

湖北某长石矿选矿试验研究

黄 鹏,林 璠,刘 爽,李 健,康 健,魏均启
(湖北省地质实验研究所,湖北 武汉 430034)

摘要:针对湖北某长石矿云母含量高、矿石易泥化的特点,采用“粗磨-云母浮选-再磨-脱泥-长石浮选”的选矿流程,可以得到产率为70.54%, K_2O+Na_2O 品位为11.10%, Al_2O_3 含量为17.02%,回收率为81.14%的长石精矿,从而为该资源的合理开发提供了基础技术依据。

关键词:长石;脱泥;浮选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2014.05.011

中图分类号:TD97 文献标志码:A 文章编号:1000-6532(2014)05-0042-04

长石是重要的工业矿物,主要用作玻璃和陶瓷的生产原料。我国长石资源丰富,分布广泛,但长石的合理开发利用并未引起足够的重视,没有形成产业化^[1]。因此,低品质钾钠长石选矿提纯技术研究对于提高国内长石产品质量,加快长石矿产资源开发与综合利用,具有重要的社会效益和显著的经济效益^[2]。本文针对湖北某长石矿,采用“粗磨-云母浮选-再磨-机械脱泥-长石浮选”的选矿流程,得到符合玻璃、陶瓷工业二级品原料要求的精矿。

1 矿石性质

1.1 矿物组成

试验样品通过镜下鉴定以及X射线衍射分析的可知,该长石矿物主要由微斜条纹长石、钠长石和石英组成,其他矿物含量较少,有白云母、黑云母、石榴石、褐铁矿及电气石等。其中微斜条纹长石和钠长石含量约为73%,石英含量约为20%,白云母和黑云母约为6%。

1.2 主要矿物特征

微斜条纹长石颗粒较粗,一般为5~20mm,泥化现象明显,有的粗大晶内包裹有钠长石、石英及白云母等矿物颗粒。钠长石一般为2~5mm,晶内有轻微的泥化和绢云母化,一种为结晶析出的粒状,与微斜条纹长石、石英镶嵌;另一种为交代作用形成的

条纹状嵌晶,分布于微斜长石之中。石英一般为2~5mm,一种呈它形粒状独立分布,分布于微斜条纹长石晶内,部分则与微斜长石、钠长石镶嵌;另一种以脉状产出,粒度较细,一般为0.02~0.06mm,分布于岩石裂隙中。

1.3 原矿多项分析

原矿化学多项分析结果见表1。

表1 原矿多项分析结果/%

Table 1 Analysis results of multi-elements of the raw ore

K_2O	Na_2O	Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	P_2O_5	MgO	CaO	TiO_2
6.05	3.73	15.09	72.85	0.61	0.09	0.10	0.23	0.02

2 选矿试验与结果

该矿石为花岗伟晶岩型长石矿,有用矿物粗细分布不均匀,且与脉石互相包裹或镶嵌,通过单一的重选得不到合格的精矿,宜采用浮选的方法进行选别。云母及长石的浮选一般采用胺类捕收剂^[3],但胺类捕收剂对矿泥极为敏感,矿泥含量高时,不但捕收剂用量大幅增加,而且浮选的选择性较差。

根据该矿云母含量较高,矿石易泥化的特点,在粗磨的条件下进行预先分级,粗粒浮选脱除云母,云母浮选尾矿再磨后与筛分得到的细粒级合并进行脱泥,最后进行长石、石英分离。

收稿日期:2014-03-19

作者简介:黄鹏(1966-),男,硕士,主要从事稀土选冶试验研究。

2.1 云母浮选

云母解离后表面暴露了大量的阴离子 O^{2-} 和 F^- , 零电点极低, 在阳离子捕收剂体系中很宽的 pH 值范围内有很好的可浮性^[4]。而长石、石英在阳离子捕收剂体系中浮选 pH 值区域比云母窄, 因此, 一般在 pH 值为 3~4 时, 首先用胺类捕收剂浮选云母, 然后在 pH 值为 2.5~3.5 时浮选长石^[5]。

