

文章编号:1673-9981(2014)04-0268-05

某难选黑白钨多金属矿中黑钨矿的选矿试验研究

付广钦,周晓彤,邓丽红,关 通

广东省工业技术研究院(广州有色金属研究院),广东 广州 510650

摘 要:某难选黑白钨多金属矿,矿物共伴生关系复杂,其黑钨选矿作业给矿中脉石矿物种类多,部分脉石矿物可浮性较好,且有一定的泥化矿物,对黑钨矿的分选干扰较大.针对该矿的矿石性质,在给矿WO<sub>3</sub>品位0.69%时,采用“离心机预处理—浮选”组合工艺,最终获得黑钨精矿WO<sub>3</sub>品位46.12%、回收率85.57%的指标.

关键词:黑钨矿;离心选矿机;浮选  
中图分类号:TD952 文献标识码:A

某难选黑白钨多金属矿的矿物种类繁多,矿物共伴生关系复杂.现场生产工艺中,原矿经磨矿分级后,先通过浮选回收硫化矿,浮硫尾矿经弱磁选获得铁精矿,而对弱磁选尾矿采用强磁选,其非磁性产品进入白钨选矿作业,磁性产品作为本次试验矿样,回收黑钨矿.该黑钨作业给矿中脉石矿物种类多,部分脉石矿物的可浮性好,对黑钨矿的分选干扰较大.因此,开展黑钨矿选矿组合工艺的研究十分必要.

1 矿石性质

试验矿样多元素分析结果列于表1.试验矿样中的钨矿物主要为黑钨矿.黑钨矿嵌布粒度粗细不均匀,主要粒级范围为0.010~0.074 mm,粒度分布结果见表2.脉石矿物种类较多,主要有黑云母、白云母、绿泥石、钙铁榴石、石英、长石和萤石等.

表1 试验矿样多元素分析结果

| Table 1 Multi-element analysis results of test sample |                 |       |       |      |      |     |        |       |        |       |                  |                   |                                |      |                  |      |       | w /%   |
|-------------------------------------------------------|-----------------|-------|-------|------|------|-----|--------|-------|--------|-------|------------------|-------------------|--------------------------------|------|------------------|------|-------|--------|
| 元素                                                    | WO <sub>3</sub> | Mo    | Bi    | Fe   | Mn   | Sn  | Cu     | Zn    | Pb     | CaO   | CaF <sub>2</sub> | CaCO <sub>3</sub> | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | MgO  | SiO <sub>2</sub> | P    | S     | As     |
| 含量                                                    | 0.69            | 0.011 | 0.048 | 9.91 | 1.35 | 0.2 | 0.0026 | 0.017 | 0.0054 | 15.71 | 10.62            | 2.2               | 13.03                          | 2.56 | 37.94            | 0.02 | 0.078 | <0.005 |

表2 试验矿样粒度分布结果

| Table 2 Grain size distribution of test sample |        |                      |                       |
|------------------------------------------------|--------|----------------------|-----------------------|
| 粒级/mm                                          | 产率 w/% | WO <sub>3</sub> 品位/% | WO <sub>3</sub> 分布率/% |
| +0.074                                         | 5.41   | 0.12                 | 0.91                  |
| −0.074+0.043                                   | 31.90  | 0.24                 | 10.73                 |
| −0.043+0.020                                   | 44.64  | 1.14                 | 71.30                 |
| −0.020+0.010                                   | 10.59  | 0.67                 | 9.93                  |
| −0.010                                         | 7.46   | 0.68                 | 7.13                  |
| 合 计                                            | 100.00 | 0.70                 | 100.00                |

2 试验结果与讨论

由表2可知,试验矿样中80%以上的钨矿物分布在0.043 mm以下,适于浮选法回收.矿样中存在云母类脉石矿物以及其它泥化矿物,对钨浮选分离干扰较大.为了提高浮选作业的选矿效率,在浮选前对矿样进行预处理,脱除部分微细粒级轻矿物以及

泥化矿物,为后续浮选作业创造有利条件.因此,选用对细粒矿物回收效率较高的离心选矿机进行预处理,即采用“离心机预处理—浮选”组合工艺回收黑钨矿.

