doi: 10.20239/j.issn.1671-9492.2026.08.006

川西某伟晶岩型锂铍多金属资源选矿工艺技术研究

胡志强[1,2],田祎兰[1,2],朱阳戈[1,2],王立刚[1,2]
(1. 矿冶科技集团有限公司,北京 100160;
2. 矿物加工科学与技术全国重点实验室,北京 100160)

摘　要: 锂、铍、钽、铌是支撑新能源、国防军工等产业发展的战略矿产资源,我国此类资源供需矛盾突出,对外依存度过高。我国硬岩型锂资源量大,矿石中除含锂外,常伴生有钽、铌、铍,因此在回收锂的同时加强伴生资源的综合回收意义重大。川西某锂铍多金属资源Li_2O品位为1.06%,为最主要的有价元素,另伴生有钽、铌、铍,其中Ta_2O_5品位为0.004%、Nb_2O_5品位为0.013%、BeO品位为0.064%。矿石中的锂绝大部分以锂辉石的形式存在,且锂辉石嵌布粒度相对较粗,脉石矿物主要为钠长石、石英和钾长石;矿石中的钽、铌主要以铌钽铁矿的形式存在,但嵌布粒度较细;铍主要以绿柱石的形式存在。为实现锂及伴生资源的综合回收,本文基于矿石基因特征,开发了“重介质预选—锂钽铌混合浮选—铍浮选—锂钽铌磁重分离”多工艺协同方案,取得较好选矿技术指标:重介质精矿中Li_2O品位为5.70%、Li_2O回收率为30.38%,同时通过重介质分选抛除27.71%的粗粒废石;锂辉石浮选精矿Li_2O品位为5.52%、Li_2O回收率为56.48%,钽、铌主要富集在锂辉石浮选精矿中,Ta_2O_5、Nb_2O_5的回收率分别为58.44%、55.76%;通过磁—重联合可实现锂-钽铌的有效分离;铍精矿BeO品位为5.42%,BeO回收率为27.36%。该工艺方案一方面通过重介质分选,提前对部分粗粒锂辉石进行回收,并脱除部分脉石矿物,减少磨矿处理量,降低磨矿成本及尾矿库压力;另一方面基于新型选矿药剂BK452,实现锂辉石、铌钽铁矿混合浮选,再通过磁—重分离,缩短钽铌回收流程,降低综合利用成本,最后针对锂辉石浮选尾矿进行铍浮选,实现了锂及低品位伴生钽铌铍资源的综合回收,可为同类型资源的开发利用提供借鉴。

关键词: 重介质分选;BK452;锂钽铌混合浮选;浮—磁—重联合工艺;绿柱石浮选
中图分类号: TD954　　**文献标志码:** A　　**文章编号:** 1671-9492(2026)08-0062-12

Study on Mineral Processing Technology of Li-Be Polymetallic Resources from Pegmatite in Western Sichuan

Hu Zhiqiang[1,2], Tian Yilan[1,2], Zhu Yangge[1,2], Wang Ligang[1,2]
(1. BGRIMM Technology Group, Beijing 100160, China;
2. State Key Laboratory of Mineral Processing, Beijing 100160, China)

Abstract: Lithium, beryllium, tantalum and niobium are strategic mineral resources supporting the development of industries such as new energy and national defense industry. China suffer from prominent supply-demand contradictions and an excessively high external dependence on these resources. China is abundant in hard rock lithium resources, and the ores usually contain associated tantalum, niobium and beryllium in addition to lithium. Therefore, it is of great significance to strengthen the comprehensive recovery of associated resources while recovering lithium.A lithium-beryllium polymetallic deposit in western Sichuan had a Li_2O grade of 1.06%, which was the most valuable element. The deposit also contained associated tantalum, niobium and beryllium, with Ta_2O_5 grade of 0.004%, Nb_2O_5 grade of 0.013% and BeO grade of 0.064%. Most lithium in the ore occurred in the form of spodumene with a relatively coarse dissemination size, and the gangue minerals were mainly albite, quartz and K-feldspar. Tantalum and niobium in the ore mainly existed as columbite-tantalite but with fine dissemination sizes, while beryllium mainly occurred in the form of beryl. To realize the comprehensive recovery of lithium and

收稿日期: 2026-05-31
基金项目: 国家重点研发计划项目(2024YFC2910000)
作者简介: 胡志强(1989—),男,山西运城人,硕士,高级工程师,主要从事复杂多金属矿选矿工艺技术以及特色选矿药剂的开发及应用研究。

associated resources, a multi-process synergistic scheme of "dense medium pre-concentration—mixed flotation of lithium, tantalum and niobium—beryl flotation—magnetic-gravity separation of lithium, tantalum and niobium" was developed in this paper based on the ore genetic characteristics, and favorable mineral processing technical indicators were obtained. The dense medium concentrate had a Li_2O grade of 5.70% and a Li_2O recovery of 30.38%, and 27.71% of coarse gangue was rejected through dense medium separation simultaneously. The spodumene flotation concentrate had a Li_2O grade of 5.52% and a Li_2O recovery of 56.48%. Tantalum and niobium were mainly concentrated in the spodumene flotation concentrate, with Ta_2O_5 and Nb_2O_5 recoveries of 58.44% and 55.76%, respectively. Effective separation of lithium from tantalum-niobium could be achieved by magnetic-gravity combined separation. The beryl concentrate had a BeO grade of 5.42% and a BeO recovery of 27.36%. On the one hand, this process scheme recovered part of coarse-grained spodumene in advance and removed part of gangue minerals via dense medium separation, thus reducing the grinding throughput, grinding cost and pressure on the tailings pond. On the other hand, based on the novel mineral processing reagent BK452, mixed flotation of spodumene and columbite-tantalite was realized, followed by magnetic-gravity separation, which shortened the recovery flow of tantalum and niobium and reduced the comprehensive utilization cost. Finally, beryl flotation was conducted on the spodumene flotation tailings, realizing the comprehensive recovery of lithium and low-grade associated tantalum, niobium and beryllium resources. This scheme can provide a reference for the development and utilization of similar types of resources.

Key words: DMS separation; BK452; lithium-tantalum-niobium mixed flotation; combined flotation-magnetic-gravity process; beryl flotation

0　引言

锂是支撑现代新能源产业发展的核心基础材料，被誉为"白色石油"，广泛应用于新能源、储能、航空航天、特种材料等领域。在全球能源转型背景下，锂资源已成为各国重点布局的战略资源[1-5]。锂资源主要分为硬岩型锂资源、盐湖卤水型锂资源、沉积型黏土锂资源等。我国硬岩型锂资源量大，主要分布在川西、新疆等地，其中川西硬岩锂资源约占我国硬岩锂资源总量的60%，这些资源除含锂外，常伴生有钽、铌、铍等战略性金属资源[6-9]。我国钽、铌、铍资源供需形势严峻，对外依存度高达90%，资源安全面临较大隐患。因此，加强川西锂及伴生资源的高效利用意义重大。

1997年，孙传尧院士在新疆可可托海首次实现绿柱石浮选，为我国低品位锂铍资源选矿奠定了基础。近年来，孙传尧院士对锂、铍、钽、铌资源的高效综合利用高度重视，提出要通过科技创新实现复杂共伴生矿产的全组分高效综合利用，为国家战略矿产资源供应提供支撑[3]。