2.1.1 磨矿细度试验

云母浮选易于在较粗的磨矿条件下进行, 云母浮选磨矿细度试验结果见表 2, 试验流程见图 1。

表 2 磨矿细度试验结果

Table 2 Test results of grinding fineness						
-0.074mm 含量/%	产品 名称	产率 /%	品位/%		回收率/%	
			$\text{K}_2\text{O}+$ Na_2O	Al_2O_3	$\text{K}_2\text{O}+$ Na_2O	Al_2O_3
35	云母	4.34	10.09	24.04	4.44	6.77
	尾矿	95.66	9.85	15.01	95.56	93.23
	原矿	100.00	9.86	15.40	100.00	100.00
40	云母	5.05	10.01	23.87	5.10	8.18
	尾矿	94.95	9.91	14.26	94.90	91.82
	原矿	100.00	9.91	14.75	100.00	100.00
45	云母	4.93	10.05	23.81	5.04	7.95
	尾矿	95.07	9.81	14.30	94.96	92.05
	原矿	100.00	9.85	14.77	100.00	100.00

从表 2 可以看出, 在磨矿细度 -0.074mm40% 时, Al_2O_3 回收率最高, 此时选出的云母含量最多, 因此, 确定云母浮选磨矿细度为 -0.074mm40%。

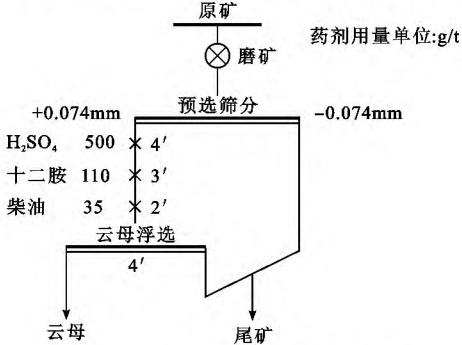


图 1 云母浮选试验流程

Fig. 1 Test process of mica flotation

2.1.2 云母浮选硫酸用量试验

在磨矿细度为 -0.074mm40% 的条件下, 为了优化脱除云母的浮选工艺参数, 进行了云母浮选的硫酸用量试验, 试验结果见表 3。

表 3 硫酸用量试验结果

Table 3 Test results of the dosage of sulphur acid						
硫酸用量/ (g · t ⁻¹)	产品 名称	产率 /%	品位/%		回收率/%	
			$\text{K}_2\text{O}+$ Na_2O	Al_2O_3	$\text{K}_2\text{O}+$ Na_2O	Al_2O_3
300	云母	27.74	9.42	14.00	26.64	26.34
	尾矿	72.26	9.96	15.03	73.36	73.66
	原矿	100.00	9.81	14.74	100.00	100.00
500	云母	5.06	9.34	27.12	4.76	9.16
	尾矿	94.94	9.96	14.34	95.24	90.84
	原矿	100.00	9.95	15.10	100.00	100.00
700	云母	4.86	9.77	28.30	4.79	9.20
	尾矿	95.14	9.91	14.27	95.21	90.80
	原矿	100.00	9.90	15.02	100.00	100.00

从表 3 试验结果可以看出, 在硫酸用量为 500g/t 的条件下, Al_2O_3 的回收率最高, 而云母精矿中 ($\text{K}_2\text{O}+\text{Na}_2\text{O}$) 回收率较低。因此, 确定云母浮选硫酸用量为 500g/t。

2.1.3 云母浮选十二胺用量试验

在磨矿细度为 -0.074mm40%, 硫酸用量为 500g/t 条件下, 进行了云母浮选十二胺的用量试验, 试验结果见表 4。

表 4 十二胺用量试验结果

Table 4 Test results of the dosage of odecylamine						
十二胺用量 /(g · t ⁻¹)	产品 名称	产率 /%	品位/%		回收率/%	
			$\text{K}_2\text{O}+$ Na_2O	Al_2O_3	$\text{K}_2\text{O}+$ Na_2O	Al_2O_3
50	云母	4.26	10.13	29.38	4.40	8.46
	尾矿	95.74	9.80	14.15	95.60	91.54
	原矿	100.00	9.80	14.80	100.00	100.00
80	云母	5.03	10.22	27.03	5.20	9.21
	尾矿	94.97	9.87	14.12	94.80	90.79
	原矿	100.00	9.88	14.77	100.00	100.00
110	云母	5.45	10.08	26.24	5.54	9.59
	尾矿	94.55	9.91	14.26	94.46	90.41
	原矿	100.00	9.92	14.91	100.00	100.00
140	云母	5.36	10.53	24.72	5.71	8.95
	尾矿	94.64	9.84	14.24	94.29	91.05
	原矿	100.00	9.86	14.80	100.00	100.00

