

某含萤石铍矿综合回收铍和萤石的试验研究

邵伟华^{1,2,3}, 曾永杰⁴, 常学勇^{1,2,3}, 王守敬^{1,2,3}, 彭团儿^{1,2,3}

1. 中国地质科学院郑州矿产综合利用研究所, 河南 郑州 450006;
2. 国家非金属矿资源综合利用工程技术研究中心, 河南郑州 450006;
3. 自然资源部多金属矿综合利用评价重点实验室, 河南郑州 450006;
4. 包头钢铁(集团)有限责任公司宝山矿业公司, 内蒙古 包头 014010

中图分类号: TD955; TD971.5 文献标识码: A 文章编号: 1001-0076(2023)01-0098-07
DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2023.01.010

摘要 某含萤石铍矿中含 BeO 0.33%、CaF₂ 36.53%, 含铍矿物为金绿宝石, 其他有用矿物为萤石, 主要脉石矿物为方解石、白云石、绿泥石等, 碳酸盐含量高达 44.80%, 选别难度极大。基于金绿宝石与碳酸盐矿物的密度差异, 以及与主要矿物的可浮性差异, 试验采用重液分选—优先浮选萤石—反浮选脉石的工艺流程处理该矿。针对-15 mm 的原矿, 首先对-15+0.5 mm 粒级产品采用重液分选脱除了 35.47% 的脉石矿物, 其中 70% 以上为碳酸盐矿物; 再合并重液分选精矿与-0.5 mm 粒级产品在磨矿细度为-0.074 mm 占 80% 的条件下, 采用组合捕收剂丁基黄药+丁铵黑药+乙硫氮浮选脱除方铅矿等硫化矿, 然后利用组合捕收剂氧化石蜡皂+油酸钠浮选萤石得到含 CaF₂ 95.02%、回收率为 65.96% 的萤石精矿, 浮选尾矿脱泥后反浮选脉石矿物, 可获得含 BeO 1.32%、回收率为 70.92% 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。

关键词 金绿宝石; 萤石; 重液分选; 浮选; 反浮选; 脱泥

引言

自然界常见的含铍矿物大约有 50 多种^[1], 目前具有商业开采价值可用于生产铍金属及其化合物的含铍矿物仅有绿柱石和羟硅铍石^[2], 潜在的具有工业价值的铍矿物有硅铍石、金绿宝石、日光榴石等^[3]。中国铍矿资源丰富, 截至 2017 年底, 我国铍资源量(以氧化铍计)为 56 万 t, 但是符合工业开采的储量只有 1.43 万 t^[4], 而且优质铍矿资源稀少^[4]。目前可规模化回收铍矿的矿区只有新疆可可托海稀有金属矿 3 号脉和云南香格里拉铍矿, 可生产铍精矿的选矿厂仅有水口山六厂一家, 主要以绿柱石型铍矿为主^[5]。金绿宝石(化学式 BeAl₂O₄, 理论含 BeO 19.7%)是一种含铍较高的重要铍矿物, 在我国, 金绿宝石矿是仅次于绿柱石的重要铍矿资源。对于金绿宝石型铍矿的回收, 一般预先采用选矿方法富集再采用冶金方法提取的工艺流程, 也存在采用原矿直接冶金提取工艺。芮海锋^[6]针对原矿含 BeO 0.26% 的湖南郴州香花岭矿区的金绿宝石型铍矿, 先采用反浮选获得含 BeO 0.40%、回收率 75.0% 的铍粗精矿, 对铍粗精矿进行焙烧—酸

浸冶金提取, 获得铍的作业浸出率达 82.0%。邓超翰^[7]针对同类型铍矿, 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 BeO 理论总回收率 79.8%。目前针对金绿宝石型铍矿的回收仅限于实验室研究, 未见工业生产实例的报道。

湖南郴州某铍矿资源储量大, 富含萤石, 铍主要以金绿宝石形式存在, 含铍矿物与萤石、方解石、白云石、云母等矿物共生密切, 本试验将对该铍矿开展综合回收工艺研究, 以降低冶金提铍成本, 完善提铍工艺, 为我国铍工业的可持续发展提供支撑。

1 矿石性质

试验样品取自湖南郴州某铍矿山, 该矿山目前还未开发利用。对矿样进行主要化学组分分析及主要矿物组成分析, 结果分别见表 1 和表 2。

表 1 矿样主要化学组分分析结果 /%
Table 1 Results of main chemical components analysis of ore sample

