

磁浮联合工艺在尾矿中回收萤石的工业化应用

夏自发¹, 邓朝安¹, 任兴民², 杨晓文², 张晓刚²

(1. 中国恩菲工程技术有限公司, 北京 100038; 2. 内蒙古黄岗矿业有限责任公司, 内蒙古赤峰 025350)

[摘要] 内蒙古某多金属矿尾矿中的萤石具有回收价值, 但该尾矿的矿物组成极其复杂, 弱磁性脉石含量高。在萤石浮选前采用强磁选预先抛尾工艺除去该尾矿中的弱磁性矿物, 磁性产品进入尾矿, 非磁产品浓缩后作为萤石浮选给矿。采用强磁抛尾 + 浓缩换水 + 萤石浮选的磁浮联合工艺, 生产中可得到萤石品位为 97.58%, 回收率为 59.61% 的萤石精矿。该工艺可获得良好的指标, 应用前景十分广阔。

[关键词] 多金属矿尾矿; 强磁选; 预先抛尾; 萤石; 磁浮联合工艺

[中图分类号] TD95 **[文献标志码]** B **[文章编号]** 1003-8884(2021)02-0040-05

DOI:10.19611/j.cnki.cn11-2919/tg.2021.02.010

0 前言

萤石是化学元素氟的主要来源, 由于氟原子非常独特的化学性质, 其用途不具有替代性^[1], 应用领域涵盖新能源、新材料、国防、光学、冶金、化工等行业, 对国家安全、国民经济和社会发展有重要影响, 是宝贵的战略资源^[2]。

近年来, 各行业对萤石的需求大幅度增加, 而且对高质量萤石精矿产品的需求量也呈上升趋势, 萤石价格快速上涨, 从尾矿中回收萤石的工艺及设备

也备受关注^[3]。

1 尾矿性质简介

内蒙古某多金属矿是以铁为主, 伴生锡、钨、锌、铜、砷和萤石等有价值组分的矿床, 该矿采用铁磁选—硫化矿浮选—钨锡重选—锡浮选工艺流程回收其中的铁、锡、钨、锌、铜和砷, 萤石未进行综合回收。

萤石回收的原料为该矿的锡浮选尾矿, 锡浮选尾矿多组分分析结果和筛析试验结果分别如表 1、表 2 所示, 矿物组成如表 3 所示。

表 1 锡浮选尾矿多组分分析结果

组分	Sn	CaF ₂	Cu	Pb	Zn	As	S	Fe	%
含量	0.20	18.32	0.004	0.026	0.030	0.11	0.29	8.69	
组分	Al ₂ O ₃	SiO ₂	WO ₃	CaO	Bi	Na ₂ O	MgO	K ₂ O	
含量	8.57	38.27	0.037	17.37	0.037	0.31	2.61	2.11	

由表 1 可知, 锡浮选尾矿主要有价组分 CaF₂ 含量为 18.32%, 杂质成分主要为 SiO₂、CaO 和 Fe 等组分。

由表 2 可知, 萤石的粒度相对较粗, 主要分布于 -0.075 mm ~ 0.025 mm 的粒级范围内, 属于适宜浮选回收的粒级范围。

由表 3 可知, 锡浮选尾矿中主要可回收的矿物

是萤石, 脉石矿物种类复杂, 主要有石榴石、符山石、方解石、角闪石、石英、透辉石、长石、黑云母和白云母等。

表 2 锡浮选尾矿筛析结果

粒级/mm	产率	CaF ₂ 品位	CaF ₂ 分布率	%
+0.075	8.69	11.34	5.41	
-0.075 + 0.043	41.02	18.40	41.41	
-0.043 + 0.025	34.17	19.94	37.38	
-0.025	16.12	17.88	15.80	
合计	100.00	18.22	100.00	

