

# 新疆某羟硅铍石型铍矿浮选试验研究

田宇晖<sup>1,2</sup>, 李 广<sup>1,2</sup>, 李 镛<sup>1,2</sup>, 马 嘉<sup>1,2</sup>, 李春风<sup>1,2</sup>,  
张 晨<sup>1,2</sup>, 张守逊<sup>1,2</sup>, 候鲜名<sup>1,2</sup>

(1. 核工业北京化工冶金研究院, 北京 101149;  
2. 中核矿业科技集团有限公司, 北京 101149)

**摘要:**针对新疆某特大型羟硅铍石型铍共生矿的浮选精矿中氟含量较高的问题,研究分析了该矿的矿物和元素组成、矿物嵌布特征,并采用“先浮选萤石再浮选铍”工艺对矿石进行浮选,同时对磨矿细度、浮选药剂制度进行了优化。结果表明:针对铍品位 0.435%、磨矿细度—325 目占 93% 的原矿,在粗选水玻璃用量 1.5 kg/t、NaOH 用量 2 kg/t、氧化石蜡皂用量 700 g/t、扫选氧化石蜡皂用量 500 g/t 条件下,可得到铍品位为 3.36%、铍回收率 81.99% 的浮选技术指标。该工艺能实现铍矿物的有效富集。

**关键词:**铍矿共生矿;羟硅铍石;铍;浮选;氧化石蜡皂

**中图分类号:**TL212;TD91 **文献标识码:**A **文章编号:**1009-2617(2025)04-0433-07

**DOI:**10.13355/j.cnki.sfyj.2025.04.001

金属铍(Be)具有熔点高、密度小、比强度高的特点,可用作原子能反应堆材料、宇航工程材料,在国防建设中发挥着至关重要的作用,是国家重要的战略资源<sup>[1-2]</sup>。我国已探明的铍矿资源大多品位较低,通常低于 0.1%。绿柱石和羟硅铍石是主要的铍赋存矿物。其中,绿柱石是我国铍的主要来源<sup>[3]</sup>,从中提铍技术已经相对成熟。但随着铍需求的不断增长,仅从绿柱石中提铍已难以满足需求<sup>[4]</sup>。

新疆某铍矿床的铍平均品位为 0.14%,主要铍矿物为羟硅铍石<sup>[5-7]</sup>,是我国唯一的羟硅铍石型铍铍多金属矿床,且属特大型铍矿床,开发利用价值巨大<sup>[8-11]</sup>。但该矿中萤石含量较高,易导致浮选精矿氟含量高,后续在铍精矿水冶过程中易生成 HF 气体并逸出;同时矿物易泥化,有用矿物泥化后损失在尾矿中,会影响精矿中铍回收率。

目前,有关羟硅铍石型铍多金属矿的浮选研究主要集中在铍矿物浮选富集的药剂和流程优化方面,一般浮选精矿中 BeO 品位为 3%~10%,回收率为 70%~80%<sup>[12-14]</sup>,而针对铍氟分离的相关研究较少。在研究过程中发现,铍矿物与萤石矿

物的共浮选现象较为严重,如何有效控制共浮选现象,以确保获得铍精矿的品位和回收率,仍然是一个亟待解决的问题。

针对以上矿床浮选存在的问题,研究了采用“先浮选萤石再浮选铍”的工艺开展浮选试验,同时考察了磨矿细度、药剂种类及用量、流程参数等条件对浮选指标的影响,在铍氟有效分离的同时,尽可能提高铍精矿品位和回收率,最终确定了适宜的浮选工艺流程和药剂制度。

## 1 试验部分

### 1.1 试验原料

#### 1.1.1 矿物组成及多元素分析

试验用矿石样品来自新疆某铍矿,X 荧光多元素分析结果见表 1。

样品中主要脉石矿物为石英、钠长石、钾长石、伊利石、绿泥石和萤石等。铍元素主要赋存于羟硅铍石中;铍矿物主要为硅钙铍矿,其次为沥青铍矿和硅铅铍矿。可浮性较好的萤石占 1.42%,易与铍矿物一起上浮影响精矿 Be 品位,需优先浮选出来,矿物组成分析结果见表 2。

