

从某稀土尾矿中回收萤石和锶钡矿物工艺实验

邓善芝, 邓杰, 康博文, 蔺慧杰, 熊文良

(中国地质科学院矿产综合利用研究所, 中国地质调查局稀土资源应用技术创新中心,
四川 成都 610041)

摘要: 这是一篇矿物加工工程领域的论文。某稀土矿矿石中伴生萤石和锶钡矿物, 由于该样品成分和嵌布关系复杂, 矿物嵌布粒度细, 且萤石和锶钡矿物浮选性质相近, 常规药剂和工艺无法实现样品中伴生萤石和锶钡矿物的富集和分离, 影响当地生态环境, 造成国家矿产资源的重大浪费。针对该样品, 开展浮选药剂优选和工艺优化, 形成适于该稀土尾矿资源化利用的混合浮选-分离再提纯选矿工艺。研究结果表明, 针对 SrO 品位为 8%, CaF₂ 品位为 16% 的稀土尾矿, 经混合浮选-再分离提纯工艺可以得到品位为 90% 的萤石精矿和锶钡混合精矿纯度 90% 的锶钡精矿, 研究结果可以为同类型尾矿资源化利用提供借鉴。

关键词: 矿物加工工程; 尾矿; 资源化; 萤石; 锶钡矿物

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2024.06.005

中图分类号: TD955 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532(2024)06-0027-06

引用格式: 邓善芝, 邓杰, 康博文, 等. 从某稀土尾矿中回收萤石和锶钡矿物工艺实验[J]. 矿产综合利用, 2024, 45(6): 27-32+39.

DENG Shanzhi, DENG Jie, KANG Bowen, et al. Process test on recovery of fluorite and strontium-barium minerals from a rare earth tailing ore[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2024, 45(6): 27-32+39.

萤石是一种重要的非金属战略矿产资源^[1], 在新能源、军事、电子等领域具有不可替代的作用, 是被誉为“黄金产业”的氟化工行业中最重要工业原料^[2], 同时, 锶钡矿物是生产铁氧体永磁材料的重要原料^[3], 萤石和锶钡矿物都是我国现代科技生产中不可或缺的重要矿产资源。某地稀土矿中伴生大量萤石和锶钡矿物, 但由于该矿石嵌布特性复杂, 矿泥含量大, 常规浮选药剂和选矿工艺无法实现萤石和锶钡矿物的分选。尾矿中的萤石和锶钡矿物只能作为尾矿堆积排放, 给当地

带来较大的环境影响。针对该尾矿样品, 开展尾矿中资源化利用选矿技术研究, 研究萤石和锶钡矿物富集提纯选矿技术, 不仅可以有效提高资源利用率, 减少尾矿排放对当地环境的影响, 还可以拓展萤石和锶钡矿物资源, 增强国家战略资源保障。

1 矿石性质

样品的化学多项分析结果见表 1, 矿物组成及相对含量见表 2。

表 1 样品主要化学成分分析结果/%

Table 1 Analysis results of main chemical composition of the samples

TREO	SrO	CaF ₂	BaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	Fe ₂ O ₃	S	K ₂ O	MnO	Ti	ThO ₂	Zn	Pb
1.70	8.72	18.80	2.33	26.66	5.66	0.53	2.60	3.8	2.24	0.20	0.31	0.007 3	0.023	0.17

收稿日期: 2023-10-19

基金项目: 四川省科技计划项目(2022YFS0454); 四川省科技计划项目(2022YFS0509); 中国地质大调查项目(DD20242002); 四川省科技计划项目(2023YFS0353); 十四五国家重点研发计划项目(2023YFC2908200)

作者简介: 邓善芝(1987-), 女, 硕士, 副研究员, 研究方向为资源综合利用和高效浮选药剂研发。

表 2 样品矿物组成及相对含量
Table 2 Mineral composition and relative content of the samples

矿物	重晶石	天青石	钽铈互含硫酸盐	氟碳铈镧	氟碳钙铈镧	角闪石	黄铁矿	方铅矿	磷灰石
含量/%	0.25	6.45	11.82	1.87	0.68	0.51	0.5	0.3	0.1
矿物	萤石	石英	辉石	方解石	碳酸铈矿	赤褐铁矿	长石	云母	绿泥石
含量/%	18.1	11.36	0.36	10.82	0.86	2.7	28.12	5.46	0.29