[收稿日期] 2020-06-02

[作者简介] 夏自发(1981-), 男, 湖南长沙人, 高级工程师, 硕士, 主要从事选矿咨询与设计工作。

表 3 锡浮选尾矿物组成

%

矿物名称	锡石	萤石	符山石	石英	钾长石	斜长石	白云母
含量	0.161	16.250	9.536	5.211	3.019	3.586	1.128
矿物名称	铁云母	黑云母	透辉石	钙铁辉石	角闪石	钙铝榴石	钙铁榴石
含量	2.231	4.999	4.467	3.504	6.892	3.809	18.814
矿物名称	绿帘石	绿泥石	方解石	菱铁矿	磁铁矿	褐铁矿	其它
含量	3.087	1.446	6.729	0.178	0.837	0.193	3.923

2 选矿试验

2.1 全浮工艺

为了回收锡浮选尾矿中的萤石,研究单位开展

了全浮工艺回收萤石的试验研究,全浮工艺试验流程如图 1 所示,试验结果如表 4 所示。

由于该矿矿石性质复杂、选别流程长、药剂种类繁多、弱磁性脉石干扰,全浮工艺回收萤石的选别指

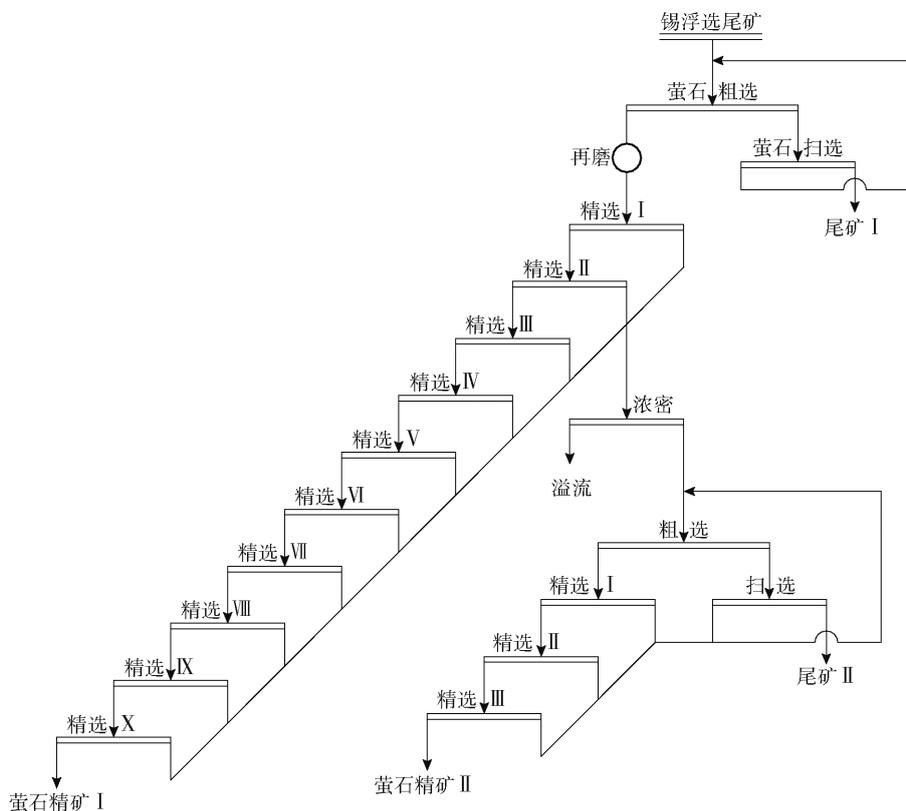


图 1 全浮工艺试验流程图

标不理想,两种萤石精矿的品位分别为 95.13% 和 82.14%,总回收率仅 45.49%,因此,迫切需要研究和应用新工艺以进一步提高萤石的选别指标。

2.2 磁浮联合工艺

由表 3 可知,锡浮选尾矿中钙铝榴石、钙铁榴石、绿帘石、绿泥石矿物量合计 27.16%,它们的平均比磁化系数为 19.96 ~ 63.0 ($10^{-6} \text{ cm}^3/\text{g}$);而萤石、石英、方解石、长石的比磁化系数在 $-0.50 \sim$