本文针对川西某典型锂铍多金属资源，基于矿石基因特征及新型锂辉石捕收剂BK452，开发形成"重介质预选—锂钽铌混合浮选—铍浮选—锂钽铌磁重分离"多工艺协同技术，实现了该资源锂及伴生钽、铌、铍的综合回收，以期为同类型资源的开发利用提供参考。

1　矿石性质

矿石主要化学成分分析结果见表1。由表1可知，矿石中有价元素为锂，伴生钽、铌、铍可综合回收，其中Li_2O品位为1.06%，含Ta_2O_5 0.004%、Nb_2O_5 0.013%、BeO 0.064%。

表1　主要化学成分分析结果

Table 1　Chemical analysis results of the ore /%

成分	Li_2O	Nb_2O_5	Ta_2O_5	BeO	Rb_2O	Cs_2O	MnO	TFe
含量	1.06	0.013	0.004	0.064	0.099	0.06	0.12	0.52
成分	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	K_2O	Na_2O	P_2O_5	
含量	72.35	14.29	0.23	0.034	2.94	3.85	0.17	

矿石X射线衍射分析结果见图1，矿石的主要矿物组成及相对含量见表2。矿石中锂矿物主要为锂辉石，少量锂云母、锂绿泥石和透锂长石，偶尔可见磷锂铝石；铍矿物为绿柱石；钽铌矿物为铌钽铁矿；另有微量金属矿物褐铁矿、黄铁矿、锡石、磁铁矿、硬锰矿等。非金属矿物主要为钠长石、石英，其次为钾长石、白云母，少量黑电气石、锰铝榴石、磷灰石、高岭石、钙铁榴石，微量方解石、铯榴石、黑云母、绿泥石、透辉石等。

矿石中锂辉石嵌布粒度较粗，绝大部分呈粗粒柱状分布于钠长石、石英、白云母等脉石矿物粒间，且普遍发育裂隙，其中可充填微量白云母、钾长石、钠长石、石英、褐铁矿等矿物，少量锂辉石以不规则状

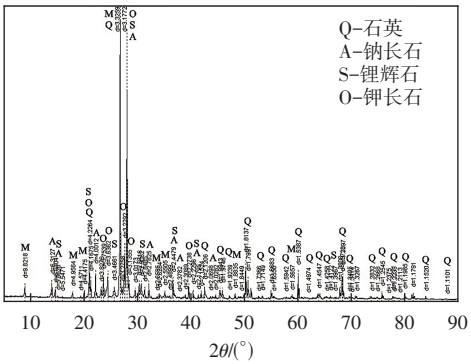


图1 原矿X射线衍射图

Fig. 1 X-ray diffraction analysis of the ore

表2 矿石的矿物组成及相对含量

Table 2 Mineral composition and relative content of the ore /%

矿物名称	含量	矿物名称	含量
锂辉石	12.58	石英	26.73
锂云母	0.51	钾长石	16.10
白云母	5.98	黑电气石	1.25
锂绿泥石	0.36	锰铝榴石	0.41
透锂长石	0.15	磷灰石	0.31
绿柱石	0.54	高岭石	0.28
铌钽铁矿	0.03	钙铁榴石	0.20
黄铁矿	0.04	方解石	0.11
褐铁矿	0.16	其他	0.23
钠长石	34.03		

嵌布于石英、钠长石、钾长石和白云母中。锂辉石的粒度分布见表3。

矿石中的锂绝大部分以锂辉石的形式存在,且锂辉石嵌布粒度相对较粗,脉石矿物主要为钠长石、石英和钾长石,脉石矿物的密度与锂辉石有一定的差异,可通过重介质选矿对部分粗粒锂辉石进行回收。

矿石中的钽、铌主要以铌钽铁矿的形式存在,但嵌布粒度较细,可通过浮选、磁选、重选等手段对其进行分离富集;铍主要以绿柱石的形式存在。

2 选矿试验及结果讨论

锂辉石选矿工艺目前主要有浮选、重选、重—浮联合工艺等;伴生钽铌资源主要采用重选、磁选等方式进行富集;伴生铍资源主要以浮选的方式回收,主要包括锂铍混合浮选—锂铍分离、锂铍优先浮选等[10-20]。

基于矿石基因特征,结合新型绿色高效锂辉石浮选药剂BK452的性能,本文重点开展了“重介质预选—锂钽铌混合浮选—铍浮选—锂钽铌磁重分离”工艺的选矿试验研究,原则工艺流程见图2。

2.1 重介质分选试验

根据重介质旋流器分选特性,结合碎磨工艺参数,将矿样破碎至-8 mm,针对-8+0.6 mm粒级开展重介质分选试验。

表3 锂辉石的嵌布粒度

Table 3 Dissemination grain size of spodumene /%

粒级/mm	含量	累计
+3.000	5.25	5.25
-3.000+2.000	13.65	18.90
-2.000+1.651	12.22	31.12
-1.651+1.168	12.92	44.04
-1.168+0.833	11.52	55.56
-0.833+0.589	11.13	66.69
-0.589+0.417	10.49	77.18
-0.417+0.295	10.29	87.47
-0.295+0.208	6.59	94.06
-0.208+0.147	2.67	96.73
-0.147+0.104	1.18	97.91
-0.104+0.074	0.69	98.60
-0.074+0.043	0.54	99.14
-0.043+0.020	0.28	99.42
-0.020+0.015	0.27	99.69
-0.015+0.010	0.13	99.82
-0.010	0.18	100.0

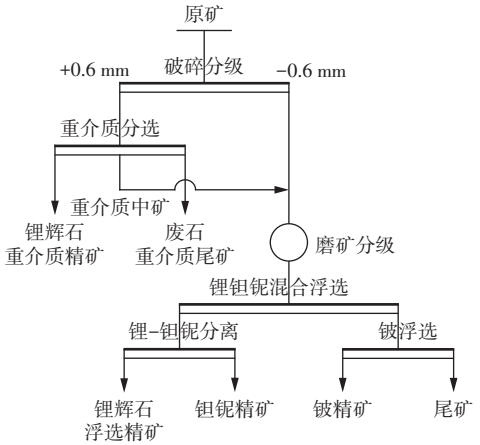


图2 锂铍多金属矿选矿原则工艺

Fig. 2 Principle flowsheet of beneficiation of lithium-beryllium polymetallic ore

2.1.1 浮沉试验

为给重介质分选提供依据,针对-8+0.6 mm样品开展了浮沉试验研究,浮沉试验各密度重液采用三溴甲烷与四氯化碳进行配制,浮沉试验结果见表4、图3。结果表明,该矿样重选分离效果较好,在分离密度为2.65 g/cm^{3}时,对给矿抛废产率为32.78%,抛废品位为0.086%(小于0.1%),Li_2O损失率仅为2.39%。在分离密度大于2.85 g/cm^{3}时,可获得锂辉石精矿,此时锂辉石精矿产率为12.90%,精矿Li_2O品位约为5.55%,Li_2O粒级回收率约为60.80%。为提高精矿品质,重介质分选需适当提高分离密度。

表 4　−8+0. 6 mm 样品浮沉试验结果

Table 4　Heavy liquid separation (HLS) test results for −8+0. 6 mm sample　/%

密度/(g·cm^{-3})	产率	负累积产率	Li_2O品位	负累积品位	Li_2O分布率	Li_2O负累积分布率
<2. 60	12. 31	12. 31	0. 071	0. 071	0. 74	0. 74
2. 60~2. 65	20. 47	32. 78	0. 095	0. 086	1. 65	2. 39
2. 65~2. 75	38. 80	71. 58	0. 28	0. 19	9. 16	11. 55
2. 75~2. 85	15. 52	87. 10	2. 10	0. 53	27. 65	39. 20
>2. 85	12. 90	100. 0	5. 55	1. 18	60. 80	100. 0
合计	100. 0		1. 18			

