>, 袁致涛<sup>1</sup>, 李明明<sup>1,2</sup>, 卢冀伟<sup>1</sup>

(1. 东北大学资源与土木工程学院, 辽宁 沈阳 110819;

2. 黑龙江科技大学矿业工程学院, 黑龙江 哈尔滨 150022)

**摘要:**在钼矿选别过程中,由于水玻璃的大量使用,会导致尾矿沉降时间过长,回水无法正常利用。针对此问题,对辽宁某钼矿提出了粗细粒级分级浮选工艺,将磨矿后的物料分成+0.037 mm、-0.037 mm 两个不同粒级的产品,然后各粒级分别进行浮选,最终通过试验得到品位为 51.9% 和 47.3%,回收率为 96.21% 和 92.66% 钼精矿,浮选指标良好,同时水玻璃的用量从 6 kg/t 降到了 2.4 kg/t,对尾矿进行沉降试验,结果表明:分级浮选后尾矿沉降得到明显改善,有利于回水的正常使用。

**关键词:**辉钼矿;矿泥;水玻璃;分级浮选;分散

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2016.03.013

中图分类号:TD923 文献标志码:A 文章编号:1000-6532(2016)03-0054-05

钼是自然界分布很少的一种元素,它在地壳中的含量平均为 0.001% 左右<sup>[1-3]</sup>。它也是一种重要的战略性稀有金属,主要用做合金钢的增强、增硬、耐蚀等的添加剂,还广泛用于生产低合金钢、不锈钢、工具钢、铸钢和轧辊钢以及生产超级合金等<sup>[4-6]</sup>。钼金属还可以用于光电材料以及石油精炼和许多化学反应的催化剂。钼的广泛应用,使其需求量日趋增长<sup>[7-9]</sup>。

水玻璃是钼矿选矿厂常用的脉石抑制剂,不仅对硅酸盐脉石矿物有良好的抑制效果,而且还有对细颗粒矿物具有一定的分散作用<sup>[10-11]</sup>。然而当水玻璃用量过大时,会导致尾矿长期难以沉降,不仅回水无法正常利用,还加大了尾矿库溃坝的风险。本文主要是从流程上进行改进,对原矿产品进行先分级后浮选的处理,不同的粒级应用不同的浮选条件,这样在保证浮选指标的同时还可以减少分散剂等的用量,不仅节约了药剂的成本,同时还解决了尾矿难沉降的问题。

### 1 矿石性质

原矿石化学多元素分析结果见表 1。

表 1 原矿化学多元素分析结果/%

Table 1 The chemical element analysis results of samples

| Mo    | S    | P     | As    | Cu                             | Co    | Ni               |
|-------|------|-------|-------|--------------------------------|-------|------------------|
| 0.42  | 1.25 | 0.093 | 0.002 | 0.024                          | 0.001 | 0.42             |
| Pb    | Zn   | FeO   | MgO   | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | CaO   | SiO <sub>2</sub> |
| 0.005 | 0.10 | 5.08  | 6.85  | 5.57                           | 27.59 | 47.78            |

矿石中钼含量为 0.42%, 为主要回收元素, 矿石主要有用矿物为辉钼矿, 脉石矿物主要为硅酸盐和碳酸盐, 以石英、辉石、钙铝榴石、方解石、黑云母、蛇纹石等为主, 脉石矿物易泥化, 容易产生大量矿泥对浮选不利。

### 2 试验结果与讨论

#### 2.1 全粒级浮选条件试验

首先对矿石进行磨矿细度条件试验, 试验结果见图 1。

从图 1 可知, 随着磨矿细度增加, 粗精矿品位缓慢下降; 而回收率呈现先上升后下降的趋势。当磨矿细度 -0.074 mm 65% 时, 回收率达到最大值, 这主要是因为矿石较软, 当细度 -0.074 mm 含量大于

收稿日期: 2015-11-06

基金项目: 国家自然科学基金青年基金资助项目 (51104034); 中央高校基本科研业务费专项资金资助项目 (N130601003)

