

江西宜春花岗伟晶岩型锂辉石矿中锂、钽和长石的综合回收

谢帆欣¹, 张博远¹, 杨思琦¹, 杨志兆¹, 罗仙平^{1,2}, 周贺鹏^{1,2}

1. 江西省矿冶环境污染控制重点实验室(江西理工大学), 江西 赣州 341000;
2. 钨资源高效开发及应用技术教育部工程研究中心(江西理工大学), 江西 赣州 341000

中图分类号: TD955 文献标识码: A 文章编号: 1001-0076(2022)03-0030-08
DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2022.03.005

摘要 为实现江西宜春花岗伟晶岩型锂辉石矿中锂、钽及长石的综合回收, 开展了选矿综合回收试验研究。研究表明, 该锂辉石矿石英、长石含量高, 采用高选择性药剂 ZH 与氧化石蜡皂组合作为锂辉石捕收剂, 可降低细泥在锂辉石表面的罩盖影响, 优化矿浆流体环境; 在原矿含 Li_2O 为 1.51%、 Ta_2O_5 为 0.022% 的条件下, 以氧化石蜡皂 + ZH 组合捕收剂浮选回收锂辉石, 采用细泥摇床重选工艺回收浮选尾矿中的钽矿物, 重选尾矿采用“弱磁选—强磁选”工艺除铁后作为长石精矿, 获得了含 Li_2O 5.62%、回收率为 74.65% 的锂辉石精矿和 Ta_2O_5 品位为 18.78%、回收率为 40.21% 的钽精矿, 以及产率为 49.16%、含 Na_2O 2.45%、 K_2O 4.60%、 TFE 0.15%、白度为 62.9% 的长石精矿。该工艺流程选矿试验指标良好, 实现了硬岩型锂辉石矿中锂、钽和长石的综合回收。

关键词 锂辉石; 钽; 长石; 捕收剂; 综合回收; 浮选; 重选; 磁选

1 前言

锂是一种重要的能源金属, 具有易与其他金属融合、高电荷密度和高化学活性等独特性能, 广泛用于新能源、冶金、核工业等领域^[1-2]。特别是在新能源汽车领域, 随着锂电池的开发研究成为全球热点, 锂的需求量逐年递增^[3-4]。据估计, 到 2050 年, 全球锂的年需求量将达到 233 万 t。因此, 高效开发利用锂资源具有重要意义^[5]。

锂辉石属单斜晶系链状硅酸盐矿物, 是一种重要的、具有良好开发价值的战略金属矿产资源, 主要分布在我国四川、江西、新疆等 7 个省区。当前, 从硬岩型锂辉石中提取含锂矿物是获取锂资源的重要途径之一^[6]。然而, 锂辉石常与长石、石英等可浮性相近的硅酸盐矿物共生, 造成此类资源性质复杂, 分离难度大^[7-8]。此外, 锂辉石矿主要赋存于风化、泥化程度较高的花岗伟晶岩矿床中, 成矿过程存在 Fe^{3+} 的晶格取代使得锂辉石表面电荷增加, 矿泥更易于罩盖在锂辉

石表面^[9-10], 严重影响了锂辉石及其伴生矿物的综合回收。

针对锂辉石矿含泥量高的特性, 工业生产上主要采用“预先脱泥—锂辉石浮选法”和“碱法直接浮选法”对含锂矿物进行回收^[11-12], 但传统工艺对于风化严重、脉石矿物含量高的锂辉石矿适应性较差, 此外, 浮选尾矿中的钽铌、长石矿物不能得到有效回收。目前国内外学者通过采用新型组合捕收剂、优化选别流程等方法, 开展了一系列可实现复杂难处理锂辉石矿的综合回收试验研究, 提出了多官能团组合捕收剂的药剂制度和联合选矿的工艺流程^[13-16]。据此本文从江西宜春花岗伟晶岩型锂辉石矿的矿石性质、矿物赋存特征、选别工艺流程、浮选药剂制度以及资源的综合回收等角度, 开展硬岩型锂辉石矿锂钽及长石的综合回收试验研究, 以提高资源的综合利用效率, 为实现硬岩型锂辉石矿锂钽及长石的综合回收以及高效利用提供一定的理论和技术支撑。

收稿日期: 2022-05-03

基金项目: 国家自然科学基金项目(52064017); 江西省重点研发计划(20181BBG70050); 江西省重点研发计划(20214BBG74001); 江西省自然科学基金项目(20202BABL204034); 江西省教育厅科技项目(GJJ190425); 江西省青年井冈山学者奖励计划; 江西理工大学清江青年英才支持计划

通信作者: 周贺鹏(1985-), 男, 副教授, E-mail: zhp0919@163.com。

2 试验部分

2.1 试样性质

研究试样为江西宜春花岗伟晶岩型锂辉石矿,原矿含 Li_2O 1.51%、 Ta_2O_5 0.022 3%,具有良好的回收价值,原矿试样多元素化学分析结果见表 1。原岩矿物主要由钾长石、斜长石、石英、锂辉石等组成,气成-热液蚀变矿物主要为石英、白云母和钠长石。矿石中石英、长石等脉石矿物含量高,且此类硅酸盐脉石矿物与锂辉石矿物可浮性极为相近,浮选分离较为困难。矿物含量和赋存状态分析结果见表 2。

