

## 湖南某铍矿综合回收实验

邵伟华, 常学勇, 王守敬, 彭团儿

(中国地质科学院郑州矿产综合利用研究所, 国家非金属矿资源综合利用工程技术研究中心, 自然资源部多金属矿综合利用评价重点实验室, 自然资源部高纯石英开发利用工程技术创新中心, 河南 郑州 450006)

**摘要:** 这是一篇矿物加工工程领域的论文。针对湖南某铍矿含  $\text{BeO}$  0.47%、 $\text{CaF}_2$  44.86%, 含铍矿物为金绿宝石, 主要脉石矿物为绿泥石、云母、方解石、白云石等, 铍矿物嵌布粒度较细, 与绿泥石、方解石等脉石矿物共生密切, 分选难度较大。基于金绿宝石与萤石以及与主要脉石矿物的可浮性差异, 实验采用原矿浮选脱除硫化矿后—优先浮选萤石—浮选尾矿脱泥后反浮选脉石矿物的工艺流程处理该矿。在磨矿细度为-0.074 mm 80% 的条件下, 采用组合捕收剂丁基黄药+丁铵黑药+乙硫氮浮选脱除硫化矿, 然后利用组合捕收剂油酸钠+氧化石蜡皂浮选萤石得到含  $\text{CaF}_2$  96.32%、回收率为 70.34% 的萤石精矿, 浮选尾矿脱泥后反浮选脉石矿物, 可获得含  $\text{BeO}$  1.57%、回收率为 67.95% 的铍精矿。铍精矿后续可采用冶金方法提取获得氧化铍产品。该工艺实现了对金绿宝石型铍矿和萤石矿物的综合回收, 为同类型铍矿的开发利用提供参考。

**关键词:** 矿物加工工程; 金绿宝石; 萤石; 浮选; 反浮选; 脱泥

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2024.05.005

中图分类号: TD954 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2024) 05-0031-07

**引用格式:** 邵伟华, 常学勇, 王守敬, 等. 湖南某铍矿综合回收实验[J]. 矿产综合利用, 2024, 45(5): 31-37+56.

SHAO Weihua, CHANG Xueyong, WANG Shoujing, et al. Multipurpose recovery test of beryllium ores in hunan province[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2024, 45(5): 31-37+56.

铍是轻稀有金属, 具有优良的热性能和光学性能, 在国防军工、核能、航空航天工业、医疗、电子电器等多个领域都得到关键性的应用, 被各国确定为战略性和关键性原材料<sup>[1]</sup>。自然界常见的含铍矿物大约有 50 多种<sup>[2]</sup>, 包括绿柱石、硅铍石、羟硅铍石、金绿宝石和日光榴石等。目前, 铍冶炼最常用的原料是绿柱石精矿<sup>[3]</sup>。我国铍资源开发利用也主要是以绿柱石型铍矿为主, 但该类型铍矿资源趋于枯竭, 从非绿柱石型铍矿石中提取铍金属将是铍矿产业的重要发展方向。

金绿宝石 (化学式  $\text{BeAl}_2\text{O}_4$ , 理论含  $\text{BeO}$  19.5%~21.2%) 是一种含铍较高的重要铍矿物, 在我国湖南地区发现了国内唯一的金绿宝石矿

床, 探明资源量 8.4 万 t ( $\text{BeO}$ ), 资源储量较大, 是仅次于绿柱石的重要铍矿资源。由于该矿中金绿宝石嵌布细、易泥化, 分选难度较大。针对该类型铍矿的研究资料较少, 国内学者进行了初步探索, 研究发现在磨矿细度 -0.074 mm 85% 左右, 先采用反浮选从含  $\text{BeO}$  0.26% 的原矿中获得铍粗精矿  $\text{BeO}$  品位 0.40%、回收率 75.0%, 再对铍粗精矿进行焙烧—酸浸冶金提取工艺, 获得铍的作业浸出率达 82.0%<sup>[4]</sup>。也有的研究者采用原矿直接微波焙烧—硫酸浸出—萃取与反萃取富集工艺, 获得的反萃取液中的  $\text{BeO}$  理论总回收率 79.8%<sup>[5]</sup>。本文对湖南某铍矿开展综合回收实验研究, 为金绿宝石型铍矿的开发利用提供参考。

收稿日期: 2022-11-20

基金项目: 中国地质调查局地质调查项目 (DD20221698); 河南省重点研发专项 (221111320300)

作者简介: 邵伟华 (1978-), 女, 高级工程师, 主要研究方向为矿产综合利用。

通信作者: 常学勇 (1982-), 男, 副研究员, 主要研究方向为矿产综合利用。

## 1 矿石性质

实验样品取自湖南某矿区，矿样主要化学组成及矿物组成分析结果分别见表 1、2。

表 1 矿样主要化学组分分析结果/%

Table 1 Results of main chemical component analysis of ore samples

| BeO  | F     | CaO   | MgO  | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | SiO <sub>2</sub> | K <sub>2</sub> O |
|------|-------|-------|------|--------------------------------|------------------|------------------|
| 0.47 | 22.80 | 28.31 | 9.13 | 15.33                          | 12.07            | 2.19             |

表 2 矿样矿物组成及含量分析/%

Table 2 Results of mineral composition and content analysis of ore samples

| 萤石    | 金绿宝石 | 绿泥石   | 云母    | 白云石  | 方解石  |
|-------|------|-------|-------|------|------|
| 44.86 | 2.31 | 21.91 | 18.22 | 3.02 | 4.13 |
| 氟镁石   | 蒙脱石  | 石英    | 尖晶石   | 硬锰矿  | 褐铁矿  |
| 1.61  | 1.12 | 0.73  | 0.52  | 0.46 | 0.34 |
| 方铅矿   | 闪锌矿  | 黄铜矿   | 红柱石   | 透辉石  | 其他   |
| 0.16  | 0.12 | 0.04  | 0.13  | 0.12 | 0.20 |

