1%

共伴生矿产与尾矿综合利用

白云鄂博某选厂选铁尾矿中稀土和萤石的综合回收试 验研究

王丽明,李宏静,白春霞,睢月婷,刘涛

包钢集团矿山研究院,内蒙古包头014030

中图分类号:TD926.4 文献标识码:A 文章编号:1001-0076(2022)06-0052-08 DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2022.06.007

摘要 白云鄂博铁矿是世界上罕见的大型多金属矿床,多年来只作为铁矿和稀土矿进行开发,选别流程中稀土回收率较低,造成大量稀土资源和矿体中蕴含的萤石资源随着选铁尾矿排入到尾矿库中。为综合回收稀土和萤石资源,以白云鄂博某选厂选铁尾矿为研究对象,开展综合回收稀土和萤石的研究,采用的工艺流程为稀土浮选一萤石预选一萤石精选一强磁选。稀土浮选以水玻璃为抑制剂、SR 为捕收剂、2#油为起泡剂,萤石预选以水玻璃为抑制剂、SF 为捕收剂,萤石精选以酸性水玻璃为调整剂、SY 为抑制剂、油酸钠为捕收剂,最终获得了 REO 品位 50.54%、REO 回收率 92.32% 的稀土精矿和 CaF₂ 品位 95.51%、回收率 50.98% 的萤石精矿。

关键词 白云鄂博铁矿;尾矿;稀土;萤石;浮选

引言

稀土是元素周期表中的镧系元素和钪、钇等金属 元素的总称,广泛应用于石油、化工、冶金、纺织、陶 瓷等领域,被誉为"工业味精",是珍贵的战略金属资 源^[1]。稀土元素可以分为轻稀土、重稀土两大类,主要以 稀土氧化物的形式存在。内蒙古白云鄂博矿床以其 丰富的轻稀土资源而闻名,累计查明的稀土资源总储 量已经达到了1.8亿t,保有资源总储量达到了1.59亿t⁴³。

萤石是一种战略性非金属矿产资源,可广泛应用 于冶金、化学、制冷和建材等行业[™]。我国萤石总保 有储量 2.6 亿 t,主要集中在内蒙古、浙江、福建、江西、 湖南、广东、广西、云南等省(区),这些地区的萤石储 量占全国的 90% 以上[™]。特别是浙江、湖南、内蒙古、 福建和江西五省区的萤石储量合计占全国的 70% 以 上[™]。其中,内蒙古保有萤石储量 1.3 亿 t[™],主要为伴 生矿床[™], CaF₂含量普遍较低。

内蒙古白云鄂博矿已开采约六十年,主要分为主 矿、东矿、西矿、东介勒格勒和都拉哈拉等矿区。其 中,白云鄂博铁矿主、东矿随开采深度增加,矿石中磁 铁矿越来越多,导致某选厂的选铁尾矿排放量逐年上 升,不仅给尾矿库带来沉重的压力,还造成尾矿中蕴 含的大量宝贵资源(如稀土和萤石)的严重浪费。为 回收这部分稀土和萤石资源,以白云鄂博某选厂选铁 尾矿为研究对象,采用稀土浮选、混合浮选、萤石浮 选和强磁选的工艺流程进行试验,同时获得稀土精矿 和萤石精矿,试验取得了较佳指标。

1 原矿性质

试验所用原料取自白云鄂博某选厂选铁尾矿,对 原矿进行多元素分析、矿物组成分析、筛分分析,结 果分别见表1、表2和表3。

表 1 原矿化学多元素分析结果 **Table 1** Multi-elements analysis results of of raw ore

Table I	withit	cienten	is undry 5	15 results	01 01 10	010	
元素	TFe	CaF ₂	REO	Р	S	F	K ₂ O
含量	9.70	26.49	9.35	1.44	1.37	12.89	0.44
元素	Na ₂ O	CaO	MgO	Al_2O_3	TiO ₂	BaO	SiO_2
含量	1.34	26.57	4.02	1.44	0.64	3.50	13.40