名称	BeO	F	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	CO ₂	SiO ₂
含量	0.33	17.80	41.00	4.69	6.96	23.43	4.15

收稿日期: 2022-09-21

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, 河南灵宝人, 硕士, 主要研究方向为矿产综合利用。

通信作者: 曾永杰(1974—), 男, 甘肃省景泰县人, 选矿工程师, 主要研究方向为矿产综合利用。

表 2 矿样矿物组成

Table 2 Mineral composition and content of ore sample

矿物	萤石	金绿宝石	方解石	白云石	绿泥石	蒙脱石	白云母	方铅矿	其他
含量/%	36.5	1.6	30.5	14.3	3.7	3.3	9.7	0.2	0.2

由表 1 和表 2 数据可知, 样品中含铍矿物为金绿宝石, 其他有用矿物为萤石, 主要脉石矿物为方解石、白云石、绿泥石、蒙脱石、白云母等, 还有少量的方铅矿, 其中方解石、白云石为碳酸盐矿物, 总含量达 44.8%, 可见矿石碳酸盐含量较高, 大量的碳酸盐在铍矿选别过程, 消耗浮选药剂, 恶化浮选环境, 影响工艺流程稳定, 导致分选难度极大。根据电子探针和扫描电镜分析, 矿样中的金绿宝石多呈他形粒状晶形, 与萤石及部分方解石、白云石、绿泥石等脉石矿物紧密共生, 由图 1 和图 2 可知, 其粒度变化较大, 主要粒度集中在 0.3 mm 以下粒度中, 在 0.038~0.15 mm 粒度中含量较高, 在 0.02 mm 以下粒度中含量达 20% 以上。



图 1 萤石与金绿宝石紧密共生
Fig. 1 Intergrowth of fluorite and chrysoberyl

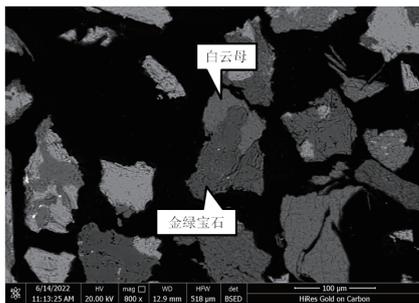


图 2 金绿宝石与白云母紧密共生
Fig. 2 Intergrowth of muscovite and chrysoberyl

2 试验方案

目前金绿宝石型铍矿的选矿研究资料较少, 可借鉴参考的文献甚少。金绿宝石($\text{BeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$)为铍铝酸盐, 密度 $3.71 \sim 3.75 \text{ g/cm}^3$, 无磁性, 对比样品中含量较高的其他矿物, 萤石密度 $3 \sim 3.26 \text{ g/cm}^3$ 、方解石密度 $2.72 \sim 2.94 \text{ g/cm}^3$ 、白云石密度 $2.8 \sim 2.9 \text{ g/cm}^3$ 、白云母密度 $2.76 \sim 3.10 \text{ g/cm}^3$ 等, 这些矿物均无磁性, 可浮选性接近, 根据方解石、白云石等碳酸盐密度相对较小的特点, 可采用重液分选预先抛除。抛除碳酸盐矿物

后, 进行了萤石和金绿宝石混合浮选—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试验, 结果显示, 由于矿石中金绿宝石可浮选较差, 以第三种浮选流程效果较优, 因此试验拟定在原矿预先抛尾后采用优先浮选萤石、浮选尾矿脱泥后反浮脉石的工艺流程回收该矿中的萤石和铍矿物。

3 试验结果与讨论

3.1 重液分选密度试验

重液分选是重介质选矿的一种分选方法, 是采用密度介于目的矿物和脉石矿物之间的重液或重悬浮液分离密度不同矿物, 重液受自身性质的制约一般在实验室试验中应用, 工业上一般采用重悬浮液。根据样品中矿物密度的差异, 选择三溴甲烷、二碘甲烷及 1-溴代萘配制不同密度的重液进行分选试验。试验前与重介质设备厂家沟通, 了解到重介质选矿工业上给矿粒度一般在 $-15+0.5 \text{ mm}$ 粒度之间, 因此重液分选密度试验给矿粒度为原矿破碎、筛分出的 $-15+0.5 \text{ mm}$ 粒度, 试验流程见图 3。试验主要考察重液分选抛除尾矿的产率和尾矿中铍金属量的损失, 试验结果见图 4。

