

# 江西某钨锡重选尾矿综合回收石英和长石试验研究

孔建军<sup>1,2</sup>, 陈慧杰<sup>1,2</sup>, 张明<sup>1,2</sup>, 韦凯<sup>1,2</sup>, 程飞飞<sup>1,2</sup>

1. 苏州中材非金属矿工业设计研究院有限公司, 江苏 苏州 215151;
2. 国家非金属矿深加工工程技术研究中心, 江苏 苏州 215151

中图分类号: TD926.4 文献标识码: A 文章编号: 1001-0076(2022)06-0146-07  
DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2022.07.019

**摘要** 针对江西某钨锡重选尾矿中石英、长石、云母含量高的特点, 试验采用磨矿—磁选除铁—脱泥—云母浮选—石英与长石浮选分离的无氟少酸工艺综合回收石英和长石。在试样磨矿细度-0.074 mm 含量占 73.20%、磁场强度为 1.0 T 条件下进行磁选除铁, 非磁性产品采用静置—虹吸方法脱去-0.020 mm 细泥。磨矿—磁选—脱泥等预处理后的样品采用碳酸钠调整矿浆 pH=10.5、捕收剂 YF-1 用量 240 g/t 和十二胺用量 80 g/t 联合浮选云母。对云母浮选尾矿以 Ba<sup>2+</sup> 用量 120 g/t 活化石英、YF-2 用量 250 g/t 抑制长石、捕收剂 YF-1 用量 250 g/t 进行石英与长石的浮选分离。石英浮选尾矿即为长石精矿, 石英精矿通过酸法反浮选长石工艺得到石英精矿和长石副产品。试验获得石英精矿产率 25.30%, SiO<sub>2</sub> 含量 99.20%, 石英矿物回收率 50%; 长石精矿产率 22.69%, K<sub>2</sub>O+Na<sub>2</sub>O 含量 13.16%, 长石副产品产率 7.68%, K<sub>2</sub>O+Na<sub>2</sub>O 含量 9.23%, 长石矿物总回收率约 79%; 云母精矿产率 14.50%, K<sub>2</sub>O 含量 7.65%, Na<sub>2</sub>O 含量 1.65%, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量 16.40%, 云母矿物回收率 85%。

**关键词** 尾矿; 石英; 长石; 云母; 无氟; 浮选

## 前言

大多数有色金属或稀有金属矿山尾矿中非金属矿物含量大于 90%, 这些非金属矿物作为尾矿被抛弃, 不仅造成巨大的资源浪费, 而且占用大量土地堆存, 带来严重的土地资源浪费和环境危害, 也给企业带来沉重的负担。目前, 从尾矿中综合回收石英、长石也有较多的研究和报道<sup>[1-3]</sup>, 采用的工艺大多为无氟有酸法分离石英和长石。石英和长石浮选分离主要分为有氟浮选法和无氟浮选法。随着环保要求升级, 生产实践中有氟浮选法基本被禁用, 无氟浮选法又包括酸法浮选长石(也叫无氟有酸法)、中性浮选长石<sup>[4]</sup>和碱性浮选石英(无氟无酸法)等工艺。其中酸法浮选长石工艺由于工艺条件易于控制、产品指标比较稳定已经在生产实践中广泛应用, 但是由于是在强酸条件下, 浆料对设备腐蚀严重, 产生的选矿废水对环境危害大, 水处理成本高, 该方法也将逐步被无氟少酸或者无氟无酸工艺取代。无氟无酸工艺是石英和长石分离的必然趋势, 该工艺目前还主要处于实验室研究阶段, 由于其浮选工艺要求苛刻、选矿回水对指标影响较大、

对选矿厂自动化控制水平挑战较大, 目前在生产实践中的应用还较少。江西某钨锡重选尾矿中含有石英约 53%、长石约 30% 和云母约 12%, 三种非金属矿物的总含量约达到 95%。本试验研究采用无氟少酸工艺综合回收该尾矿中的石英和长石。

## 1 试样性质

试验样品为江西某多金属矿的钨锡重选尾矿。该多金属矿矿石中含有方铅矿、闪锌矿、白钨矿和锡矿石等有色金属矿物, 现场采用浮选工艺回收铅锌, 浮选尾矿摇床重选回收钨和锡, 然后通过浮选进行钨锡分离, 重选尾矿直接抛尾。试验样品为摇床重选尾矿, 以下简称试样, 试样化学多元素分析结果如表 1 所示。

由表 1 可知, 试样中主要化学成分为 SiO<sub>2</sub>、Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>、K<sub>2</sub>O、Na<sub>2</sub>O 和 Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 其他化学成分的含量均比较低。对试样进行了 X 衍射矿物分析, 试样中石英含量约 53%, 长石含量约 30%, 云母约 12%, 绿泥石约 2%, 高岭石约 1%, 碳酸钙约 1%。石英、长石、云母三种矿物总量约达到 95%, 其他非金属矿物含量比较低。试