作者简介: 马龙秋 (1961-), 男, 副教授, 主要从事贵金属选冶工作。

65%时,会发生过磨现象,有大量矿泥产生,不利于辉钼矿的浮选,所以,钼的回收率呈明显的下降趋势。因此为了避免过磨又要保证辉钼矿解离,粗选适宜的磨矿细度为-0.074 mm 65%。

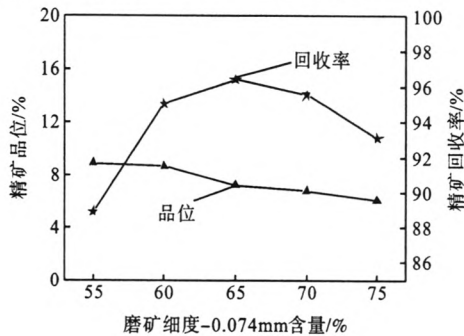


图1 磨矿细度试验结果

Fig. 1 The test results of grinding fineness

水玻璃、氧化钙、硫化钠、煤油对浮选指标的影响结果见图2~5。

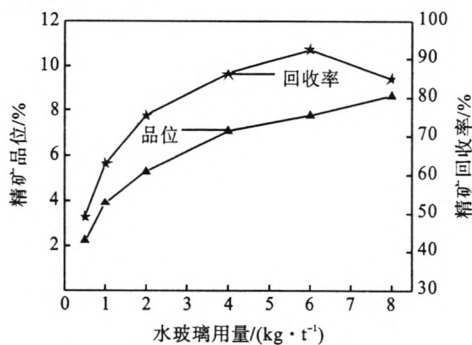


图2 水玻璃用量对浮选指标的影响

Fig. 2 Effect of the dosage of sodium silicate on flotation index

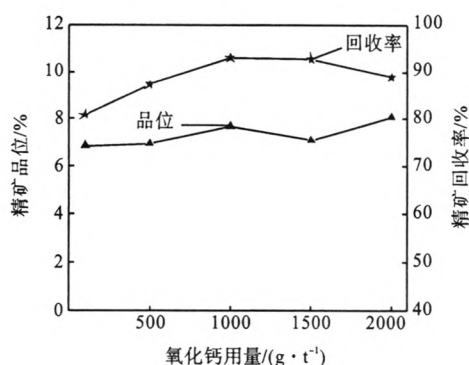


图3 CaO 用量对浮选指标的影响

Fig. 3 Effect of the dosage of CaO on flotation index

综合分析可知,在磨矿细度-0.074 mm 65%的条件下,最终确定浮选的较佳条件为,分散剂水玻璃

用量为 6 kg/t,氧化钙用量为 1000 g/t,Na<sub>2</sub>S 用量为 200 g/t,捕收剂煤油用量为 180 g/t,此时精矿钼品位 7.57%,回收率为 94.33%。

