

某白钨加温浮选尾矿回收萤石试验研究^①

肖文工¹, 吴迪^{2,3,4}, 王洪岭^{2,3,4}, 孟庆波^{2,3,4}, 高玉德^{2,3,4}

(1.湖南柿竹园有色金属有限责任公司,湖南郴州 423037; 2.广东省科学院资源利用与稀土开发研究所,广东广州 510651; 3.稀有金属分离与综合利用国家重点实验室,广东广州 510651; 4.广东省矿产资源开发和综合利用重点实验室,广东广州 510651)

摘要:为综合回收某白钨加温浮选尾矿中的萤石资源,采用“磨矿-水置换浓缩-萤石浮选”工艺,在给矿 CaF_2 品位 25.47% 条件下,获得了 CaF_2 品位 92.35%、回收率 60.59% 的萤石精矿。

关键词:尾矿回收; 萤石; 浮选; 再磨; 水置换

中图分类号: TD923

文献标识码: A

doi:10.3969/j.issn.0253-6099.2023.01.018

文章编号: 0253-6099(2023)01-0080-04

Recovery of Fluorite from Tailings After Hot Flotation of Scheelite

XIAO Wengong¹, WU Di^{2,3,4}, WANG Hongling^{2,3,4}, MENG Qingbo^{2,3,4}, GAO Yude^{2,3,4}

(1. Hunan Shizhuyuan Nonferrous Metals Co Ltd, Chenzhou 423037, Hunan, China; 2. Institute of Resources Comprehensive Utilization, Guangdong Academy of Sciences, Guangzhou 510651, Guangdong, China; 3. National Key Laboratory of Rare Metals Separation and Comprehensive Utilization, Guangzhou 510651, Guangdong, China; 4. Guangdong Key Laboratory of Mineral Resources Development and Comprehensive Utilization, Guangzhou 510651, Guangdong, China)

Abstract: In order to comprehensively recover fluorite resources from the tailings left after hot flotation of scheelite, a beneficiation process consisting of regrinding, water displacement and concentration, and fluorite flotation was proposed. It is shown that with the feed ore with CaF_2 grade of 25.47%, a fluorite concentrate can be obtained with CaF_2 grade and recovery at 92.35% and 60.59% respectively.

Key words: tailings recovery; fluorite; flotation; regrinding; water displacement

某白钨矿加温精选尾矿中含有大量萤石资源^[1], 由于在水玻璃加温搅拌过程中, 萤石受到强烈抑制^[2-5], 萤石可浮性不佳, 难以回收。本文通过活化被抑制的萤石, 采用合理的选矿工艺, 获得 CaF_2 含量大于 90% 的萤石精矿产品。

1 矿样性质和试验方法

1.1 矿样性质

矿样为白钨加温浮选尾矿, 其化学多元素分析结果见表 1, 主要矿物种类及含量见表 2。

工艺矿物学分析结果表明, 矿样中可回收的矿物为萤石, 脉石矿物主要是方解石、磷灰石、石榴石(包括钙铁榴石和钙铝榴石)、石英、次透辉石、铁次透辉石、长石等。

表 1 矿样化学多元素分析结果(质量分数) %

WO_3	CaF_2	CaCO_3	P	Fe	Na_2O
0.125	25.47	44.35	1.25	2.27	0.35
K_2O	MgO	Sn	S	As	SiO_2
0.78	0.87	0.025	0.34	0.020	22.76

表 2 矿样主要矿物种类及含量(质量分数) %

萤石	方解石	磷灰石	钙铁榴石	钙铝榴石	石英	长石
26.35	43.70	7.36	6.85	3.87	2.15	1.45
普通辉石	透辉石	次透辉石	铁次透辉石	硅灰石	黄铁矿	其他
0.25	0.76	1.98	1.06	0.63	0.78	2.81