由表 1、2 结果可知，样品中含铍矿物为金绿宝石，其他有用矿物为萤石，主要脉石矿物为绿泥石、云母、方解石、白云石、蒙脱石等，还有少量的方铅矿、闪锌矿、黄铜矿等硫化矿。根据扫描电镜图片分析，样品中的金绿宝石多呈他形粒状晶形，粒度较细，多分布在-0.074 mm，与萤石、绿泥石、云母、白云石、方解石等矿物紧密共生或呈港湾状接触，见图 1、2。

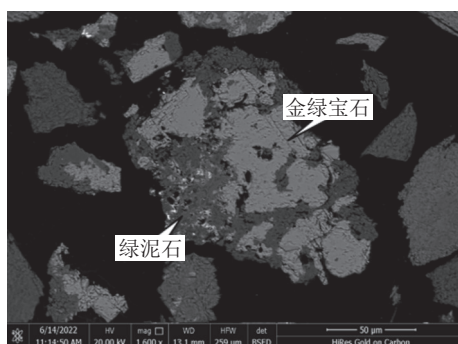


图 1 金绿宝石与绿泥石紧密共生

Fig.1 Intergrowth of chrysoberyl and chlorite

## 2 实验方案

根据矿石性质，矿石中需要回收的目的矿物为金绿宝石和萤石，考虑到硫化矿对最终精矿质量的影响，在回收目的矿物之前首先对硫化矿进行了脱除。在原矿脱除硫化矿后，进行了优先浮

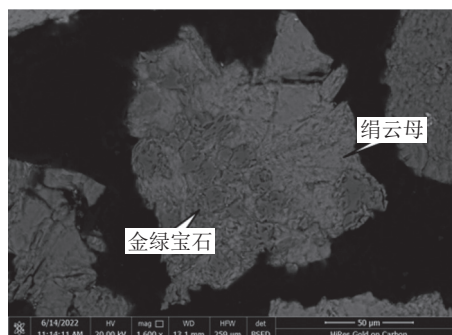


图 2 金绿宝石与绢云母呈港湾状接触

Fig.2 Intimate contact of harbor shape between chrysoberyl and sericite

选金绿宝石—再浮选萤石流程、金绿宝石和萤石混合浮选—精选分离流程、优先浮选萤石—浮选尾矿脱泥后再浮选金绿宝石流程、优先浮选萤石—浮选尾矿脱泥后反浮脉石矿物流程等探索实验，结果显示，由于矿石中金绿宝石颗粒嵌布较细，浮选回收的是金绿宝石富连体矿物，可浮性较低，探索实验以第四种方案获得实验指标相对较优，因此实验拟定采用原矿—磨矿—脱除硫化矿—优先浮选萤石—浮选尾矿脱泥—反浮脉石的工艺流程回收铍矿物。

## 3 磨矿细度实验

### 3.1 磨矿细度实验

磨矿是矿物解离的必备手段之一，矿物解离是任何选矿方法在选别之前首先需要解决的关键问题，因此磨矿细度的选择非常重要。固定磨矿浓度 60%，脱除方铅矿、闪锌矿等硫化矿捕收剂<sup>[6]</sup>丁基黄药用量 40 g/t、丁铵黑药用量 20 g/t、乙硫氮用量 10 g/t；萤石浮选调整剂碳酸钠用量 1 000 g/t、抑制剂水玻璃用量 2 500 g/t、捕收剂油酸钠用量 150 g/t、氧化石蜡皂用量 150 g/t，采用 XMB-67 型 200 mm×240 mm 棒磨机、实验室型标准检验筛 GB/T 6003.1—2012 及 XFD 实验室用单槽浮选机等磨矿、筛分、浮选设备按图 3 流程进行磨矿细度实验，实验结果见图 4。

从图 4 看出，随着磨矿细度的增加，矿物解离度提高，铍粗精矿 BeO 品位增加，回收率也逐渐增加，当磨矿细度在-0.074 mm 含量超过 80% 之后，部分矿物过磨，矿泥量增加，干扰浮选过程，导致分选效果变差，铍粗精矿回收率急速下降。因此，磨矿细度选择-0.074 mm 80%，实验结果见表 3。

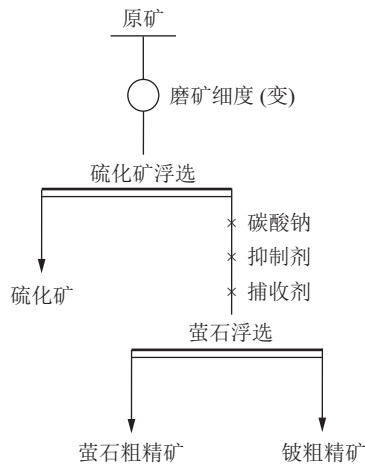


图 3 粗选条件实验流程  
Fig.3 Test flow of roughing condition

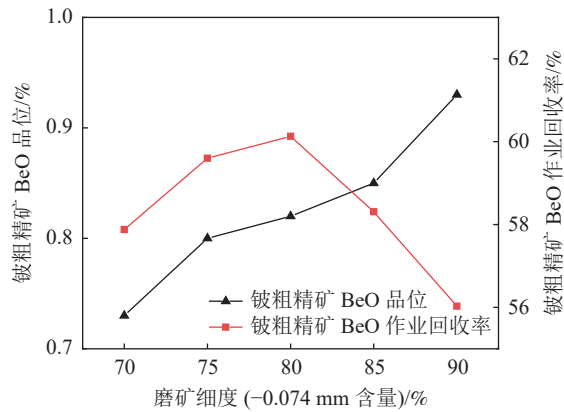


图 4 磨矿细度实验结果  
Fig.4 Test results of grinding fineness

表 3 磨矿细度为-0.074 mm 80% 实验结果  
Table 3 Test results of grinding fineness of -0.074 mm accounting for 80%