收稿日期:2025-01-10

基金项目:国家重点研发计划项目(2024YFC2909703);国家自然科学基金资助项目(U2341266);中核集团研发平台稳定支持科研项目(中核科发 2023-431 号)。

第一作者简介:田宇晖(1996—),男,硕士,工程师,主要研究方向为铍矿及共生多金属矿选矿。

表 1 X 荧光多元素分析结果  
Table 1 Analysis results of X-ray fluorescence multielement %

SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	CaO	MnO	TiO <sub>2</sub>	F	U*	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	ZnO
62.86	15.85	4.01	3.28	3.95	3.69	0.244	0.29	1.2	0.277	0.021	0.022
MgO	SO <sub>3</sub>	PbO	ZrO <sub>2</sub>	SrO	As <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cl	Rb <sub>2</sub> O	Dy <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Y <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	REO	Be*
0.531	0.071	0.096	0.098	0.017	0.027	0.01	0.049	0.095	0.019	0.114	0.435

\*. 化学分析结果。

表 2 矿物组成分析结果  
Table 2 Analysis results of mineral composition %

羟硅铍石	硅钙铍矿	沥青铀矿	硅铅铀矿	金红石	赤铁矿	方铅矿	独居石	黄铁矿	氟碳铈镧矿
1.50	0.25	0.04	0.02	0.24	0.14	<0.01	0.01	0.01	0.01
石英	钠长石	钾长石	伊利石	绿泥石	萤石	方解石	闪石类	锆石	其他
38.84	29.60	15.39	8.75	2.89	1.42	0.10	0.21	0.01	0.15

### 1.1.2 主要矿物嵌布特征

使用 AMICS 矿物参数自动定量分析系统对破碎至 -2 mm 原矿中羟硅铍石的嵌布特征进行分析, 结果如图 1 所示。

羟硅铍石(Ber, Be<sub>4</sub>(Si<sub>2</sub>O<sub>7</sub>)(OH)<sub>2</sub>)主要以细小柱状或板状集合体形式分布, 矿物晶体粒径较小, 以 10~20 μm 为主, 部分集合体直径在 0.15~0.8 mm 范围内, 且多与萤石共生, 因此只有在较细的磨矿细度下才能实现羟硅铍石的解离。羟硅铍石集合体发育成完整晶型并有整齐的边缘, 而萤石穿插在羟硅铍石集合体内, 并与羟硅铍石颗粒共同填充在裂隙中, 二者互相包裹, 关系密切, 穿插在羟硅铍石集合体内部的萤石会影响铍精矿的品位。铍矿物与其他矿物共生情况如图 2 所示。约 42.7% 的铍矿物与钠长石共生或被包裹, 需细磨使矿物解离, 之后再分选。

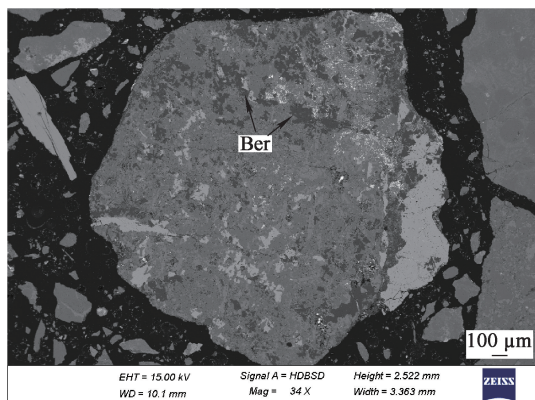


图 1 羟硅铍石 (Ber) 的背散射图像  
Fig. 1 Backscattering image of Ber

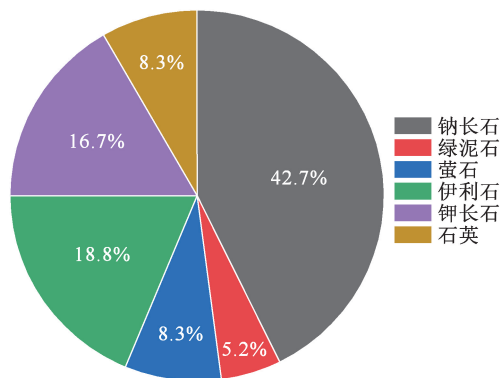


图 2 铍矿物与其他矿物的共生情况  
Fig. 2 Symbiosis of beryllium minerals with other minerals

### 1.2 试验方法及试剂

采用浮选法富集铍铀矿中的铍矿物, 球磨后产品加入实验室浮选槽内调浆, 矿浆加热至 40 °C 后, 依次加入调节剂、捕收剂、起泡剂。充气浮选, 将浮选后的泡沫精矿产品和浮选槽内的尾矿产品分别在干燥箱内烘干、称重, 然后制样测定品位, 计算回收率。