2.1 离心机试验

采用  $\Phi 400$  型卧式离心选矿机对试样进行预处理试验,试验中需确定离心选矿机的主要工作参数.

2.1.1 转鼓速率的确定

离心机利用转鼓旋转产生的离心力强化了矿石的重选过程.转鼓速率不同,会引起矿物颗粒所受离心力的变化,影响矿物颗粒的运动轨迹,从而改变其回收效果.在离心机处理量  $1.2\text{ kg/min}$ 、给矿浓度  $20\%$ 、冲洗水量  $100\text{ ml/s}$  的条件下,进行离心机转鼓速率试验,试验结果如图 1 所示.

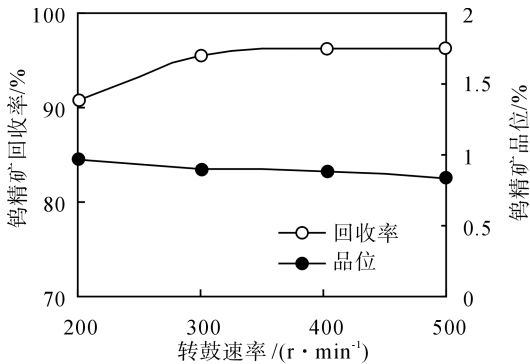


图 1 离心机转鼓速率试验结果

Fig.1 The results of centrifugal concentrator drum speed tests

由图 1 可知,随离心机转鼓速率增加,离心机精矿钨回收率逐渐增加,品位稍稍降低.当转鼓速率大于  $300\text{ r/min}$  后,精矿回收率逐渐趋于平稳,品位仍保持原来的变化趋势.因此,确定离心机转鼓速率为  $300\sim 400\text{ r/min}$ .

2.1.2 冲洗水量的确定

在离心机的分选过程中,适宜的冲洗水量能极大地提高矿物颗粒的运动速度差,提高分选指标.在离心机处理量  $1.2\text{ kg/min}$ 、给矿浓度  $20\%$ 、转鼓速率为  $300\text{ r/min}$  的条件下,进行离心机冲洗水量试验,试验结果如图 2 所示.

由图 2 可知,随离心机冲洗水量逐渐增加,离心机精矿的钨品位逐渐提高,回收率逐渐下降.当冲洗水量大于  $100\text{ ml/s}$  后,钨精矿回收率下降幅度加大,品位仍保持原来的变化趋势.因此,确定离心机冲洗水量为  $100\text{ ml/s}$ .

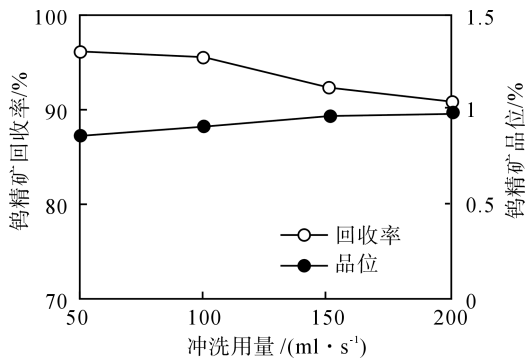


图 2 离心机冲洗水量试验结果

Fig.2 The results of centrifugal concentrator wash water tests

2.1.3 离心机预处理试验结果

采用离心机对黑钨矿给矿进行预处理试验,试验指标列于表 3.由表 3 可知,经离心机预处理可抛掉约  $26.44\%$  的矿量,而  $\text{WO}_3$  损失率只有  $4.58\%$ .采用 MLA 自动检测系统对离心机尾矿进行矿物分析,结果表明离心机作业脱除掉的主要矿物为黑云母、透闪石、绿泥石、绿帘石、萤石等脉石矿物.说明采用离心机进行预处理能有效去除比重较小的脉石矿物及泥化矿物,这对后续的黑钨浮选作业较有利.

表 3 离心机预处理试验结果

| 产品名称  | 产率 $w/\%$ | $\text{WO}_3$ 品位 $\%$ | $\text{WO}_3$ 回收率 $\%$ |
|-------|-----------|-----------------------|------------------------|
| 离心机精矿 | 73.56     | 0.90                  | 95.42                  |
| 离心机尾矿 | 26.44     | 0.12                  | 4.58                   |
| 给 矿   | 100.00    | 0.69                  | 100.00                 |

2.2 离心机精矿浮选试验

矿样经过离心机预处理后,用 NF 作调整剂,改性水玻璃作抑制剂, $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$  作活化剂,GYB 和 TAB-3 作捕收剂,对离心机精矿进行浮选试验,浮选粗选试验流程如图 3 所示.