由表 1~表 3 可知, 原矿中 REO(稀土氧化物)品 位 9.35%, CaF₂ 品位 26.49%。原矿中稀土矿物占 11.9%, 萤石矿物占 28.1%, 脉石矿物主要有白云石、方解石、 辉石、闪石、石英和重晶石等。萤石和稀土粒度分布 不均, 主要分布在+0.074 mm 和-0.037 mm 粒级中, 细

收稿日期:2022-11-17

作者简介:王丽明(1988一), 男, 内蒙古包头人, 工程师, 主要从事白云鄂博矿产资源综合利用研究工作。E-mail: 15048178895@163.com。

矿物名称

含量

表 2 原 例 例 初 担 成 分 材T Table 2 Mineral composition analysis of raw ore						
矿物名称	赤铁矿及 磁铁矿等	萤石	白云石 方解石	辉石 闪石	石英 长石	
含量	10.3	28.1	16.1	14.9	7.4	

重晶石

3.9

稀土矿物

11.9

其他

2.7

磷灰石

1.3

表 3 原矿的粒度分布

 Table 3
 Particle size distribution of raw ore

云母

3.4

		品在	立/%	分布率/%	
粒度/mm	广平/%	REO	CaF ₂	REO	CaF ₂
+0.074	27.81	6.24	28.60	17.96	30.02
-0.074+0.045	12.31	7.77	28.62	9.90	13.30
-0.045+0.037	8.83	9.77	25.49	8.93	8.50
-0.037 + 0.025	6.95	10.95	25.14	7.88	6.60
-0.025	44.10	12.12	24.98	55.33	41.58
合计	100.00	9.70	26.49	100.00	100.00

粒级分布过高会对稀土和萤石的回收率造成不利 影响。

2 试验研究

稀土矿物属易浮矿物,稀土浮选作业中未被选出 的稀土矿物,在后续萤石浮选作业中会随着萤石浮选 泡沫上浮而重新富集,从而影响萤石浮选的精矿指标, 导致难以得到高品质萤石精矿。这就要求在稀土浮 选作业尽可能地降低浮选尾矿中的稀土含量,减小其 对后续萤石浮选的影响。稀土和萤石综合回收原则 流程如图1所示。



图1 稀土和萤石综合回收原则流程

Fig. 1 $\;$ Principle process of comprehensive recovery of rare earth and fluorite

2.1 稀土浮选

原矿中 REO 含量高达 9.35%, 且稀土为易浮矿物, 为了减少稀土对后续萤石浮选作业的影响应首先将 稀土矿物先脱除,将原矿磨至-0.074 mm 含量 94.00% 时经显微镜下分析可知稀土矿物已基本单体解离。

稀土浮选以水玻璃为抑制剂,药剂 SR 为捕收剂, SR 是羟肟酸与纯碱按质量比 10:1 混合制成,主要作 用成分为羟肟酸钠。其作用机理是:在碱性环境中, 羟肟酸钠分子结构中相邻的含孤对电子的氧和氮,可 以与稀土金属离子螯合生成稳定的多元环稀土螯合 物,从而表现出对稀土矿物良好的选择性。稀土浮选 工艺流程如图 2 所示。



图 2 稀土浮选工艺流程 Fig. 2 Flow chart of rare earth flotation process

2.1.1 稀土浮选粗选条件试验

调节矿浆温度至 50 ℃, 矿浆质量浓度 40%, 在捕 收剂 SR 用量 800 g/t 的条件下进行稀土浮选粗选水玻 璃用量条件试验, 结果见图 3。



图 3 水玻璃用量对稀土浮选的影响 Fig. 3 Effect of sodium silicate dosage on rare earth flotation

由图 3 可知,在 SR 用量 800 g/t 的条件下,随水玻 璃用量的增加,稀土粗精矿 REO 品位逐渐升高,回收 率不断降低,在水玻璃用量≥2 500 g/t 时,粗精矿品位 变化不大,但回收率下降幅度增加,因此综合考虑粗 精矿的品位和回收率,确定水玻璃的最佳用量为 2 500 g/t。 在水玻璃用量 2 500 g/t 的条件下进行捕收剂 SR 用量条件试验,结果如图 4 所示。