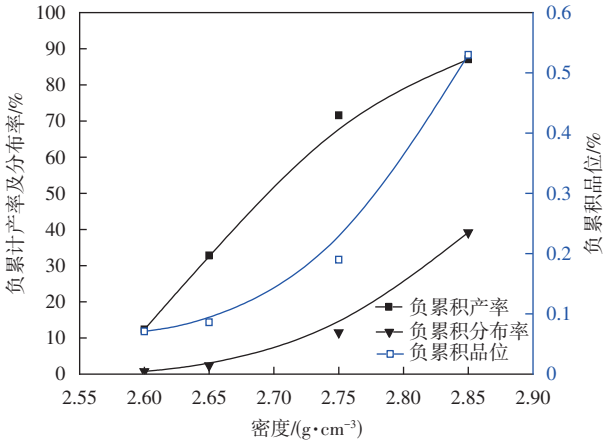


图 3　−8+0. 6 mm 粒级浮沉试验负累积曲线

Fig. 3　Negative cumulative curve of HLS test for −8+0. 6 mm sample

2. 1. 2　重介质分选试验

在浮沉试验的基础上，采用重介质旋流器，针对−8+0. 6 mm粒级矿样开展了重介质分选试验，重介质分选试验结果见表5。结果表明，通过重介质分选，可实现部分粗粒锂辉石回收，重介质精矿Li_2O品位为5. 70%，Li_2O作业回收率为38. 12%。与浮沉试验相比，重介质分选效率偏低。

表 5　−8+0. 6 mm 样品重介质分选试验结果

Table 5　Dense medium separation (DMS) test results of −8+0. 6 mm sample　/%

产品名称	作业产率	Li_2O品位	Li_2O作业回收率
重介质精矿	7. 43	5. 70	38. 12
重介质尾矿	36. 18	0. 16	5. 21
重介质中矿	56. 39	1. 12	56. 67
重介质给矿	100. 0	1. 11	100. 0

2. 2　锂辉石浮选试验研究

将原矿−0. 5 mm粒级与重介质中矿合并作为浮选给矿，开展了浮选试验研究。

在锂辉石浮选中，细泥一方面会恶化浮选环境，降低浮选选择性，另一方面会对精矿品质产生不利影响。在工业生产中，预先脱泥工艺采用较多。本文采用脱泥浮选工艺，试验流程见图4。

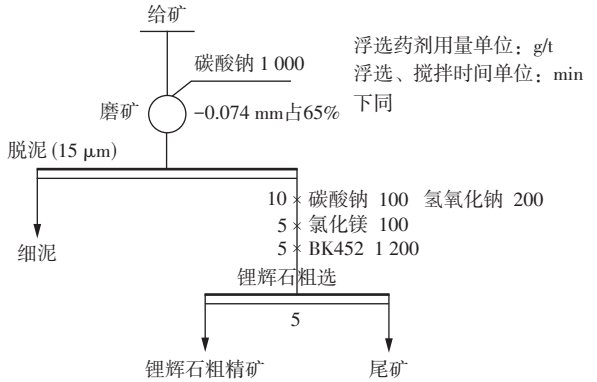


图 4　锂辉石浮选试验流程

Fig. 4　Flowsheet of spodumene flotation test

2. 2. 1　粗选碳酸钠用量对浮选的影响

碳酸钠是锂辉石浮选的关键调整剂之一，适宜碳酸钠可起到调节矿浆pH值、消除有害金属离子、分散矿泥、抑制脉石等作用。在磨矿细度为−0. 074 mm粒级含量占65%、氢氧化钠用量为200 g/t、氯化镁用量为100 g/t、捕收剂BK452用量为1 200 g/t的条件下，进行粗选碳酸钠用量试验，试验结果见图5。由图5可知，随着碳酸钠用量的增加，Li_2O浮选作业回收率呈降低趋势，粗精矿中Li_2O品位先升高，后变化不明显，综合考虑，碳酸钠用量以1 000 g/t为宜。

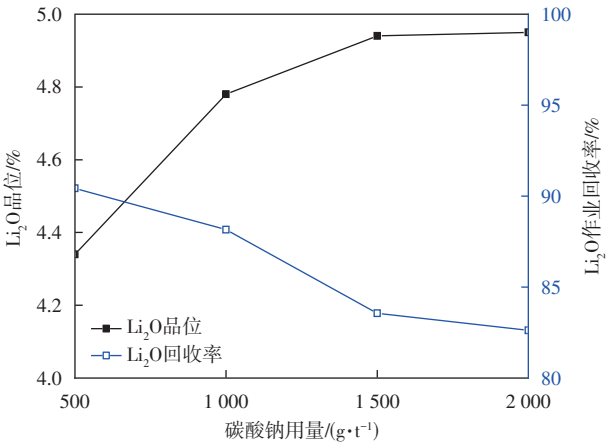


图 5　锂辉石粗选(磨矿)碳酸钠用量试验结果

Fig. 5　Na_2CO_3 dosage test results for spodumene roughing flotation (grinding)

2.2.2 粗选氢氧化钠用量对浮选的影响

氢氧化钠是锂辉石浮选的矿浆pH调整剂，适宜用量条件下，其可通过调整矿浆pH值起到活化锂辉石、抑制脉石矿物的作用。在磨矿细度－0.074 mm粒级含量为65%、碳酸钠用量为1 000 g/t、氯化镁用量为100 g/t、捕收剂BK452用量为1 200 g/t的条件下，进行粗选氢氧化钠用量试验，试验结果见图6。由图6可知，随着氢氧化钠用量的增大，Li_2O浮选作业回收率呈升高趋势，粗精矿中Li_2O品位逐渐降低；当氢氧化钠用量过大时，Li_2O品位大幅降低。综合考虑，氢氧化钠用量以200 g/t为宜，矿浆pH值为9.0。

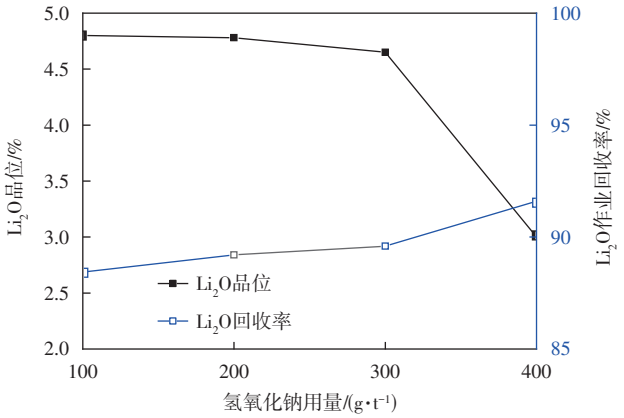


图6 锂辉石粗选氢氧化钠用量试验结果

Fig. 6 NaOH dosage test results for spodumene roughing flotation

2.2.3 粗选氯化镁用量对浮选的影响

氯化镁是锂辉石浮选的有效活化剂，在弱碱至中碱性矿浆中，Mg^{2+}可选择性吸附在锂辉石表面，增加捕收剂的吸附位点，改善锂辉石的可浮性。

在磨矿细度－0.074 mm粒级含量为65%、碳酸钠用量为1 000 g/t、氢氧化钠用量为200 g/t、捕收剂BK452用量为1 200 g/t条件下，进行粗选氯化镁用量试验，试验结果见图7。由图7可知，随着氯化镁用量的增大，Li_2O浮选作业回收率呈升高趋势，粗精矿中Li_2O品位明显降低，因此氯化镁用量以100 g/t为宜。