本样品中除铈钽和萤石矿物之外，还含有少量稀土矿物，本文仅以尾矿中的铈矿物和萤石矿物为研究对象开展论述，尾矿中稀土矿物的回收另做研究工作。表 1、2 结果表明，样品中的 CaF₂ 和 SrO 含量分别为 18.80% 和 8.72%，矿石中铈钽矿物以铈钽互含硫酸盐、天青石及重晶石等矿物形式为主，其中钽铈互含的矿物占其分布量的 50% 以上。由于本样品萤石矿物多以单体产出，部分矿物与碳酸盐、石英及重晶石或天青石组成连生体。样品中主要的脉石矿物为长石、石英、云母以及方解石等硅酸盐及碳酸盐矿物，占矿物总量的 60% 左右，部分硅酸盐类矿物粘土化、绢云母化蚀变，造成矿石整体泥化严重，导致尾矿样品中铈钽矿物和萤石矿物回收困难。

2 选矿实验与结果讨论

2.1 探索实验

萤石和铈钽矿物密度一般为 3~4 g/cm³，而矿石中脉石矿物如长石、石英及方解石等矿物密度一般为 2.5~3.0 g/cm³，可以考虑采用重选工艺对萤石和铈钽矿物开展初步的回收^[4]。表 3 分别为采用尼尔森和摇床对样品开展重选实验的结果。

表 3 重选探索实验结果
Table 3 Test results of the gravity beneficiation

重选设备	产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			CaF ₂	SrO	CaF ₂	SrO
尼克森重选	重选精矿	19.33	21.08	18.18	22.21	45.02
	重选尾矿	80.67	17.69	5.32	77.79	54.98
	给矿	100.00	18.35	7.81	100.00	100.00
	重选精矿	6.65	15.33	24.97	5.49	21.85
摇床重选	重选中1	39.03	22.67	8.08	47.61	41.49
	重选尾矿	54.32	16.05	5.13	46.90	36.66
	给矿	100.00	18.59	7.60	100.00	100.00
	重选尾矿	60.00	16.05	5.13	46.90	36.66

由表 3 结果可知，采用重选工艺时，精矿中萤石和铈钽矿物得到一定的富集，但由于矿石泥

化程度较高，矿物嵌布粒度较细，大量矿物在重选过程中损失在尾矿中，导致精矿产品中铈钽和萤石矿物回收率较低。该尾矿样品仅采用重选工艺，无法得到理想的技术指标。

萤石和铈钽矿物常用浮选分选工艺^[5]包括预先浮选和混合浮选-再分离工艺，在碱性条件下，采用脂肪酸类捕收剂可以混合浮选萤石和铈钽矿物^[6]，预先抛掉大部分尾矿，减少后续浮选工艺处理量，降低选矿成本。本文中实验样品中脉石矿物含量高，更适于采用混合浮选-分离的分选工艺。

2.2 混浮-分离条件实验

针对该实验样品，采用碳酸钠作为混合浮选作业矿浆 pH 值调整剂，水玻璃为矿浆分散剂和脉石矿物抑制剂，酸化水玻璃为分离浮选作业的抑制剂，EM-BP01 为浮选捕收剂，开展混浮-分离条件实验研究。

2.2.1 混合浮选调整剂用量

铈钽矿物和萤石混合浮选实验过程中，选用碳酸钠作为矿浆 pH 值调整剂^[7]，固定抑制剂和捕收剂用量不变，考查不同碳酸钠用量对混合浮选作业中萤石和铈钽矿物浮选的影响。实验结果见图 1。