| 产品名称  | 产率/%   | 品位/% |                  | 回收率/%  |                  |
|-------|--------|------|------------------|--------|------------------|
|       |        | BeO  | CaF <sub>2</sub> | BeO    | CaF <sub>2</sub> |
| 硫化矿   | 9.86   | 0.29 | 40.17            | 6.02   | 8.83             |
| 萤石粗精矿 | 57.41  | 0.31 | 67.31            | 37.47  | 86.14            |
| 铍粗精矿  | 32.73  | 0.82 | 6.89             | 56.51  | 5.03             |
| 原矿    | 100.00 | 0.47 | 44.86            | 100.00 | 100.00           |

3.2 萤石浮选抑制剂种类与用量实验

由于矿样中的含铍矿物与萤石、绿泥石、云母、碳酸盐等矿物紧密共生，抑制剂的选择既要考虑铍矿物的回收，也要考虑萤石的回收。绿泥石<sup>[7-8]</sup>、云母<sup>[9-10]</sup>、碳酸盐<sup>[11]</sup>等矿物常用的抑制剂有水玻璃、酸化水玻璃、单宁酸、淀粉、腐殖酸钠、CMC、六偏磷酸等。对硫化矿浮选尾矿(合并萤石粗精矿和铍粗精矿含 BeO 0.50%，萤石 45.33%)进行抑制剂种类选择实验，在磨矿细度

-0.074 mm 80%，碳酸钠用量为 1 000 g/t，捕收剂油酸钠 150 g/t、氧化石蜡皂 150 g/t 的条件下，按图 3 流程考查水玻璃、酸化水玻璃、淀粉、CMC、单宁酸对脉石矿物的抑制作用，实验结果见表 4。

表 4 萤石浮选抑制剂种类实验结果  
Table 4 Test results of types of fluorite flotation inhibitors

| 抑制剂种类与用量/(g/t)        | 产品名称  | 产率/%   | 品位/% |                  | 回收率/%  |                  |
|-----------------------|-------|--------|------|------------------|--------|------------------|
|                       |       |        | BeO  | CaF <sub>2</sub> | BeO    | CaF <sub>2</sub> |
| 水玻璃2 000              | 萤石粗精矿 | 62.69  | 0.31 | 68.54            | 38.56  | 93.89            |
|                       | 铍粗精矿  | 37.31  | 0.83 | 7.49             | 61.44  | 6.11             |
|                       | 给矿    | 100.00 | 0.50 | 45.76            | 100.00 | 100.00           |
| 水玻璃1 000<br>淀粉800     | 萤石粗精矿 | 62.92  | 0.32 | 64.51            | 40.13  | 88.72            |
|                       | 铍粗精矿  | 37.08  | 0.81 | 13.92            | 59.87  | 11.28            |
|                       | 给矿    | 100.00 | 0.50 | 45.75            | 100.00 | 100.00           |
| 酸化水玻璃<br>1 000CMC 300 | 萤石粗精矿 | 75.11  | 0.43 | 58.22            | 64.63  | 95.29            |
|                       | 铍粗精矿  | 24.89  | 0.71 | 8.69             | 35.37  | 4.71             |
|                       | 给矿    | 100.00 | 0.50 | 45.89            | 100.00 | 100.00           |
| 单宁酸500酸化<br>水玻璃1 000  | 萤石粗精矿 | 69.02  | 0.42 | 63.05            | 60.88  | 93.24            |
|                       | 铍粗精矿  | 30.98  | 0.64 | 10.02            | 39.12  | 6.76             |
|                       | 给矿    | 100.00 | 0.50 | 45.93            | 100.00 | 100.00           |

由表 4 结果看出，采用单一水玻璃作抑制剂，获得的萤石粗精矿中 BeO 金属量最低、CaF<sub>2</sub> 品位最高，铍粗精矿 BeO 品位和回收率也明显高于其他组合抑制剂，因此，选择单一水玻璃作抑制剂。水玻璃用量实验见图 5。

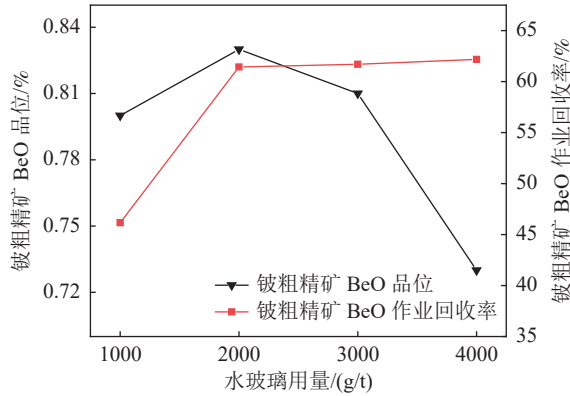


图 5 水玻璃用量实验结果  
Fig.5 Test results of sodium silicate dosage

从图 5 看出，随着水玻璃的用量增加，铍粗精矿 BeO 回收率持续上升，BeO 品位则先增加后降低，这是由于水玻璃用量过大对萤石也有抑制作用，致使铍粗精矿产率增加，影响 BeO 品位降低。在水玻璃用量为 2 000 g/t 时铍粗精矿 BeO 品