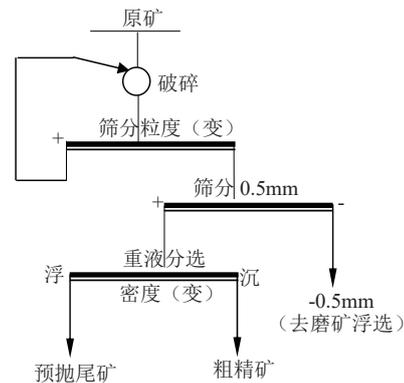


图 3 原矿重液分选试验工艺流程
Fig. 3 Flowsheet of heavy liquid separation

从试验结果看出, 随着预选抛尾产率的增加, 尾矿中铍金属损失率增加, 经过试验数据对比分析, 选择重液密度为 2.80 g/cm^3 进行预选抛尾较合适, 此时抛尾产率为 35.47%, 尾矿中铍金属损失率为 7.97%。

3.2 分级重液抛尾试验

原矿 $-15+0.5 \text{ mm}$ 粒度在重液密度为 2.80 g/cm^3 条件下, 虽可脱除超过原矿 1/3 的矿物量, 但考虑到重液分选密度试验给矿粒度较粗, 还有部分脉石矿物由于

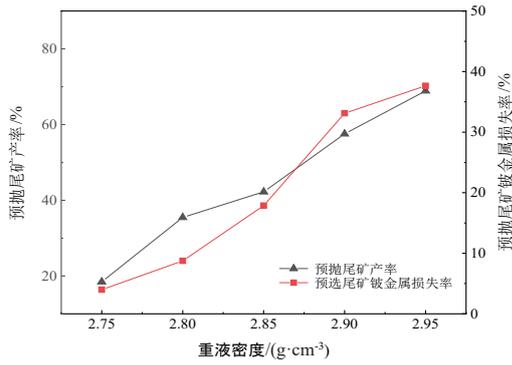


图4 重液密度对分选结果的影响
Fig. 4 Effect of heavy liquid density on separation results

解离度不够未脱除。因此,固定重液密度为 2.80 g/cm³,降低破碎粒度,对原矿筛分后-15+0.5 mm、-10+0.5 mm、-5+0.5 mm 和-3+0.5 mm 粒级分别进行重液抛尾试验,试验流程同图 3,试验结果见图 5。

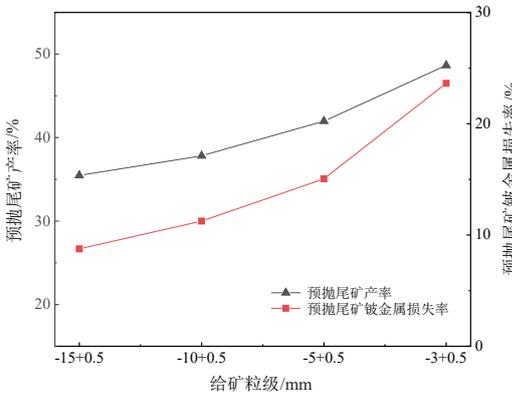


图5 分粒级重液分离试验结果
Fig. 5 Heavy liquid separation test results of different size classes

试验结果看出,破碎粒度降低,重液分离尾矿中损失的铍金属量与尾矿产率同时增加,二者呈正比关系,为保证铍矿物回收率,同时考虑到破碎成本及工业生产实际需求,试验选择重液抛尾给矿粒度为-15+0.5 mm 原矿,在重液密度为 2.80 g/cm³时可抛出尾矿产率为 35.47%,预抛尾矿中铍金属损失率为 7.97%,粗精矿 BeO 品位富集 1.42 倍,萤石富集 1.41 倍,粗精矿 BeO 回收率为 92.03%,萤石回收率为 91.17%。

3.3 磨矿细度试验

将重液分选的精矿破碎至 2 mm 以下,与原矿筛分得到的-0.5 mm 粒级合并细磨后浮选。根据萤石和金绿宝石可浮性的差异,试验采用优先浮选萤石、反浮选脉石以富集金绿宝石的工艺流程,分别富集萤石和含铍矿物。考虑到原矿含有少量的方铅矿,后续会影响萤石精矿质量,在萤石浮选前需提前脱除,因此在磨矿后先浮选脱除硫化矿物,脱除硫化矿物后尾矿再优先浮选萤石。固定磨矿浓度为 60%,浮选硫化矿丁基黄药用量 40 g/t、丁铵黑药 20 g/t、乙硫氮 10 g/t;