浮选试验药剂: 碳酸钠、氢氧化钠、苯甲羟膦酸、十二胺、苯乙烯膦酸、十二烷基硫酸钠, 以上均为分析纯; 氧化石蜡皂、水玻璃, 均为工业纯。

## 2 试验结果与讨论

### 2.1 磨矿细度对铍矿浮选的影响

磨矿细度对浮选有很大的影响, 铍铀矿中铍矿物的晶体粒径多为 10~20 μm, 被脉石矿物包

裹,无法和药剂进行有效接触,因此需要细磨使矿物充分解离,但应避免过磨,以防止过多微细粒矿泥恶化浮选。磨矿细度条件试验流程及结果如图 3、4 所示。

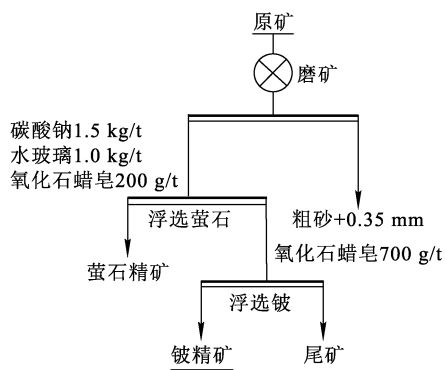


图 3 磨矿细度条件试验流程

Fig. 3 Flowchart of grinding fineness condition test

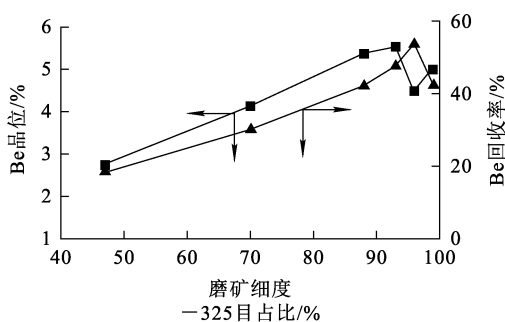


图 4 磨矿细度条件试验结果

Fig. 4 Results of grinding fineness condition test

从图 4 看出,随磨矿细度增大,铍精矿品位先升高后降低:当磨矿细度为-325 目占 93%时,精矿中 Be 品位最高;继续增大磨矿细度,铍精矿中 Be 品位降低,在磨矿细度-325 目占 96%时,Be 回收率最高,为 53.73%。综合考虑,确定最佳浮选磨矿细度为-325 目占 93%。

## 2.2 调整剂种类及用量对铍矿浮选的影响

### 2.2.1 NaOH

NaOH 是常用的浮选矿浆 pH 调节剂,通过调节 pH 调节羟硅铍石等矿物表面电性,从而获得有利于捕收剂吸附的浮选条件。试验采用一次粗选,取磨矿细度-325 目占 93%的矿石 1 kg,在矿浆浓度 30%、水玻璃加入量 500 g/t、氧化石蜡皂加入量 500 g/t 条件下,考察 NaOH 用量对浮选精矿回收

率及 Be 品位的影响,试验结果如图 5 所示。

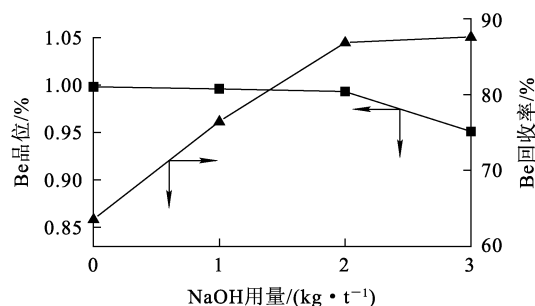


图 5 NaOH 用量对浮选精矿中 Be 回收率及品位的影响

Fig. 5 Effects of NaOH dosage on recovery and grade of Be in flotation concentrate