从表 4 试验结果可以看出, 随着十二胺用量的增加, 云母精矿中 ($\text{K}_2\text{O}+\text{Na}_2\text{O}$) 损失量增加, Al_2O_3 品位逐渐降低, 而 Al_2O_3 回收率逐渐提高。当十二胺用量为 110g/t 时, Al_2O_3 回收率达到 9.59%, 再增加十二胺的用量对提高云母的回收率影响很小, 因此, 确定云母浮选十二胺用量为 110g/t。

2.2 长石浮选

在确定了较佳的云母浮选工艺参数的基础上,进行了长石、石英分离试验。原矿通过浮选脱除云母和机械脱泥之后,再进行长石浮选正交试验并确定了较优浮选参数的基础上,进行了长石浮选全流程试验,试验流程见图2,试验结果见表5。

表5 长石浮选全流程试验结果

Table 5 Test results of feldspar flotation

产品名称	产率/%	K ₂ O+Na ₂ O 品位/%	K ₂ O+Na ₂ O 回收率/%
泥	11.31	10.07	11.80
云母粗精矿	5.76	8.75	5.22
长石精矿	70.54	11.10	81.14
尾矿	12.39	1.43	1.84
原矿	100.00	9.65	100.00

表6 长石精矿化学多项分析/%

Table 6 Chemical analysis of feldspar concentrate

K ₂ O	Na ₂ O	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MgO	CaO	TiO ₂
6.58	4.52	17.02	70.76	0.14	0.10	0.11	0.22	0.01

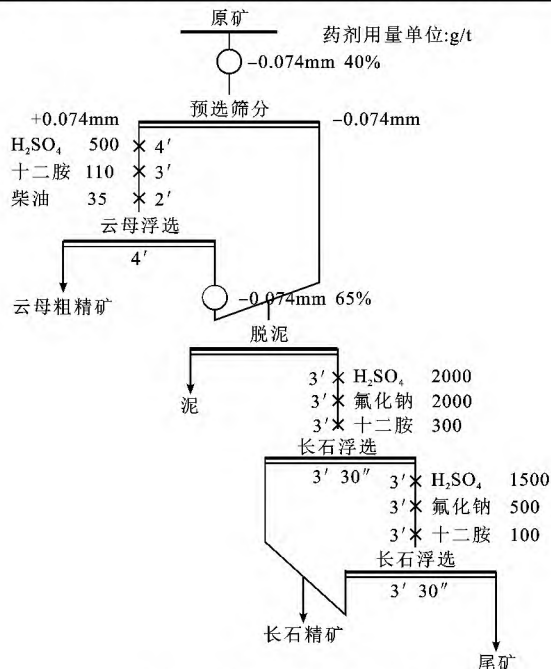


图2 长石浮选试验流程

Fig.2 Process of feldspar flotation

通过预先脱除云母,再进行长石浮选的选矿试验,可以得到产率为70.54%,K₂O+Na₂O含量为11.10%,Al₂O₃含量为17.02%,Fe₂O₃含量为0.14%,MgO+CaO含量为0.33%的长石精矿,达到了玻璃、陶瓷工业Ⅱ级原料的质量标准。

2.3 废水处理

本试验中用到了大量的氟化钠,选矿废水中含

有大量的氟离子,高于工业废水的国家排放标准,因此,必须对所排放的废水进行了F含量检测,并采取了相应的处理措施,才能达到环保要求^[6]。试验方案及结果见表7。

表7 浮选废水处理试验结果

Table 7 Test results of flotation wastewater treatment

100mL 废水中 CaO 加入量/g	0	0.125	0.25	0.50	1.00	2.00
F 含量/(mg·L ⁻¹)	151.43	16.48	7.64	6.45	5.95	5.23

从表7试验结果可以看出,采用氟化钠作为调整剂时,浮选废水中F含量达151.43mg/L,超过工业废水最高允许排放浓度。通过向废水中添加石灰,可以明显降低F含量。当CaO添加量为2.50g/L时,废水中F含量降低到7.64mg/L,达到了国家工业废水排放标准。

3 结 论

(1)矿石中主要矿物为微斜条纹长石、钠长石、石英、云母,其他矿物含量较少,有石榴石、褐铁矿及电气石等。部分长石晶内包含有石英、云母,且易泥化,增加了选矿难度。

(2)针对该矿云母含量较高且易泥化的性质特点,采用“粗磨-云母浮选-再磨-机械脱泥-长石浮选”的选矿流程,可以得到产率为70.54%,K₂O+Na₂O品位为11.10%,Al₂O₃含量为17.02%,Fe₂O₃含量为0.14%,回收率为81.14%的长石精矿,达到了玻璃、陶瓷工业二级原料的质量标准,为该长石矿的开发利用提供了依据。