萤石浮选碳酸钠用量 1 000 g/t、水玻璃 2 500 g/t、油酸钠 150 g/t、氧化石蜡皂 150 g/t,按图 6 流程进行磨矿细度试验,试验结果见图 7。

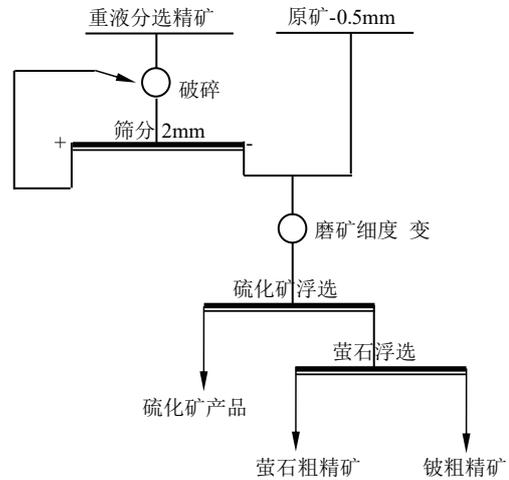


图6 磨矿细度试验流程
Fig. 6 Test flowsheet of grinding fineness

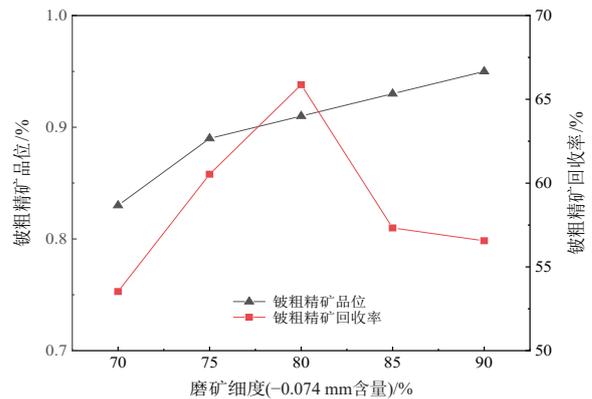


图7 磨矿细度试验结果
Fig. 7 Test results of grinding fineness

由图 7 看出,随着磨矿细度的增加,与脉石连生的铍矿物解离度提高,铍粗精矿品位增加,回收率增加,当磨矿细度-0.074 mm 含量超过 80%之后,样品中部分矿物过磨,致使分选效果较差,铍粗精矿回收率急速下降,因此,磨矿细度选择-0.074 mm 占 80%,此时铍粗精矿 BeO 品位 0.91%,回收率 60.15%,萤石粗精矿 CaF₂ 品位 67.52%,回收率 83.55%。

3.4 萤石浮选

对于含碳酸盐的萤石矿,一般采用碳酸钠作 pH 调整剂,水玻璃、酸化水玻璃、单宁酸、羧甲基纤维素等作抑制剂,油酸钠、塔尔油、氧化石蜡皂等脂肪酸类阴离子捕收剂,由于该原矿提前已经抛除部分碳酸盐矿物,剩余的脉石矿物主要有细粒嵌布的碳酸盐矿物、白云母、绿泥石等,因此经过药剂筛选试验,确定碳酸钠用量 1 000 g/t、水玻璃用量 2 500 g/t、油酸钠和氧化石蜡皂按质量比 1:1 作捕收剂,总用量为 400 g/t 效果较优,试验结果见表 3。

表 3 优先浮选萤石试验结果
Table 3 Test results of selective flotation of fluorite

产品名称	产率	BeO品位	CaF ₂ 品位	BeO回收率	CaF ₂ 回收率
萤石粗精矿	65.53	0.27	66.92	37.96	85.03
铍粗精矿	29.30	0.95	20.49	59.71	11.64
硫化矿产品	5.17	0.21	33.22	2.33	3.33
给矿	100.00	0.47	51.57	100.00	100.00