收稿日期: 2022-09-28

作者简介: 孔建军(1982—), 男, 江苏南京人, 工程师, 大学本科, 主要从事非金属矿产品应用及运营管理。

通信作者: 陈慧杰(1985—), 女, 河南周口人, 选矿高级工程师, 硕士研究生, 主要从事各类非金属矿物提纯深加工工艺研究, 非金属矿产品的应用研究。

表 1 试样化学多元素分析结果 /%  
Table 1 Results of chemical multielement analysis of the samples

成分	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO
含量	5.65	1.38	11.50	77.02	1.78	0.83	0.25
成分	Zn	SO <sub>3</sub>	MnO	TiO <sub>2</sub>	WO <sub>3</sub>	Sn	Pb
含量	0.15	0.12	0.07	0.13	0.02	0.10	0.10

样粒度组成如表 2 所示。

由表 2 可知, 试样粒度组成比较粗, -0.074 mm 含量占 31.97%。该细度下, 长石单体解离度为 62.50%, 石英单体解离度为 58.30%。需要进行磨矿才能更好地进行长石和石英的分离。

表 2 试样粒度组成分析结果  
Table 2 Analysis results of particle size composition of the samples

粒级/mm	产率/%		
	个别	正累积	负累积
+0.25	24.63	24.63	100.00
-0.25+0.15	24.69	49.32	75.37
-0.15+0.074	18.71	68.03	50.68
-0.074+0.038	17.43	85.46	31.97
-0.038	14.54	100.00	14.54
合计	100.00		

## 2 试验结果与讨论

### 2.1 试验原则流程

根据试样性质及石英长石产品质量要求, 试样粒度组成偏粗, 石英和长石需要通过磨矿才能更好地单体解离; 试样中 Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量高达 1.78%, 需要通过磁选工艺除去含铁杂质; 试样中含有少部分黏土矿物, 磨矿过程也会产生微细矿泥, 矿泥比表面积大, 会增加浮选药剂消耗, 使泡沫黏度增大, 恶化浮选效果。所以在回收石英、长石之前需要对试样进行磨矿、磁选、脱泥等预处理, 脱泥沉砂浮选云母, 云母浮选尾矿进行石英和长石分离, 试验原则流程如图 1 所示。

### 2.2 预处理试验

按照图 1 所示工艺先对试样进行预处理。为了避免样品过磨产生更多细泥, 试验只对试样中 +0.15 mm 粒级进行磨矿, 磨矿产品与 -0.15 mm 粒级合并测试样品细度, 并测定不同磨矿细度下石英和长石的单体解离度。通过试验结果确定磨矿细度为 -0.074 mm 含量占 73.20%, 在此细度下石英和长石的单体解离度均达到 92% 以上, -0.038 mm 含量占 35.60%;

采用高梯度磁选机进行磁选除铁, 随着磁场强度

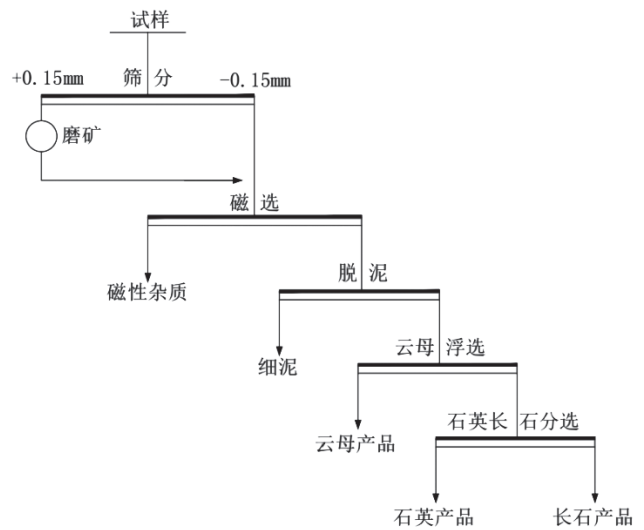


图 1 综合回收石英和长石的原则流程  
Fig. 1 Principle process of comprehensive recovery of quartz and feldspar

的增加, 磁性杂质产率逐渐升高, 非磁性产品中 Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量逐渐降低。磁场强度为 1.0 T 时, 非磁性产品中 Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量为 0.50%, 磁性杂质产率 10.33%, 继续增加磁场强度, 非磁性产品 Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量变化不明显, 因此, 确定磁场强度为 1.0 T。

采用沉降—虹吸方法进行脱泥, 脱泥粒度为 -0.020 mm, 脱泥后的沉砂中 -0.038 mm 粒级含量由 35.60% 降低至 18.60%, -0.020 mm 粒级细泥产率约 19.50%。细泥中 Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 的含量明显高于沉砂, 脱泥不仅可以降低微细矿泥对浮选工艺的影响, 而且可以进一步降低浮选物料中铁的含量。