表 4 全浮工艺试验结果

%

产品名称	产率	CaF ₂ 品位	CaF ₂ 回收率
萤石精矿 I	8.22	95.13	40.10
萤石精矿 II	1.28	82.14	5.39
尾矿 II	18.03	21.25	19.65
尾矿 I	72.48	9.38	34.87
给矿(锡浮选尾矿)	100.00	19.50	100.00

0.51(10⁻⁶ cm³/g),这两组矿物的平均比磁化系数差异较大,可以通过强磁选预先脱除钙铝榴石、钙铁榴石、绿帘石、绿泥石等弱磁性矿物^[4-5]。

锡浮选尾矿中的萤石主要以单体形式嵌布,赋存在磁性脉石中的萤石含量不高,因此可采用强磁选进行抛尾,磁性产品进入尾矿,非磁产品进行萤石浮选。磁浮联合工艺选矿试验流程如图2所示,试验结果如表5所示。

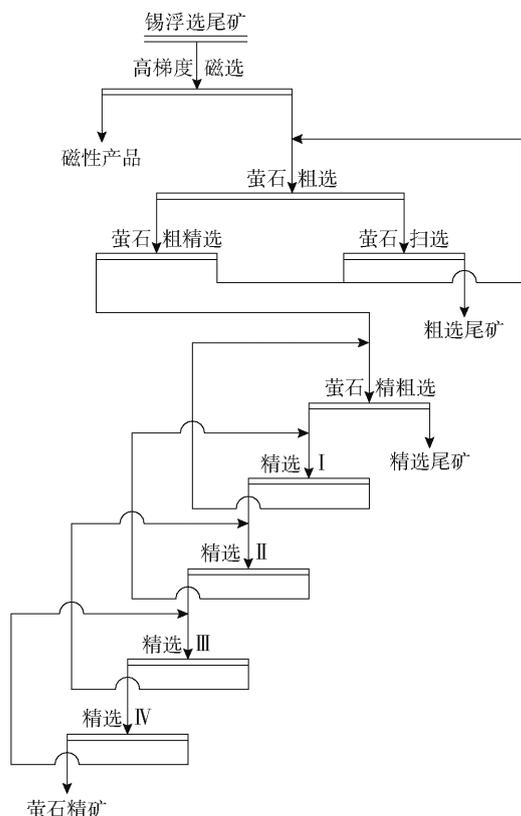


图2 磁浮联合工艺试验流程图

表5 磁浮联合工艺试验结果 %

产品名称	产率	CaF ₂ 品位	CaF ₂ 回收率
萤石精矿	9.82	97.15	51.94
精选尾矿	4.02	59.84	13.10
粗选尾矿	24.77	9.59	12.94
磁性产品	61.39	6.69	22.02
给矿(锡浮选尾矿)	100.00	18.66	100.00

采用磁浮联合工艺,试验可获得 CaF₂ 品位为 97.15%、回收率为 51.94% 的萤石精矿,实现了萤石资源的有效回收。

3 工艺设计方案

根据矿物组成、矿石性质及选矿试验结果,从锡浮选尾矿中回收萤石的设计,采用了“强磁抛尾 + 浓缩换水 + 萤石浮选”的磁浮联合工艺流程。设计流程图如图3所示,设计指标如表6所示。

表6 磁浮联合工艺设计指标 %

产品名称	产率	CaF ₂ 品位	CaF ₂ 回收率
萤石精矿	7.93	97.00	42.00
总尾矿	92.07	11.54	58.00
给矿(锡浮选尾矿)	100.00	18.32	100.00

采用强磁选预先抛尾,一是可以消除弱磁性脉石矿物对萤石浮选的干扰,为萤石回收提供良好的浮选环境;二是可以减少后续萤石浮选的给矿量,减少药剂消耗和设备投资;三是可以提高后续萤石浮选的人选品位,有利于萤石的浮选。

锡浮选尾矿中含有极少量的强磁性脉石、铁粉和粗粒废渣,会严重影响强磁选机的性能发挥,在强磁选之前应设置弱磁选和隔粗筛进行除铁和除渣。

在硫化矿和锡石浮选过程中,加入了多种选矿药剂,这些残留药剂对萤石浮选污染严重,萤石精选泡沫偶尔会出现絮团,使精选过程无法进行。将非磁产品通过“浓缩 + 新水稀释 + 浓缩”的方式进行换水,降低矿浆中的钙离子和残留药剂。