表 1 试样化学多元素分析结果 /%

Table 1 Chemical multi-element analysis results of samples

元素	Li_2O	Ta_2O_5	Nb_2O_5	TFe	SiO_2	P
含量	1.51	0.0223	0.0051	1.96	70.50	0.046
元素	Al_2O_3	CaO	MgO	Na_2O	K_2O	
含量	13.76	0.22	0.23	3.80	1.93	

表 2 矿物含量分析结果 /%

Table 2 Analysis results of mineral content

矿物	钾长石	斜长石	石英	锂辉石	磷灰石	白云母	钠长石
含量	13	20	35	15	1	8	8

工艺矿物学研究表明,锂主要赋存在锂辉石中,常呈柱状或板状晶体分布,嵌布粒度不均匀,与长石、石英、白云母等常呈集合体分布,并呈长柱状粗大晶体,受构造应力作用后发生碎裂,多被白云母、钠长石、绢云母等蚀变交代,铁、钠、钾等离子易进入锂辉石矿物晶格中置换出锂离子;钽铌矿物主要为钽铁矿和铌铁矿,其含量较少,且嵌布粒度较细;长石矿物主要以钠长石、斜长石、钾长石等形态存在,嵌布粒度多在 0.4 ~ 1.8 mm 范围;石英多呈他形粒状分布,粒径在 10 ~ 15 mm 范围,与长石、锂辉石组成粒状集合体。

2.2 试剂及设备

单元试验矿量为 1 kg,浮选捕收剂为氧化石蜡皂、植物油酸、ZH(以 $-\text{AsO}(\text{OH})_2$ 和 $-\text{COO}^-$ 为主要官能团的锂辉石捕收剂),氢氧化钠和碳酸钠为调整剂,氯化钙为锂辉石活化剂,试验用水为自来水,温度为室温。试验选用 XMQ-240X90 型球磨机,XFG、XFD 系列浮选机,细泥摇床。

2.3 试验方法

为减少锂矿物在选别过程中的损失,本次试验锂辉石的分选采用碱法不脱泥工艺,并以不同官能团的捕收剂组合为重点,研究锂辉石浮选的药剂制度,同时试样中除锂矿物以外,钽及长石均有较好的回收利用

价值。因此本次试验采用“锂辉石浮选回收锂矿物—浮选尾矿重选回收钽矿物—重选尾矿磁选除铁回收长石”的浮选—重选—磁选联合分选工艺,以实现资源的综合回收利用。

3 结果与讨论

3.1 锂辉石浮选条件试验

3.1.1 磨矿细度

磨矿细度不仅影响锂辉石单体解离度也决定其解离面的方向,因此确定合适的磨矿细度对矿物浮选至关重要。本次试验固定氢氧化钠用量 800 g/t,氯化钙 200 g/t,捕收剂为油酸 1 500 g/t,考察不同磨矿细度对浮选指标的影响。结果见图 1。

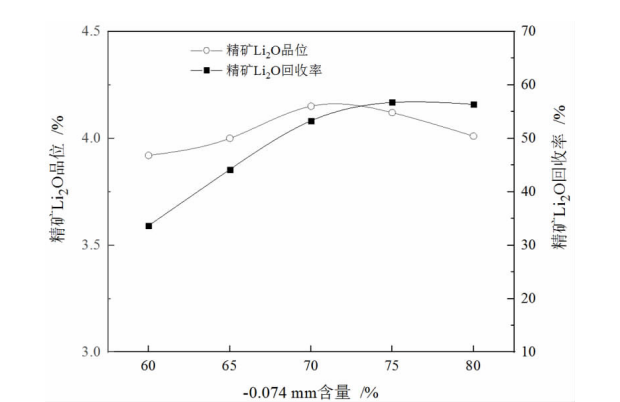


图 1 磨矿细度(-0.074 mm)对浮选指标的影响
Fig. 1 Effect of grinding fineness (-0.074 mm) on flotation

图 1 结果表明,随着磨矿细度的增加,锂辉石精矿回收率逐渐升高,品位呈现先递增后下降的趋势,这主要是因为适当的磨矿有利于锂辉石矿物选择性沿(110)面方向单体解离,此解离面含有大量 $\text{Li}-\text{O}$ 键,是锂辉石与捕收剂的主要作用面,较硅酸盐矿物具有较强的各向异性;磨矿细度过高,锂辉石选择性解离效果较差(110)面占比减少,同时活化了脉石矿物并产生大量细泥罩盖在矿物表面,从而削弱捕收剂与锂辉石之间的吸附,使得精矿品位有所下降^[17-18]。当 -0.074 mm 含量占 70% 时,锂辉石分选指标较好,继续增大磨矿细度至 75%,虽然精矿回收率有所升高,但考虑到细磨至 75% 对原矿中以微细粒形式赋存的钽矿物回收极为不利,为此综合考虑决定选取磨矿细度 -0.074 mm 含量占 70% 较为合适。

3.1.2 捕收剂种类

捕收剂种类对锂辉石浮选至关重要,所选捕收剂既要满足对锂辉石具有良好的选择捕收能力,又要尽可能地降低对石英、长石的浮选捕收。本次试验固定

磨矿细度为 -0.074 mm 含量 70% ,氢氧化钠用量 800 g/t,氯化钙 200 g/t,捕收剂用量为 1 500 g/t,其中组合捕收剂按质量比 1 : 1 进行添加。分别考察了氧化石蜡皂(- COO⁻)、植物油酸(- COO⁻)、ZH(主要官能团为 - COO⁻ 和 AsO(OH)₂)等单一捕收剂和氧化石蜡皂 + 油酸、ZH + 氧化石蜡皂等组合捕收剂对锂辉石浮选的影响。试验结果见表 3 所示。