位最高, 因此确定水玻璃用量为 2 000 g/t。

3.3 萤石浮选捕收剂实验

3.3.1 萤石浮选捕收剂种类

萤石浮选常用的捕收剂有脂肪酸类、改性脂肪酸类、组合捕收剂等<sup>[12]</sup>。本次实验选择工业选厂常用捕收剂油酸钠、氧化石蜡皂、塔尔油进行了对比。在磨矿细度-0.074 mm 80%、碳酸钠用量为 1 000 g/t、水玻璃用量 2 000 g/t、捕收剂用量 300 g/t 的条件下, 对硫化矿浮选尾矿按图 3 进行捕收剂种类实验, 结果见表 5。

| 表 5 萤石浮选捕收剂种类实验结果                                             |       |        |      |                  |         |                  |
|---------------------------------------------------------------|-------|--------|------|------------------|---------|------------------|
| Table 5 Test results of collector types of fluorite flotation |       |        |      |                  |         |                  |
| 捕收剂种类                                                         | 产品名称  | 产率/%   | 品位/% |                  | 作业回收率/% |                  |
|                                                               |       |        | BeO  | CaF <sub>2</sub> | BeO     | CaF <sub>2</sub> |
| 油酸钠                                                           | 萤石粗精矿 | 70.02  | 0.35 | 62.27            | 49.02   | 95.38            |
|                                                               | 铍粗精矿  | 29.98  | 0.85 | 7.04             | 50.98   | 4.62             |
|                                                               | 给矿    | 100.00 | 0.50 | 45.71            | 100.00  | 100.00           |
| 氧化石蜡皂                                                         | 萤石粗精矿 | 60.56  | 0.30 | 69.27            | 36.25   | 91.53            |
|                                                               | 铍粗精矿  | 39.44  | 0.81 | 9.84             | 63.75   | 8.47             |
|                                                               | 给矿    | 100.00 | 0.50 | 45.83            | 100.00  | 100.00           |
| 塔尔油                                                           | 萤石粗精矿 | 62.86  | 0.31 | 65.51            | 39.31   | 90.35            |
|                                                               | 铍粗精矿  | 37.14  | 0.81 | 11.84            | 60.69   | 9.65             |
|                                                               | 给矿    | 100.00 | 0.50 | 45.58            | 100.00  | 100.00           |

从表 5 实验结果发现, 油酸钠捕收能力优于氧化石蜡皂和塔尔油, 但选择性较差, 氧化石蜡皂的选择性和捕收能力均略优于塔尔油。综合考虑, 选择油酸钠和氧化石蜡皂组合做捕收剂, 在该条件下进行了油酸钠和氧化石蜡皂的配比实验, 结果见表 6。

| 表 6 萤石浮选捕收剂配比实验结果                                                         |       |        |      |                  |         |                  |
|---------------------------------------------------------------------------|-------|--------|------|------------------|---------|------------------|
| Table 6 Test results of collector dosage proportion of fluorite flotation |       |        |      |                  |         |                  |
| 捕收剂配比<br>(油酸钠:<br>氧化石蜡皂)                                                  | 产品名称  | 产率/%   | 品位/% |                  | 作业回收率/% |                  |
|                                                                           |       |        | BeO  | CaF <sub>2</sub> | BeO     | CaF <sub>2</sub> |
| 1:2                                                                       | 萤石粗精矿 | 61.86  | 0.31 | 68.09            | 38.01   | 91.67            |
|                                                                           | 铍粗精矿  | 38.14  | 0.82 | 10.04            | 61.99   | 8.33             |
|                                                                           | 给矿    | 100.00 | 0.50 | 45.95            | 100.00  | 100.00           |
| 1:1                                                                       | 萤石粗精矿 | 62.69  | 0.31 | 68.54            | 38.56   | 93.89            |
|                                                                           | 铍粗精矿  | 37.31  | 0.83 | 7.49             | 61.44   | 6.11             |
|                                                                           | 给矿    | 100.00 | 0.50 | 45.76            | 100.00  | 100.00           |
| 2:1                                                                       | 萤石粗精矿 | 64.23  | 0.31 | 66.26            | 40.14   | 94.50            |
|                                                                           | 铍粗精矿  | 35.77  | 0.83 | 6.92             | 59.86   | 5.50             |
|                                                                           | 给矿    | 100.00 | 0.50 | 45.03            | 100.00  | 100.00           |

从表 6 看出, 随着油酸钠配比的增加, 萤石粗精矿 CaF<sub>2</sub> 回收率逐渐增加, 品位呈下降趋势,

铍粗精矿 BeO 品位变化不大, 回收率降低。综合考虑, 最终确定油酸钠与氧化石蜡皂质量比为 1:1。

3.3.2 萤石浮选捕收剂用量实验

在磨矿细度-0.074 mm 80%、碳酸钠用量为 1 000 g/t、水玻璃用量 2 000 g/t、油酸钠与氧化石蜡皂质量比为 1:1 的条件下, 按图 3 进行捕收剂用量实验, 结果见图 6。