在锡石浮选过程中,萤石作为脉石矿物被强烈抑制,因而在萤石浮选前,需要重新活化萤石矿物,设计采用了多次调浆的方式强化选矿药剂与萤石的作用,降低锡浮选作业加入的抑制剂对萤石浮选的不利影响。

为了得到萤石品位大于 97% 的高品质萤石精矿,在萤石浮选作业的设计中,采取了多次精选、中矿单独分选、分段调整 pH 浆、浮选机双边刮泡、耐低温捕收剂、高效抑制剂组合等措施。

4 生产实践

萤石回收系统投入生产后,强磁作业和萤石浮选作业都取得了良好的指标,工业生产指标如表7所示。

强磁作业可以预先抛除产率为 37.09% 的磁性尾矿,磁性尾矿萤石品位为 7.99%,萤石损失率仅

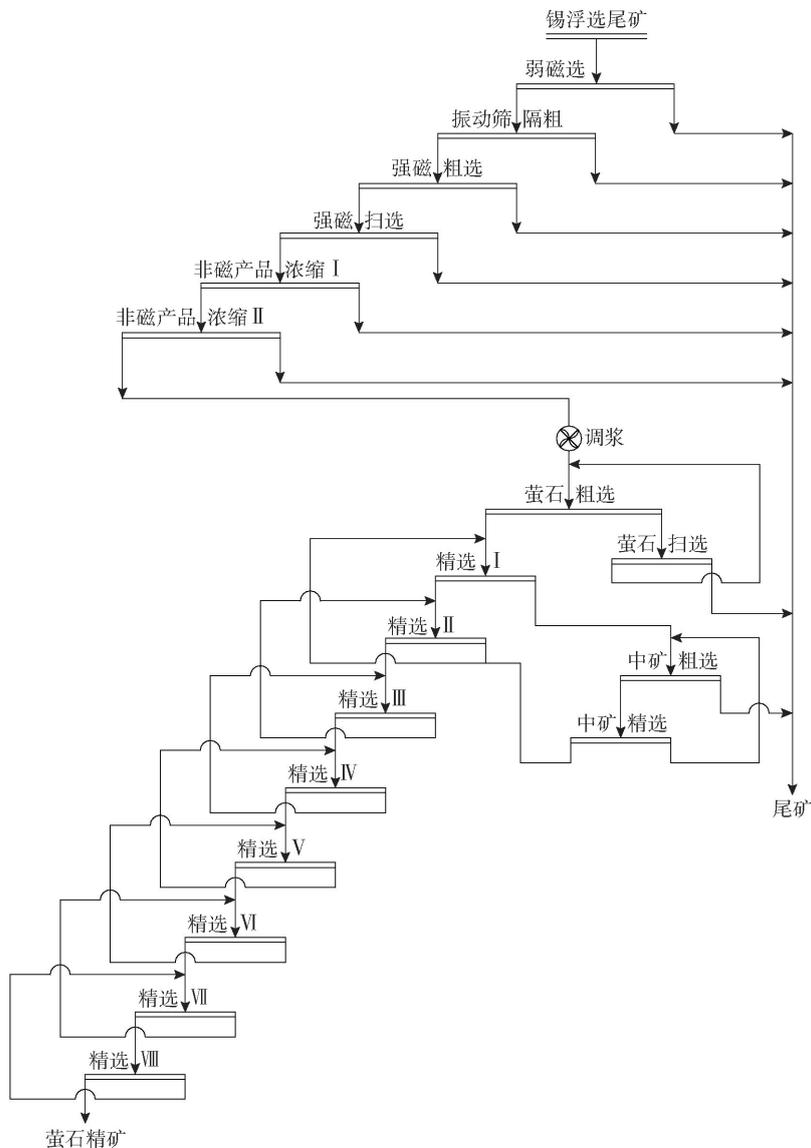


图3 磁浮联合工艺设计流程图

表7 锡浮选尾矿回收萤石的技术指标对比

%

项目	产率		CaF ₂ 品位				CaF ₂ 回收率	
	非磁产品	萤石精矿	锡浮选尾矿	磁性产品	非磁产品	萤石精矿	非磁产品	萤石精矿
试验	38.61	9.82	18.66	6.69	37.68	97.15	77.98	51.94
设计	38.50	7.93	18.32	12.27	35.31	97.00	74.21	42.00
生产	62.91	11.04	18.07	7.99	24.14	97.58	84.04	59.61