图 4 SR 用量对稀土浮选的影响 Fig. 4 Effect of SR dosage on rare earth flotation

由图 4 可知, 在水玻璃用量 2 500 g/t 的条件下, 随 SR 用量的增加, 稀土粗精矿品位逐渐升高, 回收率 不断降低, 当 SR 用量≥600 g/t 时, 粗精矿品位下降幅 度变大, 回收率变化不大, 因此综合考虑选择 SR 的最 佳用量为 600 g/t。

2.1.2 稀土浮选闭路试验

在水玻璃用量 2 500 g/t、SR 用量 600 g/t 的条件 下进行稀土浮选闭路试验,闭路试验工艺流程为一次 粗选两次精选,两次精选的中矿顺序返回。闭路试验 最终得到 REO 品位 50.54%、回收率 92.32% 的稀土精 矿。闭路浮选试验工艺流程见图 5,试验结果见表 4。



图 5 稀土闭路浮选试验工艺流程

Fig. 5 Process flow chart of closed circuit test on rare earth flotation

表 4 稀土闭路浮选试验结果

 Table 4
 Results of closed circuit flotation test on rare earth flotation

产品名称	REO品位/%	REO回收率/%
稀土精矿	50.54	92.32
稀土尾矿	1.07	51.21
合计	9.35	100.00

2.1.3 稀土尾矿分析

对稀土浮选尾矿进行化学多元素分析和矿物组成分析,结果分别见表5和表6。

表 5 稀土浮选尾矿化学多元素分析结果

 Table 5
 Multi-elements
 analysis
 results
 of
 rare
 earth

 flotation tailings

元素	TFe	CaF ₂	REO	Р	S	F	K ₂ O
含量/%	10.80	27.00	1.07	0.60	1.50	12.38	0.77
元素	Na ₂ O	CaO	MgO	Al_2O_3	TiO ₂	BaO	SiO ₂
含量/%	1.680	27.37	6.55	1.51	0.61	4.16	15.30

表 6 稀土浮选尾矿矿物组成分析

 Table 6
 Mineral composition analysis of rare earth flotation tailings

矿物名称	赤铁矿及 磁铁矿等	萤石	白云石 方解石	辉石 闪石	石英 长石
含量/%	11.2	29.3	19.2	16.6	9.5
矿物名称	云母	磷灰石	重晶石	稀土矿物	其他
含量/%	5.6	1.5	4.0	1.2	1.9

由表 5 可知,稀土浮选尾矿中 CaF₂ 含量为 27%, REO 含量为 1.07%, TFe 含量为 10.8%, CaO 含量 27.37%, SiO₂ 含量 15.3%。由表 6 可知,稀土浮选尾矿中除萤 石外,铁矿物、碳酸盐矿物和硅酸盐矿物含量较高,其 中,硅酸盐矿物占 31.7%,碳酸盐矿物占 19.2%。

2.2 萤石预选

鉴于萤石与白云石、方解石等碳酸盐矿物表面物 理化学性质极为相似,与石英、长石、辉石、闪石、云 母等硅酸盐矿物性质相差较大;且在碱性矿浆条件下, 含铁矿物及硅酸盐矿物难浮,萤石及碳酸盐矿物在油 酸类药剂作用下易浮,利用该特点对稀土浮选尾矿进 行萤石预选,将稀土浮选尾矿中的萤石和碳酸盐混合 矿物与硅酸盐矿物分离,得到的硅酸盐矿物再进行抛 尾,萤石及碳酸盐混合矿物再进行萤石精选。萤石预 选工艺流程如图 6 所示。



图6 萤石预选工艺流程

Fig. 6 Process flow chart of fluorite preconcentration

2.2.1 萤石预选粗选条件试验

萤石预选以水玻璃为抑制剂, SF 为捕收剂, SF 为 脂肪酸类药剂。矿浆温度 40 ℃,浓度 35%,在 SF 用 量 280 g/t 的条件下进行水玻璃条件试验,试验结果见图 7。