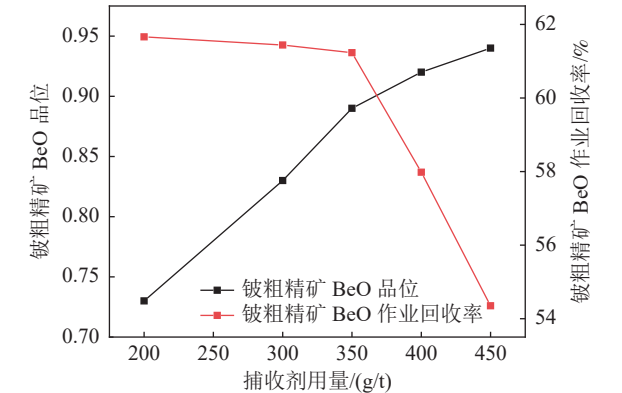


图 6 捕收剂用量实验结果  
Fig.6 Test results of collector dosage

图 6 结果看出, 随着捕收剂用量增加, 铍粗精矿 BeO 的品位持续增加, 回收率逐渐降低, 用量超过 350 g/t 时, 回收率下降较快, 这是由于捕收剂用量增加, 萤石粗精矿产率增加, 铍粗精矿产率降低, 虽然铍粗精矿 BeO 增加, 但回收率下降。综合考虑, 选择捕收剂用量为 350 g/t 较合适。此时铍粗精矿 BeO 品位 0.89%, 作业回收率 61.23%, 萤石粗精矿 CaF<sub>2</sub> 品位为 67.81%, 作业回收率为 94.55%。

3.4 再磨实验

从实验数据分析, 萤石粗精矿中还含有对原矿 36.44% 的 BeO 金属量, 这部分铍矿物嵌布粒度较细, 主要与萤石连生, 也有部分细粒夹带, 因此对萤石粗精矿进行了一次再磨精选实验, 实验结果见图 7。

实验结果显示, 随着再磨细度增加, 精选尾矿 BeO 品位和回收率均逐渐增加, 当再磨细度超过-0.038 mm 85% 时, 精选尾矿 BeO 回收率趋于平稳, BeO 品位下降明显, 因此选择再磨细度为-0.038 mm 85%, 此时精选尾矿 BeO 品位 0.73%, 作业回收率 75.27%, 萤石精矿 CaF<sub>2</sub> 品位 90.07%, 作业回收率 91.54%。

3.5 脱泥实验

合并铍粗精矿和精选尾矿为脱泥实验给矿

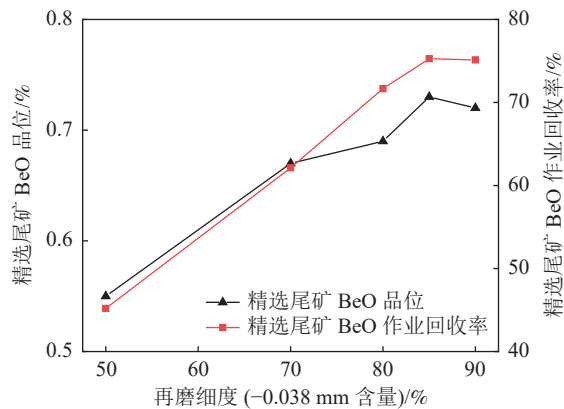


图7 萤石粗精矿再磨实验结果

Fig.7 Test results of fluorite rough concentrate regrinding

（含 BeO 0.83%，回收率 84.97%），因实验确定的磨矿细度较细，产生的矿泥量较大，为减少铍矿物损失，采用筛分和离心机联合脱泥，先进行 0.031 mm 筛分，对-0.031 mm 粒级采用 XZL-Φ400 mm×300 mm 离心选矿机脱泥，目的是利用离心原理脱掉比重较小的、粒度较细的泥质矿物。实验流程见图 8，实验结果见表 7。

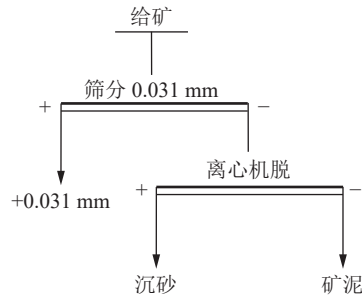


图8 脱泥实验工艺流程

Fig.8 Flowsheet of desliming test

表7 脱泥实验结果

Table 7 Test results of desliming

| 产品名称      | 产率/%   | BeO品位/% | BeO回收率/% |
|-----------|--------|---------|----------|
| +0.031 mm | 58.67  | 0.86    | 60.48    |
| 沉砂        | 30.87  | 0.98    | 36.26    |
| 矿泥        | 10.46  | 0.26    | 3.26     |
| 给矿        | 100.00 | 0.83    | 100.00   |

实验结果看出，采用筛分-离心机联合脱泥，可脱除产率为 10.46% 的矿泥，损失 BeO 金属量 3.26%。合并+0.031 mm 和沉砂（含 BeO 0.90%）作为反浮脉石给矿，进行下一步分选作业。

3.6 反浮脉石矿物

对脱泥后的物料进行 XRD 分析，结果显示金绿宝石占 4.9%、萤石占 5.8%、云母占 40.5%、绿泥石占 22.0%、方解石及白云石等碳酸盐占

11.5%、石英占 7.8%、长石占 6.5%，从 XRD 分析结果看出，该物料中主要矿物为云母和绿泥石，其中云母以白云母为主，大部分已单体解离，绿泥石嵌布粒度较细，主要与金绿宝石及其他脉石矿物紧密共生，若继续细磨，也很难用选矿方法分离，而且细磨后金绿宝石也会被泥化损失。因此反浮脉石实验主要是分离白云母，通过分除白云母，富集铍矿物。云母浮选有酸性矿浆阳离子浮选法和碱性矿浆阴—阳离子混合浮选法<sup>[13]</sup>。由于该矿样含有碳酸盐矿物，采用酸性矿浆浮选，耗酸量较大，若采用碱性矿浆阴—阳离子混合浮选法则易把碳酸盐上浮，同时铍矿物也随之上浮，导致铍矿物损失，因此研究并复配了以偏磷酸盐、硫酸盐为主的复合抑制剂 YB，该药剂为弱酸性盐，不影响矿浆 pH 值，在中性矿浆对铍矿物及铍连生体矿物具有抑制作用。通过实验研究，采用 YB 作抑制剂、十二胺盐酸盐作捕收剂、2<sup>#</sup>油作起泡剂，进行一次粗选、两次精选，获得铍精矿指标较好，实验流程及药剂用量见图 9，实验结果见表 8。