2.2.4 粗选捕收剂BK452用量对浮选的影响

BK452是矿冶集团研发的新型高效锂辉石浮选捕收剂，其在pH值为8～10条件下可实现锂辉石的选择性浮选，而对绿柱石捕收能力相对较差。因此，采用捕收剂BK452可实现锂铍依次优先浮选。

在磨矿细度－0.074 mm粒级含量为65%、碳酸钠用量为1 000 g/t、氢氧化钠用量为200 g/t、氯化镁用量为100 g/t条件下，进行粗选捕收剂BK452用量试验，试验结果见图8。由图8可知，随着BK452用量的增大，Li_2O浮选作业回收率先明显增大，后变化不明显，粗精矿中Li_2O品位呈先升高后降低趋势。综合考虑，BK452用量以1 200 g/t为宜。

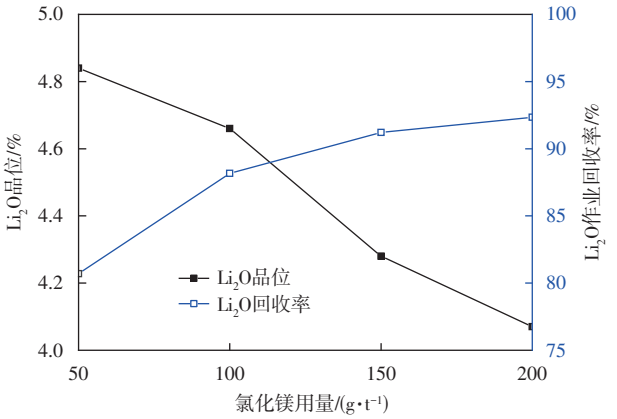


图7 锂辉石粗选氯化镁用量试验结果

Fig. 7 $MgCl_2$ dosage test results for spodumene roughing flotation

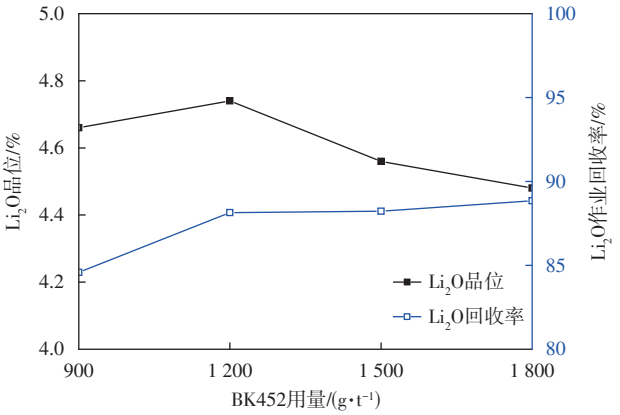


图8 锂辉石粗选捕收剂BK452用量试验结果

Fig. 8 BK452 dosage test results for spodumene roughing flotation

2.2.5 粗选矿浆温度对浮选的影响

温度对传统脂肪酸类捕收剂的作用效能影响较大。该锂铍资源地处川西高原，冬季时温度较低。为验证BK452捕收剂对温度的适应性，开展了粗选矿浆温度试验，试验结果见图9。试验结果表明，在矿浆温度为15～20 ℃时，粗精矿中Li_2O的作业回收率仍在85%以上，因此温度对浮选指标影响不大。

2.2.6 粗选氢氧化钠搅拌时间对浮选的影响

加入氢氧化钠后，矿浆搅拌时间也是影响锂辉石浮选的关键技术参数。开展氢氧化钠搅拌时间试验，试验结果见图10。结果表明，随着搅拌时间延长，粗精矿中Li_2O回收率逐渐降低，粗精矿中Li_2O品位逐渐升高，主要原因是随着搅拌时间延长，锂辉石及脉石矿物表面溶蚀程度升高，可浮性降低。故搅拌时间