试样预处理后各个产物的指标如表 3 所示。

表 3 试样预处理后各产物指标 /%  
Table 3 Each product index after sample pretreatment

产品名称	产率	K <sub>2</sub> O+Na <sub>2</sub> O		Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	
		品位	分布率	品位	分布率
磁性杂质	10.33	5.48	8.09	10.14	58.76
细泥	19.50	6.98	19.44	1.97	21.55
脱泥沉砂	70.17	7.23	72.47	0.50	19.69
试样	100.00	7.00	100.00	1.78	100.00

### 2.3 云母浮选试验

云母浮选有酸法和碱法两种工艺, 本次试验尽可能以无氟无酸工艺回收石英和长石, 所以云母浮选采用碱法工艺。以预处理后的脱泥沉砂样品为云母浮选的给矿, 以碳酸钠为矿浆 pH 值调整剂, 捕收剂为 YF-1 和十二胺复配, YF-1 为两种不同基团的阴离子捕收剂复配制得。考察云母浮选矿浆 pH 值、捕收剂 YF-1 与十二胺的质量配比、捕收剂用量等条件对云母浮选的影响。由于云母与长石中均含有 SiO<sub>2</sub>、Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>、

K<sub>2</sub>O 等成分, 化学分析不能直接反映云母与长石的分离效果, 试验中云母浮选效果主要采用云母浮选精矿产率和云母浮选精矿 XRD 矿物组成分析结果进行评价。

### 2.3.1 云母浮选 pH 值

固定捕收剂 YF-1 与十二胺的质量比为 3 : 1、捕收剂用量为 320 g/t, 云母浮选 pH 值对云母精矿产率的影响试验结果如图 2 所示。

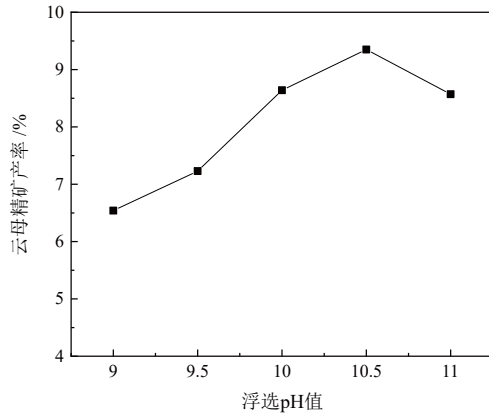


图 2 云母浮选 pH 值试验结果  
Fig. 2 pH test results of mica flotation

由图 2 可知, 云母精矿产率随着浮选 pH 值的升高先增加后降低, pH 值为 10.5 时的浮选泡沫现象最好, 此时云母精矿产率为 9.35%。故确定云母浮选 pH 值为 10.5。

### 2.3.2 YF-1 与十二胺配比

固定浮选 pH 值为 10.5、捕收剂用量为 320 g/t, 考察捕收剂 YF-1 与十二胺的质量比对云母精矿产率的影响, 试验结果如图 3 所示。

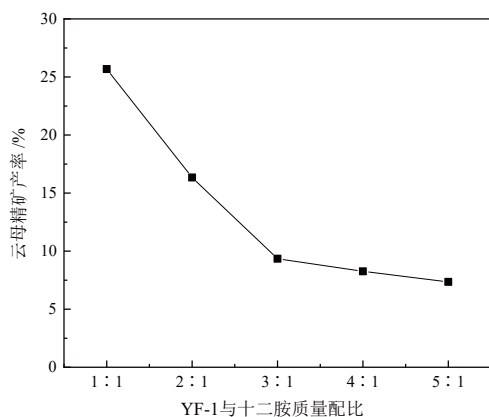


图 3 YF-1 与十二胺质量配比试验结果  
Fig. 3 Ratio test results of YF-1 and dodecylamine

由图 3 可知, 随着捕收剂中 YF-1 与十二胺的比例增大, 云母精矿产率逐渐降低, 当十二胺的用量较大时, 浮选选择性差, 云母精矿中夹带较多的石英、长石; 当十二胺用量偏低时, 云母精矿产率降低较多; 当