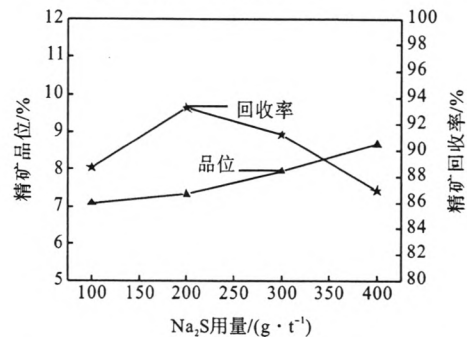


图4 Na<sub>2</sub>S 用量对浮选指标的影响

Fig. 4 Effect of the dosage of Na<sub>2</sub>S on flotation index

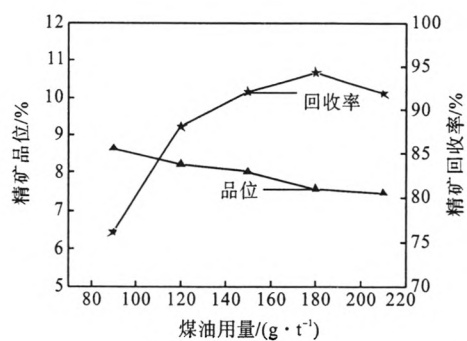


图5 煤油用量对浮选指标的影响

Fig. 5 Effect of the dosage of kerosene on flotation index

## 2.2 全粒级闭路试验

在开路试验的基础上进行了一粗五精两扫工艺的全粒级浮选闭路试验,流程见6,闭路试验结果见表2。

表2 闭路试验结果

Table 2 The results of closed-circuit test

| 产品名称 | 产率/%   | 品位/%  | 回收率/%  |
|------|--------|-------|--------|
| 精矿   | 0.81   | 49.2  | 95.03  |
| 尾矿   | 99.19  | 0.021 | 4.97   |
| 原矿   | 100.00 | 0.419 | 100.00 |

从表2可以看出,全粒级闭路试验获得的钼精矿品位为 49.2%,钼回收率为 95.03%,同时得到的尾矿品位为 0.021%,回收率为 4.97%。此分选指标良好,但由于分散剂水玻璃的用量较大,为 6000 g/t,会导致后续尾矿水不沉降,回水无法利用,并且加大了尾矿坝溃坝的风险。

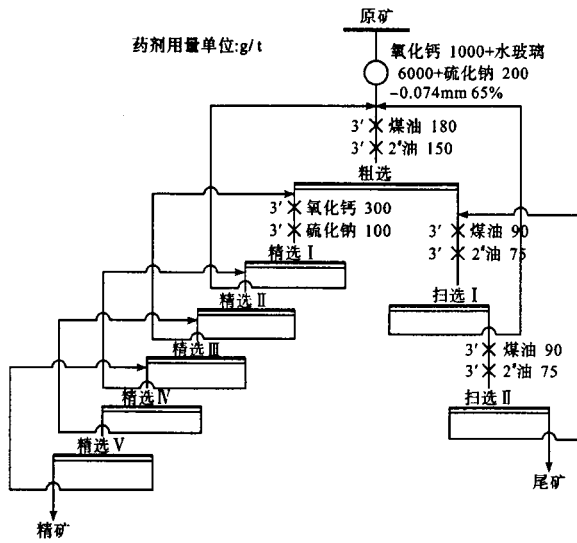


图6 闭路试验流程

Fig. 6 Flotation flowsheet of closed-circuit test

### 2.3 分粒级浮选试验

在不加水玻璃的情况下,对矿样进行分粒级浮选(粗选)探索试验,试验结果见表3。

表3 各粒级粗选试验结果

Table 3 Flotation results of each size fraction

| 产品粒级/mm      | 产率/%  | Mo 品位/% | Mo 回收率/% |
|--------------|-------|---------|----------|
| +0.074       | 33.89 | 21.6    | 91.76    |
| -0.074+0.045 | 16.14 | 8.40    | 93.54    |
| -0.045+0.037 | 9.08  | 8.29    | 92.88    |
| -0.037+0.015 | 19.45 | 0.433   | 43.93    |
| -0.015       | 21.44 | 0.382   | 42.12    |