图7 水玻璃用量对萤石预选粗选的影响

Fig. 7 Effect of sodium silicate dosage on roughing in fluorite preconcentration

由图 7 可知,在 SF 用量 280 g/t 的条件下,随着水 玻璃用量的增加,萤石预选粗精矿 CaF₂ 品位先升高后 降低,回收率先升高后降低。但在水玻璃用量 300 g/t 和 400 g/t 时精矿品位相差不大,而回收率则在水玻璃 用量 300 g/t 时达到最佳,因此选定水玻璃用量为 300 g/t。

在水玻璃用量 300 g/t 的条件下进行 SF 用量条件 试验,试验结果见图 8。



图8 SF 用量对萤石预选粗选的影响

Fig. 8 Effect of SF dosage on roughing in fluorite preconcentration

由图 8 可知,在水玻璃用量 300 g/t 的条件下,随着 SF 用量的增加,萤石预选粗精矿 CaF₂ 品位逐渐降低,但幅度不大,回收率逐渐升高,在 SF 用量 280 g/t 时达到最大。综合考虑粗精矿品位及回收率选定 SF 用量为 280 g/t。

2.2.2 萤石预选闭路试验

在水玻璃用量 300 g/t、SF 用量 280 g/t 的条件下

进行一粗二精闭路浮选试验,最终得到 CaF₂品位 44.23%的萤石预选精矿。闭路浮选工艺流程见图 9, 试验结果见表 7。



图 9 萤石预选闭路试验工艺流程

Fig. 9 Process flow chart of closed circuit test on fluorite preconcentration

表 7	萤	石预选问	闭路	浮选试	验结果	:			/%
Table	7	Results	of	closed	circuit	flotation	test	on	fluorite
precon	cen	ntration							

产品名称	CaF2品位	CaF2回收率
萤石预选精矿	44.23	92.32
萤石预选尾矿	4.75	7.68
合计	27.00	100.00

2.2.3 萤石预选精矿分析

对萤石预选精矿进行筛分分析、矿物组成分析、 解离度分析及显微镜下分析,结果分别见表 8、表 9、 表 10 和图 10。

由表 8 可知, 萤石预选精矿中-0.025 mm 粒级产 率最高, CaF₂ 在该粒级中分布最多。由表 9 可知, 萤 石预选精矿中萤石矿物占 65.5%, 白云石和重晶石含 量较高, 是主要脉石矿物, 此外还含有少量铁矿物、霓 石、闪石和石英等。由表 10 可知, 萤石预选精矿中萤

表8 萤石预选精矿粒度分布

 Table 8
 Particle size distribution of fluorite preconcentration concentrate

*** 4社 /	主 	品(立/%	分布	率/%
粒.级/mm	厂平/% -	TFe	CaF ₂	TFe	CaF ₂
+0.074	6.06	4.80	57.33	5.80	7.77
-0.074 + 0.045	20.68	5.60	47.06	23.11	21.78
-0.045+0.037	11.53	5.20	43.39	11.96	11.20
-0.037 + 0.025	16.80	5.60	41.23	18.77	15.50
-0.025	44.93	4.50	43.51	40.35	43.75
合 计	100.00	5.01	44.68	100.00	100.00

表 9 萤石预选精矿矿物组成分析

 Table 9
 Mineral
 composition
 analysis
 of
 fluorite

 preconcentration concentrate

矿物 名称	含铁 矿物	萤石	自云石	重晶石	霓石、闪石	石英	其他
含量/%	4.0	65.5	16.5	8.0	2.5	1.5	2.0

表 10 萤石预选精矿解离度分析

 Table 10
 Analysis
 of
 dissociation
 degree
 of
 fluorite

 preconcentration concentrate

 </td

	费石	连生体						
项目	重石 単体	萤石-含铁 矿物	萤石- 碳酸盐	萤石- 独居石	萤石- 重晶石	萤石- 其他		
含量/%	86.9	4.9	3.0	4.0	0.7	0.5		