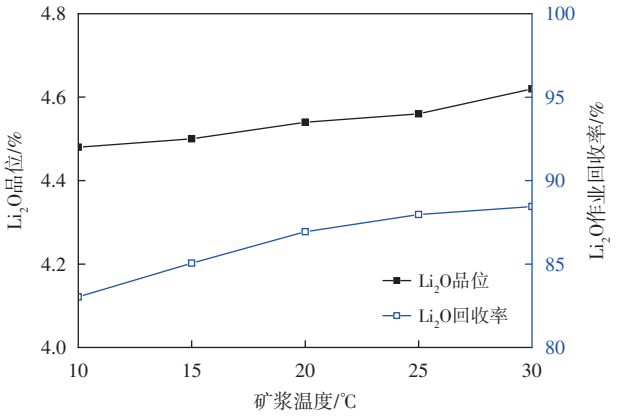


图 9　锂辉石粗选矿浆温度试验结果

Fig. 9　Pulp temperature test results for spodumene roughing flotation

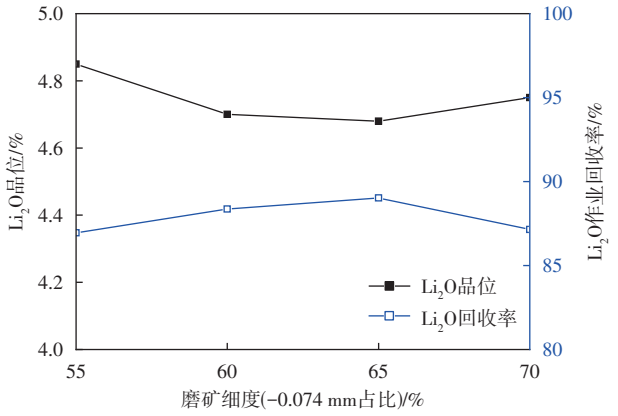


图 11　锂辉石粗选磨矿细度试验结果

Fig. 11　Grinding fineness test results for spodumene roughing flotation

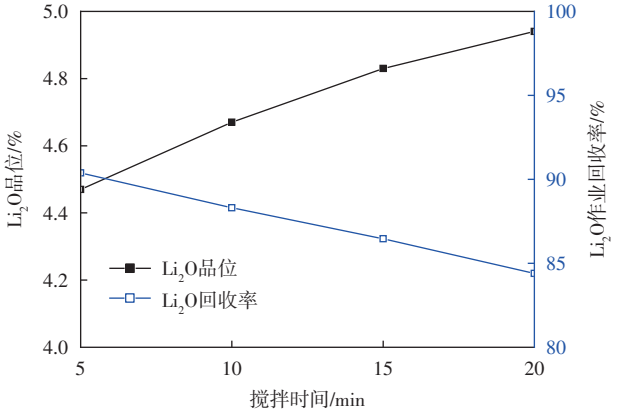


图 10　锂辉石粗选氢氧化钠搅拌时间试验结果

Fig. 10　Agitation time test of NaOH results for spodumene roughing flotation

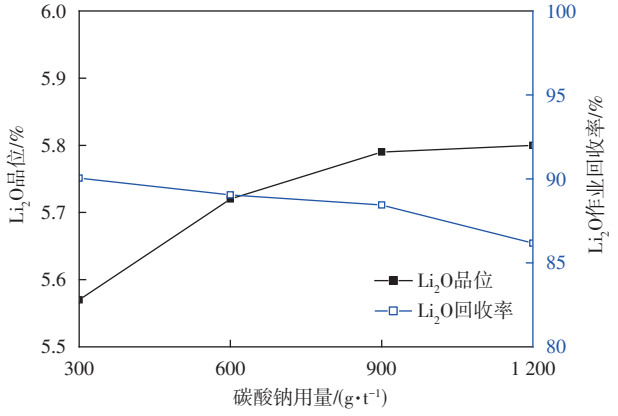


图 12　锂辉石精选碳酸钠用量试验结果

Fig. 12　Na_2CO_3 dosage test results for spodumene cleaning flotation

以 10～15 min 为宜。

2.2.7　粗选磨矿细度对浮选的影响

矿石中锂辉石嵌布粒度较粗，但由于锂辉石密度较大，在磨矿细度过粗时，易造成尾矿偏高。考察了磨矿细度对锂辉石浮选指标的影响，结果见图 11。由图 11 可知，随着磨矿细度提高，粗精矿中 Li_2O 回收率呈先升高后降低趋势，Li_2O 品位呈先降低后升高趋势。磨矿细度过粗，粗颗粒锂辉石难以有效上浮，导致回收率偏低；但粒度过细泥化严重，影响浮选选择性及精矿品质。因此磨矿细度以 −0.074 mm 粒级含量占 60%～65% 为宜。

2.2.8　精选碳酸钠用量对浮选的影响

在粗选条件试验的基础上，开展了精选碳酸钠用量试验，试验结果见图 12。由图 12 可知，随着碳酸钠用量提高，精矿 Li_2O 品位呈升高趋势，Li_2O 回收率呈降低趋势。故精选碳酸钠用量以 600 g/t 为宜。

2.2.9　闭路试验

在条件试验的基础上，开展了锂辉石浮选闭路试验，试验流程见图 13，试验结果见表 6。闭路试验锂辉石精矿 Li_2O 品位为 5.52%，Li_2O 作业回收率为 86.27%；钽、铌主要富集在锂辉石精矿中，浮选锂辉石精矿中 Ta_2O_5 作业回收率为 76.27%、Nb_2O_5 作业回收率为 82.48%。

2.3　钽铌综合回收试验

在锂辉石浮选时，矿石中的钽、铌在锂辉石精矿中得到较好富集。由于矿石中的钽铌矿物主要为铌钽铁矿，具有一定磁性，而锂辉石无磁性，可通过磁选进行分离[21]。开展了锂辉石精矿锂-钽铌磁选分离试验，试验流程见图 14，试验结果见表 7。通过磁选可实现钽铌-锂的有效分离，生产中可通过钽铌粗精矿多级重选，进一步提高钽铌精矿品位。

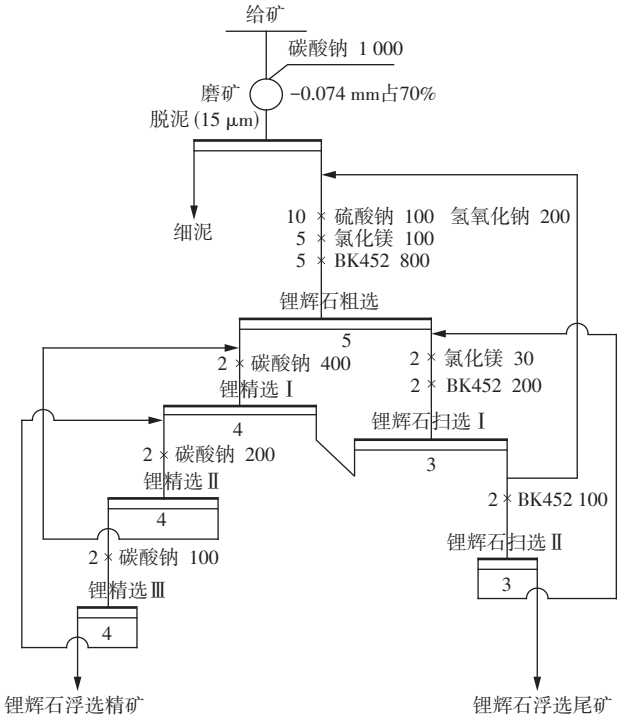


图13 锂辉石浮选闭路试验流程

Fig. 13 Closed-circuit flowsheet of spodumene

表6 锂辉石浮选闭路试验结果

Table 6 Results of closed-circuit test of spodumene /%

产品名称	作业产率	品位			作业回收率		
		Li_2O	Ta_2O_5	Nb_2O_5	Li_2O	Ta_2O_5	Nb_2O_5
细泥	5.21	0.66	0.001 4	0.005 2	3.28	1.59	2.06
锂辉石浮选精矿	16.40	5.52	0.021	0.066	86.27	76.27	82.48
锂辉石浮选尾矿	78.39	0.14	0.001 3	0.002 6	10.45	22.14	15.46
给矿	100.0	1.03	0.004 6	0.013 2	100.0	100.0	100.0

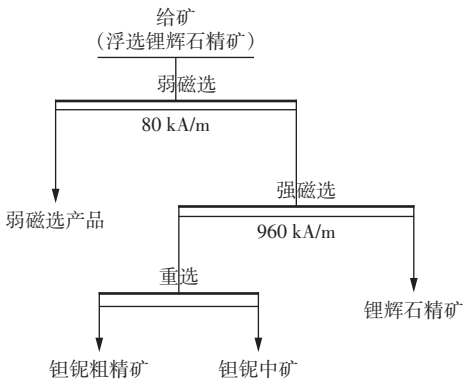


图14 钽铌综合回收试验流程

Fig. 14 Flowsheet for tantalum-niobium comprehensive recovery test

表7 钽铌综合回收试验结果

Table 7 Results of tantalum-niobium comprehensive recovery test /%

产品名称	作业产率	品位			作业回收率		
		Li_2O	Ta_2O_5	Nb_2O_5	Li_2O	Ta_2O_5	Nb_2O_5
弱磁选产品	1.29	0.64	0.012	0.011	0.15	0.74	0.21
钽铌粗精矿	5.59	2.95	0.30	0.91	2.99	79.98	77.09
钽铌中矿	1.71	5.31	0.034	0.13	1.64	2.77	3.36
锂辉石精矿	91.41	5.75	0.003 8	0.014	95.22	16.51	19.34
给矿	100.0	5.52	0.021	0.066	100.0	100.0	100.0

2.4 铍综合回收试验

铍为重要的战略矿产资源,为强化资源综合利用水平,针对锂辉石浮选尾矿进行了铍综合回收试验,试验流程见图15。

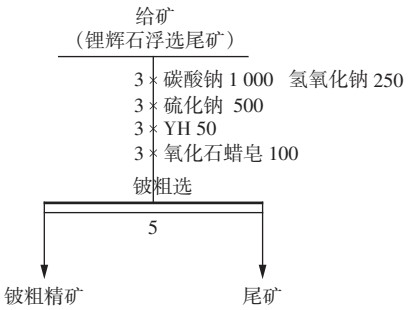


图15 铍浮选试验流程

Fig. 15 Flowsheet of beryllium flotation test

2.4.1 铍粗选碳酸钠用量对浮选的影响

碳酸钠是铍浮选的重要调整剂,适宜用量条件下,其可起到抑制脉石、活化绿柱石的作用[22-24]。在氢氧化钠用量为300 g/t、硫化钠用量为500 g/t、YH用量为50 g/t、氧化石蜡皂用量为100 g/t条件下,进行铍浮选碳酸钠用量试验,试验结果见图16。由图16可知,随着碳酸钠用量增大,粗精矿中BeO作业回收率明显降低,BeO品位明显升高。故碳酸钠用量以1 000 g/t为宜。