表 3 捕收剂种类试验结果 /%

Table 3 Test results of collector type

捕收剂种类	产率	Li ₂ O 品位	Li ₂ O 回收率
氧化石蜡皂	24.78	3.57	58.34
植物油酸	17.86	4.13	51.76
ZH	18.31	4.78	57.26
氧化石蜡皂 + 油酸	34.26	3.57	80.52
ZH + 氧化石蜡皂	23.81	4.39	77.87

由表 3 可见,捕收剂中氧化石蜡皂的捕收能力最强,但选择性稍差,获得的精矿 Li₂O 品位为 3.57% ; ZH 的选择性最强,但捕收能力稍弱;当 ZH 和氧化石蜡皂组合使用时能够得到含 Li₂O 为 4.39%、回收率为 77.87% 的精矿,药剂的捕收能力得到了大幅度的提高。羟基、羧基和胍基等为锂辉石捕收剂的主要亲固官能团^[19],然而单一官能团捕收剂对低品位、高脉石的细粒锂辉石的作用效果不理想,因此采用组合捕收剂往往具有较好的协同作用。综合考虑确定捕收剂为氧化石蜡皂 + ZH 组合捕收剂。

3.1.3 捕收剂用量

捕收剂用量过低,表面呈不规则状的锂辉石难以与药剂作用,过高容易使石英等性质相近的脉石矿物上浮^[20]。试验考察组合捕收剂氧化石蜡皂 + ZH 总用量对锂辉石浮选指标的影响,固定磨矿细度为 -0.074 mm 含量 70% ,氢氧化钠用量 800 g/t,氯化钙 200 g/t,结果见图 2。

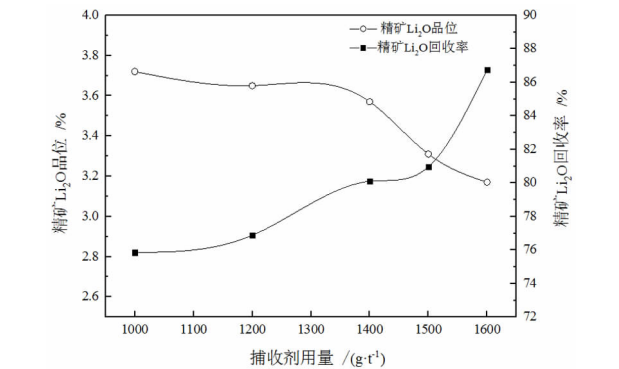


图 2 捕收剂用量对浮选指标的影响

Fig. 2 Effect of collector dosage on flotation

由图 2 可见,捕收剂用量增加,锂辉石精矿回收率逐渐升高,但品位有所下降;当组合捕收剂总用量为 1 400 g/t 时效果最佳,此时获得的精矿品位与回收率均较高,为此确定该用量进行后续试验。

3.1.4 组合捕收剂配比

为考察含有多种官能团的组合捕收剂在不同配比下对矿物浮选指标的影响,固定磨矿细度为 -0.074 mm 含量 70% ,氢氧化钠用量 800 g/t,氯化钙 200 g/t,组合捕收剂对比对浮选指标的影响见图 3 所示。

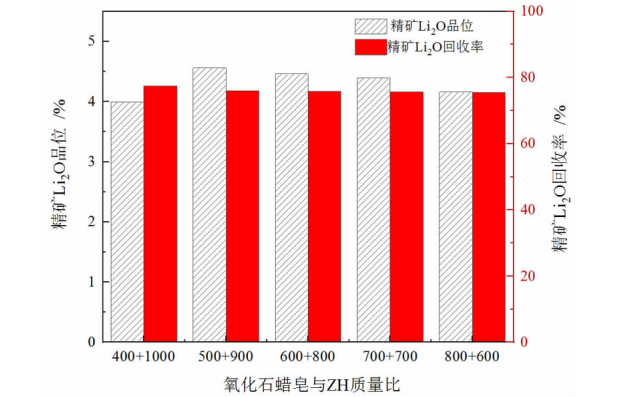


图 3 捕收剂对比对浮选指标的影响

Fig. 3 Effect of collector ratio on flotation

由图 3 可知,氧化石蜡皂 + ZH 组合捕收剂随着氧化石蜡皂用量的增加,锂辉石回收率变化不明显,但品位先上升后逐渐下降。当组合捕收剂配比为氧化石蜡皂与 ZH 质量比为 5 : 9 时,即氧化石蜡皂用量 500 g/t、ZH 用量 900 g/t 时锂辉石浮选指标最佳。因此,选取组合捕收剂氧化石蜡皂 + ZH 用量 500 g/t + 900 g/t 较为合适。

3.1.5 氢氧化钠用量

适宜的矿浆 pH 值是实现锂辉石与长石、石英等硅酸盐矿物浮选分离的基础条件^[21]。本次试验固定

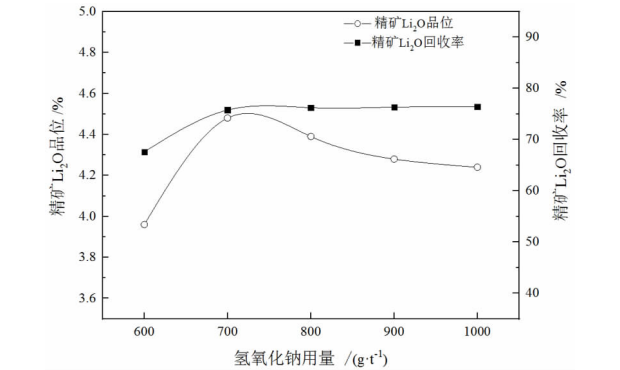


图 4 氢氧化钠用量对浮选指标的影响

Fig. 4 Effect of sodium hydroxide dosage on flotation index

磨矿细度为 -0.074 mm 含量 70%,捕收剂氧化石蜡皂 + ZH 组合用量为 500 + 900 g/t,氯化钙 200 g/t。试验结果如图 4 所示。