从图 5 看出:随 NaOH 用量增加,精矿中 Be 回收率升高,品位先上升后下降,说明 NaOH 对铍矿物有一定的活化作用;NaOH 用量增至 2 kg/t时,Be 回收率为 86.87%,之后趋于平稳,此时品位为 0.993%,之后明显下降。综合考虑,确定适宜的 NaOH 用量为 2 kg/t。

### 2.2.2 水玻璃

铍矿中含有较多的硅酸盐矿物,黏土矿物总量接近 12%,这部分矿物可能会罩盖在浮选精矿表面,使精矿中 Be 品位降低,因此,试验选用水玻璃作为抑制剂,以确保浮选效果。试验采用一次粗选,精选中矿合并至尾矿。取磨矿细度-325 目占 93%矿石 1 kg,在矿浆浓度 30%、NaOH 用量 2 kg/t、氧化石蜡皂用量 500 g/t 条件下,考察水玻璃用量对浮选精矿中 Be 回收率及品位的影响,试验结果如图 6 所示。

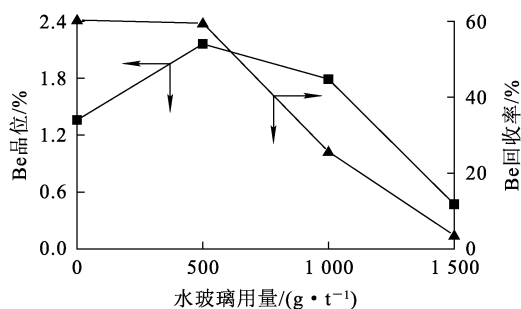


图 6 水玻璃用量对浮选精矿中 Be 回收率及品位的影响

Fig. 6 Effects of sodium silicate dosage on recovery and grade of Be in flotation concentrate

从图6看出:随水玻璃用量增加,精矿中Be回收率逐渐降低,品位先升高后下降,说明少量水玻璃对脉石矿物的抑制作用较强,而过量的水玻璃会对铍矿物产生较强的抑制作用。综合考虑,确定适宜的水玻璃用量为500 g/t。

### 2.3 捕收剂对铍矿浮选的影响

#### 2.3.1 捕收剂的筛选

浮选捕收剂种类较多,适用于羟硅铍石浮选的主要有羧酸类捕收剂、胺类捕收剂等。因此,试验分别选用苯甲羟膦酸、十二胺、苯乙烯磷酸、十二烷基硫酸钠、混合脂肪酸(氧化石蜡皂)作为捕收剂。采用一次粗选,取磨矿细度-325目占93%矿石1 kg,在矿浆浓度30%、水玻璃用量500 g/t、NaOH用量2 kg/t、不同捕收剂用量均为500 g/t条件下,考察不同捕收剂对浮选精矿中Be回收率及品位的影响,试验结果如图7所示。

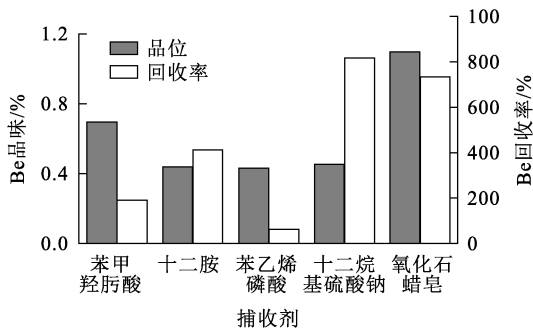


图7 不同捕收剂对浮选精矿中Be回收率及品位的影响  
Fig. 7 Effects of different collectors on recovery and grade of Be in flotation concentrate

从图7看出:苯甲羟膦酸、十二胺、苯乙烯磷酸对铍矿物的捕收能力均较弱,精矿中Be品位和回收率均较低,富集效果较差;十二烷基硫酸钠对浮选精矿中Be回收率较高,但Be品位均较低;相较而言,混合脂肪酸(氧化石蜡皂)对浮选精矿Be品位1.096%时,回收率可达73.59%,回收率和品位均较高,这是因为氧化石蜡皂是一种混合脂肪酸,属于长链羧酸类捕收剂,其分子含有长的烷基链,这些长链结构能使其具有较强的疏水性,适合低品位矿石的浮选。因此推断,长碳链羧酸类捕收剂是铍矿物浮选适宜的捕收剂。