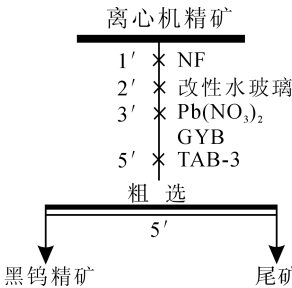


图 3 离心机精矿浮选粗选试验流程图

Fig.3 The flowchart of the centrifugal concentrator concentrate flotation

2.2.1 调整剂 NF 用量的影响

按图 3 所示的流程,在改性水玻璃用量 2500 g/t、 $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$  用量 1250 g/t、GYB 用量 350 g/t 和 TAB-3 用量 100 g/t 的条件下,进行调整剂 NF 用量试验,试验结果如图 4 所示。

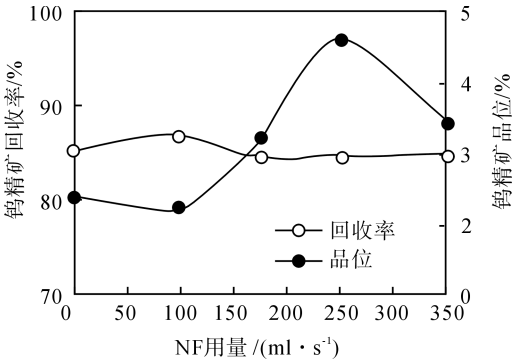


图 4 粗选 NF 用量试验结果

Fig.4 The results of the NF dosage tests in flotation roughing

从图 4 可见,随着 NF 用量增加,黑钨粗精矿的回收率变化不明显,品位基本呈先升后降的趋势.添加适量的调整剂 NF,能提高黑钨粗精矿的品位.当 NF 用量为 250 g/t 时,黑钨粗精矿品位最高.因此,确定粗选 NF 用量为 250 g/t。

2.2.2 抑制剂改性水玻璃用量的影响

在 NF 用量 250 g/t、 $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$  用量 1250 g/t、GYB 用量 350 g/t 和 TAB-3 用量 100 g/t 的条件下,对改性水玻璃用量进行试验,试验结果如图 5 所示。

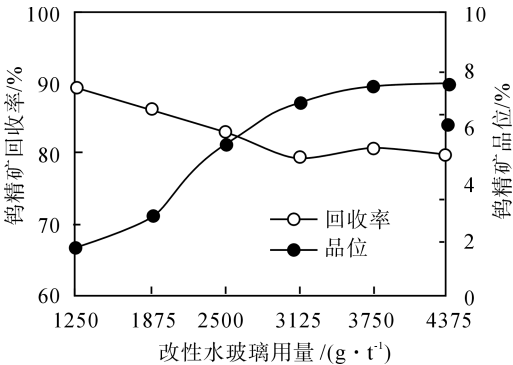


图 5 粗选改性水玻璃用量试验结果

Fig.5 The results of the water glass dosage tests in flotation roughing

由图 5 可知,随着改性水玻璃用量增大,黑钨粗精矿品位逐渐提高,回收率却逐渐下降.当改性水玻

璃用量大于 3750 g/t 后,粗精矿品位提高幅度减小,回收率变化幅度不大.故确定改性水玻璃用量为 3750 g/t。

2.2.3 活化剂  $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$  用量的影响

在 NF 用量 250 g/t、改性水玻璃用量 3125 g/t、GYB 用量 350 g/t 和 TAB-3 用量 100 g/t 的条件下,进行  $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$  用量试验,试验结果如图 6 所示。