15.94%，强磁抛尾效果较好，为后续萤石浮选创造了良好的给矿条件，大幅减少了进入萤石浮选作业的给矿量，生产成本明显降低。

从指标对比结果可以看出，萤石精矿平均品位为97.58%，回收率为59.61%，均优于磁浮联合工

艺试验和设计指标，也明显优于全浮工艺试验指标，是非常理想的生产指标。

5 结论

(1) 内蒙古某多金属矿经铁磁选—硫化矿浮

选—钨锡重选—锡浮选后产出尾矿,该尾矿的矿物组成极其复杂,主要目的矿物为萤石,脉石矿物主要有石榴石、符山石、方解石、角闪石、石英、透辉石、长石、黑云母和白云母等。萤石主要以单体形式嵌布,赋存在磁性脉石中的萤石含量不高。

(2)该尾矿中的钙铝榴石、钙铁榴石、绿帘石、绿泥石等弱磁性矿物量合计 27.16%,比磁化系数较高;而萤石、石英、方解石、长石的比磁化系数很低,这两组矿物的平均比磁化系数差异较大,可以通过强磁选预先脱除弱磁性矿物。

(3)采用强磁选预先抛尾,磁性产品进入尾矿,非磁产品经浓缩换水后作为萤石浮选给矿。工业生产中采用 LGS 系列立式转环感应式强磁选机进行强磁抛尾,可获得非磁产品萤石品位为 24.14% 和回收率为 84.04% 的生产指标。

(4)生产中采用“强磁抛尾 + 浓缩换水 + 萤石

浮选”的工艺流程,可得到萤石品位为 97.58%、回收率为 59.61% 的萤石精矿,指标非常理想,从多金属尾矿中回收萤石的磁浮联合工艺,应用前景十分广阔。

[参考文献]

- [1] 王文利,白志民. 中国萤石资源及产业发展现状[J]. 金属矿山,2014(3):1-9.
- [2] 牛丽贤,张寿庭. 中国萤石产业发展战略思考[J]. 中国矿业,2010,19(8):21-25.
- [3] 周菁,朱一民. 从黄沙坪低品位钨铋钨浮选尾矿中浮选回收萤石的试验研究[J]. 矿冶工程,2012,32(1):29-31.
- [4] 叶志平,何伟图. 柿竹园浮选尾矿综合回收萤石新工艺[J]. 有色金属,2005(3):70-72.
- [5] 陈玉林. 强磁分选黑白钨新工艺在柿竹园的工业化应用[J]. 中国钨业,2013(4):34-36.

Industrial Application of Magnetic Flotation combined Process in Recovery of Fluorite from Tailings

XIA Zi-fa, DENG Chao-an, REN Xing-min, YANG Xiao-wen, ZHANG Xiao-gang

Abstract: Fluorite from tailings of polymetallic ore is valuable for recovery, but the mineral composition of the tailings is extremely complex and the content of weak magnetic minerals is high. Before fluorite flotation, a new processing technology of pre-discarding tailings was adopted to remove weak magnetic minerals by intensity magnetic separation. The weak magnetic minerals were discarded as tailings, and the non-magnetic minerals were concentrated as fluorite flotation feed. The results show that fluorite concentrate of 97.58% CaF_2 with recovery 59.61% was obtained by using magnetic flotation combined process of intensity magnetic separation, water exchange and fluorite flotation. The process can obtain good results and has a broad application prospect.

Key words: tailings of polymetallic ore; intensity magnetic separation; pre-discarding tailings; fluorite; magnetic flotation combined process