由试验结果可以看出, 萤石粗精矿中还含有 37.96% 的 BeO 金属量, 主要与萤石呈连体共生, 因此对萤石粗精矿进行了再磨精选试验, 试验结果见图 8。

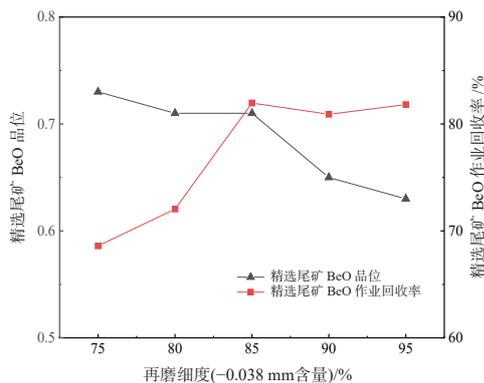


图 8 萤石粗精矿再磨试验结果
Fig. 8 Test result of fluorite rough concentrate regrinding

试验结果显示, 通过再磨使得萤石与含铍矿物进一步解离, 随着再磨细度增加, 精选尾矿 BeO 品位呈缓慢降低趋势, 作业回收率持续增加, 当再磨细度为 -0.038 mm 占 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 占 85%, 此时精选尾矿 BeO 品位 0.71%, 作业回收率 81.96%, 萤石精矿 CaF₂ 品位 78.76%, 作业回收率 83.12%。

3.5 脱泥试验

合并铍粗精矿和再磨后精选尾矿进行浮选试验回收含铍矿物, 结果显示, 基本没有分选, 而且浮选现象较差。分析原因是由于矿泥影响, 在浮选过程消耗大量的药剂, 恶化浮选环境, 导致浮选泡沫不可控制, 浮选效果较差, 必须进行脱泥, 因此进行了脱泥试验。为确定合适的脱泥量, 进行了沉降脱泥、筛分脱泥、离心机脱泥等不同脱泥方式对比试验。沉降试验是将矿浆自由沉降 1 h, 后抽取上层浑浊液, 即为矿泥, 下层为含铍矿物; 筛分脱泥是将合并后的给矿筛分, 0.031 mm 以下为矿泥, 0.031 mm 以上为含铍矿物; 离心机脱泥是采用 C40 实验室型法尔肯离心机, 利用离心原理脱掉密度较小的、粒度较细的矿物颗粒即为矿泥, 沉砂为含铍矿物。脱泥试验结果见表 4。

由试验结果看出, 沉降脱泥由于脱除的矿泥产率较低, 损失的铍回收率也较低, 矿泥未脱除干净, 不利于后续浮选作业; 筛分脱泥基本无富集效果; 离心机

脱泥脱除的矿泥量较大, 而且含铍矿物富集比较高, 可脱除产率为 25.22% 的矿泥, 损失 BeO 金属量仅 9.02%, 因此, 试验选择采用离心机脱泥后, 再进入下一选别作业。

表 4 脱泥试验结果
Table 4 Test results of desliming

脱泥方式	产品名称	产率	BeO品位	BeO回收率
沉降脱泥	精矿	93.64	0.85	94.92
	矿泥	6.36	0.67	5.08
	给矿	100.00	0.84	100.00
筛分脱泥	精矿	64.17	0.86	55.19
	矿泥	35.83	0.80	44.81
	给矿	100.00	0.84	100.00
离心机脱泥	精矿	74.78	1.02	90.98
	矿泥	25.22	0.30	9.02
	给矿	100.00	0.84	100.00

3.6 反浮脉石矿物

经过分析, 脱泥后的铍精矿中大部分为白云母, 少部分为嵌布粒度较细的与金绿宝石连生的方解石、白云石、绿泥石等, 因此反浮对象主要是分选白云母。白云母浮选常用的有酸性矿浆阳离子捕收剂浮选法和碱性矿浆阴阳离子混合捕收剂浮选法^[8]。由于该矿石中碳酸盐矿物的存在, 浮选矿浆 pH 值较难调到酸性, 而在碱性矿浆中阴阳离子捕收剂易把碳酸盐上浮, 同时铍矿物也随之上浮, 导致含铍矿物损失, 因此在酸性矿浆和碱性矿浆中反浮选分离白云母都不适合。试验研究复配了以偏磷酸盐、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具有明显的抑制作用。通过试验研究, 采用 YB 作含铍矿抑制剂、十二胺盐酸盐作捕收剂、松醇油作起泡剂, 进行一次粗选、一次精选, 获得铍精矿指标较好, 试验流程及药剂用量见图 9, 试验结果见表 5。