(a) 单偏光下铁矿物萤石的连生体



(b) 单偏光下重晶石与萤石连生体

图 10 显微镜下萤石连生体照片 Fig. 10 Microscopic image of fluorite intergrowth

石单体解离度为 86.9%, 萤石与硅酸盐、碳酸盐、铁矿 物及其他矿物之间存在少量连生体。由此可见, 要获 得高品位萤石精矿, 必须先进行磨矿, 使萤石矿物基 本达到单体解离, 将萤石矿物与硅酸盐、碳酸盐及铁 矿物分离。

对萤石预选精矿进行磨矿,磨矿后产品粒度分布 结果见表 11,解离度分析见表 12。

由表 11 及表 12 可知, 萤石预选精矿经磨矿, CaF₂ 在+0.037 mm 粒级分布较少, 主要集中在-0.037 mm 粒级, 尤其是在-0.025 mm 粒级中 CaF₂分布率高达 59.64%。萤石预选精矿经磨矿后, 萤石矿物已基本达 到单体解离, 可进行下一步萤石精选试验。

表 11 萤石预选精矿磨矿后粒度分布

 Table 11
 Particle size distribution of fluorite preconcentration concentrate after grinding

約 亩/mm	主 索 /0/	品(立/%	分布率/%		
检皮/ⅢⅢ)	TFe	CaF ₂	TFe	CaF ₂	
+0.045	3.88	5.80	47.13	4.50	4.09	
-0.045 + 0.037	9.62	5.00	44.01	9.63	9.48	
-0.037 + 0.025	25.88	5.80	46.23	30.05	26.78	
-0.025	60.62	4.60	43.95	55.82	59.64	
合计	100.00	5.00	44.67	100.00	100.00	

表 12 萤石预选精矿磨矿后解离度分析

 Table 12
 Analysis
 of
 dissociation
 degree
 of
 fluorite

 preconcentration concentrate after grinding

项目	费乙		ì	 生 体	体		
	軍石 単体	萤石-含铁 矿物	萤石- 碳酸盐	萤石- 稀土矿	萤石- 重晶石	萤石- 其他	
含量/%	93.8	1.9	0.9	2.6	0.5	0.3	

2.3 萤石精选

萤石精选采用的药剂组合为酸性水玻璃、SY、油酸钠,其中,酸性水玻璃是将硫酸和水玻璃(模数 2.8,取自宝山矿业公司)按照体积比1:1混合配制而成, SY为六偏磷酸钠与单宁酸按一定比例复配。在弱酸性矿浆中,酸性水玻璃主要以H₂SiO₃胶体形式存在,因其具有极强的亲水性和吸附性,能牢固地物理吸附在方解石等碳酸盐脉石矿物表面,使其表面显示出强烈的亲水性^[911]。六偏磷酸钠是碳酸盐矿物的有效抑制剂,其阴离子易吸附在多种矿物表面,产生抑制效果^[12]。单宁酸在萤石浮选中是较为常见的方解石和石英矿物的选择性有机抑制剂,其作用机理是单宁酸分子中的羧基以物理吸附和化学吸附的方式吸附在方解石表面,单宁酸分子另一端与水分子通过氢键结合产生亲水表面,增加矿物表面润湿性使其受抑制^[13]。 萤石精选工艺流程如图 11 所示。

2.3.1 萤石精选粗选条件试验

萤石精选粗选矿浆质量浓度为35%,矿浆温度40℃。 暂定捕收剂油酸钠用量为480g/t,抑制剂SY用量为 960g/t、进行酸性水玻璃用量条件试验,试验结果见 图12。

由图 12 可知,随着酸性水玻璃用量的增加,浮选 粗精矿 CaF₂品位逐渐升高,回收率变化不大,综合考 虑粗精矿品位和回收率确定酸性水玻璃用量为 1400 g/t。