二者质量比为 3 : 1 时, 云母精矿产率及夹带石英、长石的量比较合适, 故确定捕收剂 YF-1 与十二胺的质量比为 3 : 1。

### 2.3.3 云母浮选捕收剂用量

固定浮选 pH 值为 10.5、捕收剂 YF-1 与十二胺的质量比为 3 : 1, 考察云母浮选捕收剂用量对云母精矿产率的影响, 试验结果如图 4 所示。

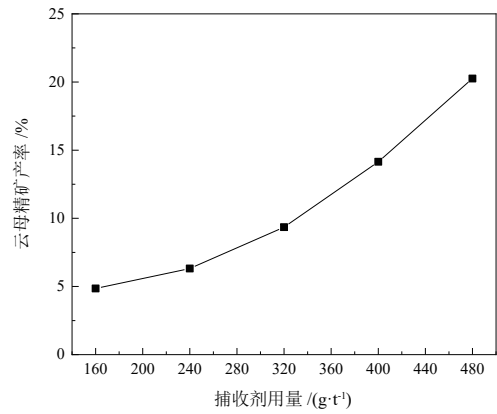


图 4 云母浮选捕收剂用量试验结果  
Fig. 4 Test results of mica flotation collector dosage

由图 4 可知, 随着捕收剂用量的增加, 云母精矿产率逐渐增加, 当捕收剂用量大于 320 g/t 以后, 云母精矿中夹带的长石含量迅速增加, 所以云母浮选捕收剂适宜用量为 320 g/t。物料中云母含量将直接影响石英、长石产品的质量, 为了能更加充分地浮选云母, 试验采用捕收剂分段加入、一段粗选一段扫选流程浮选云母, 浮选流程如图 5 所示。

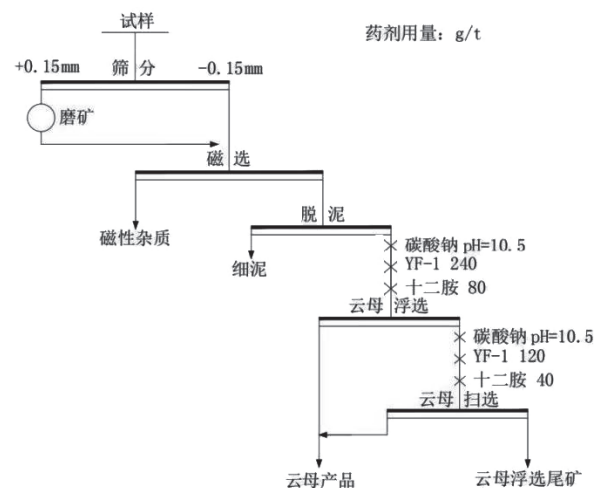


图 5 云母浮选流程  
Fig. 5 Flotation process of mica

两段浮选云母精矿产率 14.50%, 云母精矿中 K<sub>2</sub>O 含量 7.65%、Na<sub>2</sub>O 含量 1.65%、Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量 16.40%、SiO<sub>2</sub> 含量 60.54%。XRD 衍射分析云母精矿云母含量约为 70%, 其余为石英、长石矿物。云母矿物回收率约为

85%。云母精矿再通过浮选精选、超细磨矿等深加工可以得到更优质的云母产品,本文的重点是无氟分选石英和长石,不对云母精选做详细描述。云母浮选尾矿产率为55.67%,XRD衍射图谱分析云母浮选尾矿中只有石英和长石两种矿物成分。

## 2.4 石英和长石分离试验

碱法浮选分离石英和长石的关键是找到高效的石英活化剂和长石抑制剂,通过调整矿浆pH值、活化剂活化石英和抑制剂抑制长石,增大石英和长石的表面差异,从而实现石英长石的浮选分离。试验以云母浮选尾矿为浮选给料,采用YF-1为捕收剂,考察了石英和长石浮选分离的pH值、抑制剂用量、活化剂用量、捕收剂用量等影响因素。条件试验按照图6所示流程进行。

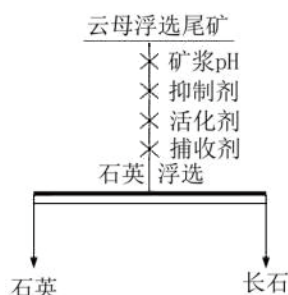


图6 石英和长石分离试验流程

Fig. 6 Quartz feldspar separation test flow

### 2.4.1 石英和长石浮选分离pH值试验

固定捕收剂YF-1用量为250 g/t、活化剂Ba<sup>2+</sup>用量为100 g/t、抑制剂YF-2用量为150 g/t,采用NaOH调整矿浆的pH值,石英和长石碱法浮选分离pH值试验结果如图7所示。

由图7可知,随着浮选pH值的升高,石英精矿产率逐渐增加,但是pH值小于10.5或者pH值大于11.0以后,石英精矿中K<sub>2</sub>O的品位明显升高,说明pH