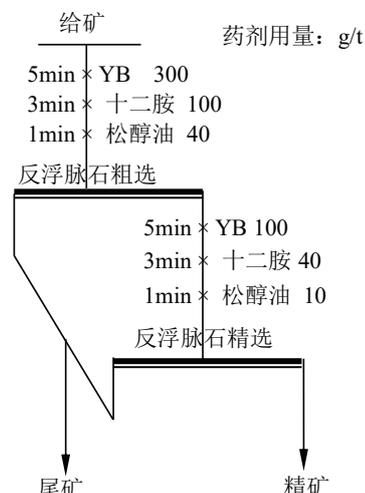


图 9 反浮脉石矿物工艺流程
Fig. 9 Flowsheet of reverse floating gangue mineral

表 5 反浮选脉石矿物试验结果
Table 5 Test results of reverse floating gangue mineral

产品名称	产率	BeO品位	BeO回收率
精矿	72.23	1.32	93.47
尾矿	27.67	0.24	6.53
给矿	100.00	1.02	100.00

试验结果表明,反浮选脉石矿物后获得精矿含 BeO 1.32%,作业回收率 93.47%。显微镜下观察分析,铍精矿中主要为金绿宝石和萤石、绿泥石、云母等致

密连生体,需要细磨才能解离,但磨细后,大量的细泥干扰很难用选矿的方法分离,适宜冶金工艺提取。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 全流程试验

在条件试验的基础上,最终确定采用原矿预先抛尾-抛尾后的粗精矿先脱除硫化矿-再优先浮选萤石-浮选萤石尾矿脱泥-反浮选脉石矿物的工艺流程,全流程试验见图 10,试验结果见表 6。