2.4.2 铍粗选氢氧化钠用量对浮选的影响

为改善铍的浮选指标,在碳酸钠用量为1 000 g/t、硫化钠用量为500 g/t、YH用量为50 g/t、氧化石蜡皂用量为100 g/t条件下,进行铍浮选氢氧化钠用量试验,试验结果见图17。由图17可知,随着氢氧化钠用量提高,粗精矿中BeO作业回收率逐渐升高,BeO品位逐渐降低。故氢氧化钠用量以250 g/t为宜。

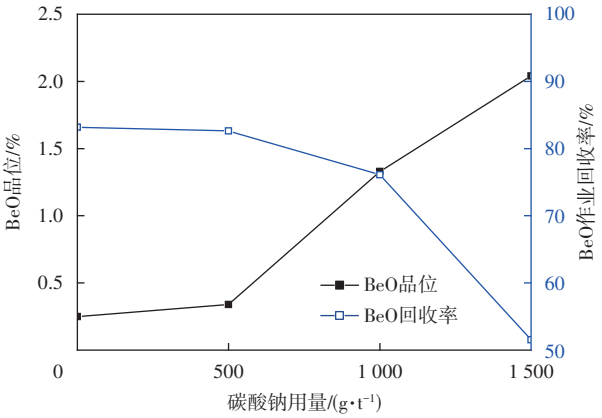


图 16　铍粗选碳酸钠用量试验结果

Fig. 16　Na_2CO_3 dosage test results for beryllium roughing flotation

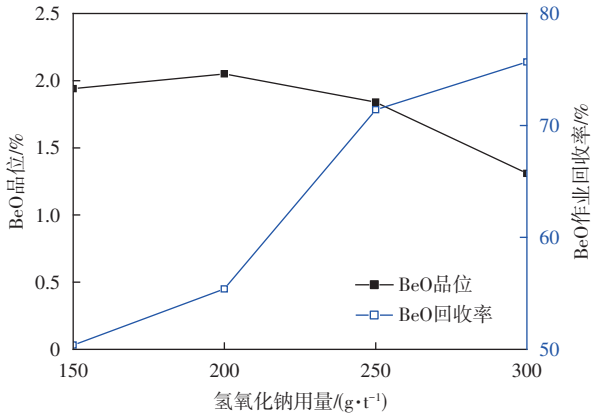


图 17　铍浮选氢氧化钠用量试验流程

Fig. 17　NaOH dosage test results for beryllium roughing flotation

2.4.3　铍粗选 YH 用量对浮选的影响

YH 是一种无机调整剂，在适宜的用量下，其可以起到活化绿柱石、抑制脉石矿物的作用。在碳酸钠用量为 1 000 g/t、氢氧化钠用为 250 g/t、硫化钠用量为 500 g/t、氧化石蜡皂用量为 100 g/t 条件下，进行铍浮选 YH 用量试验，试验结果见图 18。由图 18 可知，随着 YH 用量增加，粗精矿中 BeO 作业回收率逐渐降低，BeO 品位呈先升高后降低趋势。故 YH 用量以 50 g/t 为宜。

2.4.4　铍浮选闭路试验

在条件试验的基础上，开展了铍浮选闭路试验，试验流程见图 19，试验结果见表 8。由表 8 可知，闭路试验铍精矿 BeO 品位为 5.42%，BeO 作业回收率为 73.81%，实现了铍资源的综合回收。

2.5　全流程试验

在上述试验的基础上，获得全流程选矿技术指

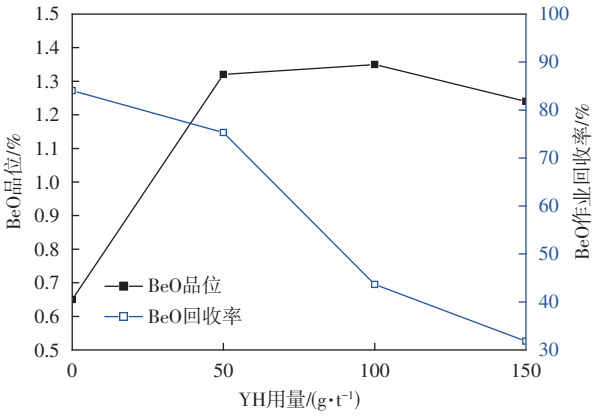


图 18　铍粗选 YH 用量试验流程

Fig. 18　YH dosage test results for beryllium roughing flotation

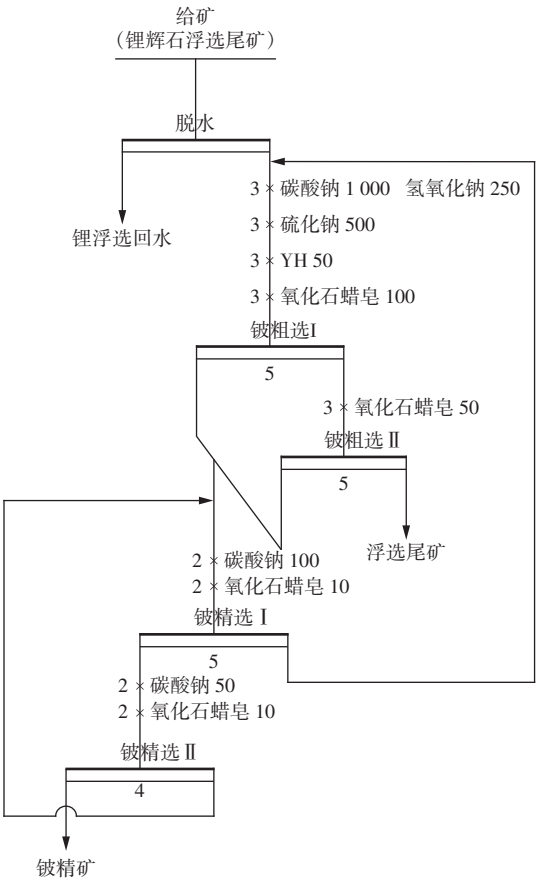


图 19　铍浮选闭路试验流程

Fig. 19　Closed-circuit flowsheet of beryllium

表 8　铍浮选闭路试验结果

Table 8　Results of closed-circuit test of beryllium　/%

产品名称	作业产率	BeO 品位	BeO 作业回收率
铍精矿	5.23	5.42	73.81
尾矿	94.77	0.012	26.19
给矿	100.0	0.046	100.0

标,试验流程见图20,试验结果见表9。由表9可知,重介质精矿中Li_2O品位为5.70%,Li_2O回收率为30.38%,同时通过重介质分选可抛除27.71%的粗粒废石;锂辉石浮选精矿Li_2O品位5.52%、Li_2O回收率56.48%,钽、铌主要富集在锂辉石浮选精矿中,Ta_2O_5、Nb_2O_5的回收率分别为58.44%、55.76%,后续可通过磁—重联合工艺对钽铌进行回收;铍精矿BeO品位5.42%,BeO回收率27.36%。