在酸性水玻璃用量 1400 g/t、油酸钠用量 480 g/t 时进行萤石浮选 SY 用量条件试验,试验结果见图 13。



图 11 萤石精选工艺流程











由图 13 可知,随着 SY 用量的增加,粗精矿 CaF₂ 品位先升高后降低,回收率在 SY 用量为 1 280 g/t 时 最高。综合考虑粗精矿品位和回收率选定 SY 最佳药 剂用量为1280 g/t。

在 SY 用量 1 280 g/t、酸性水玻璃用量 1 400 g/t 的条件下进行油酸钠用量条件试验,结果见图 14。



图 14 油酸钠用量对萤石精选粗选的影响 Fig. 14 Effect of sodium oleate dosage on roughing in fluorite concentration

由图 14 可知,随着油酸钠用量的增加,粗精矿 CaF2品位逐渐降低,回收率先升高后降低。综合考虑 粗精矿中 CaF2品位、回收率,选定油酸钠用量为 600 g/t。

2.3.2 萤石精选闭路试验

在酸性水玻璃用量 1400 g/t、SY 用量 1280 g/t、 油酸钠用量 600 g/t条件下进行萤石浮选闭路试验,闭 路试验工艺流程为一次粗选五次精选,一次与二次精 选的尾矿并入总尾矿,三次到五次精选中矿集中返回 到粗选。闭路试验最终得到 CaF₂品位为 93.35% 的浮 选萤石精矿。萤石精选闭路试验工艺流程如图 15 所 示,闭路试验结果见表 13。





图 15 萤石精选闭路试验工艺流程

Fig. 15 Process flow chart of closed circuit test on fluorite concentration

表 13 萤石精选闭路试验结果							/%
Table 1	3 Results	of closed	circuit	flotation	test	on	fluorite
preconce	entration						

	CaE目位	Car 回收 ···································
) 阳石你		Car ₂ 回收卒
萤石浮选精矿	93.35	71.38
萤石浮选尾矿	19.13	28.62
合计	44.23	100.00

2.4 强磁选试验

浮选萤石精矿中存在少量萤石与含铁矿物的连 生体,这部分连生体嵌布粒度很细,很难继续磨矿增 加萤石矿物的单体解离度,因此,为进一步提高萤石 精矿品位,选择强磁选脱除萤石与含铁矿物的连生体。 强磁选工艺为一段磁选,场强 636.8 kA/m,强磁选试验 结果见表 14。

表 14 强磁选试验结果 Table 14 Results of high intensity magnetic separation test

坛迟/(I.A.m ⁻¹)	产品		晶位/%		回收率/%	
功强/(KA·III)	名称) 444/70-	TFe	CaF ₂	TFe	CaF_2
636.8	强磁选精矿	89.80	0.60	95.51	29.94	91.88
	强磁选尾矿	10.20	12.40	74.33	70.06	8.12
	合计	100.00	1.80	93.35	100.00	100.00

由表 14 可知, 萤石浮选精矿在磁场强度为 636.8 kA/m 的条件下可获得 CaF₂ 品位 95.51%、作业回收率 91.88% 的强磁选精矿, 即最终萤石精矿。

2.5 全流程试验

本次试验确定的综合回收稀土、萤石工艺流程为 磨矿一稀土浮选一萤石预选一磨矿一萤石精选一强 磁选,全流程工艺流程如图 16 所示,闭路试验结果见 表 15。

由表 15 可知, 原矿经稀土浮选、萤石预选、萤石 精选和强磁选获得了 REO 品位 50.54%、全流程回收 率 92.32% 的稀土精矿和 CaF₂ 品位 95.51%、全流程回 收率 50.98% 的萤石精矿。对最终萤石精矿进行化学 成分分析, 结果如表 16 所示。

根据国家冶金行业标准 YB/T 5217—2019,该精 矿符合酸级萤石三级品质量标准。

3 结论

(1)原矿取自白云鄂博某磁选尾矿,原矿中 REO (稀土氧化物)品位 9.35%、CaF2 品位 26.49%。原矿中稀土矿物占 11.9%,萤石矿物占 28.1%,脉石矿物主要有白云石、方解石、辉石、闪石、石英和重晶石等。萤石和稀土粒度分布不均,主要分布在+0.074 mm 和 -0.037 mm 粒级中,对回收率影响较大。