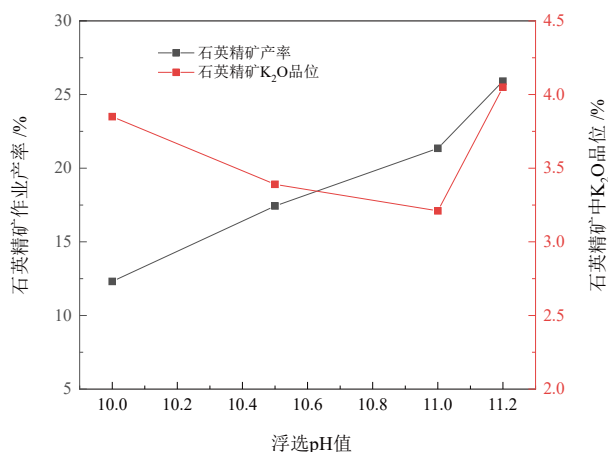


图7 石英和长石分离浮选pH值试验结果

Fig. 7 Test results of pH value of quartz and feldspar separation

值小于10.5或者pH值大于11.0时石英浮选的选择性差,以YF-1为捕收剂,碱法浮选石英的适宜pH值为10.5~11.0,后续试验固定浮选pH值为11.0。

### 2.4.2 抑制剂试验

试验考察了水玻璃、木质素磺酸钠和YF-2(无机阳离子抑制剂)三种抑制剂对长石的抑制效果,试验结果表明,抑制剂YF-2的抑制效果较好,在Ba<sup>2+</sup>活化剂的协同作用下,YF-2能够协同促进长石表面水化膜的形成,从而增大石英和长石表面差异。固定浮选pH值为11、活化剂Ba<sup>2+</sup>用量为100 g/t、捕收剂YF-1用量为250 g/t,抑制剂YF-2用量试验结果如图8所示。

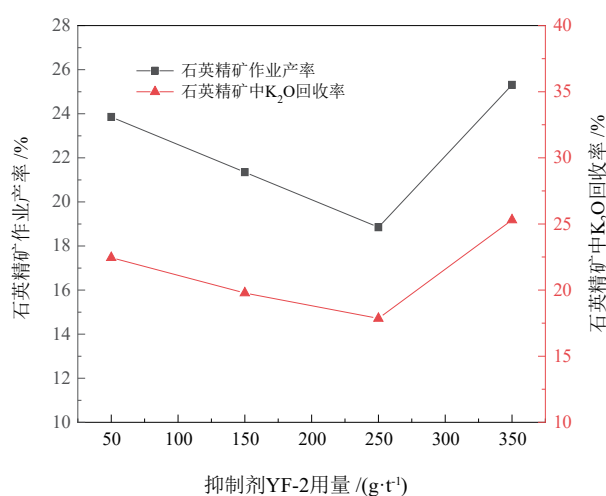


图8 抑制剂用量试验结果

Fig. 8 Test results of dosage of the inhibitor

由图8可知,随着抑制剂用量的增加,石英精矿产率及石英精矿中氧化钾的回收率均呈先降低后升高的趋势,由于抑制剂YF-2呈碱性,用量大时对浮选pH值有影响,所以抑制剂YF-2的用量为250 g/t比较合适。

### 2.4.3 活化剂试验

研究表明<sup>[5-6]</sup>,碱金属阳离子的加入能够活化石英的浮选,试验考察了Ca<sup>2+</sup>、Mg<sup>2+</sup>、Ba<sup>2+</sup>等金属阳离子对石英的活化效果,试验结果表明,以YF-1为捕收剂,Ba<sup>2+</sup>对石英的活化效果较好,活化剂Ba<sup>2+</sup>用量试验结果如图9所示。

由图9可知,随着活化剂用量的增加,石英精矿产率逐渐升高,说明Ba<sup>2+</sup>活化剂对石英有较好的活化效果,但是当活化剂用量大于120 g/t后,石英精矿中氧化钾的回收率急剧上升,有较多的长石也被上浮,所以确定活化剂的用量为120 g/t。