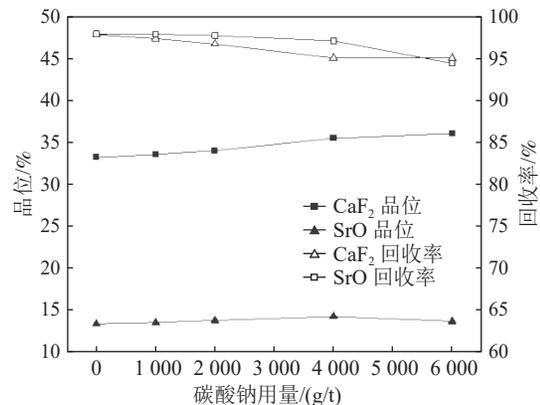


图 1 碳酸钠用量实验

Fig.1 Tests of sodium carbonate dosage

由图 1 结果可知，随碳酸钠用量的增加，浮选精矿中萤石品位略有增加，当用量大于 4 000 g/t

时，产品中萤石和锶钡矿物回收率下降趋势明显。综合考虑，混合浮选作业中碳酸钠用量 4 000 g/t 较适宜。

2.2.2 混合浮选水玻璃用量

该尾矿中的脉石矿物以硅酸盐矿物为主，混合浮选过程选用水玻璃作为矿浆分散剂和硅质脉石矿物抑制剂^[8]，添加水玻璃可提高矿物的分散性能，水玻璃通过 $\text{SiO}(\text{OH})_3^-$ 降低萤石和硅酸盐类脉石矿物的表面电位，增强颗粒间静电斥力。固定碳酸钠和捕收剂 EM-BP01 用量，考查不同水玻璃用量对混合浮选作业中萤石和锶钡矿物指标的影响。实验结果见图 2。

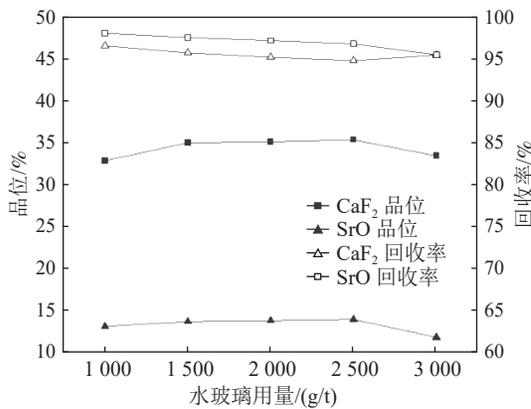


图 2 水玻璃用量实验结果
Fig.2 Test results of sodium silicate dosage

由图 2 结果可知，随水玻璃用量的增加，浮选精矿中锶钡和萤石矿物品位先升高再下降，回收率呈下降趋势。综合考虑，混合浮选作业水玻璃用量 2 000 g/t 较适宜。

2.2.3 混合浮选捕收剂用量实验

实验选用混合脂肪酸钠作为萤石和锶钡矿物的混合浮选捕收剂，常用油酸钠捕收性强，当用量过高时，不仅造成脉石矿物夹杂量过高，同时残余捕收剂还会造成后续萤石和锶钡矿物的分离困难。本文采用混合脂肪酸捕收剂替代传统油酸钠，其具有良好的选择性，对后续实现萤石和重晶石矿物的有效分选具有重要意义。

固定调整剂和抑制剂用量不变，考查不同捕收剂用量对浮选指标的影响。实验结果见图 3。

由图 3 结果可知，随捕收剂用量的增加，浮选精矿中萤石和锶矿物品位降低，且精矿回收率显著增加，综合考虑，混合浮选捕收剂药剂用量 600 g/t 较适宜。

2.2.4 混合浮选-分离抑制剂种类对比实验

经混合浮选作业，可以得到萤石和锶钡矿物混合精矿产品，以萤石和锶钡矿物混合浮选精矿为入选原料，开展萤石和锶钡矿物浮选分离实验研究。固定抑制剂用量和捕收剂用量，考查 Fe^{2+} 离子、 Al^{3+} 离子、单宁及木素等抑制剂对萤石和锶钡矿物浮选分离的影响。

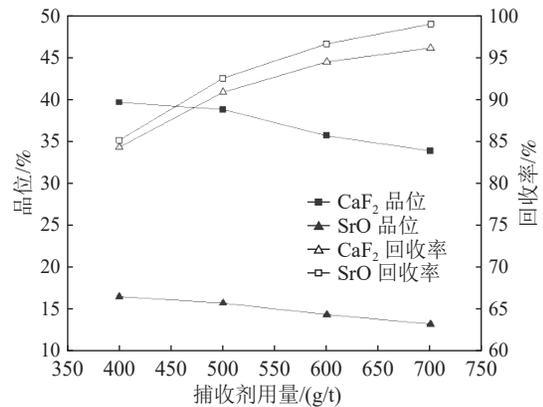


图 3 混浮捕收剂用量条件实验结果
Fig.3 Test results of collector dosage

相同条件下，开展抑制剂对比实验研究。由图 4 结果可知， Fe^{2+} 离子和 Al^{3+} 离子对萤石和锶矿物的抑制作用较弱，浮选精矿品位不高。单宁可以得到最高品位的浮选精矿，但其精矿回收率不高。综合考虑，选用木素作为混合浮选-分离的选择抑制剂。