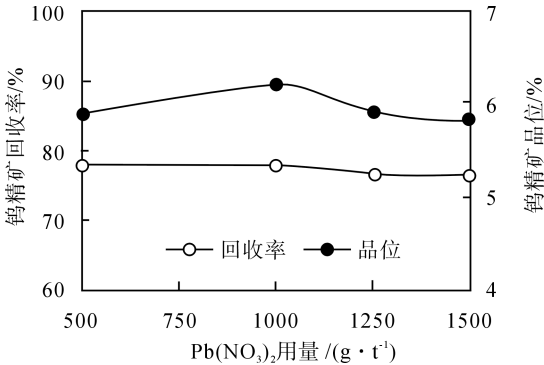


图 6 粗选  $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$  用量试验结果

Fig.6 The results of the  $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$  dosage tests in flotation roughing

由图 6 可知,随  $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$  用量增加,黑钨粗精矿回收率变化不大,只是品位呈先升后降趋势.当为  $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$  用量为 1000 g/t 时,黑钨矿选矿效果最佳.因此,确定粗选  $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$  用量为 1000 g/t。

2.2.4 离心机精矿浮选闭路试验

在上述条件试验的基础上,对离心机精矿进行浮选闭路试验.闭路试验流程如图 7 所示,试验结果列于表 4。

| 表 4 离心机精矿浮选闭路试验结果                                                                    |            |                      |                       |
|--------------------------------------------------------------------------------------|------------|----------------------|-----------------------|
| Table 4 Close-circuit test results of centrifugal concentrator concentrate flotation |            |                      |                       |
| 产品名称                                                                                 | 产率 $w$ / % | $\text{WO}_3$ 品位 / % | $\text{WO}_3$ 回收率 / % |
| 黑钨精矿                                                                                 | 1.74       | 46.12                | 89.68                 |
| 浮选尾矿                                                                                 | 98.26      | 0.094                | 10.32                 |
| 离心机精矿                                                                                | 100.00     | 0.90                 | 100.00                |

由表 4 可知,通过浮选闭路试验,获得黑钨精矿  $\text{WO}_3$  品位为 46.12%,浮选作业  $\text{WO}_3$  回收率为 89.68% 的指标,试验指标比较理想。