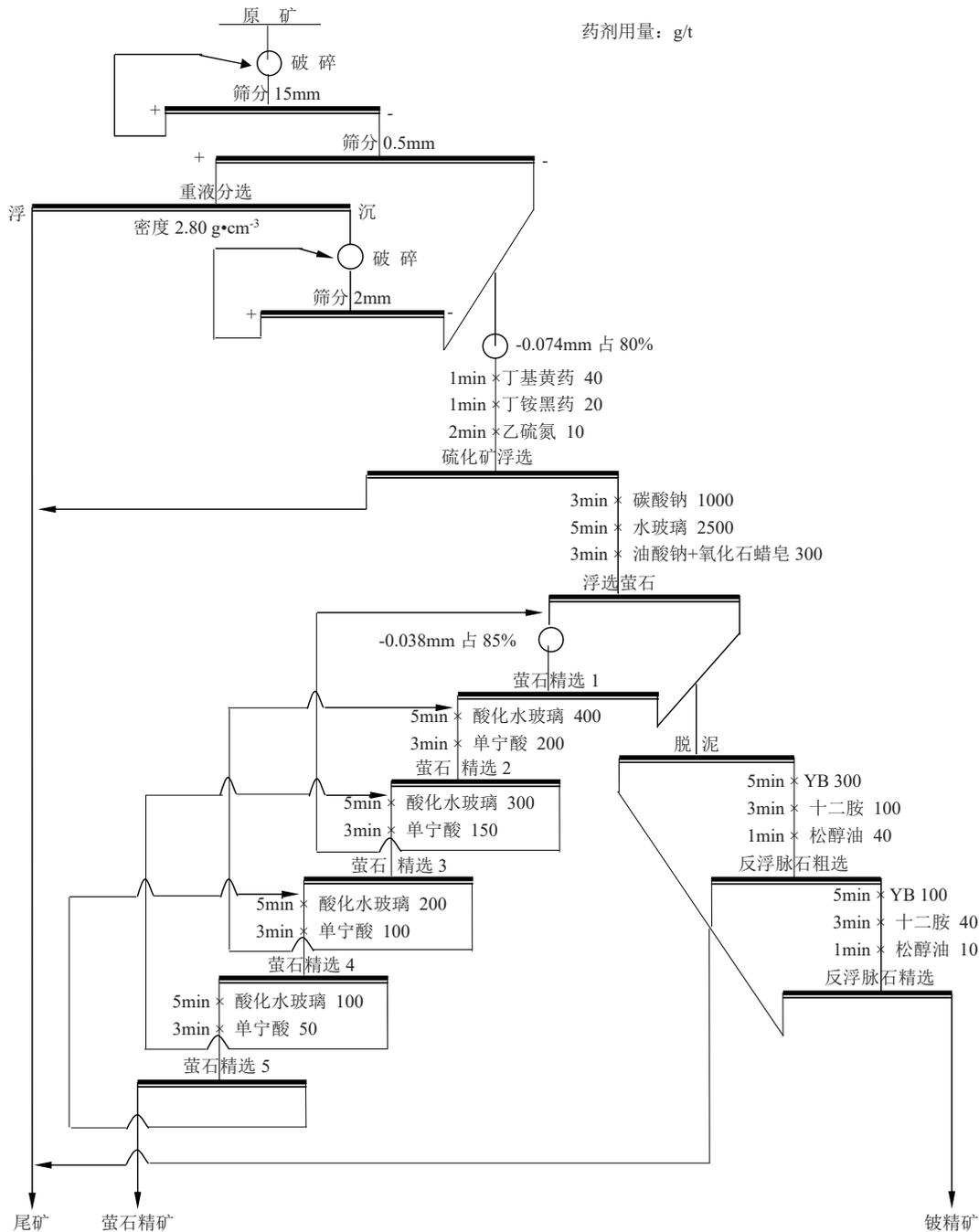


图 10 全流程试验工艺流程
Fig. 10 Flowsheet of full process

表 6 全流程试验结果
Table 6 Test results of full process

产品名称	产率	BeO品位	CaF ₂ 品位	BeO品位	CaF ₂ 回收率
铍精矿	17.76	1.32	15.19	70.92	7.38
萤石精矿	25.36	0.065	95.02	4.99	65.96
尾矿	56.88	0.14	17.12	24.09	26.66
原矿	100.00	0.33	36.53	100.00	100.00

试验结果表明, 全流程试验获得的铍精矿含 BeO 1.32%、回收率 70.92%, 萤石精矿含 CaF₂ 95.02%、回收率 65.96%。通过对铍精矿分析, 含铍矿物嵌布粒度太细且与脉石共生密切, 难以用选矿方法进一步提高精矿品位, 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^[8-11]。

4 结论

(1) 该含萤石铍矿含 BeO 0.33%, CaF₂ 36.53%, 主要由金绿宝石、萤石、方解石、白云石、绿泥石、蒙脱石、白云母等矿物构成, 其中方解石和白云石等碳酸盐矿物含量高达 44.8%, 属于高碳酸盐含萤石铍矿, 选别难度极大。

(2) 采用重液分选抛尾工艺, 预先抛除 35.47% 的脉石矿物, 粗精矿 BeO 和 CaF₂ 的回收率分别是 92.03% 和 91.17%, 大大降低了后续磨矿、浮选作业的入选矿量, 节省了磨矿、浮选药剂的消耗成本, 减少了脉石矿物碳酸盐的干扰, 有利于稳定工艺流程。

(3) 对重液分选抛尾后的粗精矿, 在磨矿细度为 -0.074 mm 占 80% 的条件下, 采用先脱除硫化矿、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 1.32%, 回收率为 70.92% 的铍精矿和含 CaF₂ 95.02%, 回收率为 65.96% 的萤石精矿, 后续铍精矿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, 不但降低了选矿成本, 而且减少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] 孙传尧. 选矿工程师手册(第四册)[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2015: 64-66.
SUN C Y. Mineral processing engineer's manual (Volume IV) [M].