由图 4 可见,随着氢氧化钠用量的升高,锂辉石精矿回收率逐渐升高,而精矿品位先升后降,当氢氧化钠用量为 700 g/t 时,矿浆的 pH 值为 9.78,此时,锂辉石浮选指标最佳,此后若继续增大氢氧化钠用量,锂辉石浮选回收率升幅不大但品位下降较多。这主要是因为,在适当的碱性条件下,锂辉石表面能够溶蚀出大量活性位点且溶出组分高于长石和石英,提高了锂辉石和其他硅酸盐矿物的可浮性差异,另一方面,根据溶液化学分析可知在 pH 9 ~ 10 范围内,氯化钙中的 Ca^{2+} 与 OH^- 发生水解反应,溶液中选择性活化锂辉石的有用组分 $\text{Ca}(\text{OH})^+$ 浓度快速上升并占据主导地位,从而提高锂辉石与捕收剂的结合能力,有利于锂辉石与石英的浮选分离;当 pH 值继续升高,长石、石英等硅酸盐矿物表面开始也发生大量溶蚀,且此时生成大量的 $\text{Ca}(\text{OH})_2$,而 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 不仅能够通过键合作用有效活化锂辉石,同时也能够活化石等硅酸盐矿物,严重阻碍了捕收剂的选择性吸附^[22-23]。为此,综合考虑决定选取氢氧化钠用量 700 g/t 较为合适。

3.1.6 氯化钙用量

氯化钙是锂辉石浮选最为常见和有效的活化剂^[24]。若用量偏低,锂辉石得不到充分的活化,影响回收率;过量使用,石英等脉石矿物也将受到强烈活化,浮选时随锂辉石一并上浮,且不易被抑制,同时过量的 Ca^{2+} 也将与捕收剂发生螯合作用,消耗捕收剂。本次试验固定磨矿细度为 -0.074 mm 含量 70%,捕收剂氧化石蜡皂与 ZH 组合用量为 500 + 900 g/t,氢氧化钠 700 g/t。氯化钙用量条件试验结果见图 5 所示。

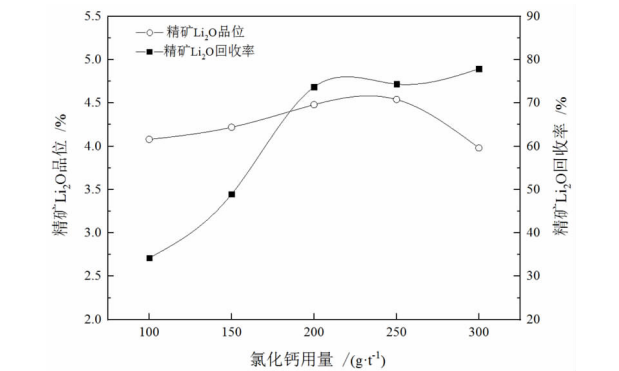


图 5 氯化钙用量对浮选指标的影响
Fig. 5 Effect of calcium chloride dosage on flotation

图 5 结果表明,随着氯化钙用量的增大,精矿回收率逐渐升高,品位先升后降;当氯化钙用量超过 250 g/t 时,精矿回收率虽有较大幅度升高,但精矿品位降幅较大,同时试验时发现,当氯化钙用量为 300g/t 时,精

矿中的长石和石英较多。因此,决定选取氯化钙用量 250 g/t 较为合适。

3.1.7 精选条件

在最佳粗选条件下进行锂辉石精选条件试验,采用工业级碳酸钠为精选作业抑制剂并分散矿泥,对比考察了三次精选作业和四次精选作业对锂辉石精矿浮选指标的影响。结果表明,三次精选作业获得含 Li_2O 5.50%、回收率 66.71% 的锂辉石精矿;四次精选作业可获得 Li_2O 品位 5.68%、回收率为 65.52% 的浮选指标。相比三次精选作业,四次精选作业在回收率降幅不大的情况下,精矿品位大幅提升,获得的浮选指标较好,达到了合格精矿产品的要求,故采用四次精选作业。

3.2 钽铌重选回收试验

试样钽铌主要赋存在钽铁矿、铌铁矿中,原生细泥含量不高,其中 Ta_2O_5 品位为 0.022 3%,具有较好的回收价值,但铌含量较低,仅为 0.005 1%,且嵌布粒度较细,因此难以获得工业品位的铌精矿。本次试验采用细泥摇床对锂辉石浮选尾矿中钽矿物进行回收,摇床冲程为 15 mm,冲次为 300 次/min,试验流程见图 6,试验结果见表 4 所示。表 4 试验结果表明,可获得含 Ta_2O_5 18.34%、回收率 40.24% 的钽精矿,选别指标良好,实现了该难处理锂辉石矿中钽矿物的高效回收。