(2)试验确定的综合回收稀土、萤石工艺流程为 磨矿—稀土浮选—萤石预选—磨矿—萤石精选—强



图 16 全流程闭路试验工艺流程

Fig. 16 Process flow chart of closed circuit test on overall process

表 15 全流程闭路试验结果 /%

 Table 15
 Results of closed circuit flotation test on overall process

产品名称	REO品位	REO回收率	CaF2品位	CaF2回收率
稀土精矿	50.54	92.32	35.05	15.77
萤石预选	0.02	2.55	4.75	(17
尾矿	0.92	3.55	4.75	6.47
萤石浮选	0.51	1.60	10.12	22.24
尾矿	0.51	1.68	19.13	22.26
萤石精矿	1.24	1.88	95.51	50.98
磁选尾矿	3.31	0.57	74.37	4.52
合计	9.35	100.00	26.49	100.00

表 16 萤石精矿化学多元素分析结果

 Table 16
 Multi-elements analysis results of fluorite concentrate

元素	TFe	CaF ₂	REO	Р	S	F	K ₂ O
含量/%	0.60	95.51	1.24	0.19	0.13	45.32	0.027
元素	Na ₂ O	CaO	MgO	Al_2O_3	TiO ₂	BaO	SiO ₂
含量/%	0.049	0.55	1.07	2.02	0.063	0.093	0.92

• 58 •

磁选,最终获得 REO 品位 50.54%、全流程回收率 92.32% 的稀土精矿和 CaF₂ 品位 95.51%、全流程回收 率 50.98% 的萤石精矿,萤石精矿符合酸级萤石三级 品质量标准。

(3)按目前该选厂磁选尾矿排放量400万t/a计 算,以本次试验结果为参照,预计每年可回收REO品 位50%以上的稀土精矿约47万t/a,CaF2品位95%以 上的萤石精矿56万t/a,尾矿减排100万t/a以上,在 创造可观经济效益的同时,还可大幅降低尾矿排放量, 减轻尾矿库压力,对提高白云鄂博资源综合回收利用 水平有一定指导意义。

参考文献:

- [1]何宏平,杨武斌.我国稀土资源现状和评价[J].大地构造与成矿学,2022,46(5):829-841.
 HE H P, YANG W B. REE mineral resources in China: review and perspective[J]. Geotectonica et Metallogenia, 2022, 46(5): 829-841.
- [2] 李潇雨, 惠博, 熊文良, 等. 白云鄂博稀土资源综合利用现状概述[J].
 矿产综合利用, 2021(5): 17-24.
 LI X Y, HUI B, XIONG W L, et al. Multipurpose utilization of rare earth resources in Bayan Obo[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2021(5): 17-24.
- [3] 李丽匣,刘廷,袁致涛,等. 我国萤石矿选矿技术进展[J]. 矿产保护 与利用, 2015(6): 46-53.
 LI L X, LIU T, YUAN Z T, et al. The development in beneficiation of fluorite in China[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2015(6): 46-53.
- [4] 邹灏,张寿庭,方乙,等.中国萤石矿的研究现状及展望[J]. 国土资源科技管理, 2012(5): 35-42.
 ZOU H, ZHANG S T, FANG Y, et al. Current sityation and prospect of flyorite deposit researches in China[J]. Scientific and Technological Management of Land and Resources, 2012(5): 35-42.
- [5] 王振亮,鲁瑞君,林天亮,等.浅谈世界萤石资源现状及萤石产业

发展方向[J]. 中国非金属矿工业导刊. 2013(3): 3-5.

WANG Z L, LU R J, LIN T L, et al. Disussion on the situation of the world fluorite resource and the development direction of fluorite industry [J]. China Non-metallic Minerals Industry, 2013(3): 3-5.

- [6] 牛丽贤,张寿庭.中国萤石产业发展战略思考[J].中国矿业, 2010(8): 21-25. NIU L X, ZHANG S T. Reviews on strategy of china fluorite industry development[J]. China Mining Magazine, 2010(8): 21-25.
- [7] 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.