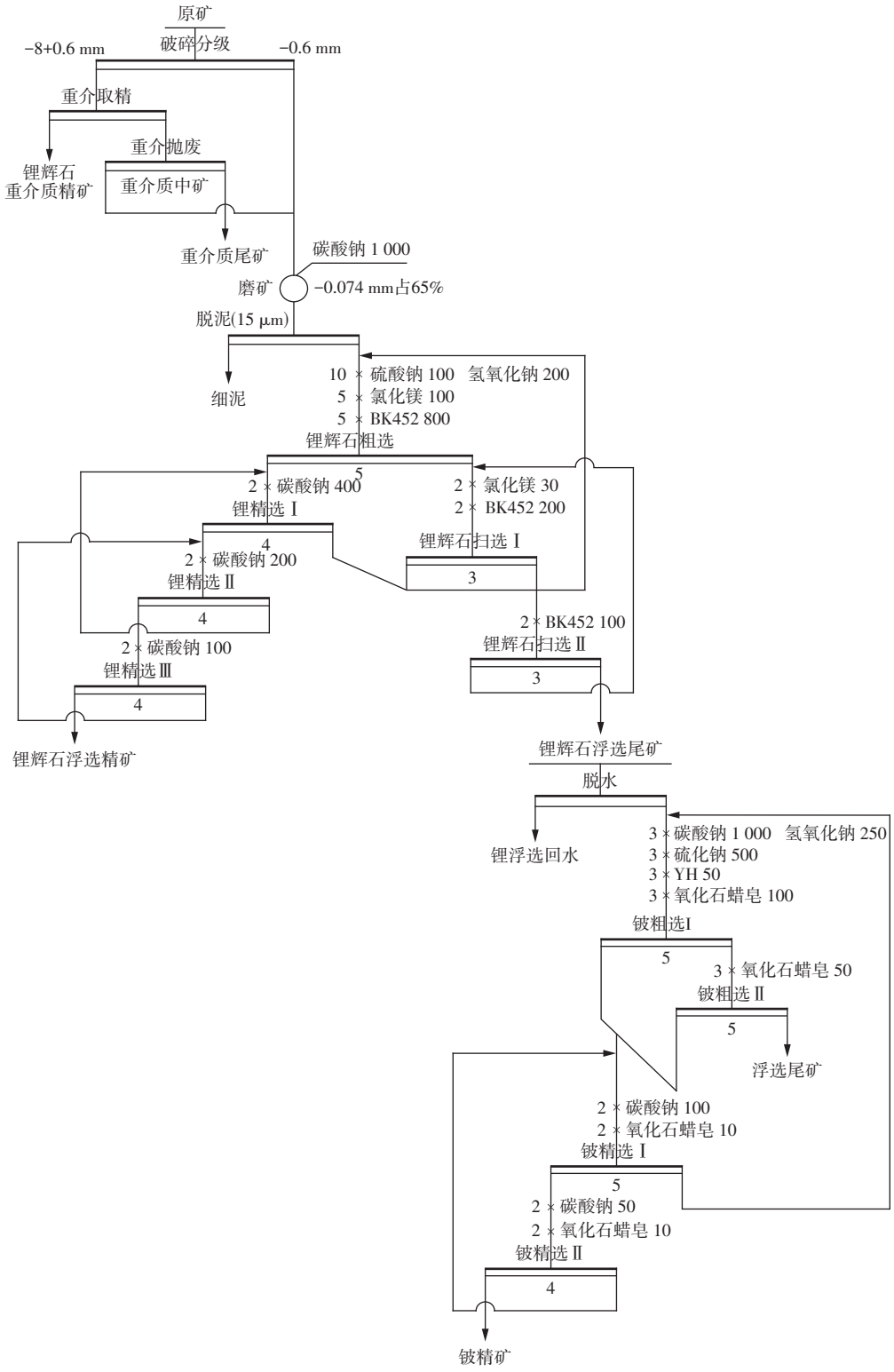


图20 全流程选矿试验流程

Fig. 20 Flowsheet of full-process test

表9　全流程选矿试验结果

Table 9　Results of full-process test　　/%

产品名称	作业产率	品位				作业回收率			
		Li_2O	Ta_2O_5	Nb_2O_5	BeO	Li_2O	Ta_2O_5	Nb_2O_5	BeO
重介质锂辉石精矿	5.69	5.70	0.002 8	0.013		30.38	23.38	32.40	
重介质尾矿	27.71	0.16			0.065	4.15			37.38
细泥	3.47	0.66	0.001 4	0.005 2		2.15	1.21	1.39	
浮选锂辉石精矿	10.92	5.52	0.021	0.066	0.15	56.48	58.44	55.76	25.55
铍精矿	0.32	0.14	0.001 3	0.002 6	5.42	6.84	16.97	10.45	27.36
浮选尾矿	51.88				0.012				9.71
原矿	100.0	1.07	0.004	0.013	0.064	100.0	100.0	100.0	100.0

3　结论

1）川西某锂铍多金属矿Li_2O品位为1.06%，为最主要的有价元素，另伴生有钽、铌、铍，其中Ta_2O_5品位为0.004%、Nb_2O_5品位为0.013%、BeO品位为0.064%，品位相对较低但可综合回收。矿石中的锂绝大部分以锂辉石的形式存在，且锂辉石嵌布粒度相对较粗，脉石矿物主要为钠长石、石英和钾长石；矿石中的钽、铌主要以铌钽铁矿的形式存在，但嵌布粒度较细；铍主要以绿柱石的形式存在。

2）基于矿石基因特征，采用“重介质预选—锂钽铌混合浮选—铍浮选—锂钽铌磁重分离”工艺，实现了该类资源的高效回收。通过重介质分选，提前对部分粗粒锂辉石进行回收，并脱除部分脉石矿物，减少磨矿处理量，降低磨矿成本及尾矿库压力；基于新型选矿药剂BK452，在pH值为9条件下实现锂辉石、铌钽铁矿混合浮选，然后通过磁—重分离，缩短钽铌回收流程，降低综合利用成本；最后针对锂辉石浮选尾矿进行铍浮选。

3）全流程试验重介质精矿中Li_2O品位为5.70%，Li_2O回收率为30.38%，同时通过重介质分选可抛除27.71%的粗粒废石；锂辉石浮选精矿Li_2O品位为5.52%、Li_2O回收率为56.48%，钽、铌主要富集在锂辉石浮选精矿中，Ta_2O_5、Nb_2O_5的回收率分别为58.44%、55.76%；铍精矿BeO品位5.42%，BeO回收率27.36%。

4）铌钽铁矿具有弱磁性，而锂辉石不具有磁性，通过磁—重联合工艺，可实现锂-钽铌的有效分离，钽铌粗精矿中Ta_2O_5品位为0.30%、Nb_2O_5品位为0.91%，钽铌品位得到明显富集，后续可通过多级重选进一步提高品位。

5）本文通过重—磁—浮多工艺协同，实现了锂及低品位伴生钽铌铍资源的综合回收，可为同类型资源的开发利用提供借鉴。

参考文献

[1] 中国地质调查局全球矿产资源战略研究中心. 全球矿产资源储量评估报告2024[R]. 北京：中国地质调查局，2024.
Global Mineral Resources Strategic Research Center of China Geological Survey. 2024 assessment report for mineral reserves in the world[R]. Beijing: China Geological Survey, 2024.

[2] 孙传尧. 选矿工程师手册[M]. 北京：冶金工业出版社，2015.
Sun Chuanyao. Handbook for mineral processing engineers[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2015.

[3] 孙传尧，朱阳戈，宋振国，等. 我国锂铍钽铌矿产资源选冶加工现状与展望[J]. 中国工程科学，2024，26(5)：248-258.
Sun Chuanyao, Zhu Yangge, Song Zhenguo, et al. Beneficiation, smelting and material processing of lithium, beryllium, tantalum, and niobium mineral resources in China: current status and prospect[J]. Strategic Study of CAE, 2024, 26(5): 248-258.