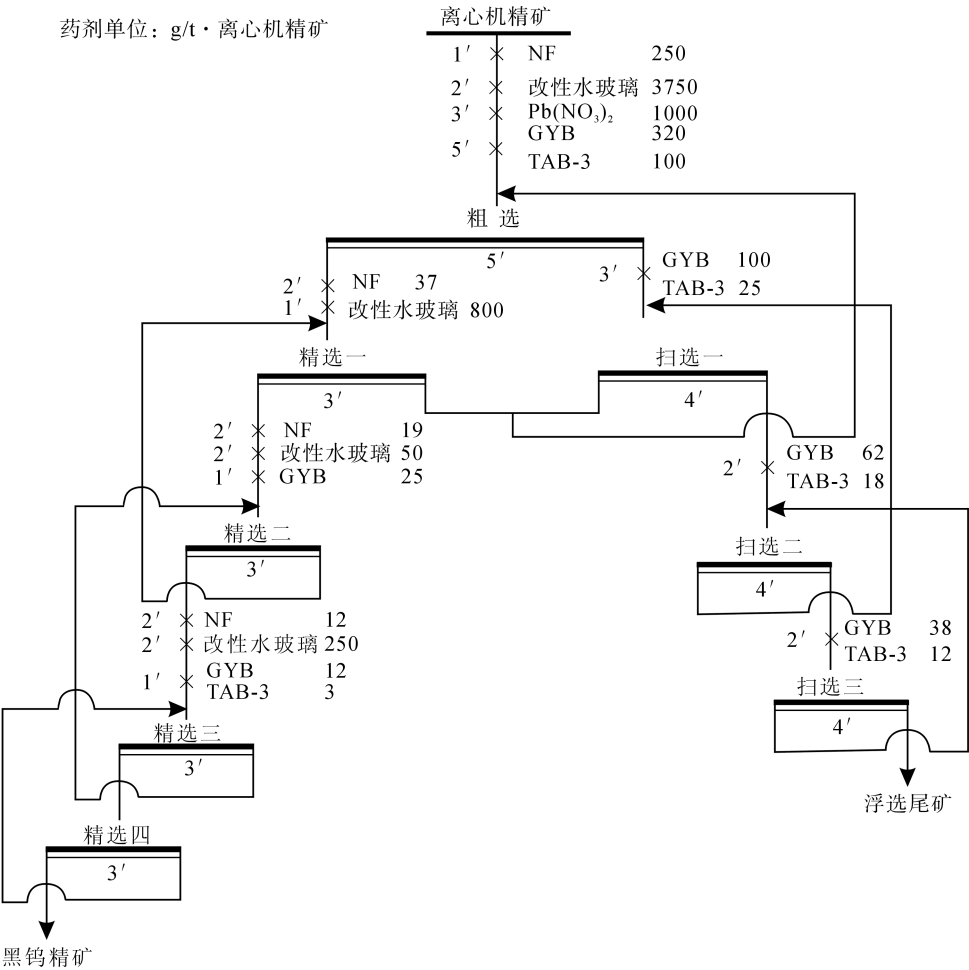


图 7 离心机精矿浮选闭路试验流程

Fig.7 The close-circuit test flowsheet of the centrifugal concentrator concentrate flotation

2.3 全工艺流程试验

“离心机预处理—浮选”全工艺流程试验结果列于表 5,其原则流程如图 8 所示。

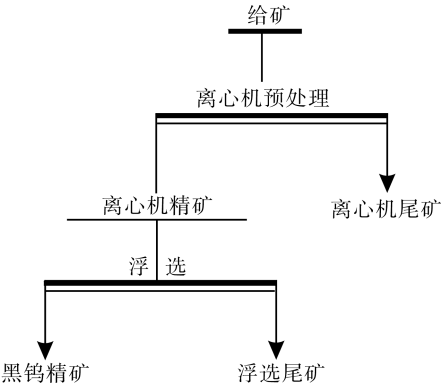


图 8 “离心机预处理—浮选”组合工艺原则流程

Fig.8 The principle flowsheet of centrifugal concentrator pretreatment-flotation process

表 5 “离心机预处理—浮选”工艺试验结果

Table 5 Test results of centrifugal concentrator pretreatment-flotation

| 产品名称  | 产率 w/% | WO <sub>3</sub> 品位 % | WO <sub>3</sub> 回收率 % |
|-------|--------|----------------------|-----------------------|
| 黑钨精矿  | 1.28   | 46.12                | 85.57                 |
| 浮选尾矿  | 72.28  | 0.094                | 9.85                  |
| 离心机尾矿 | 26.44  | 0.12                 | 4.58                  |
| 给 矿   | 100.00 | 0.69                 | 100.00                |

由表 5 可知,采用“离心机预处理—浮选”组合工艺回收黑钨矿,最终获得 WO<sub>3</sub>品位 46.12%、回收率 85.57% 的黑钨精矿,试验指标比较理想.说明采用离心机预先脱除部分脉石矿物与泥化矿物,不仅可减少浮选矿量,节省药剂,而且提高了后续浮选入选品位,使浮选泡沫附着的细粒脉石矿物减少,选矿效率提高。

### 3 结 论

(1)采用离心机预处理工艺,可有效脱除了试验矿样中的微细粒级脉石矿物以及泥化矿物,为后续

黑钨浮选创造了有利条件.

(2)采用“离心机预处理—浮选”组合工艺,在黑钨给矿  $\text{WO}_3$  品位 0.69% 的情况下,获得  $\text{WO}_3$  品位 46.12%、回收率 85.57% 的黑钨精矿.

## Experimental research on mineral processing of wolframite in a refractory wolframite-scheelite polymetallic ore

FU Guangqin, ZHOU Xiaotong, DENG Lihong, GUAN Tong

*Guangdong General Research Institute for Industrial Technology (Guangzhou Research Institute of Non-ferrous Metals), Guangzhou 510650, China*

**Abstract:** The complicated coexistence and symbiosis relation exists among the minerals of a wolframite-scheelite polymetallic ore. There are abundant species of gangue mineral in wolframite beneficiation feeding. Some gangue minerals of good floatability, together with clay minerals, can seriously interfere with wolframite sorting. In view of the property of the test sample, the integrated process of centrifuge pre-treatment-flotation was used. At feed grade of 0.69%  $\text{WO}_3$ , the wolframite concentrate with  $\text{WO}_3$  grade of 46.12% and the recovery of 85.57% was obtained.

**Key words:** wolframite; centrifugal concentrator; flotation