表 8 结果表明，通过反浮选脉石矿物获得精

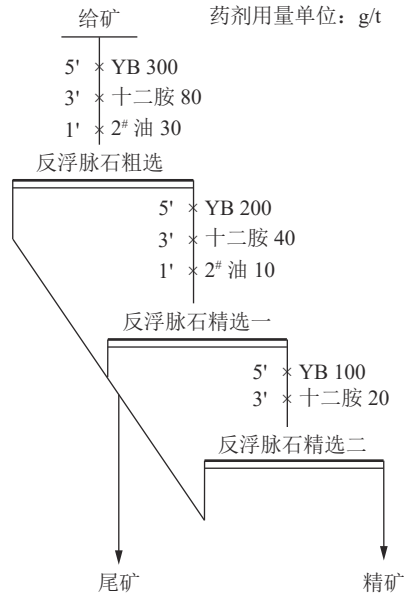


图9 反浮脉石矿物工艺流程

Fig.9 Flowsheet of reverse floating gangue minerals

表8 反浮脉石矿物实验结果

Table 8 Test results of reverse floating gangue minerals

| 产品名称 | 产率/%   | BeO品位/% | BeO回收率/% |
|------|--------|---------|----------|
| 精矿   | 47.61  | 1.57    | 82.63    |
| 尾矿   | 52.39  | 0.30    | 17.37    |
| 给矿   | 100.00 | 0.90    | 100.00   |

矿含 BeO 1.57%，作业回收率 82.63%。显微镜下观察分析，铍精矿中金绿宝石粒度较细，部分金绿宝石与绿泥石、白云母、石英等紧密连生，解离难度大，采用选矿方法进一步富集，精矿指标提升幅度不大，适合采用冶金工艺提取。因此反浮选获得的精矿不再进行选矿富集研究，直接进入冶金提取工序。

### 3.7 全流程实验

在条件实验的基础上，进行了全流程实验，全流程实验见图 10，实验结果见表 9。

实验结果表明，全流程实验获得的铍精矿含

BeO 1.57%、回收率 67.95%，萤石精矿含  $\text{CaF}_2$  96.32%、回收率 70.34%。通过对铍精矿分析，含铍矿物嵌布粒度微细且与脉石共生密切，难以用选矿方法进一步提高精矿指标，可采用焙烧、煅烧、酸浸、萃取、反萃取等冶金方法提取工艺，获得氧化铍产品<sup>[14]</sup>。

## 4 结 论

(1) 原矿含 BeO 0.47%， $\text{CaF}_2$  44.86%，主要由金绿宝石、萤石、绿泥石、云母、方解石、白云石等矿物构成，含铍矿物为金绿宝石。金绿宝