### 2.4.4 捕收剂用量试验

捕收剂YF-1比油酸钠、塔尔油等阴离子捕收剂的选择性好,在Ba<sup>2+</sup>活化剂的作用下,石英表面的活性

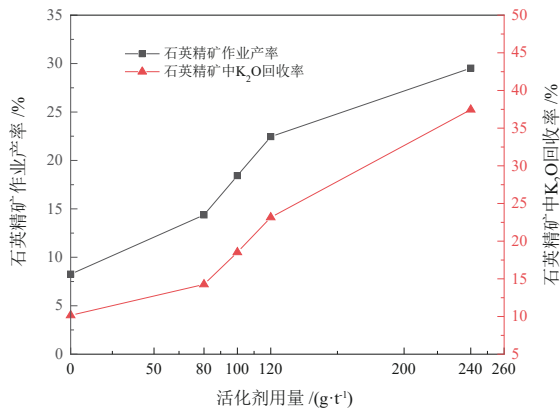


图9 活化剂用量试验结果  
Fig. 9 Test results of dosage of the activator

位点易于吸附 YF-1。捕收剂 YF-1 用量试验结果如图 10 所示。

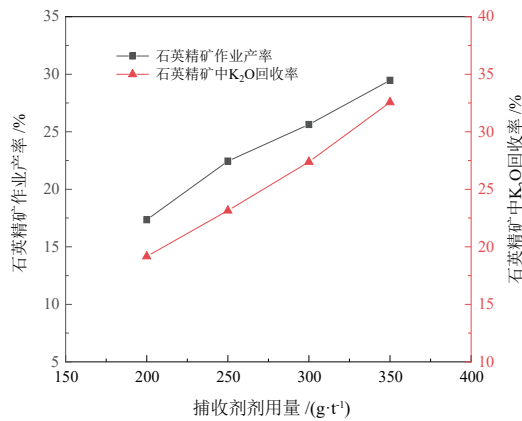


图 10 石英浮选捕收剂用量试验结果  
Fig. 10 Test results of dosage of the quartz flotation collector

由图 10 可知,随着捕收剂用量的增大,石英精矿产率和石英精矿中氧化钾的回收率均逐渐增大,当捕收剂用量超过 250 g/t 后,石英精矿中夹带的长石含量偏高,捕收剂用量为 250 g/t 比较合适。

### 2.4.5 石英长石浮选开路试验

以云母浮选尾矿为给料进行石英长石浮选分离。由于云母浮选尾矿中只有石英和长石两种矿物,石英浮选尾矿即为长石精矿,通过增加石英扫选段数控制长石精矿质量,通过增加石英精选段数来控制石英产品质量。试验结果表明,石英浮选精矿中夹带的长石矿物因与捕收剂作用后难以再次通过抑制剂进行抑制,石英精选效果不佳。通过多种方案对比,石英精矿经过一段精选后采用酸性条件下反浮选长石方案可以得到品质较好的长石精矿、石英精矿和长石副产品。石英长石浮选开路试验流程如图 11 所示。

### 2.5 全流程闭路试验

按照条件试验确定的较优工艺组合进行全流程闭路试验,试验流程如图 12 所示,闭路试验结果见

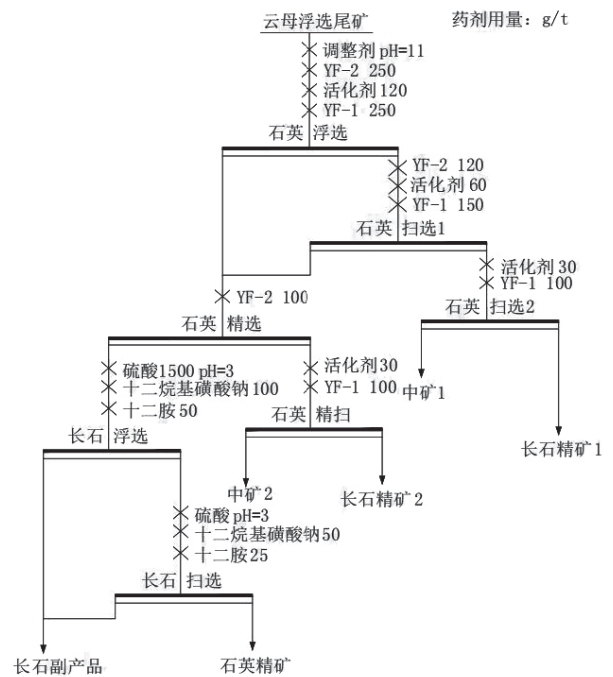


图 11 石英长石浮选开路流程  
Fig. 11 Open-circuit flotation flow of quartz feldspar

表 4。

## 3 结论

(1)江西某钨锡尾矿中石英、长石、云母等非金属矿物含量高, SiO<sub>2</sub> 含量 77.02%, K<sub>2</sub>O 含量 5.65%, Na<sub>2</sub>O 含量 1.38%, 石英、长石矿物具有综合回收利用价值,此外试样含泥量高,石英和长石解离度低。

(2)试验通过磨矿、磁选、脱泥等工艺对原矿进行预处理,在 pH=10.5 下浮选云母,云母浮选尾矿进行石英和长石浮选分离。采用 Ba<sup>2+</sup>活化石英、YF-2 抑制长石、YF-1 为捕收剂浮选石英,石英浮选尾矿即为长石精矿,石英粗精矿在酸性条件下反浮选长石得到石英精矿和长石副产品。闭路试验获得石英精矿产率 25.30%、SiO<sub>2</sub> 含量 99.20%, 石英矿物回收率 50%;长石精矿 1 和精矿 2 合并可得长石精矿产率 22.69%、K<sub>2</sub>O 含量 10.55%、Na<sub>2</sub>O 含量 2.61%、Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量 17.62%、Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量 0.12%、SiO<sub>2</sub> 含量 68.05%;长石副产品中 K<sub>2</sub>O+Na<sub>2</sub>O 含量 9.23%、Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量 12.43%、SiO<sub>2</sub> 含量 77.89%,长石矿物总回收率约 79%;云母精矿产率 14.50%、K<sub>2</sub>O 含量 7.65%、Na<sub>2</sub>O 含量 1.65%、Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量 16.40%,云母矿物回收率为 85%。