#### 2.3.2 不同混合脂肪酸捕收剂的筛选

为进一步确定适宜的捕收剂,试验选用氧

化石蜡皂和油酸钠2种不同的混合脂肪酸作为捕收剂,并采用一次粗选二次精选,精选中矿合并至尾矿,取磨矿细度-325目占93%矿石1 kg,在矿浆浓度30%、水玻璃用量500 g/t、NaOH用量2 kg/t、不同捕收剂用量均为500 g/t条件下,对比氧化石蜡皂和油酸钠对浮选精矿中铍回收率及品位的影响,试验结果如图8所示。

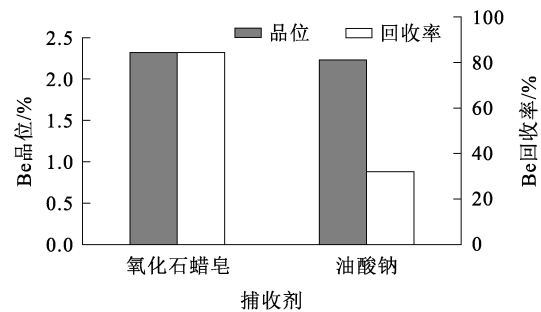


图8 捕收剂对比试验结果  
Fig. 8 Results of collector comparison test

从图8看出:在相同的工艺和药剂用量条件下,氧化石蜡皂浮选铍精矿中Be品位和回收率都高于油酸钠。氧化石蜡皂与油酸钠都是长碳链羧酸类捕收剂,其中氧化石蜡皂为混合物,分子结构包含了不同长度的烷基链(如硬脂酸)和极性的羧基(-COOH)。长链结构使得氧化石蜡皂具有更强的疏水性,不同长度烷基链对不同表面性质的矿物产生相适应的捕收能力,可以更好地与矿物表面结合,从而促进矿物的浮选;而油酸钠是含十八个碳原子的不饱和羧酸盐,分子中虽也包含一个疏水的长链部分,但其亲水的钠离子使得其分子与矿物表面的亲和力较弱,浮选捕收能力相对较弱。因此,确定选择氧化石蜡皂为捕收剂。

### 2.4 浮选工艺流程优化试验

为进一步提高精矿中Be品位和回收率,考虑同时增加抑制剂和捕收剂用量,并多次进行精选和扫选的效果。由于萤石的可浮性比羟硅铍石更好,而氧化石蜡皂是浮选萤石常用的捕收剂,易导致铍精矿中萤石含量较高,因此为降低铍精矿中萤石含量,需增加萤石分选流程,在粗选捕收剂用量较低时将可浮性较好的萤石矿物优先浮选出来。

在水玻璃用量 1.5 kg/t、氧化石蜡皂用量 200 g/t、NaOH 用量 2 kg/t、铍粗选氧化石蜡皂用量 700 g/t、扫选氧化石蜡皂用量 500 g/t 药剂制度下进行开路浮选试验。试验流程如图 9 所示,试验结果见表 3。

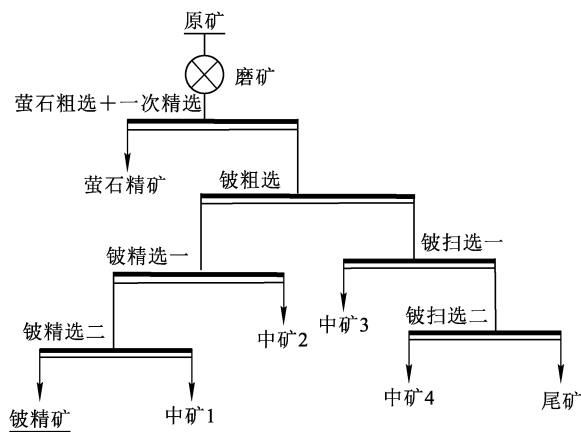


图 9 开路浮选试验流程

Fig. 9 Flowchart of open-circuit flotation test

表 3 开路浮选试验结果

产品	产率/%	Be 品位/%	Be 回收率/%
萤石精矿	2.89	0.21	1.40
铍精矿	9.98	3.26	74.87
中矿 1	2.22	0.335	1.71
中矿 2	10.33	0.211	5.02
中矿 3	4.04	0.439	4.08
中矿 4	3.08	0.269	1.91
尾矿	67.46	0.071	11.02
原矿	100.00	0.435	100.00