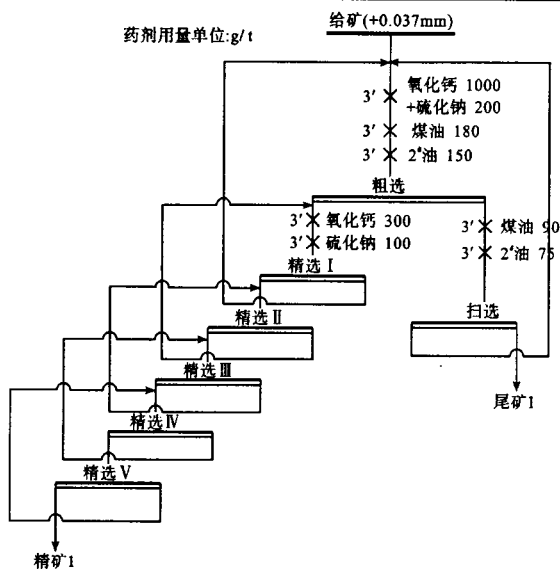


图7 +0.037 mm 产品浮选闭路试验流程

Fig. 7 Flotation flowsheet of closed-circuit test for +0.037 mm

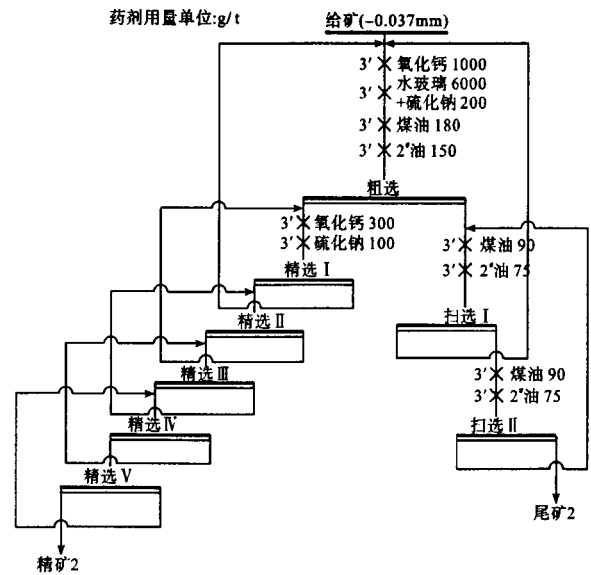


图8 -0.037 mm 产品浮选闭路试验流程

Fig. 8 Flotation flowsheet of closed-circuit test for -0.037 mm

由表3 结果可知,在不加分散剂的情况下,经过一次粗选后, +0.074 mm、-0.074+0.045 mm 和 -0.045+0.037 mm 三个粒级的浮选精矿品位和回收率都较高,而-0.037+0.015 mm 和-0.015 mm 两个粒级的浮选精矿品位和回收率指标较差,由此确定将磨矿产品分为+0.037 mm 和-0.037 mm 两个粒级,分别进行浮选试验,并且对-0.037mm 粒级浮选时添加水玻璃进行分散。经过详细条件试验和开路试验后,确定粗细两个粒级的浮选闭路试验流程分别见图7、8,试验对比结果见表4。

表4 粗细粒级闭路浮选试验结果对比

Table 4 Contrast of flotation test results of closed-circuit test with classification

| 粒级/mm  | 产品名称 | 产率/%   |       | Mo 品位/% | 回收率/%  |       |
|--------|------|--------|-------|---------|--------|-------|
|        |      | 作业     | 对原矿   |         | 作业     | 对原矿   |
| +0.037 | 精矿1  | 0.92   | 0.54  | 51.90   | 96.21  | 67.09 |
|        | 尾矿1  | 99.08  | 58.57 | 0.019   | 3.79   | 2.65  |
|        | 原矿1  | 100.00 | 59.11 | 0.496   | 100.00 | 69.74 |
| -0.037 | 精矿2  | 0.61   | 0.25  | 47.30   | 92.66  | 28.04 |
|        | 尾矿2  | 99.39  | 40.64 | 0.023   | 7.34   | 2.22  |
|        | 原矿2  | 100.00 | 40.89 | 0.311   | 100.00 | 30.26 |

从表4 中可知,两个粒级的产品经过浮选闭路试验分别获得了品位为51.9%和47.3%,回收率为96.21%和92.66%的钼精矿,分选指标良好。由于

只在-0.037 mm 的浮选过程中添加了水玻璃,而这部分只占总矿物的 40.89%,所以分散剂用量大幅下降,用量仅为 2400 g/t,比全粒级用量减少了 3600 g/t。

2.4 尾矿沉降试验

分别对全粒级和分级闭路试验的尾矿进行沉降对比分析试验,试验步骤如下:

先将尾矿浆倒入内径为 6 cm、最高刻度为 40 cm 的量筒内,定容,然后用电动搅拌器搅拌 5 min 后静置,同时开始计时,测量随时间变化矿浆层的高度,试验结果见表 5。