(3)获得的石英精矿、长石精矿和长石副产品均可满足玻璃、陶瓷、玻璃纤维等不同领域的应用要求,云母产品可通过进一步的精选、超细磨矿等精细加工后作为填料应用于橡胶、塑料、涂料等产品中。通过无氟少酸工艺可综合回收尾矿中的非金属矿物,对减少尾矿排放,增加企业经济效益等方面意义重大。

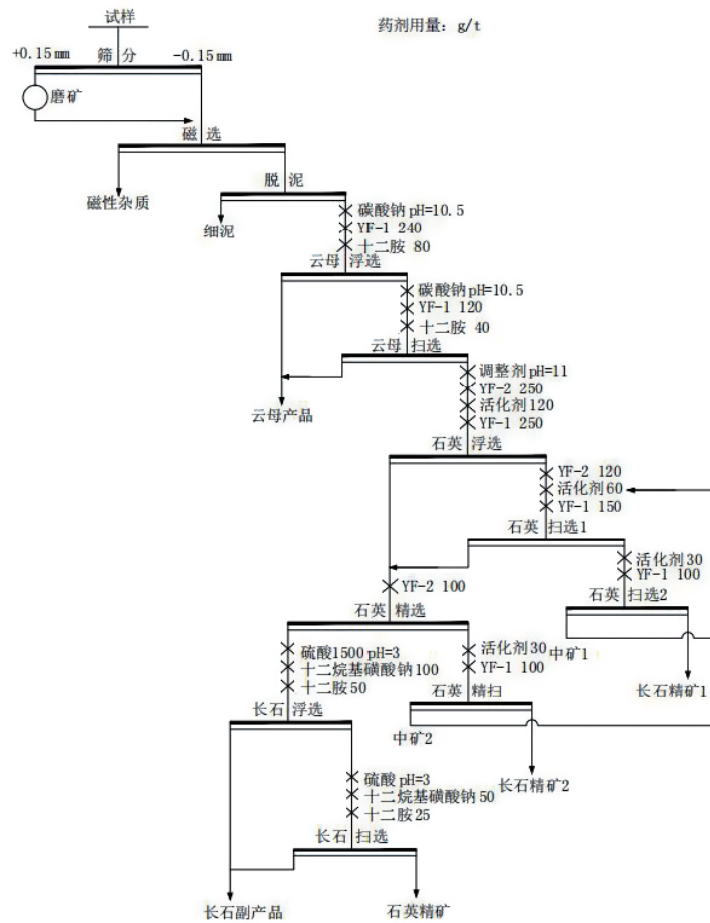


图 12 云母、长石、石英综合回收闭路试验流程

Fig. 12 The flowsheet of closed-circuit test

表 4 闭路试验结果

Table 4 The results of closed-circuit test

/%

产品名称	产率	品位					回收率				
		K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>
磁性杂质	10.33	4.27	1.15	10.13	10.14	65.67	7.84	8.65	9.18	57.99	8.82
泥	19.50	5.45	1.35	14.68	1.97	75.89	18.90	19.18	25.11	21.27	19.24
云母产品	14.50	7.65	1.65	16.40	2.05	60.54	19.72	17.43	20.86	16.46	11.41
长石精矿 1	16.82	10.62	2.67	17.65	0.13	68.09	31.76	32.71	26.04	1.21	14.89
长石精矿 2	5.87	10.35	2.43	17.54	0.10	67.93	10.80	10.39	9.03	0.32	5.18
长石副产品	7.68	7.38	1.85	13.43	0.35	77.89	10.08	10.35	9.05	1.49	7.78
石英精矿	25.30	0.20	0.07	0.33	0.09	99.30	0.90	1.29	0.73	1.26	32.67
试样	100.00	5.62	1.37	11.40	1.81	76.91	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

参考文献:

[1] 聂铁苗, 刘淑贤, 王森, 等. 石英长石无氟浮选分离的研究现状及进展[J]. 化工矿物与加工, 2015, 44(7): 51-54.  
NIE Y M, LIU S X, WANG S, et al. Current status and progress on research of separating quartz and feldspar by flotation without fluoride[J]. Industrial Minerals&Processing, 2015, 44(7): 51-54.

[2] 高文博, 陆长龙, 肖骏, 等. 某钨尾矿浮选回收钾长石试验研究[J]. 中国钨业, 2016, 40(3): 4-8.  
GAO W B, LU C L, XIAO J, et al. Experimental study on the

beneficiation of potassium feldspar from a molybdenum floatation tailings[J]. China Molybdenum Industry, 2016, 40(3): 4-8.