从表 3 看出:经过一次粗选两次精选可获得 Be 品位 3.26%、回收率 74.87% 的铍精矿,与原矿 Be 品位 0.435% 相比,铍精矿中 Be 品位富集了 7.5 倍。

### 2.5 闭路浮选试验

在开路浮选试验基础上,使用相同药剂制度进行闭路浮选试验,考察中矿返回对浮选指标的影响。萤石浮选流程中矿返回粗选,铍矿物浮选采用一粗二精二扫中矿顺序返回的流程。试验流程如图 10 所示,试验结果见表 4。

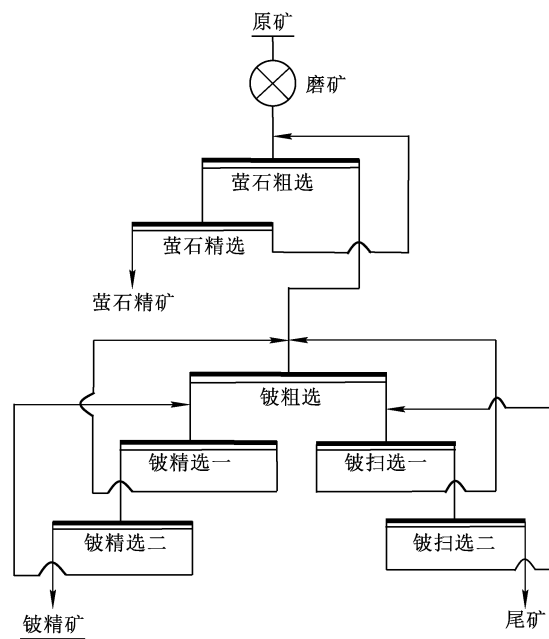


图 10 闭路浮选试验流程

Fig. 10 Flowchart of closed-circuit flotation test

表 4 闭路浮选试验结果

产品	产率/%	Be 品位/%	Be 回收率/%
萤石精矿	2.99	0.223	1.53
铍精矿	10.62	3.360	81.99
尾矿	86.39	0.083	16.48
原矿	100.00	0.435	100.00

从表 4 看出:通过“先选萤石再浮选铍”工艺可获得 Be 品位 3.36%、回收率 81.99% 的铍精矿,铍精矿品位富集约 8 倍,换算 BeO 品位为 9.33%,与现有研究相比,品位和回收率均有所提高,实现了铍矿物的有效富集。

### 2.6 产品成分分析

对闭路试验所得铍精矿、萤石精矿产品进行 X 荧光多元素分析,结果见表 5、6。可以看出:浮选所得萤石精矿中主要元素为 Ca 和 F,经化学分析可知 CaF<sub>2</sub> 质量分数为 85.75%;铍精矿中 Ca 和 F 含量比原矿直接浮选结果大幅降低,说明优先浮选萤石方案是可行的。尾矿中铍品位为 0.226%,与原矿在同一数量级,需要进行浸出回收。

表 5 铍精矿的 X 荧光多元素分析结果

Table 5 X-ray fluorescence multielement analysis results of beryllium concentrate

Table 5 X-ray fluorescence multielement analysis results of beryllium concentrate																%
CaO	F	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Na <sub>2</sub> O	MnO	TiO <sub>2</sub>	ZnO	PbO	K <sub>2</sub> O	U*	ZrO <sub>2</sub>	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	GeO <sub>2</sub>	CuO	
6.77	0.68	12.85	6.94	62.22	3.28	0.36	0.65	0.05	0.06	2.63	0.264	0.28	0.101	0.005	0.009	
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	SrO	MgO	SO <sub>3</sub>	As <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Ga <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cl	Dy <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CeO <sub>2</sub>	Pr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Nd <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	La <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Y <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Be*	REO	
0.07	0.03	0.53	0.11	0.149	0.005	0.033	0.56	0.123	0.103	0.02	0.041	0.044	0.055	3.36	0.386	