(3)对浮选废水进行了降F处理,通过向废水中添加石灰,可以明显降低F含量,达到了国家工业废水排放标准。

参考文献:

- [1]熊文良,杨永涛.青海某钾长石资源综合利用研究[J].矿产综合利用,2007(2):10-12.
- [2]徐龙华,巫侯琴,王维清,等.四川某低品位长石矿选矿提纯试验研究[J].非金属矿,2012,35(4):29-31.
- [3]胡为柏.浮选[M].北京:冶金工业出版社,1986.
- [4]李冬明,张文军,宋萌.高铁低品位钾长石选矿试验研究[J].硅酸盐通报,2012,31(5):1269-1273.
- [5]庞玉荣,孟建卫,庞雪敏.某高铁钾长石矿的选矿试验研究[J].现代矿业,2009(12):24-26,53.
- [6]王毓华,黄传兵,陈兴华,等.从某钼铌尾矿中回收长石和石英的试验研究[J].中国矿业,2005,14(9):38-40.

(下转41页)

(2)采用离心选矿机的一粗两精工艺流程处理该钨细泥可获得钨精矿含 WO_3 12.15%,作业回收率为 90.43%。采用磁选-重选联合工艺对该试料中钨进行回收是可行的,现场改造正常运转后,可获得钨精矿含 WO_3 30.26%,回收率为 54.35%。

参考文献:

- [1] 宋振国,孙传尧,王中明,等. 中国钨矿选矿工艺现状及展望[J]. 矿冶,2011,20(1):1-7.
- [2] 付广钦,何晓娟,周晓彤. 黑钨细泥浮选研究现状[J]. 中国钨业,2010,25(1):22-25.
- [3] 林培基. 离心选矿机在钨细泥选矿中的应用[J]. 金属矿山,2009(2):137-140.
- [4] 严连秀. 上坪选厂细泥回收工艺研究[J]. 中国钨业,2012,27(5):19-20.
- [5] 林鸿珍. 大龙山选厂钨细泥回收工艺的研究[J]. 中国钨业,2000,15(1):19-22.
- [6] 李平. 某选厂钨细泥回收工艺的研究[J]. 江西有色金属,2001,15(1):24-26.
- [7] 黄万抚,肖礼菁. 钨细泥选矿工艺现状[J]. 有色金属科学与工程,2012,3(1):53-56.

Study and Application of the Recycling Technology of Tungsten Fine Mud

Guan Jianhong, Shen Xinchun, Li Ping, Li Zhenfei, Gu Jihan

(Ganzhou Nonferrous Metallurgy Research Institute, Ganzhou, Jiangxi, China)

Abstract: After desulfurization the tungsten fine mud contains 0.25% of WO_3 , which mainly exists in the form of black tungsten, accounting for 82.10%, and then scheelite, about 16.72%. In allusion to the current production process of fine mud in a jiangxi tungsten mines, the combined technological process of magnetic separation--gravity separation was adopted to modify the current process on the basis of laboratory technology research. When the SLon gradient magnetic separator and the centrifugal concentrator were adopted, through debugging for the normal operation, the tungsten concentrate with the grade of 30.26% and the recovery of 54.35% could be obtained, which provides some technical reference for comprehensive recovery of tungsten resources.

Keywords: Tungsten fine mud; Magnetic separation; Gravity separation; Combined process

(上接 44 页)

Experimental Research on Mineral Processing Technology of Feldspar in Hubei

Huang Peng, Lin Fan, Liu Shuang, Li Jian, Kang Jian, Wei Junqi

(Hubei Geological Research Laboratory, Wuhan, Hubei, China)

Abstract: According to the characteristics of high content of mica and easy argillization of a feldspar ore in hubei, the flowsheet of preliminary grinding-mica flotation-regrinding desliming-feldspar flotation was adopted. The feldspar concentrate with the yield of 70.54%, the $\text{K}_2\text{O}+\text{Na}_2\text{O}$ grade of 11.10%, the content of Al_2O_3 of 17.02% and the recovery of 81.14% was obtained, which provides a basic technical foundation for the reasonable exploitation of this mineral resource.

Keywords: Feldspar; Desliming; Flotation