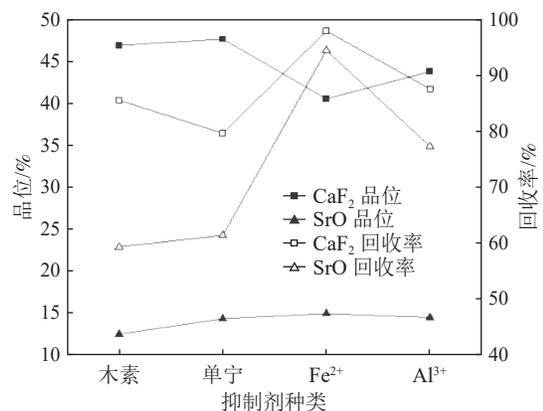


图 4 分离抑制剂种类对比实验结果
Fig.4 Test results of types of depressant

2.2.5 混合浮选-分离抑制剂用量对比实验

以混合浮选精矿为给矿，固定酸化水玻璃和捕收剂用量不变，以木质素磺酸钠为锶钡矿物抑制剂，考查不同抑制剂用量萤石和锶钡矿物浮选分离效果的影响。

由图 5 结果, 随着抑制剂用量增加, 浮选精矿产品中 CaF_2 品位逐渐增加, 且 SrO 品位逐渐下降, 当抑制剂用量 $>100 \text{ g/t}$ 时, 萤石矿物回收率下降显著。综合考虑, 分离作业中适宜的抑制剂用量为 100 g/t 。

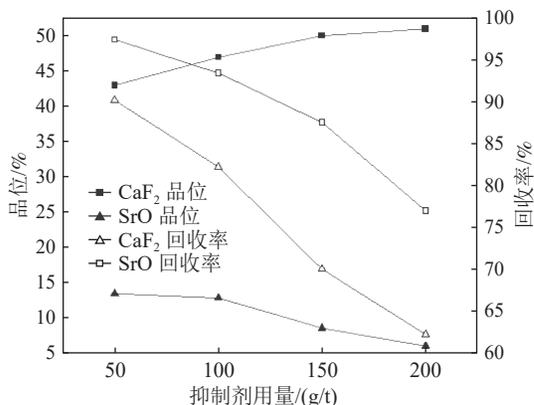


图 5 抑制剂用量实验结果
Fig.5 Test results of depressant dosage

2.2.6 酸化水玻璃用量实验

以混合浮选精矿为给矿, 固定抑制剂和捕收剂用量不变, 考查酸化水玻璃对萤石和锶钡矿物分离效果的影响^[9]。实验结果见图 6。

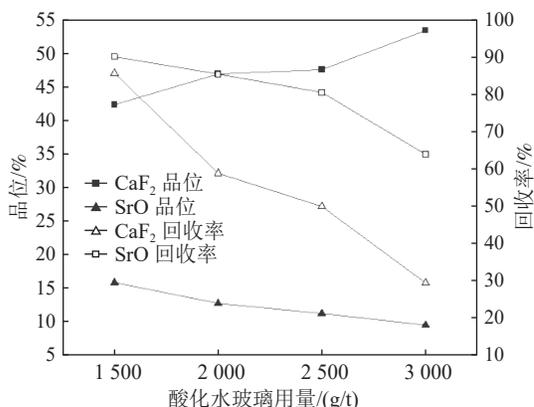


图 6 酸化水玻璃用量对比实验结果
Fig.6 Test results of acidized sodium silicate dosage

由图 6 结果可知, 当矿浆中酸化水玻璃用量较少时, 萤石和锶钡矿物受抑制作用较小, 但随着酸化水玻璃用量增加, 锶钡矿物矿物受抑制作用明显, 当酸化水玻璃用量大于 2500 g/t 时, 精矿产品中萤石矿物一起被抑制。综合考虑, 混合浮选-分离作业酸化水玻璃适宜用量为 2500 g/t 。