\*. 化学分析结果。

表 6 萤石精矿的 X 荧光多元素分析结果

Table 6 X-ray fluorescence multielement analysis results of fluorite concentrate

Table 6 X-ray fluorescence multielement analysis results of fluorite concentrate															%
CaO	F	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Na <sub>2</sub> O	MnO	TiO <sub>2</sub>	ZnO	PbO	K <sub>2</sub> O	U	SrO	MgO		
68.63	25.95	1.13	0.821	3.85	0.19	0.13	0.14	0.007	0.28	0.18	0.154	0.14	0.12		
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CuO	SO <sub>3</sub>	As <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MoO <sub>3</sub>	Cl	BaO	Dy <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Y <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Gd <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CeO <sub>2</sub>	Pr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Nd <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	REO		
0.082	0.011	0.057	0.041	0.025	0.015	0.03	0.042	0.057	0.031	0.093	0.026	0.048	0.297		

### 3 结论

通过“先浮选萤石再浮选铍”工艺可实现对新疆某羟硅铍石型铀铍矿中品位为 0.435% 铍矿物的浮选。为了提高羟硅铍石浮选工艺指标,降低浮选精矿中氟含量,采用增大磨矿细度促进羟硅铍石与其他矿物的解离,进而与药剂充分接触;同时增加捕收剂与抑制剂用量,在强捕收强抑制作用下,增强易泥化矿浆的分散性及捕收羟硅铍石的能力;在较低捕收剂用量下,优先浮选可浮性较好的萤石矿物,降低铍精矿中氟含量,提高产品品质,有利于减少后续铍精矿水冶过程中生成 HF 气体。在磨矿细度 -325 目占 93%、粗选水玻璃用量 1.5 kg/t、NaOH 用量 2 kg/t、氧化石蜡皂用量 700 g/t、扫选氧化石蜡皂用量 500 g/t 浮选工艺条件下,可获得 Be 品位 3.36%、回收率 81.99% 的精矿。该工艺与其他方法相比,精矿中 Be 品位和回收率均有所提高,可实现铍矿物的有效富集。

在研究过程中发现,选矿尾矿固液分离较困难,这是由于铀铍矿中绿泥石、伊利石等微细粒黏土矿物含量较高,后续可在固液分离方面进行针对性工艺优化。

### 参考文献:

[1] 毛素荣,李光明,钟乐乐,等. 铍的选矿研究现状和展望[J]. 有色金属(选矿部分),2022(6):17-24.  
MAO Surong, LI Guangming, ZHONG Lele, et al. Present situation and prospect of mineral processing of beryllium

[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2022 (6): 17-24.

[2] 邓伟,颜世强,谭洪旗,等. 我国铍矿资源概况及选矿技术研究现状[J]. 矿产综合利用,2023,44(1):148-154.  
DENG Wei, YAN Shiqiang, TAN Hongqi, et al. General situation of beryllium ore resources and research status of mineral processing technology in China [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2023, 44(1): 148-154.

[3] 陈子瞻,郭冉启,韩梅,等. 中国铍资源供给风险分析[J]. 地球学报,2023,44(2):369-377.  
CHEN Zizhan, GUO Ranqi, HAN Mei, et al. Supply risk analysis of beryllium in China [J]. Acta Geoscientica Sinica, 2023, 44(2): 369-377.

[4] 李爱民,蒋进光,王晖,等. 含铍矿物浮选研究现状与展望[J]. 稀有金属与硬质合金,2008,36(3):58-61.  
LI Aimin, JING Jinguang, WANG Hui, et al. The latest development and prospects of beryllium minerals flotation [J]. Rare Metals and Cemented Carbides, 2008, 36(3): 58-61.

[5] 赵笑益,齐建云. 某羟硅铍石矿石选冶试验研究[J]. 现代矿业,2015,31(10):85-88.  
ZHAO Xiaoyi, QI Jianyun. Experimental study on beneficiation and metallurgy of beryllium ore [J]. Modern Mining, 2015, 31(10): 85-88.