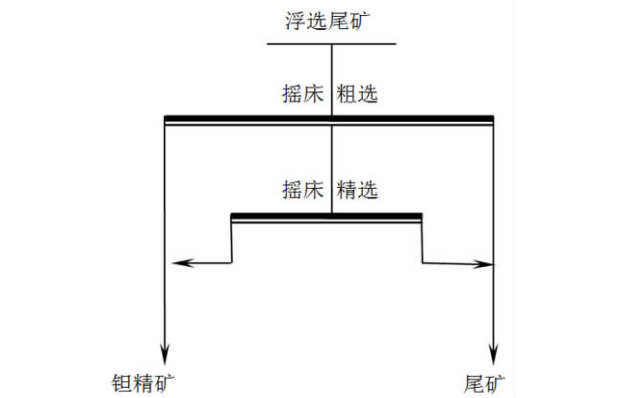


图 6 钽重选试验流程
Fig. 6 Test flow of tantalum gravity separation

表 4 钽重选试验结果 / %

Table 4 Tantalum gravity separation test results			
产品名称	产率	Ta ₂ O ₅ 品位	Ta ₂ O ₅ 回收率
钽精矿	0.04	18.43	40.24
尾矿	99.96	0.01	59.76
浮选尾矿	100.00	0.02	100.00

3.3 长石除铁条件试验

原矿试样中含 K_2O 2.30%、 Na_2O 4.34%、 Al_2O_3

13.10%、SiO₂ 69.05% ,可作为陶瓷原料使用,因此,对钽重选尾矿开展了磁选除杂回收长石试验研究。

3.3.1 弱磁作业磁场强度

重选尾矿中含一定量的强磁性矿物,磁选时若不预先采用弱磁选脱除,强磁性矿物将进入强磁选机介质盒,影响后续的强磁选作业。为此本次试验考察了0.2、0.3、0.4、0.5、0.65 T不同磁场强度对长石中强磁性矿物脱除效果的影响。试验结果显示,随着磁场强度的升高,铁杂质的脱除率呈上升趋势,当磁场为0.4 T时,脱除率为68.12%,强磁矿物脱除明显。此后继续升高磁场强度,TFe的脱除率上升幅度较小且极易增加长石的损失,因此确定弱磁选磁场强度为0.4 T。

3.3.2 强磁作业磁场强度

强磁选作业采用一次粗选一次精选的作业流程。本次试验强磁粗选采用1.0 T的磁场强度,精选分别考察磁场强度分别在1.3 T和1.5 T条件下对长石中铁杂质脱除效果的影响,试验结果见表5。

表5 强磁选场强条件试验结果 /%

Table 5 Test results of strong magnetic separation field strength conditions

磁场场强	产品名称	产率	TFe 品位	TFe 回收率
1.0 T + 1.3 T	弱磁选铁杂质	20.33	2.89	68.33
	强磁粗选铁杂质	11.50	1.17	15.65
	强磁精选铁杂质	7.25	0.64	5.40
	长石粉	60.92	0.15	10.63
	重选尾矿	100.00	0.86	100.00
1.0 T + 1.5 T	弱磁选铁杂质	20.17	2.94	68.94
	强磁粗选铁杂质	11.75	1.12	15.30
	强磁精选铁杂质	8.08	0.71	6.69
	长石粉	60.00	0.13	9.07
	重选尾矿	100.00	0.86	100.00

表7 全流程工艺试验结果 /%

Table 7 Test results of the whole process

产品名称	产率	品位					回收率				
		Li ₂ O	Ta ₂ O ₅	TFe	Na ₂ O	K ₂ O	Li ₂ O	Ta ₂ O ₅	TFe	Na ₂ O	K ₂ O
锂辉石精矿	20.06	5.62	0.039	0.02	/	/	74.65	35.25	0.20	/	/
钽精矿	0.05	0.53	18.78	4.36	/	/	0.02	40.21	0.11	/	/
长石精矿	49.16	0.11	0.008	0.15	4.60	2.45	3.58	17.88	3.76	59.51	62.41
杂质矿物	30.73	1.07	0.005	6.12	/	/	21.75	6.66	95.93	/	/
原矿	100.00	1.51	0.022	1.96	3.80	1.93	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

表5 结果表明,强磁精选场强由1.3 T升至1.5 T铁的脱除率有所升高,但升幅极小,获得的长石粉精矿性质基本一致,含杂率差别不大。为此,确定长石粉采用“弱磁选—强磁选”联合工艺流程,弱磁选场强固定为0.4 T,强磁粗选场强固定为1.0 T,强磁精选场强定为1.3 T,可获得含TFe为0.15%的长石精矿。

3.3.3 长石精矿多元素分析及焙烧

为进一步考察长石精矿粉的质量,将磁选获得的长石精矿进行多元素分析并焙烧以检测其白度,多元素分析结果见表6,焙烧效果及白度值见图7。由试验结果可知,获得的长石精矿品质较好,可进一步加工作为制陶原料。

表6 长石精矿多元素分析 /%

Table 6 Multi element analysis of feldspar concentrate

元素	Li ₂ O	TFe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Na ₂ O	K ₂ O
含量	0.11	0.15	76.9	12.60	0.06	0.0085	4.60	2.45