1.2 试验方法

在高浓度水玻璃加温搅拌过程中, 萤石表面吸附

① 收稿日期: 2022-09-17

作者简介: 肖文工(1983—), 男(彝族), 湖南郴州人, 硕士, 高级工程师, 主要从事选矿技术和生产管理工作。

了大量硅酸根,该吸附在矿浆温度、浓度降低时依旧十分牢固。为实现萤石的浮选回收,拟通过擦洗磨矿的方式暴露萤石新鲜表面,并补入大量新鲜水稀释加温浮选尾矿中的高浓度水玻璃,浓缩后再进行浮选回收。试验流程见图 1。其中捕收剂 OZ 是广东省科学院资源利用与稀土开发研究所研发的一种耐低温脂肪酸类萤石捕收剂。

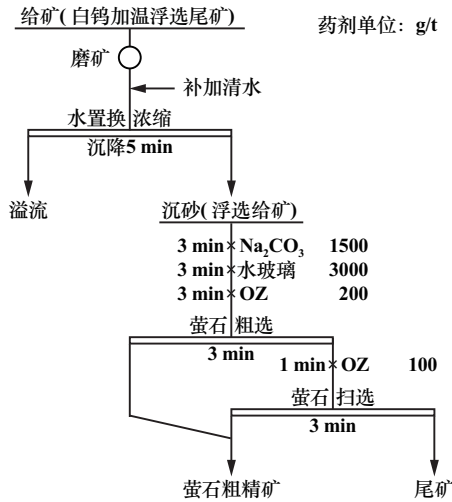


图 1 试验流程

2 条件试验

2.1 磨矿擦洗试验

按图 1 所示流程,进行了磨矿擦洗条件试验,结果见表 3。由表 3 可知,随着磨矿细度增加,溢流产率逐渐

表 3 磨矿细度试验结果

-0.045 mm 粒级/%	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
72.85	溢流	12.25	18.25	8.78
	萤石粗精矿	10.26	35.12	14.15
	尾矿	77.49	25.33	77.08
	给矿	100.00	25.47	100.00
74.31	溢流	13.38	18.71	9.57
	萤石粗精矿	21.46	42.28	34.70
	尾矿	65.16	22.37	55.73
	给矿	100.00	26.15	100.00
80.74	溢流	16.35	17.33	11.39
	萤石粗精矿	28.27	46.52	52.88
	尾矿	55.38	16.04	35.73
	给矿	100.00	24.87	100.00
84.83	溢流	19.35	16.74	13.42
	萤石粗精矿	36.78	46.13	70.31
	尾矿	43.87	8.95	16.26
	给矿	100.00	24.13	100.00
87.89	溢流	22.27	16.25	14.76
	萤石粗精矿	40.36	41.16	67.75
	尾矿	37.37	11.48	17.49
	给矿	100.00	24.52	100.00

增加,萤石粗精矿产率不断增加,萤石回收率相对不磨矿有极大提高。综合考虑,选取磨矿细度-0.045 mm 粒级含量 84.83%。

2.2 水置换浓缩试验

磨矿能够暴露萤石新鲜表面,但矿浆中原有药剂依旧对萤石浮选存在较大影响,通过水置换能够有效解决这一问题,同时浓缩过程兼具脱泥作用,对萤石浮选十分有利。按图 1 所示流程,在磨矿细度-0.045 mm 粒级占 84.83% 条件下,对比了水置换浓缩后浮选和直接浮选的效果,结果见表 4。结果表明,采用水置换浓缩能够有效提高萤石粗精矿品位和回收率。

表 4 水置换浓缩对比试验结果

试验条件	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
水置换浓缩	溢流	19.35	16.74	13.42
	萤石粗精矿	36.78	46.13	70.32
	尾矿	43.87	8.95	16.26
磨矿后直接浮选	给矿	100.00	24.13	100.00
	萤石粗精矿	28.15	40.32	46.31
	尾矿	71.85	18.32	53.69
	给矿	100.00	24.51	100.00

2.3 萤石浮选试验

2.3.1 粗选碳酸钠用量试验

萤石浮选对水质要求较高,碳酸钠的作用主要是降低水质硬度同时调节浮选 pH 值。按图 1 所示流程,在磨矿细度-0.045 mm 粒级占 84.83% 条件下进行了粗选碳酸钠用量条件试验,结果见表 5。结果表明,随着碳酸钠用量增加,萤石粗精矿品位逐渐升高,回收率逐渐下降。综合考虑,粗选碳酸钠用量 1 500 g/t 为宜。