2.2.7 分离捕收剂用量实验

以混合浮选精矿为给矿, 固定抑制剂和酸化水玻璃用量不变, 考查捕收剂用量对浮选分离效果的影响。实验结果见图 7。

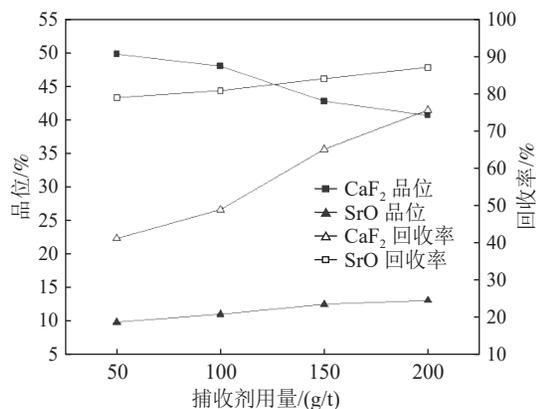


图 7 分离捕收剂用量对比实验结果
Fig.7 Test results of collector dosage

由图 7 结果可知, 随之捕收剂用量增加, 浮选泡沫产品中萤石收率和锶钡矿物收率均呈上升趋势, 当捕收剂用量 $>100 \text{ g/t}$ 时, 浮选泡沫产品中萤石品位下降明显, 精矿中大量锶钡矿物随萤石一起上浮。综合考虑, 混合浮选-分离捕收剂较佳用量为 100 g/t 。

2.2.8 浮选开路实验

在前述浮选条件实验研究成果的基础上, 开展萤石和锶钡矿物混浮-分离浮选开路实验, 经三次混合浮选-七次分离作业, 可以得到品位 $>90\%$ 的萤石精矿产品。实验结果见表 4。

表 4 混浮-分离浮选开路实验结果
Table 4 Results of open-circuit tests

产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
		CaF_2	SrO	CaF_2	SrO
精矿	7.92	91.62	1.51	38.90	1.52
中7	0.87	64.88	3.28	3.03	0.36
中6	1.34	58.12	6.39	4.17	1.09
中5	2.66	44.57	7.59	6.36	2.56
中4	3.86	29.16	9.76	6.04	4.78
中3	6.66	25.04	14.47	8.94	12.22
中2	9.06	19.67	19.25	9.56	22.14
中1	17.63	15.33	17.98	14.49	40.23
尾矿3	5.28	10.82	6.88	3.07	4.61
尾矿2	9.18	5.03	5.09	2.48	5.93
尾矿1	35.54	1.56	1.01	2.97	4.55
给矿	100.00	18.65	7.88	100.00	100.00

由表 4 结果可知, 开展混浮-分离开路实验, 可以得到 CaF_2 品位为 91.62% , 作业收率为 38.90% 的萤石精矿。中 1、中 2 和中 3 产品中 SrO 品位较高, 可以合并作为锶钡粗精矿, 以备后续开展锶钡矿物精选提纯, 制备锶钡精矿产品。

2.2.9 浮选闭路实验

在前述浮选条件实验研究成果的基础上, 开

展萤石和锶钡矿物混浮-分离浮选闭路实验，实验流程见图8，实验结果见表4。

由表5结果可知，以该尾矿样品为原料，采用混浮-分离工艺可以得到CaF₂品位为90.78%的萤石精矿产品。浮选混浮作业所得的中1、中2和中3合并为尾矿，分离作业得到的中4、中5、中6和中7等四产品中SrO的分布率为75%，合并作为锶钡粗精矿，以备后续开展锶钡矿物提纯实验。

对所得萤石精矿产品，开展化学多项分析，结果见表6，萤石精矿产品CaF₂品位>90%，Fe₂O₃含量<0.2%，符合萤石粉矿二级品质量要求。

表5 混浮-分离浮选闭路实验结果

Table 5 Results of closed-circuit tests

产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
		CaF ₂	SrO	CaF ₂	SrO
萤石精矿	8.80	90.78	1.41	42.55	1.47
萤石尾矿	7.93	37.16	8.76	15.70	8.26
锶钡粗精	33.50	18.60	18.96	33.21	75.53
尾矿	49.77	3.22	2.49	8.54	14.74
给矿	100.00	18.77	8.41	100.00	100.00