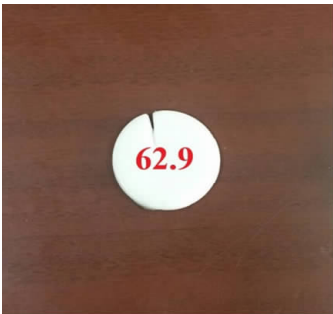


图7 长石精矿焙烧制饼效果及白度值

Fig. 7 Roasting effect and whiteness value of feldspar concentrate

3.4 锂钽及长石综合回收全流程试验

为验证各选别条件在综合回收复杂体系中的稳定性与可行性,开展了综合回收全流程试验,锂、钽及长石综合回收工艺流程见图8,试验结果见表7。

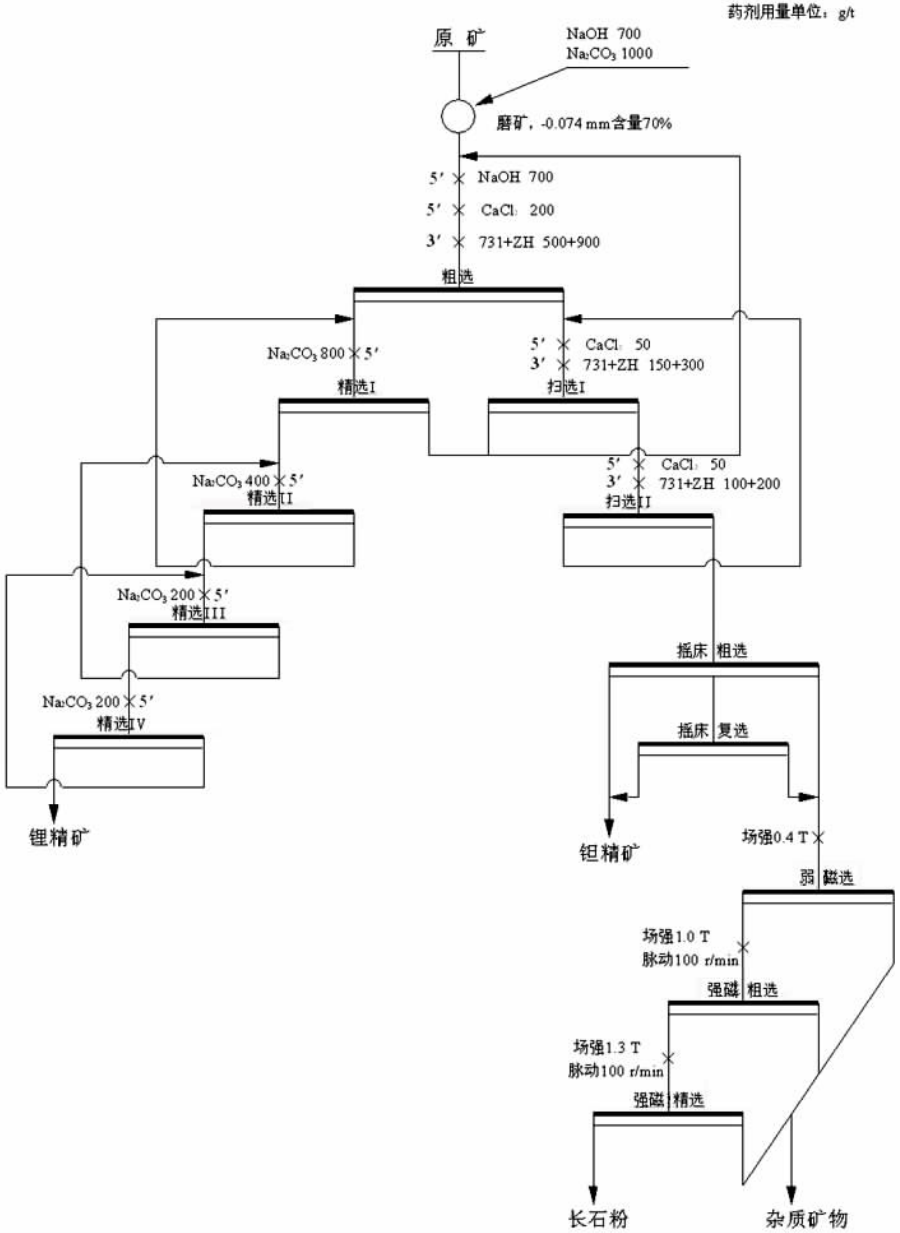


图 8 锂钽及长石综合回收工艺流程
Fig. 8 Flow chart of comprehensive recovery of lithium, tantalum and feldspar

针对矿体风化泥化严重、脉石矿物含量较高的锂辉石矿,采用氧化石蜡皂 + ZH 组合捕收剂的“浮重磁联合”分选工艺,在原矿含 1.51% Li_2O 、0.022% Ta_2O_5 条件下,获得 Li_2O 为 5.62%、回收率为 74.65% 的锂辉石精矿; Ta_2O_5 品位为 18.78%、回收率为 40.21% 的钽精矿;含 TFe 0.15%、 K_2O 2.45%、 Na_2O 4.60%,白度为 62.9% 的长石精矿。试验指标较好,实现了资源高效利用。

4 结论

(1) 工艺矿物学研究结果表明,试样矿物组成较为单一,金属矿物含量少,石英、长石含量较高,属复杂难选的花岗伟晶岩型锂辉石矿石。矿石中 Li_2O 含量

为 1.51%、 Ta_2O_5 含量为 0.022%,锂矿物嵌布粒度不均匀,常呈柱状或板状晶体分布,与长石、石英、白云母等常呈集合体分布;钽铌矿物主要为钽铁矿和铌铁矿,其含量较少,且嵌布粒度较细;长石矿物主要以钠长石、斜长石、钾长石等形态存在。