Beijing: Metallurgical Industry Press, 2015: 64-66.
[2] 梁飞, 赵汀, 王登红, 等. 中国铍资源供需预测与发展战略[J]. 中国矿业, 2018, 27(11): 6-10.
LIANG F, ZHAO T, WANG D H, et al. Supply and demand forecast sand development strategy of beryllium resources in China[J]. China Mining Magazine, 2018, 27(11): 6-10.
[3] 李娜, 高爱红, 王小宁. 全球铍资源供需形势及建议[J]. 中国矿业, 2019, 28(4): 69-73.
LI N, GAO A H, WANG X N. Global beryllium supply and demand trends and its enlightenment[J]. China Mining Magazine, 2019, 28(4): 69-73.
[4] 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.
[5] 许秀婷, 教镇渤, 海国泉, 等. 铍矿产业发展现状[J]. 新疆有色金属, 2021, 44(1): 4-8.
XU X T, JIAO Z B, HAI G Q, et al. Development status of beryllium mining industry[J]. Xinjiang Nonferrous Metals, 2021, 44(1): 4-8.
[6] 芮海锋. 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.
[7] 邓超翰. 一种从含锂的金绿宝石型铍矿中提取铍的工艺[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.
[8] 隆海, 黄阳, 王凡非, 等. 川西某地花岗岩中白云母的选矿试验研究[J]. 中国非金属矿工业导刊, 2014(6): 28-31.
LONG H, HUANG Y, WANG F F, et al. Research on muscovite mineral processing for granite in west Sichuan[J]. China Non-metallic Mining Industry Herald, 2014(6): 28-31.
[9] 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.
[10] 田学达, 邓超翰, 张小云, 等. 一种从含锂的金绿宝石型铍矿石中提取铍的方法: CN201810165425.6 [P]. 2018-02-28.
TIAN X D, DENG C H, ZHANG X Y, et al. A method for extracting lithium beryllium from lithium-containing chrysoberyl beryllium ore: CN201810165425.6 [P]. 2018-02-28.
[11] 马进, 张恩玉, 易超, 等. 一种从选矿富集比低金绿宝石型铍精矿中提取铍的方法: CN201310371862.0 [P]. 2013-08-23.
MA J, ZHANG E Y, YI C, et al. A method of extracting beryllium from chrysoberyl beryllium concentrate with low concentration ratio: CN201310371862.0 [P]. 2013-08-23.

Experimental Study on Comprehensive Recovery of Beryllium and Fluorite from a Fluorite-beryllium Ore

SHAO Weihua^{1,2,3}, ZENG Yongjie⁴, CHANG Xueyong^{1,2,3}, WANG Shoujing^{1,2,3}, PENG Tuaner^{1,2,3}

1. Zhengzhou Institute of Multipurpose Utilization of Mineral Resources, CAGS, Zhengzhou 450006, China;

2. China National Engineering Research Center for Utilization of Industrial Minerals, Zhengzhou 450006, China;

3. Key Laboratory for Polymetallic Ores' Evaluation and Utilization, MNR, Zhengzhou 450006, China;

4. Baoshan Mining Co. of Baotou Iron & Steel (Group) Co., Ltd., Baotou 014010, Inner Mongolia Autonomous Region, China

Abstract: The grade of BeO and CaF₂ in a beryllium-fluorite ore are 0.33% and 36.53% respectively. The beryllium mineral is chrysoberyl and another useful mineral is fluorite. The main gangue minerals are calcite, dolomite and chlorite, with the carbonate content as high as 44.80%, which makes it extremely difficult for mineral processing. , , A process of heavy liquid separation-fluorite flotation-reverse flotation of gangue was conducted based on the difference of density and floatability between the target and gangue minerals. For the -15 mm raw ore, 35.47% gangue minerals among of which carbonate minerals were over 70%, were removed by heavy liquid separation in the -15+0.5 mm class products. Furthermore, the heavy liquid separation concentrate combined with the -0.5 mm class product was in the grinding fineness of -0.074mm accounted for 80%, and was subjected to flotation using the combined collectors including butylxanthate, ammonium dibutyldithiophosphate, and sodium diethyldithiocarbamate to remove galena and other sulfide minerals. Then fluorite concentrate with CaF₂ grade of 95.02% and recovery rate of 65.96% was obtained by further flotation with the combined collectors of oxidized paraffinum sodium salt and sodium oleate. Following the flotation tailings was deslimed, reverse flotation of gangue minerals was adopted to obtain a beryllium concentrate containing 1.32% BeO with a recovery rate of 70.92%. Subsequently, beryllium concentrate can be treated by metallurgical method to obtain beryllium oxide products.

Keywords: chrysoberyl; fluorite; heavy liquid separation; flotation; reverse flotation; desliming

引用格式: 邵伟华, 曾永杰, 常学勇, 王守敬, 彭团儿. 某含萤石铍矿综合回收铍和萤石的试验研究[J]. 矿产保护与利用, 2023, 43(1): 98-104.
SHAO Weihua, ZENG Yongjie, CHANG Xueyong, WANG Shoujing, PENG Tuaner. Experimental study on comprehensive recovery of beryllium and fluorite from a fluorite-beryllium ore[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2023, 43(1): 98-104.

投稿网址: <http://hcbh.cbpt.cnki.net>

E-mail: kcbh@chinajournal.net.cn