表6 萤石精矿产品/%

Table 6 Fluorite concentrate products

CaF ₂	REO	SrO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	BaO	K ₂ O	P ₂ O ₅	PbO	CuO
90.78	2.50	1.41	0.12	0.92	0.09	0.29	0.04	0.097	0.19	0.02

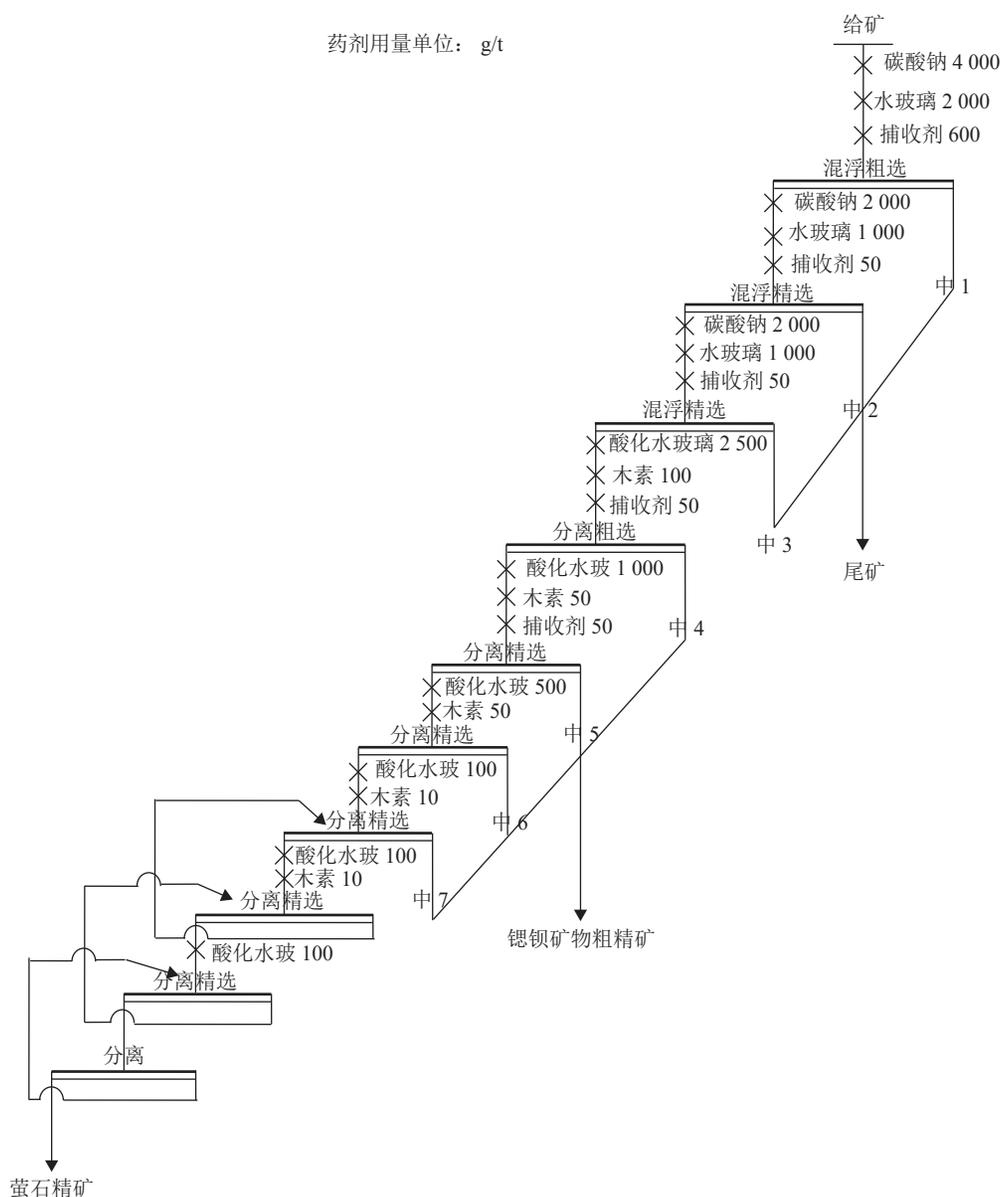


图8 混浮-分离浮选闭路实验流程
Fig.8 Flowsheet of closed-circuit tests

2.2.10 锶矿物提纯实验

经矿物分析,混合-分离浮选工艺制备的锶钡粗精矿还含有部分萤石及少量脉石矿物,锶钡矿物密度为 4% 左右,大于萤石及其他脉石矿物,以锶钡粗精矿为入料,采用摇床重选工艺进一步提纯锶钡矿物。实验结果见表 7。