(2) 采用含 $-\text{AsO}(\text{OH})_2$ 和 $-\text{COO}^-$ 的多官能团药剂 ZH 与氧化石蜡皂组成的组合捕收剂浮选锂辉石选别指标良好,官能团协同效应较好,能够实现锂辉石与硅酸盐脉石矿物的有效分离,同时降低了细泥在矿物表面的罩盖影响,优化了矿浆流体环境。

(3) 以氧化石蜡皂 + ZH 为组合捕收剂浮选锂辉石,浮选尾矿采用细泥摇床的重选工艺回收钽矿物,重选尾矿采用“弱磁选—强磁选”的磁选除铁工艺回收

长石,可获得 Li_2O 为 5.62%、回收率为 74.65% 的锂辉石精矿, Ta_2O_5 品位为 18.78%、回收率为 40.21% 的钽精矿,含 TFe 0.15%、 K_2O 2.45%、 Na_2O 4.60%,白度为 62.9% 的长石精矿,实现了硬岩型锂辉石矿钽锂及长石资源的高效利用。

参考文献:

[1] ZHANG Y B, ZHOU H P, CAO Y J, et al. Activation mechanism of calcium hydrolysate on the spodumene surface and its effect on the adsorption of collector [J]. Minerals Engineering, 2021, 174: 107221.

[2] ZHOU H P, HU J, ZHANG Y B, et al. Effectively enhancing recovery of fine spodumene via aggregation flotation [J]. Rare metals, 2020, 39 (3): 316–326.

[3] SHU K Q, XU L H, WU H Q, et al. In situ adsorption of mixed collectors BHA/DDA in spodumene–feldspar flotation system [J]. Separation and Purification Technology, 2020, 251: 117325.

[4] YANG Y, OKONKWO E G, HUANG G Y, et al. On the sustainability of lithium ion battery industry – a review and perspective [J]. Energy Storage Materials, 2021, 36: 186–212.

[5] QIAO D H, WANG G S, GAO T M, et al. Potential impact of the end-of-life batteries recycling of electric vehicles on lithium demand in China: 2010–2050 [J]. Science of the Total Environment, 2021, 764: 142835.

[6] 孙传尧,印万忠. 硅酸盐矿物浮选原理[M]. 北京:科学出版社,2001: 231–234.

SUN C Y, YIN W Z. Flotation principle of silicate minerals [M]. Beijing: Science Press, 2001: 231–234.

[7] 杨卉芃,柳林,丁国峰. 全球锂矿资源现状及发展趋势[J]. 矿产保护与利用,2019,39(5):26–40.

YANG H P, LIU L, DING G F. Present situation and development trend of lithium resources in the world [J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2019, 39(5): 26–40.

[8] 周贺鹏,张永兵,雷梅芬,等. 磁选尾矿综合回收钽铌锂及长石选矿工艺研究[J]. 非金属矿,2018,41(3):69–71.

ZHOU H P, ZHANG Y B, LEI M F, et al. Study on the comprehensive recovery of tantalum and niobium lithium and feldspar from magnetic separation tailings [J]. Non-Metallic Mines, 2018, 41(3): 69–71.

[9] 张垒,王毓华,于福顺,等. 四川某低品位难选锂辉石矿选矿工艺研究[J]. 有色金属(选矿部分),2015(6):50–53.

ZHANG L, WANG Y H, YU F S, et al. Research on mineral processing technology for a low grade spodumene ore in Sichuan [J]. Nonferrous Metals(Mineral Processing Section), 2015(6): 50–53.

[10] 吕永信,幸伟中,李金荣. 概论锂辉石和绿柱石矿石浮选理论与实践[J]. 有色金属(冶炼部分),1965(6):14–19+25.

LV Z X, XIN W Z, LI J R. Introduction to flotation theory and practice of spodumene and beryl ores [J]. Nonferrous Metals(Extractive Metallurgy), 1965(6): 14–19+25.

[11] 麦笑宇,梅光军,余永富. 有机酸抑制剂对含铁硅酸盐矿物的抑制机理研究[J]. 矿冶工程,2001,21(4):25–28.

MAI X Y, MEI G J, YU Y F. Depressing mechanism of organic acid depressors on ferrosilicate minerals study [J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2001, 21(4): 25–28.

[12] 钱志博,周少珍. 某低品位锂辉石矿石浮选试验研究[J]. 有色金属(选矿部分),2019(6):62–68.

QIAN Z B, ZHOU S Z. Experimental study on flotation of a low grade spodumene ore [J]. Nonferrous Metals(Mineral Processing Section), 2019(6): 62–68.

[13] 朱一民,谢瑞琦,张猛. 锂辉石浮选捕收剂及调整剂研究综述[J]. 金属矿山,2019(2):15–21.

ZHU Y M, XIE R Q, ZHANG M. Review on research of spodumene flotation collector and regulator [J]. Metal Mine, 2019(2):15–21.

[14] 吕永信. 锂辉石—绿柱石浮选分离新方法——污染离子 Ca^{2+} 选择性解吸分离法[J]. 矿产综合利用,1980(1):8–16.

LV Y X. A new flotation separation method of spodumene beryl—selective desorption separation of polluted ion Ca^{2+} [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 1980(1): 8–16.

[15] 王毓华,于福顺. 新型捕收剂浮选锂辉石和绿柱石[J]. 中南大学学报(自然科学版),2005,36(5):93–97.