WANG W L, BAI Z M. Fluorite resources in China and its industrial development status [J]. Metal Mine, 2014(3): 1–9.

- [8] 王吉平, 商朋强, 熊先孝, 等. 中国萤石矿床成矿规律[J]. 中国地质, 2015(1): 18-32.
 WANG J P, SHANG P Q, XIONG X X, et al. Metallogenic regularity of fluorite deposits in china[J]. Geology in China, 2015(1): 18-32.
- [9] ZHOU W B, JOSUE MORENO, ROBERTO TORRES, et al. Flotation of fluorite from ores by using acidized water glass as depressant[J]. Minerals Engineering, 2013: 45.
- [10] DONG Y W, JIANG Z H, LIANG L K, et al. Hydrogen permeability of slags containing calcium fluoride[J]. Journal of Central South University of Technology, 2011, 18(4).
- [11] 周文波,程杰,冯齐,等.酸化水玻璃在墨西哥某高钙型萤石矿选 矿试验中的作用[J].非金属矿,2013,36(3):31-32+36.
 ZHOU W B, CHENG J, FENG Q, et al. The effect of acidized water glass on beneficiation test of mexico high calcium type fluorite ore[J]. Non-Metallic Mines, 2013, 36(3): 31-32+36.
- [12] 杨治仁,边雪,吴文远.油酸钠为捕收剂时四种抑制剂对人造萤石的抑制研究[J].有色金属(选矿部分),2016(2):90-92+97.
 YANG Z Y, BIAN X, WU W Y, et al. Studyon four types of depressants on depression of artificial fluorite by using sodium oleate as collector[J]. Nonferrous Metals(Mineral Processing Section), 2016(2): 90-92+97.
- [13] 吕子虎, 卫敏, 吴东印, 等. 新型捕收剂在萤石浮选中的应用研究[J]. 矿冶工程, 2013, 33(5): 56-58.
 LV Z H, WEI M, WU D Y, et al. Application of new collector in fluorite flotation[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2013, 33(5): 56-58.

Experimental Study on Comprehensive Recovery of Rare Earth and Fluorite from an Iron Tailings of Concentrator in Bayan Obo

WANG Liming, LI Hongjing, BAI Chunxia, SUI Yueting, LIU Tao

Institute of Mining Research, Baotou Steel Group, Baotou 014030, Inner Mongolia, China

Abstract: The Bayan Obo Iron Mine is a rare large-scale polymetallic deposit in the world, only iron ore and rare earth were utilized for many years. The recovery rate of rare earth in the beneficiation process is low, resulting in a considerable amount of rare earth and fluorite resources contained in the ore body being discharged into the tailings pond alongside the iron tailings. To achieve comprehensive recovery of rare earth and fluorite resources, the research on comprehensive recovery of rare earth and fluorite was carried out with the iron tailings of a concentrator in Bayan Obo. The process flow adopted in the test was rare earth flotation - fluorite preconcentration - fluorite concentration - high intensity magnetic separation. Sodium silicate, SR and 2# oil were used in rare earth flotation. Sodium silicate and SF were used in fluorite preconcentration. Acidified sodium silicate, SY and sodium oleate were used in fluorite concentration. Finally, rare earth concentrate with REO grade of 50.54%, REO recovery of 92.32% and fluorite concentrate with CaF₂ grade of 95.51% and recovery of 50.98% were obtained.

Keywords: Bayan Obo Iron Mine; tailings; rare earth; fluorite; flotation

引用格式:王丽明,李宏静,白春霞,睢月婷,刘涛.白云鄂博某选厂选铁尾矿中稀土和萤石的综合回收试验研究[J].矿产保护与利用,2022, 42(6):52-59.

WANG Liming, LI Hongjing, BAI Chunxia, SUI Yueting, LIU Tao. Experimental study on comprehensive recovery of rare earth and fluorite from an iron tailings of concentrator in Bayan Obo[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2022, 42(6); 52–59.