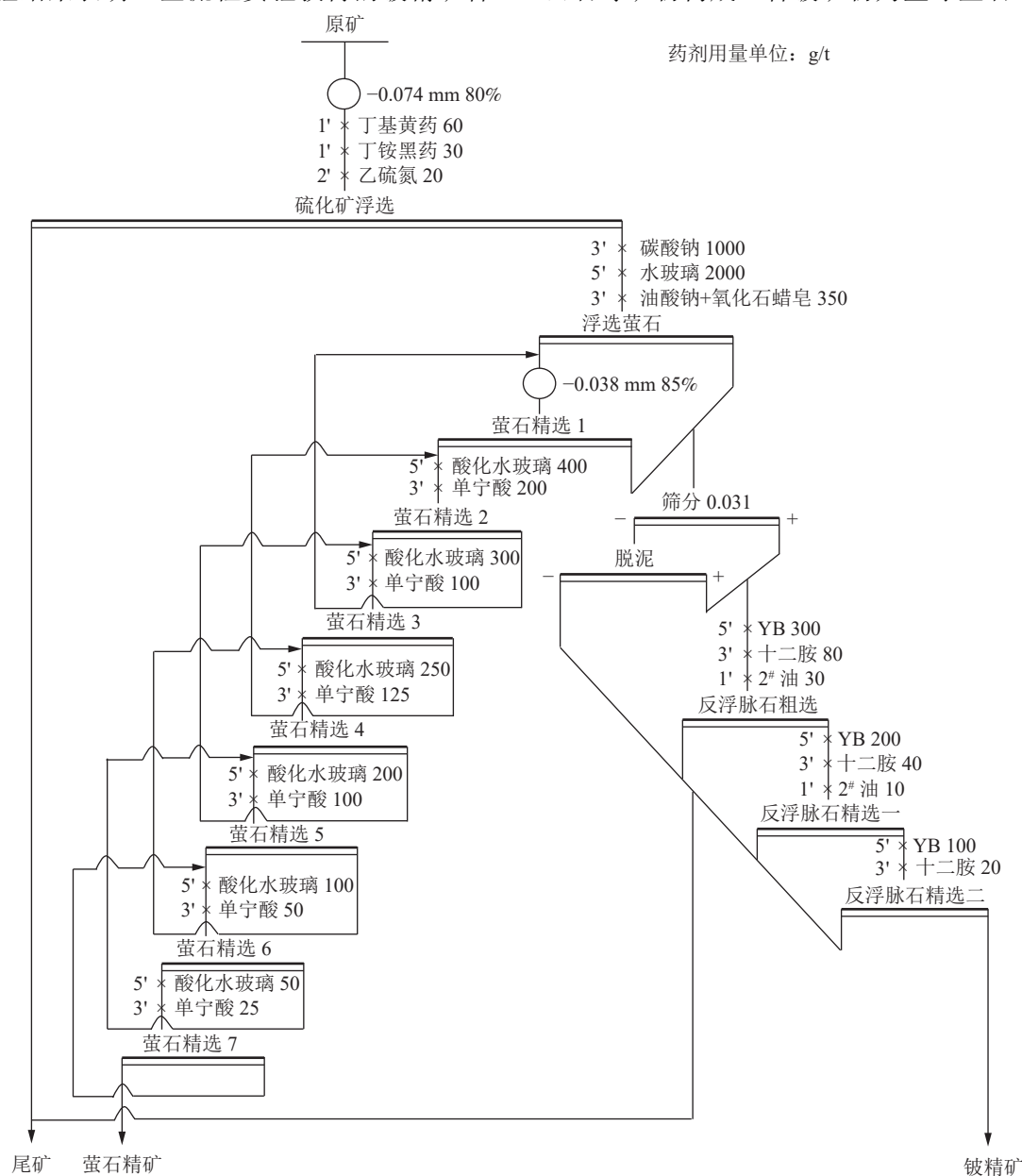


图 10 全流程实验工艺流程

Fig.10 Flowsheet of full process

表 9 全流程实验结果  
Table 9 Test results of full process

| 产品名称 | 产率/%   | 品位/%  |                  | 回收率/%  |                  |
|------|--------|-------|------------------|--------|------------------|
|      |        | BeO   | CaF <sub>2</sub> | BeO    | CaF <sub>2</sub> |
| 铍精矿  | 20.16  | 1.57  | 21.91            | 67.95  | 9.85             |
| 萤石精矿 | 32.76  | 0.039 | 96.32            | 2.74   | 70.34            |
| 尾矿   | 47.08  | 0.29  | 18.88            | 29.31  | 19.81            |
| 原矿   | 100.00 | 0.47  | 44.86            | 100.00 | 100.00           |

石嵌布粒度较细，与绿泥石等脉石矿物共生密切，解离困难。

(2) 在磨矿细度为-0.074 mm 80% 的条件下，采用先浮选脱除硫化矿、再优先浮选萤石、浮选尾矿脱泥后再反浮脉石矿物的工艺流程，获得含 BeO 1.57%，回收率为 67.95% 的铍精矿和含 CaF<sub>2</sub> 96.32%，回收率为 70.34% 的萤石精矿，铍精矿后续可通过冶金工艺提取获得氧化铍产品。该工艺流程合理可行，实现了对金绿宝石型铍矿和萤石矿物的综合回收，为同类型铍矿的开发利用提供参考。

参考文献：

[1] 李宏, 谭秀民, 张秀峰, 等. 铍资源现状及其选冶技术进展[J]. 有色金属科学与工程, 2022, 13(4):44-53.  
LI H, TAN X M, ZHANG X F, et al. Present situation of beryllium resources and its progress of processing technology[J]. Nonferrous Metals Science and Engineering, 2022, 13(4):44-53.  
[2] 赖杨, 邓伟. 川西九龙打枪沟锂铍矿石特征及其铍元素赋存状态和分布规律研究[J]. 矿产综合利用, 2022(5): 185-192.  
LAI Y, DENG W. Characteristics of lithium beryllium ore and occurrence and distribution of rubidium element in ore, in Daqianggou, Jiulong, West Sichuan [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2022(5): 185-192.  
[3] 纪国平, 王亚洲. 低温反浮选绿柱石实验研究[J]. 新疆有色金属, 2020(2):20-24.  
JI G P, WANG Y Z. Experimental study on low temperature reverse flotation of beryl[J]. Xinjiang Nonferrous metals, 2020(2):20-24.  
[4] 芮海峰. 金绿宝石型铍矿中铍的提取工艺研究[D]. 湘潭: 湘潭大学, 2017.  
RUI H F. Extraction of beryllium from chrysoberyl ore[D]. Xiangtan: Xiangtan University, 2017.  
[5] 邓超翰. 一种从含锂的金绿宝石型铍矿中取锂铍的工艺