WANG Y H, YU F S. Flotation of spodumene and beryl with a new collector [J]. Journal of Central South University(Science and Technology), 2005, 36(5): 93–97.

[16] 李云,李茂林,崔瑞,等. 某伟晶岩型锂辉石矿石浮选试验[J]. 金属矿山,2019(1):87–91.

LI Y, LI M L, CUI R, et al. Flotation test of a pegmatite spodumene ore [J]. Metal Mine, 2019(1): 87–91.

[17] HE G, XIANG H, JIANG W, et al. First-principles theory on electronic structure and floatability of spodumene [J]. Rare Metals, 2014, 33(6): 742–748.

[18] 周贺鹏. 微细粒锂辉石聚团浮选特性及矿物表面反应机理[D]. 徐州:中国矿业大学,2020.

ZHOU H P. Flotation characteristics and mineral surface reaction mechanism of fine spodumene agglomerates [D]. Xuzhou: China university of mining and technology, 2020.

[19] TIAN J, XU L, DENG W, et al. Adsorption mechanism of new mixed anionic/cationic collectors in a spodumene–feldspar flotation system [J]. Chemical Engineering Science, 2017, 164:99–107.

[20] 李金林,刘丹,王伊杰,等. 锂辉石浮选机理研究现状[J]. 硅酸盐通报,2016,35(8):2400–2406+2411.

LI J L, LIU D, WANG Y J, et al. Research status of spodumene flotation mechanism [J]. Bulletin of the Chinese Ceramic Society, 2016, 35(8): 2400–2406+2411.

[21] WANG Y, ZHU G, LEI Z, et al. Surface dissolution of spodumene and its role in the flotation concentration of a spodumene ore [J]. Minerals Engineering, 2018, 125: 120–125.

[22] 张永兵. 油酸钠体系下锂辉石浮选过程的量子化学计算[D]. 赣州:江西理工大学,2020.

ZHANG Y B. Quantum chemical calculation of spodumene flotation process in sodium oleate system [D]. Ganzhou: Jiangxi university of science and technology, 2020.

[23] 胡阳,吴港生,褚浩然,等. 锂辉石矿浮选理论与实践与药剂研究的新进展[J]. 有色金属工程,2021,11(11):10–19.

HU Y, WU G S, CHU H R, et al. New progress in flotation theory and reagent research of spodumene ore [J]. Nonferrous Metal Engineering, 2021, 11(11): 10–19.

[24] 谢贞付,王毓华,于福顺,等. 伟晶岩型锂辉石矿浮选研究综述[J]. 稀有金属,2013,37(4):641–649.

XIE Z F, WANG Y H, YU F S, et al. Reviews of flotation research on pegmatite spodumene ores [J]. Chinese Journal of Rare Metals, 2013, 37(4): 641–649.

Comprehensive Recovery of Lithium , Tantalum and Feldspar from Granite Pegmatite Spodumene Ore in Yichun of Jiangxi

XIE Fanxin¹ , ZHANG Boyuan¹ , YANG Siqi¹ , YANG Zhizhao¹ , LUO Xianping^{1,2} , ZHOU Hepeng^{1,2}

1. Jiangxi Key Laboratory of Mining & Metallurgy Environmental Pollution Control (Jiangxi University of Science and Technology) , Ganzhou 341000 , Jiangxi , China ;
2. Engineering Research Center for High – efficiency Development and Application Technology of Tungsten Resources (Jiangxi University of Science and Technology) , Ministry of Education , Ganzhou 341000 , Jiangxi , China

Abstract: In order to realize the efficient comprehensive recovery of lithium , tantalum and feldspar minerals from granite pegmatite type spodumene deposit in Yichun of Jiangxi , the comprehensive recovery test of beneficiation was carried out. The results showed that the combined collector composed of high selectivity reagent ZH and oxidized paraffin soap could realize the effective separation of spodumene with silicate gangue minerals and reduce the influence of fine mud on the mineral surface. Under the condition that the raw ore containing 1. 51% Li_2O and 0. 022% Ta_2O_5 , the comprehensive separation process was as follows: the combined collectors oxidized paraffin soap + ZH were used to flotation spodumene; the tantalum in flotation tailing was recovered by gravity separation process of shaker; and the feldspar was recovered by the separation process of low intensity magnetic separation – high intensity magnetic separation. The process could be obtained spodumene concentrate containing 5. 62% of Li_2O and recovery rate of 74. 65% , tantalum concentrate containing 18. 78% of Ta_2O_5 and recovery rate of 40. 21% , feldspar concentrate with yield of 49. 16% , Na_2O 2. 45% , K_2O 4. 60% , TFe 0. 15% and whiteness of 62. 9% . The beneficiation test index of the process was good , which realized the comprehensive recovery of lithium , tantalum and feldspar from hard rock spodumene ore.

Keywords: spodumene; tantalum; feldspar; collector; comprehensive recovery; flotation separation; gravity separation; magnetic separation

引用格式:谢帆欣,张博远,杨思琦,杨志兆,罗仙平,周贺鹏. 江西宜春花岗伟晶岩型锂辉石矿中锂、钽和长石的综合回收[J]. 矿产保护与利用,2022,42(3):30–37.

XIE Fanxin, ZHANG Boyuan, YANG Siqi, YANG Zhizhao, LUO Xianping, ZHOU Hepeng. Comprehensive recovery of lithium , tantalum and feldspar from granite pegmatite spodumene ore in Yichun of Jiangxi[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources , 2022 , 42(3) : 30 – 37.