表5 尾矿沉降对比试验

Table 5 Settling velocity contrast test for tailings

| 时间<br>/min | 沉降层高度/cm    |                   |                   | 分粒级浮选<br>总尾矿 |
|------------|-------------|-------------------|-------------------|--------------|
|            | 全粒级<br>浮选尾矿 | +0.037 mm<br>浮选尾矿 | -0.037 mm<br>浮选尾矿 |              |
| 0          | 34.0        | 34.0              | 34.0              | 34.0         |
| 1          | 33.8        | 30.1              | 33.7              | 31.7         |
| 3          | 33.5        | 24.5              | 33.5              | 27.1         |
| 5          | 33.2        | 15.6              | 33.1              | 22.9         |
| 10         | 32.6        | 7.2               | 32.8              | 18.2         |
| 20         | 32.1        | 4.2               | 31.9              | 14.4         |
| 30         | 31.8        | 4.2               | 31.6              | 11.5         |
| 40         | 31.6        | 4.2               | 31.2              | 11.5         |
| 60         | 31.6        | 4.2               | 31.2              | 11.5         |

从表 5 可知,全粒级闭路试验的尾矿沉降 40 min 后几乎不再沉降,矿浆平均沉降速度为 0.06 cm/min。而在相同的试验条件下,+0.037 mm 浮选尾矿沉降 20 min 后不再沉降,平均沉降时间为 1.49 cm/min,-0.037 mm 浮选尾矿沉降 40 min 后不再沉降,平均沉降速度为 0.07 cm/min,分级浮选闭路试验的混合总尾矿沉降 30 min 后就不再沉降了,矿浆平均沉降速度为 0.75 cm/min,对比试验结果表明,通过分级后,不仅可以降低水玻璃的用量,同时还解决了尾矿难沉降的问题。

3 结 论

(1)通过试验确定较佳全粒级浮选条件,磨矿细度为-0.074 mm 65%,氧化钙用量为 1000 g/t,Na<sub>2</sub>S 用量为 200 g/t,水玻璃用量为 6000 g/t,煤油用量为 180 g/t。

(2)全粒级闭路浮选,经过五次精选后得到产率为 0.81%,品位为 49.2%,回收率为 95.03% 的钼精矿,同时得到的尾矿品位为 0.021%,回收率为 4.97%。

(3)确定较佳分级粒度,将分级后的产品分别进行浮选闭路试验,获得了品位为 51.9% 和 47.3%,回收率为 96.21% 和 92.66% 的钼精矿,分选指标良好。同时,水玻璃的用量大幅降低,由 6000 g/t 减少到 2400 g/t。

(4)尾矿沉降试验表明,在相同试验条件下,分级浮选试验的尾矿平均沉降速度是不分级的 12.5 倍,水玻璃用量的降低有效的解决了尾矿难沉降的问题。

参考文献:

[1]任觉世. 工业矿产资源开发利用手册[M]. 武汉:武汉工业大学出版社,1993.

[2]马晶,张文钰,李枢本. 钼矿选矿[M]. 北京:冶金工业出版社,2008.

[3]付静波,赵宝华. 国内外钼工业发展现状[J]. 稀有金属, 2007,31(6):151-154.

[4]张文钰,姚云芳. 美国钼业管窥[J]. 中国钼业,2010,34(3):1-6.

[5]张成强,李洪潮,张颖新,等. 我国复杂难选钼矿资源选矿技术进展[J]. 中国矿业,2009,18(10):64-66.

[6]张其东,袁致涛,李小黎,等. 河南某含滑石硫化钼矿石工艺矿物学研究[J]. 金属矿山,2015(8):96-99.

[7]Wie J M, Fuerstenau D W. The effect of dextrin on surface properties and the flotation of molybdenite[J]. International Journal of Mineral Processing,1974,1(1):17 - 32.

[8]张文钰. 21 世纪的钼化学产品[J]. 中国钼业,2000,2(24):45-48.

[9]Smit F J, Bhasin A K. Relationship of petroleum hydrocarbon characteristics and molybdenite flotation [J]. International Journal of Mineral Processing,1985,15(85):19-40.

[10]代淑娟,王泽红. 某钼矿石浮选试验研究[J]. 有色矿冶,2003,19(6):17-20.

[11]李龄值. 用改性水玻璃浮选钼矿石[J]. 有色金属:选矿部分,2003(3):33-34.