表 7 重选实验结果

Table 7 Test results of the gravity beneficiation			
产品名称	产率/%	SrO品位/%	SrO回收率/%
重选精矿	18.14	33.83	35.85
重选尾矿	81.86	15.42	64.15
给矿	100.00	18.76	100.00

锶钡精矿的化学多项分析见表 8,分析表明锶钡精矿产品中 SrO+BaO 含量为 54.78%,SO₃ 含量为 37.20%,锶钡粗精矿经进一步重选提纯除杂,可以得到锶钡矿物含量>90% 的精矿产品。

表 8 锶钡精矿化学多项分析结果/%

Table 8 Analysis results of main chemical composition of the concentrate

SrO	BaO	SO ₃	CaF ₂	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	NaO	K ₂ O	MgO	PbO
33.83	20.95	37.20	2.14	0.19	0.31	0.0071	0.068	0.016	0.016	0.011

3 结 论

(1) 某尾矿样品中伴生有 SrO 含量为 8.72% 的锶钡矿物和 CaF₂ 含量为 18.80% 的萤石矿物,锶钡矿物以锶钡互含硫酸盐矿物形式为主,萤石矿物以单体矿物为主,样品中的脉石矿物以长石、石英、云母等硅酸盐矿物及方解石类碳酸盐矿物为主,样品整体泥化严重,尾矿中锶钡和萤石矿物回收困难。

(2) 针对该尾矿样品中锶钡和萤石矿物,优选了锶钡和萤石矿物捕收剂和抑制剂,浮选闭路实验结果表明,采用混浮-分离工艺,可以得到 CaF₂ 品位为 90.78% 的萤石精矿产品和锶钡矿物含量>90% 的锶钡精矿产品,为该类型尾矿资源化利用提供良好的技术思路。

参考文献:

[1] 陈军元,刘艳飞,颜玲亚. 萤石资源现状及战略性价值分析[J]. 矿产保护与利用, 2019(6):62-68.
CHEN J Y, LIU Y F, YAN L Y. Research on development

trend of strategic nonmetallic minerals such as graphite and fluorite[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2019(6):62-68.

[2] 李敬,张寿庭,商朋强. 我国氟化工行业应寻求差异化发展[J]. *化工管理*, 2014, 28:32.

LI J, ZHANG S T, SHANG P Q. Present situation and analysis of strategic value of fluorite resource[J]. *Conservation and Utilization of Mineral Resources*, 2014, 28:32.

[3] 何宇,刘作华,栾进华,等. 锶废渣直接制备锶钡铁氧体材料研究[J]. *功能材料*, 2021(4):4007-4011.

HE Y, LIU Z H, LUAN J H, et al. Preparation of strontium barium ferrite material with strontium waste residue by direct method[J]. *Journal of Functional Materials*, 2021(4):4007-4011

[4] 朱志敏,罗丽萍,曾令熙. 四川德昌大陆槽稀土矿工艺矿物学[J]. *矿产综合利用*, 2016(5):76-79.

ZHU Z M, LUO L P, ZENG L X. The process mineralogy of the Dalucao REE deposit in the Sichuan Province[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2016(5):76-79.

[5] 曾小波,印万忠. 共伴生型萤石矿浮选研究进展与展望[J]. *矿产综合利用*, 2021(1):1-7.

ZENG X B, YIN W Z. Research progress and prospect of flotation of associated fluorite minerals[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2021(1):1-7.

[6] 李伦,曾小波,严伟平,等. 新疆某低品位萤石矿浮选实验研究[J]. *矿产综合利用*, 2023(4):127-132.

LI L, ZENG X B, YAN W P, et al. Flotation of a low grade fluorite ore in Xinjiang multipurpose utilization of mineral resources[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2023(4):127-132.