[4] 汪泰，胡真，王威. 锂铍稀有金属选矿及综合利用研究现状和展望[J]. 有色金属(选矿部分)，2020(6)：24-29.
Wang Tai, Hu Zhen, Wang Wei. Research status and prospects of lithium beryllium rare metals beneficiation and comprehensive utilization[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2020(6): 24-29.

[5] 李思阳，刘杰，韩跃新，等. 我国伟晶岩型锂铍稀有金属矿石及其浮选分离研究综述[J]. 金属矿山，2022，51(12)：129-138.
Li Siyang, Liu Jie, Han Yuexin, et al. Review on pegmatite Li-Be-bearing rare metal ore and its flotation separation in China[J]. Metal Mine, 2022, 51(12): 129-138.

[6] 吴西顺，王登红，黄文斌，等. 全球锂矿及伴生铍铌钽的采选冶技术发展趋势[J]. 矿产综合利用，2020，41(1)：1-9.

Wu Xishun, Wang Denghong, Huang Wenbin, et al. Global technical development trends of litihium minerals and associated beryllium-niobium-tantalum exploitation[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2020, 41(1): 1-9.

[7] 翟启林, 曹正强, 刘润清, 等. 锂辉石选矿与冶炼技术研究现状[J]. 有色金属(选矿部分), 2025(6): 23-41.
Zhai Qilin, Cao Zhengqiang, Liu Runqing, et al. Advances in spodumene beneficiation and metallurgical technologies[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2025(6): 23-41.

[8] 李成秀, 程仁举, 刘星. 我国锂辉石矿选矿技术研究现状及展望[J]. 矿产综合利用, 2021, 42(5): 1-8.
Li Chengxiu, Cheng Renju, Liu Xing. Research status and prospects of spodumene ore beneficiation technology in China[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2021, 42(5): 1-8.

[9] 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.

[10] 费敖翔, 谢瑞琦, 赵志辉. 锂辉石调整剂及其作用机理研究进展[J]. 化工矿物与加工, 2024, 53(10): 74-82.
Fei Aoxiang, Xie Ruiqi, Zhao Zhihui. Research progress on lithium pyroxene adjusters and their mechanism of action[J]. Industrial Minerals & Processing, 2024, 53(10): 74-82.

[11] 蒋朋, 李成秀, 程仁举, 等. 川西某复杂难选锂辉石矿浮选工艺试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2025(5): 72-78.
Jiang Peng, Li Chengxiu, Cheng Renju, et al. Experimental study on flotation process of a complex and refractory spodumene ore in west Sichuan[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2025(5): 72-78.

[12] 石磊, 王艳, 李兵容, 等. 基于矿物嵌布特征的锂辉石矿锂-铌-钽分步综合回收工艺研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2026(3): 87-96.
Shi Lei, Wang Yan, Li Bingrong, et al. Research on stepwise integrated recovery technology of Li, Nb and Ta for spodumene ore based on its mineral dissemination properties[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2026(3): 87-96.

[13] 孟庆波, 吴迪, 王洪岭, 等. 某锂多金属矿锂钽铌短流程同步富集与分离试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2021(6): 128-133.
Meng Qingbo, Wu Di, Wang Hongling, et al. Experimental study on short process synchronous enrichment and separation of lithium, tantalum and niobium from a lithium polymetallic ore[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2021(6): 128-133.

[14] 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, Jiang 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.

[15] 徐龙华, 田佳, 巫侯琴, 等. 某锂辉石矿强化浮选及综合利用试验研究[J]. 非金属矿, 2017, 40(4): 16-19.
Xu Longhua, Tian Jia, Wu Houqin, et al. Experimental study on strengthening flotation and comprehensive utilization of pegmatite spodumene ore[J]. Non-Metallic Mines, 2017, 40(4): 16-19.

[16] 李荣改, 李彦令, 孙景敏, 等. 河南某铌钽铍稀有多金属矿综合利用研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2020(3): 67-72.
Li Ronggai, Li Yanling, Sun Jingmin, et al. Study on comprehensive utilization of Nb-Ta-be rare and multi-metal ore in Henan[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2020(3): 67-72.

[17] 王毓华, 于福顺, 陈兴华, 等. 锂辉石与绿柱石浮选分离的试验研究[J]. 稀有金属, 2005, 29(3): 320-324.
Wang Yuhua, Yu Fushun, Chen Xinghua, et al. Selective flotation between spodumene and beryl[J]. Chinese Journal of Rare Metals, 2005, 29(3): 320-324.

[18] 汤小军, 李辉, 邓星星, 等. 四川某难选多金属锂辉石矿选矿工艺试验研究[J]. 四川有色金属, 2012(3): 19-22.
Tang Xiaojun, Li Hui, Deng Xingxing, et al. Research on a refractory polymetallic spodumene ore processing technology test in Sichuan[J]. Sichuan Nonferrous Metals, 2012(3): 19-22.

[19] Ma Zhimin, Xu Longhua, Guo Wenjun, et al. Effects of alkali pretreatment on the flotation of spodumene and feldspar[J]. Minerals Engineering, 2024, 210: 108676. DOI: 10.1016/j.mineng.2024.108676.

[20] Luo Xianping, Zhang Yongbing, Zhou Hepeng, et al. Flotation separation of spodumene and albite with activation of calcium ion hydrolysate components[J]. Rare Metals, 2022, 41(11): 3919-3931.

[21] 李宇宏, 李俊英. 某钽铌锡混合精矿磁选分离试验研

究[J]. 矿冶工程，2024，44(3)：82-85.
Li Yuhong，Li Junying. Magnetic separation of (tantalum-niobium)-tin bulk concentrate[J]. Mining and Metallurgical Engineering，2024，44(3)：82-85.
[22] Torem M L，廖梅. 绿柱石的浮选机理[J]. 国外金属矿选矿，1992(10)：13-15，12.
Torem M L，Liao Mei. Flotation mechanism of beryl[J]. Metallic Ore Dressing Abroad，1992(10)：13-15，12.
[23] 何建璋. 新型捕收剂在锂铍浮选中的应用[J]. 新疆有色金属，2009，32(2)：37-38.
He Jianzhang. Application of new collectors in lithium-beryllium flotation[J]. Xinjiang Youse Jinshu，2009，32(2)：37-38.
[24] 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)：17-24，154.
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)：17-24，154.

（本文编辑 汪东芳）

【缅怀寄语】

孙传尧院士一生深耕稀有金属与复杂多金属矿选矿领域，矢志保障我国战略矿产资源自主可控。青年时期，他远赴条件艰苦的可可托海矿区，扎根边疆一线十余载，潜心开展锂、铍、钽、铌稀有金属分选技术攻关，成功攻克超低品位、共伴生稀有金属矿石高效分离的世界性难题，树立起我国稀有金属选矿发展史上的重要里程碑。数十载初心如磐，他始终心系国家重大战略需求，坚守选矿科研一线，提出和谐选矿、绿色选矿、基因矿物加工工程、智能选矿等原创选矿学术思想，推动复杂矿产资源全组分高效综合利用，为国家矿产资源高效开发做出巨大贡献。斯人已逝，风范长存，先生赤诚报国的家国情怀、严谨求实的治学态度、攻坚克难的担当精神，将永远激励后辈，我辈矿冶人必将接续奋斗、勇毅前行。

——胡志强