(下转 39 页)

## 参考文献:

- [1] 胡照庚. 有色金属硫化矿选矿[M]. 北京:冶金工业出版社, 1987.
- [2] 汤小军, 官长平, 邓星星, 等. 四川某高硫铜铅锌矿选矿工艺研究与生产实践[J]. 有色金属:选矿部分, 2013(6):10-13, 22.
- [3] 董金海, 王忠应, 谢恩龙. 云南某低品位铅锌硫化矿选矿工艺研究[J]. 有色金属:选矿部分, 2014(4):26-31.
- [4] 熊文良. 某高硫铅锌矿选矿工艺研究[J]. 矿产综合利用, 2010(10):5-10.
- [5] 张红新, 郭珍旭, 李洪潮. 某复杂难选铜铅锌多金属矿选矿试验研究[J]. 有色金属:选矿部分, 2014(5):17-20.
- [6] 曾建喜. 湖南有色黄沙坪矿业公司铅-硫混浮工艺研究[J]. 湖南有色金属, 2009(5):17-20.
- [7] 卜勇杰, 刘润清, 孙伟, 等. 新型组合抑制剂在低品位铜铅硫化矿浮选分离中的应用[J]. 矿冶工程, 2013, 33(5):50-52, 55.
- [8] 丁临冬, 牛芬, 雷霆, 等. 某铜铅锌复杂多金属矿选矿试验研究[J]. 矿冶, 2012, 21(2):27-32.
- [9] 李文辉, 高伟, 牛埃生, 等. 新疆某铜铅锌多金属硫化矿选矿工艺研究[J]. 金属矿山, 2010(12):58-62.

## Research on the Reasonable Mineral Processing Technology of a Refractory S-Fe-Pb-Zn Ore in Sichuan

Jiang Sufang, Guo Yuwu, Wei Dangsheng, Ye Congxin, Wei Huazu

(Hunan Research Institute of Nonferrous Metals, Changsha, Hunan, China)

**Abstract:** The mineral processing of a Pb-Zn ore containing high content of pyrrhotite, low grade of Pb and Zn with close association among minerals from Sichuan was investigated. Adopting a flowsheet consisting of a Pb selective flotation, a magnetic separation of desulphurization, and a Zn-S separation of mixed flotation concentrate, Pb concentrate with Pb grade and recovery of 62.37% and 86.75%, Zn concentrate with Zn grade and recovery of 46.46% and 83.13%, S concentrate with S grade and recovery of 39.10% and 82.37%, respectively, were produced. The experimental results showed good indexes with the realization of the comprehensive recovery of Pb-Zn-S resources and provided some reference to the economic and rational exploitation of this type of polymetallic ore.

**Keywords:** Pyrrhotite; Pb-Zn-S separation; Magnetic separation; Comprehensive recovery

(上接 57 页)

## Study on Classification Flotation of a Molybdenum Ore in Liaoning

Ma Longqiu<sup>1</sup>, Zhang Qidong<sup>1</sup>, Yuan Zhitao<sup>1</sup>, Li Mingming<sup>1,2</sup>, Lu Jiwei<sup>1</sup>

(1. College of Resources & Civil Engineering, Northeastern University, Shenyang, Liaoning, China;

2. College of Mining Engineering, Heilongjiang University of Science and Technology, Harbin, Heilongjiang, China)

**Abstract:** Huge dosage of sodium silicate makes the tailing water unsinkable and recycled water can't be reused in molybdenum ore practice processing. For this problem, classification flotation is discussed in this paper. After crushing and grinding, explorative tests are carried out to determine the optimum classification size: +0.037mm and -0.037mm. Then we carry out flotation tests receptively and the molybdenum grades of concentrate are 51.9% and 47.3%, recoveries are 96.21% and 92.66%. Compared with two flotation results, we find that sodium silicate dosage with classification flotation is less than flotation without classification. Moreover, contrast tests on tailing sedimentation show that the problem of tailing difficult settlement is obviously improved with classification flotation.

**Keywords:** Molybdenite; Slime; Sodium silicate; Splitting flotation; Dispersed