[7] 汤家焰,张少杰,张静茹. 碳酸钠对细粒萤石和石英的分散作用机理[J]. *非金属矿*, 2020, 43(6):17-20.

TANG J Y, ZHANG S J, ZHANG J R. Dispersion mechanism of sodium carbonate on fine fluorite and quartz[J]. *Non-Metallic Mines*, 2020, 43(6):17-20.

[8] 汤家焰,张静茹,祝雯. 硅酸钠对细粒萤石和石英的分散作用机理[J]. *矿冶工程*, 2021, 41(5):63-67.

TANG J Y, ZHANG J R, ZHU W. Dispersion mechanism of sodium silicate on fine fluorite and quartz[J]. *Mining and Metallurgical Engineering*, 2021, 41(5):63-67.

[9] 蒋海勇,张发明,陈志杰. 酸化水玻璃对重晶石与白云石浮选分离行为的影响[J]. *矿产综合利用*, 2022(2):121-126.

JANG H Y, ZHANG F M, CHEN Z J. The effect of acidized sodium silicate on flotation separation behavior of barite and dolomite[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2022(2):121-126.

Influence of Alkali Metal Oxide Slag Aggregating Agent on the Performance of Magnesium Desulfurization Slags

JIANG Wufeng¹, TIAN Liang¹, HAO Suju¹, BO He², MA Tengfei¹, ZHANG Yuzhu¹

(1.School of Metallurgy and Energy, North China University of Science and Technology, Ministry of Education Key Laboratory of Modern Metallurgy Technology, Tangshan 063210, Hebei, China;

2.Department of Materials Engineering, Tangshan Vocational College of Science and Technology, Tangshan 063001, Hebei, China)

Abstract: This is an article in the field of metallurgical engineering. In view of the thin slag layer in the desulfurization process of magnesium-based desulfurizers, it is difficult to remove cleanly, resulting in high-concentration desulfurization slag being brought into the converter, causing the problem of sulfur back in the converter. The liquidus diagram of CaO-SiO₂-Al₂O₃-MgO(FeO) desulfurization slag was drawn by FactSage software, and the phase composition of desulfurization slag and the influence of desulfurization slag composition on the liquid phase area were analyzed, and the sensitivity of desulfurization slag to temperature was reduced, which is conducive to slag removal. A slag aggregation agent whose main component is SiO₂ was designed to control the performance of desulfurization slag. The initial melting temperature, hemispherical point temperature and fluidity temperature of the desulfurization slag were measured by a melting point melt rate meter, and the effect of the addition amount of slag aggregation agent on the melting performance of the desulfurization slag was studied. The results show that when the ratio of desulfurization slag to slag aggregation agent is 5:2~5:5, the temperature difference between the initial melting temperature and the fluidity temperature of the desulfurization slag can be increased, and the thermal stability of the desulfurized slag can be improved. The ratio of acid desulfurization slag added to the slag aggregate agent should be low, and the desulfurization slag basicity can be increased appropriately to increase the slag aggregate agent ratio.

Keywords: Metallurgical engineering; FactSage; Melting point and melting rate; Desulfurization slag; Slag aggregating agent

////////////////////////////////////
(上接第 32 页)

Process Test on Recovery of Fluorite and Strontium-barium Minerals from a Rare Earth Tailing Ore

DENG Shanzhi, DENG Jie, KANG Bowen, LIN Huijie, XIONG Wenliang

(Institute of Multipurpose Utilization of Mineral Resources, CAGS, Technology Innovation Center of Rare Earth Resources Development and Utilization, China Geological Survey, Chengdu 610041, Sichuan, China)

Abstract: This is an article in the field of mineral processing engineering. Tailings in China are rich in strontium-barium-bearing minerals and fluorite minerals. Due to the complex distribution relationship of the minerals, it's very difficult to recover the minerals. In this article, the mixed flotation and separation beneficiation process was developed for the utilization of the tailings. The research results indicate that for the tailings with 8% SrO grade and 16% CaF₂ grade, the fluorite concentrate with 91% CaF₂ grade and the strontium-barium bearing mineral concentrate with more than 90% mineral purity can be obtained. The research results can provide technical support for tailings resource utilization, reduction and harmlessness in China.

Keywords: Mineral processing engineering; Tailings; Resource utilization; Fluorite; Strontium-barium bearing mineral