表 5 粗选碳酸钠用量试验结果

碳酸钠用量/(g·t ⁻¹)	pH 值	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
1 000	9.5	萤石粗精矿	60.83	37.03	87.59
		尾矿	39.17	8.15	12.41
		浮选给矿	100.00	25.72	100.00
1 500	10.0	萤石粗精矿	45.60	46.13	81.22
		尾矿	54.40	8.95	18.78
		浮选给矿	100.00	25.90	100.00
2 000	10.5	萤石粗精矿	38.71	47.81	73.03
		尾矿	61.29	11.15	26.97
		浮选给矿	100.00	25.34	100.00
2 500	10.7	萤石粗精矿	27.64	49.62	54.60
		尾矿	72.36	15.76	45.40
		浮选给矿	100.00	25.12	100.00

2.3.2 粗选水玻璃用量试验

萤石浮选需要尽量抑制方解石上浮,常用的抑制

剂为水玻璃。粗选碳酸钠用量 1 500 g/t,其他条件不变,粗选水玻璃用量试验结果见表 6。结果表明,随着水玻璃用量增加,萤石粗精矿品位逐渐升高,回收率逐渐下降。综合考虑,粗选水玻璃用量 3 000 g/t 为宜。

表 6 粗选水玻璃用量试验结果

水玻璃用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
1 000	萤石粗精矿	65.25	35.46	89.85
	尾矿	34.75	7.52	10.15
	浮选给矿	100.00	25.75	100.00
2 000	萤石粗精矿	53.37	41.29	84.39
	尾矿	46.63	8.74	15.61
	浮选给矿	100.00	26.11	100.00
3 000	萤石粗精矿	45.60	46.13	81.22
	尾矿	54.40	8.95	18.78
	浮选给矿	100.00	25.90	100.00
4 000	萤石粗精矿	32.82	51.45	65.34
	尾矿	67.18	13.33	34.66
	浮选给矿	100.00	25.84	100.00

2.3.3 粗选捕收剂 OZ 用量试验

萤石粗选水玻璃用量 3 000 g/t,其他条件不变,粗选捕收剂 OZ 用量试验结果见表 7。其中扫选捕收剂用量减半。结果表明,随着 OZ 用量增加,萤石粗精矿回收率先上升后趋于平缓。综合考虑,粗选捕收剂 OZ 用量 200 g/t 为宜。

表 7 粗选捕收剂 OZ 用量试验结果

OZ 用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
150	萤石粗精矿	32.35	49.36	62.52
	尾矿	67.65	14.15	37.48
	浮选给矿	100.00	25.54	100.00
200	萤石粗精矿	40.35	47.10	74.65
	尾矿	59.65	10.82	25.35
	浮选给矿	100.00	25.46	100.00
250	萤石粗精矿	45.60	46.13	81.22
	尾矿	54.40	8.95	18.78
	浮选给矿	100.00	25.90	100.00
300	萤石粗精矿	47.15	45.20	82.54
	尾矿	52.85	8.53	17.46
	浮选给矿	100.00	25.82	100.00

2.3.4 精选酸化水玻璃用量试验

萤石精选一般采用酸化水玻璃作为抑制剂,试验所用酸化水玻璃为硫酸与水玻璃 1:1 配制而成。精选试验流程见图 2,精选酸化水玻璃用量试验结果见表 8。结果表明,随着酸化水玻璃用量逐渐增加,萤石精矿品位逐渐升高,精选作业回收率逐渐下降,综合考虑,精选酸化水玻璃用量 1 500 g/t 为宜。

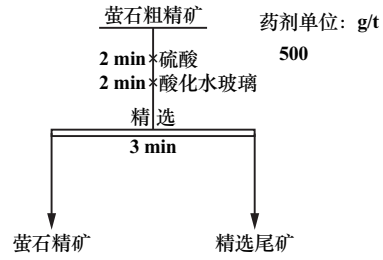


图 2 萤石精选试验流程

表 8 精选酸化水玻璃用量试验结果

酸化水玻璃用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
1 000	萤石精矿	72.35	59.53	93.32
	精选尾矿	27.65	11.15	6.68
	萤石粗精矿	100.00	46.15	100.00
1 500	萤石精矿	62.15	67.45	90.11
	精选尾矿	37.85	12.15	9.89
	萤石粗精矿	100.00	46.52	100.00
2 000	萤石精矿	51.32	72.93	80.82
	精选尾矿	48.68	18.25	19.18
	萤石粗精矿	100.00	46.31	100.00
2 500	萤石精矿	48.16	74.09	77.13
	精选尾矿	51.84	20.41	22.87
	萤石粗精矿	100.00	46.26	100.00