[6] 郑惠敏,李丽匣,马嘉,等. 新疆某含羟硅铍石矿分选实验[J]. 矿产综合利用,2024,45(5):24-30.  
ZHENG Huimin, LI Lixia, MA Jia, et al. Beneficiation of bertrandite ores in Xinjiang [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2024, 45(5): 24-30.

[7] 耿志强,孙伟. 捕收剂预先混合对新疆某羟硅铍石浮选的影响[J]. 矿产保护与利用,2019,39(2):10-13.  
GENG Zhiqiang, SUN Wei. Experimental study on flotation Xinjiang bertrandite using combination collectors [J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2019, 39

- (2);10-13.
- [8] 耿志强,黄红军,孙伟.某羟硅铍石矿中浮选富集含铍矿物的试验研究[J].矿冶工程,2018,38(4):54-56.  
GENG Zhiqiang, HUANG Hongjun, SUN Wei. Reclaiming of beryllium minerals from bertrandite ore by flotation[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2018, 38(4): 54-56.
- [9] 芮海锋.金绿宝石型铍矿中铍的提取工艺研究[D].长沙:湘潭大学,2017.
- [10] 邵伟华,曾永杰,常学勇,等.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, et al. 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.
- [11] 艾永亮,李伯平,郭冬发,等.影响白杨河铀铍矿提取工艺的矿物学因素探讨[J].有色金属(选矿部分),2015(3):1-3.  
AI Yongliang, LI Boping, GUO Dongfa, et al. Investigate of-Be extraction process on mineralogy factors of Baiyanghe deposit[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2015(3): 1-3.
- [12] 胡聪.萤石与金云母浮选分离研究[D].长沙:中南大学,2012.
- [13] 郑元泽,王国全.新疆杨庄羟硅铍石的浮选试验研究[J].新疆有色金属,2012,35(1):66-68.  
ZHENG Yuanze, WANG Guoquan. Experimental study on flotation of beryllite in Yangzhuang, Xinjiang [J]. Xinjiang Nonferrous Metals, 2012, 35(1): 66-68.
- [14] 叶开凯,苏学斌,梁耕宇,等.从铀铍浮选尾矿中回收铀的工艺研究[J].铀矿冶,2023,42(2):34-38.  
YE Kaikai, SU Xuebin, LIANG Gengyu, et al. Study on recovery uranium from uranium-beryllium flotation tailings [J]. Uranium Mining and Metallurgy, 2023, 42(2): 34-38.

## Flotation of a Beryllianite-type Uranium-Beryllium Co-associated Ore in Xinjiang

TIAN Yuhui<sup>1,2</sup>, LI Guang<sup>1,2</sup>, LI Zhuo<sup>1,2</sup>, MA Jia<sup>1,2</sup>, LI Chunfeng<sup>1,2</sup>, ZHANG Chen<sup>1,2</sup>,  
ZHANG Shouxun<sup>1,2</sup>, HOU Xianming<sup>1,2</sup>

(1. Beijing Research Institute of Chemical Engineering and Metallurgy, CNNC,  
Beijing 101149, China;

2. China Nuclear Mining Science and Technology Corporation, Beijing 101149, China)

**Abstract:** Address to the issue of high fluorine content in the flotation concentrate of a super-large Beryllianite-type uranium-beryllium co-associated ore in Xinjiang, the mineral and elemental composition, as well as the mineral dissemination characteristics were studied. Flotation process of "floating fluorite first and then beryllium" was adopted for flotation. Grinding fineness and flotation reagent system were optimized through systematic flotation condition tests. The results show that for the raw ore with a beryllium grade of 0.435% and a grinding fineness of -325 mesh accounting for 93%, under the conditions of 1.5 kg/t for sodium silicate in roughing, 2 kg/t for NaOH, 700 g/t for oxidized paraffin soap in roughing, and 500 g/t for swept oxidized paraffin soap in scavenging, The technical indicators of flotation with beryllium grade of 3.36% and recovery rate of 81.99% are obtained. The process can achieve effective enrichment of beryllium minerals.

**Key words:** uranium-beryllium co-associated ore; Beryllianite; beryllium; flotation; oxidized paraffin soap