[D]. 湘潭: 湘潭大学, 2018.  
DENG C H. Extraction of lithium and beryllium from lithium-containing chrysoberyl beryllium ore [D]. Xiangtan: Xiangtan University, 2018.  
[6] 胡熙庚. 有色金属硫化矿选矿[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1987: 271-274. .  
HU X G. Beneficiation of nonferrous metal sulphide ore [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 1987: 271-274.  
[7] 罗红莹. 油酸钠体系中锡石与绿泥石浮选选择性抑制作用研究[D]. 昆明: 昆明理工大学, 2020.  
LUO H Y. Study on selective inhibition of cassiterite and chlorite flotation in sodium oleatesystem[D]. Kunming: Kunming University of Science and Technology, 2015.  
[8] 赵玉卿, 黄秉雄, 刘磊, 等. 蛇纹石、绿泥石、滑石的可浮性及抑制方法综述[J]. 矿产综合利用, 2018(2):7-11.  
ZHAO Y Q, HUANG B X, LIU L, et al. Summary of serpentine, chlorite, talc floatability and rejecting[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2018(2):7-11.  
[9] 陈建建. 含云母方解石型萤石浮选实验研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2015.  
CHEN J J. Experimental research on flotation of micaceous calcite-typefluorite[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technolog, 2015.  
[10] 方霖, 郭珍旭, 刘长淼, 等. 云母矿物浮选研究进展[J]. 中国矿业, 2015, 24(3):131-136.  
FANG L, GUO Z X, LIU C M, et al. Research progress of mica flotation[J]. China Mining Magazine, 2015, 24(3):131-136.  
[11] 林东. 碳酸盐型萤石矿浮选选择性抑制及机理研究[D]. 贵州: 贵州大学, 2017.  
LIN D. Study on selective inhibition and mechanism of flotation of carbonate fluorite ore [D]. Guizhou: Guizhou University, 2017.  
[12] 黄俊玮, 张成强, 郭珍旭. 萤石矿浮选研究进展[J]. 现代矿业, 2017, 5(5):129-132+140.  
HUANG J W, ZHAGN C Q, GUO Z X. Research progress of fluorite flotation[J]. Modern Mining, 2017, 5(5):129-132+140.  
[13] 米丽平. 从碎云母矿尾矿中回收云母的实验研究[D]. 唐山: 河北理工大学, 2005.  
MI L P. Experimental study on recovery of mica from crushed mica tailings[D]. Tangshan: Hebei University of Science and Technology.  
[14] 张先华, 张汉忠, 刘勇, 等. 一种从金绿宝石铍矿石提取氧化铍的选冶联合方法: CN201610054060.0 [P]. 2016-01-27.  
ZHANG X H, ZHANG H Z, LIU Y, et al. A combined method of beneficiation and metallurgy for extracting beryllium oxide from chrysoberyl ore: CN201610054060.0 [P]. 2016-01-27.

(下转第 56 页)

## New Technology of Preparing Barium Carbonate by Two Transformations of Barite in Liquid Phase

WANG Xiangbi<sup>1,2</sup>, ZHOU Junhong<sup>1</sup>, MA Lei<sup>2</sup>, LI Haiyan<sup>2</sup>, HAN Weiling<sup>1,2</sup>, WAN Zongjing<sup>1</sup>

(1.Qiannan Normal University for Nationalities, Qiannan 558000, Guizhou, China; 2.Guizhou Shengzewei Chemicals Co., Ltd., Qiannan 550400, Guizhou, China)

**Abstract:** This is an article in the field of metallurgical engineering. Aiming at the limitation of low reactivity of barite and few chemical processing methods, a new soda ash conversion method is proposed. Firstly, the effect of barite reaction particle size, temperature, and sodium carbonate concentration on the production rate of barium carbonate by the hydrochloric acid hydrolysis method is explored. The results show that the sodium carbonate concentration has the greatest impact on the reaction conversion rate. At limited experimental conditions, when sodium carbonate is used when the concentration reaches 28.57%, the highest formation rate of barium carbonate reaches 90.05%. Secondly, in the subsequent reaction, ammonium chloride is selected to re-convert the barite conversion product to prepare ammonium carbonate. The barium carbonate produced by this method has a higher yield and purity. The new process breaks through the traditional misconception that barium sulfate does not react with soda ash. The process is simple and feasible, and ammonia and carbon dioxide can be recycled and reused, making the entire process a large cycle process, in line with the concept of green environmental protection, and recrystallization. The preparation of barium carbonate from stone provides a new production process.

**Keywords:** Metallurgical engineering; Barite; Sodium carbonate; Barium carbonate; Ammonium chloride; Ammonium carbonate; New technology

////////////////////////////////////  
(上接第 37 页)

## Multipurpose Recovery Test of Beryllium Ores in Hunan Province

SHAO Weihua, CHANG Xueyong, WANG Shoujing, PENG Tuaner

(Zhengzhou Institute of Multipurpose Utilization of Mineral Resources, CAGS, China National Engineering Research Center for Utilization of Industrial Minerals, Key Laboratory for Polymetallic Ores' Evaluation and Utilization, MNR, Engineering Technology Innovation Center for Development and Utilization of High Purity Quartz, Ministry of Natural Resources, Zhengzhou 450006, Henan, China)

**Abstract:** This is an article in the field of mineral processing engineering. The beryllium ore in Hunan Province contains 0.47% BeO and 44.86% CaF<sub>2</sub>. The beryllium ore is chrysoberyl. The main gangue minerals are chlorite, mica, calcite, dolomite, etc. The disseminated particle size of beryllium ores is relatively fine, closely associated with chlorite, calcite, etc. So it is difficult to beneficiate. The beneficiation process flow is adopted by flotation of the sulphide ore first, then preferential flotation of fluorite, and the last reverse flotation of gangue minerals after flotation tailings deslimed. At the condition of the grinding fineness -0.074 mm accounted for 80%, the combined collectors of butylxanthate + ammonium dibutylidithiophosphate + sodium diethyldithiocarbamate for flotation were used to remove sulfide ores. Then fluorite concentrate with CaF<sub>2</sub> grade of 96.32% and recovery rate of 70.34% were obtained by flotation of fluorite with the combined collectors oxidized paraffinum sodium salt + sodium oleate. After the flotation tailings are deslimed, reverse flotation of gangue minerals is adopted and the beryllium concentrate with BeO grade of 1.57% and recovery rate of 67.95% is obtained. The subsequent beryllium concentrate can be extracted by metallurgical method to obtain beryllium oxide products. This process realizes the multipurpose recovery of beryllium ores of chrysoberyl type and fluorite ores, and provides a reference for the development and utilization of the same type of beryllium ores.

**Keywords:** Mineral processing engineering; Chrysoberyl; Fluorite; Flotation; Reverse flotation; Desliming