2.4 闭路试验

在条件试验基础上进行了萤石选矿闭路试验,试验流程见图 3,结果见表 9。

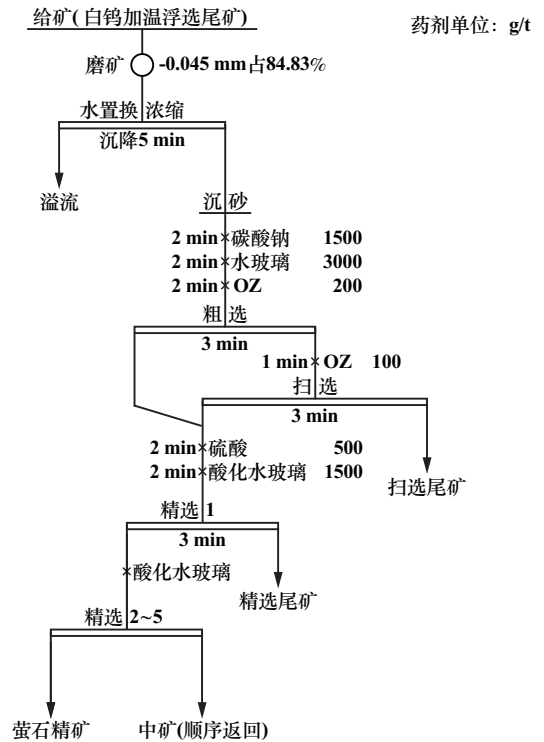


图 3 闭路试验流程

表9 闭路试验结果

产品名称	产率/%	CaF ₂ 品位/%	CaF ₂ 回收率/%
萤石精矿	16.71	92.35	60.59
精选尾矿	21.80	15.07	12.89
扫选尾矿	42.75	8.43	14.15
溢流	18.74	16.81	12.37
给矿	100.00	25.47	100.00

闭路试验获得了萤石精矿 CaF₂ 品位 92.35%、回收率 60.59%。受样品性质制约, 继续提高该萤石精矿 CaF₂ 品位较为困难, 该品级萤石精矿可用于冶金行业, 或除铁后用于陶瓷行业。

3 结 论

1) 某白钨加温浮选尾矿中含有大量萤石资源, 由于萤石在加温过程中受到强烈抑制, 可浮性极差, 浮选回收困难。

2) 采用“磨矿-水置换浓缩-萤石浮选”工艺, 可改

(上接第 79 页)

结果表明, 锑精矿产率 50.34%, 锑和金品位分别为 42.26% 和 92.36 g/t, 回收率分别为 88.04% 和 62.18%, 通过该方法能够得到高锑低硫型锑金混合精矿产品, 锑浮选作业回收率在 88% 以上, 合格的锑精矿可直接去火法冶炼提取金属锑和金。

3 结 论

1) 以 CJ-201 为捕收剂、CJ-5S 为抑制剂, 采用二段再磨再选, 既可避免辉锑矿过磨泥化, 又可深度解离目标矿物, 通过再选强化锑硫分离。

2) 闭路试验获得的锑精矿锑和金品位分别为 42.26% 和 92.36 g/t, 回收率分别为 88.04% 和 62.18%。从俄罗斯某锑金混合精矿中分选出了高锑低硫型锑金混合精矿产品, 实现了俄罗斯锑金混合精矿资源的综合回收与高效利用。

参考文献:

- [1] 罗英杰, 王小烈, 柳群义, 等. 中国未来锑资源需求预测[J]. 中国矿业, 2017, 26(3):1-5.
- [2] 后洁琼, 卢卫宁, 彭涛嘉, 等. 含锑金精矿除锑预处理过程污染防治措施的探讨[J]. 甘肃冶金, 2021, 43(5):34-35.
- [3] 李玉玺, 赵福财, 王 苹, 等. 某微细粒包裹金浸出率提高试验[J]. 现代矿业, 2020, 36(11):165-166.
- [4] XU B, YANG Y, LI Q, et al. The development of an environmentally

善被抑制萤石的可浮性, 在原矿入选 CaF₂ 品位 25.47% 条件下, 闭路试验获得萤石精矿 CaF₂ 品位 92.35%、回收率 60.59%, 实现了白钨加温浮选尾矿中萤石资源的综合回收。

参考文献:

- [1] 周 源, 吴燕玲. 白钨浮选的研究现状[J]. 中国钨业, 2013(1):19-24.
- [2] 朱一民, 陈文胜, 张晓峰, 等. 白钨浮选尾矿回收萤石低温浮选试验研究[J]. 矿产综合利用, 2014(1):25-27.
- [3] 陈 雅, 胡明川, 韦权峰, 等. 江西香炉山钨尾矿中萤石综合回收技术的研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2018(5):64-71.
- [4] 冯青舒, 陈文胜, 王 舰, 等. 从湖南某钨多金属矿尾矿中回收伴生萤石试验研究[J]. 矿冶工程, 2022, 42(1):68-71.
- [5] 孔朝鹏, 陈 臣, 孙 伟. 河南某白钨矿伴生高钙萤石综合回收新工艺研究[J]. 矿冶工程, 2020, 40(6):42-46.

引用本文: 肖文工, 吴 迪, 王洪岭, 等. 某白钨加温浮选尾矿回收萤石试验研究[J]. 矿冶工程, 2023, 43(1):80-83.

friendly leaching process of a high C, As and Sb bearing sulfide gold concentrate[J]. Minerals Engineering, 2016, 89:138-147.

- [5] 靳冉公, 路冰川, 王世福, 等. 碱性硫化物浸出含锑金精矿中金的动力学研究[J]. 有色金属(冶炼部分), 2019(11):51-54.
- [6] 张大伟, 王 云, 靳冉公, 等. 碱性硫化钠浸出含锑金精矿的试验与工业实践[J]. 有色金属(冶炼部分), 2017(9):1-4.
- [7] 王宪忠, 张绍辉, 李明亮, 等. 含锑金精矿碱性硫化钠浸出锑研究与工业实践[J]. 贵金属, 2019, 40(1):42-46.
- [8] 徐 彪, 王鹏程, 谢建宏. 西藏某含高砷锑金矿石浮选回收锑金试验研究[J]. 黄金, 2011(4):39-42.
- [9] 刘 慧, 马鹏程, 宫在阳, 等. 某金锑矿选矿试验研究[J]. 矿冶工程, 2022, 42(4):71-74.
- [10] 杨子轩, 谢 贤, 童 雄, 等. 含锑金矿回收方法研究现状[J]. 矿产综合利用, 2015(3):20-23.
- [11] 高世雄, 陈国宝, 杨洪英, 等. 含锑金矿预处理脱锑技术的研究进展[J]. 黄金科学技术, 2020, 28(6):792-799.
- [12] 鱼 博, 王宇斌, 王 妍, 等. 某铜铅锌多金属硫化矿浮选分离试验研究[J]. 矿业研究与开发, 2020, 40(9):117-121.
- [13] 周 丽, 文书明, 李华伟. 难浸金矿预处理技术及其应用[J]. 国外金属矿选矿, 2004, 41(3):11-15.
- [14] CHEN J, YANG R-D, DU L-J, et al. Mineralogy, geochemistry and fluid inclusions of the Qinglong Sb-(Au) deposit, Youjiang basin (Guizhou, SW China)[J]. Ore Geology Reviews: Journal for Comprehensive Studies of Ore Genesis and Ore Exploration, 2018, 92:1-18.

引用本文: 丁林芳, 刘有才, 符剑刚, 等. 俄罗斯某高硫锑金混合精矿降硫提质试验研究[J]. 矿冶工程, 2023, 43(1):77-79.