[3] 刘书杰, 王中明, 陈定洲, 等. 某锡尾矿长石、石英无氟分离试验研究[J]. 矿冶, 2014, 23(6): 5-8.  
LIU S J, WANG Z M, CHEN D Z, et al. Hydrofluoric acid-free separation of feldspar and quartz from tailings of a tin mine[J]. Mining and Metallurgy, 2014, 23(6): 5-8.

[4] 邱杨率, 张凌燕, 宋昱晗, 等. 长石与石英无氟无酸浮选分离研究[J]. 矿产保护与利用, 2014, 34(3): 47-51.  
QIU Y S, ZHANG L Y, SONG Y H, et al. Flotation separation of

- feldspar from quartz without fluorine and acid[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2014, 34(3): 47–51.
- [5] 黎小玲, 译. 碱土阳离子在石英与长石浮选分离中的作用[J]. 国外选矿快报, 1994(7): 12–16.
- LI X L, translation. Effect of alkaline earth cation on flotation separation of quartz and feldspar[J]. Express information of mineral processing abroad, 1994(7): 12–16.
- [6] 孙宁, 高建德, 于凯, 等. 镁离子对钨尾矿中石英和长石浮选分离的影响研究[J]. 矿产保护与利用, 2020, 40(2): 30–34.
- SUN N, GAO J D, YU K, et al. The influence of magnesium ions on flotation separation of quartz and feldspar in molybdenum tailings[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2020, 40(2): 30–34.

## Experimental Study on Comprehensive Recovery of Quartz and Feldspar from a Tailings of Tungsten and Tin Gravity Separation in Jiangxi

KONG Jianjun<sup>1,2</sup>, CHEN Huijie<sup>1,2</sup>, ZHANG Ming<sup>1,2</sup>, WEI Kai<sup>1,2</sup>, CHENG Feifei<sup>1,2</sup>

1. Suzhou Sinoma Design&Research Institute of Non-metallic Minerals Industry Co.,Ltd., Suzhou 215151, Jiangsu, China;  
2. National Engineering Research Center for Further Processing of Non-metallic Minerals, Suzhou 215151, Jiangsu, China

**Abstract:** According to the characteristics of high content of quartz, feldspar and mica in the tailings of tungsten and tin gravity separation from Jiangxi Province, a fluoride-free and less acid process of grinding-iron removal by magnetic separation-desliming-mica floatation-quartz and feldspar flotation separation was adopted to comprehensively recover quartz and feldspar. Magnetic separation was carried out with the sample grinding fineness of  $-0.074$  mm content 73% and the magnetic field intensity of 1.0 T, following the fine mud of  $-0.020$  mm removed by static-siphon method for non-magnetic products. Furthermore, the mica was floated using a combination of YF-1 (240 g/t) and dodecylamine (80 g/t) as collectors while the slurry pH was adjusted to 10.5 by  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ . Subsequently, quartz and feldspar were separated from mica flotation tailings using  $\text{Ba}^{2+}$  as the activator of quartz (120 g/t), YF-2 as the inhibitor of feldspar (250 g/t), and YF-1 as the collector (250 g/t). The flotation tailings was feldspar concentrate, and the flotation concentrate was further separated to obtain the quartz concentrate and feldspar by-products by reverse flotation feldspar process under acidic conditions. The yield of quartz concentrate was 25.30% with a  $\text{SiO}_2$  content of 99.20%, and the recovery rate of quartz mineral was 50%. Additionally, the yield of feldspar concentrate was 22.69% with  $\text{K}_2\text{O}+\text{Na}_2\text{O}$  content of 13.16%, while the yield of feldspar by-products was 7.68% with the content of  $\text{K}_2\text{O}+\text{Na}_2\text{O}$  of 9.23%, and the total recovery of feldspar mineral was 79%. The yield of mica concentrate was 14.50%, with  $\text{K}_2\text{O}$ ,  $\text{Na}_2\text{O}$ , and  $\text{Al}_2\text{O}_3$  content of 7.65%, 1.65%, and 16.40%, respectively. The recovery rate of mica mineral was 85%.

**Keywords:** tailings; quartz; feldspar; mica; fluoride-free; flotation

引用格式: 孔建军, 陈慧杰, 张明, 韦凯, 程飞. 江西某钨锡重选尾矿综合回收石英和长石试验研究[J]. 矿产保护与利用, 2022, 42(6): 146–152.

KONG Jianjun, CHEN Huijie, ZHANG Ming, WEI Kai, CHENG Feifei. Experimental study on comprehensive recovery of quartz and feldspar from a tailings of tungsten and tin gravity separation in Jiangxi[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2022, 42(6): 146–152.