

某低品位萤石矿浮选工艺改进实践

杨殿基, 窦源东, 吴圣贤

(山东招金集团有限公司, 山东 招远 265400)

摘要:某萤石选厂目前的工艺已不能满足生产的需要,经过试验,将中矿流程进行改进,新的生产工艺可使萤石品位由 88.52% 提高到 92.64%,回收率由原来的 75.56% 提高到 86.78%,为企业增加了经济效益。

关键词:萤石; 浮选; 抑制剂

中图分类号:TD97 **文献标识码:**A **文章编号:**1000-6532(2011)01-0029-03

河北某萤石矿是一典型的石英型萤石矿,采矿分为坑采和露天开采,目前主要以露天采矿为主,露天采矿矿石品位低,氧化程度大,萤石嵌布粒度极细,硬度较小,且极易泥化,选矿难度较大,原有的生产工艺为一精再磨,七次精选,精矿品位为 88%,回收率仅为 75.56%,选矿指标较差,严重地影响了企业的生产指标和经济效益。笔者通过试验,将浮选工艺进行了部分改进,对抑制剂进行了调整,改进后的生产实践表明,萤石精矿品位提高了 4.12%,回收率提高了 11.22%,取得了明显的效果。

1 矿石性质

该矿石的矿物组成简单,主要矿物为萤石和石英,萤石呈团粒状及细微脉状与石英共生,在偏光显微镜下观察,萤石晶体完整,轮廓清晰,多数为不规则粒状,正交偏光下呈不同颜色,晶体表面可见各种条纹、微坑及解理裂隙。不同形状萤石颗粒相互镶嵌,并与石英伴生,分布在 0.020~0.12mm 之间,多数石英的粒度分布在 0.020~0.1mm 之间,以单体形式产出的石英较少。而存在于石英间隙中的萤石颗粒为微米级的萤石矿物,萤石颗粒粒度主要为 2.0~6.0 μm ,石英是与萤石紧密相嵌的矿物,矿石主要矿物含量见表 1。

2 浮选工艺简介

2.1 原浮选工艺流程及问题分析

2.1.1 原浮选工艺流程

原浮选流程采用一段磨矿,磨矿细度 -200 目

表 1 矿石主要矿物含量

矿物	含量/%
萤石	25.62
石英	63.93
碳酸盐(方解石、长石等)	0.45
硅铝酸盐(高岭土等)	4.36
赤铁矿	0.23

65%左右,先获得萤石粗精矿,大量抛尾。粗精矿进行一次精选,一精再磨,再磨细度 -200 目 85%左右,经过再磨之后,可以使大量的萤石与石英解离,减少连生体的存在。所采用的药剂制度为:捕收剂油酸 800g/t,调整剂 Na_2CO_3 1.5kg/t,石英抑制剂 Na_2SiO_3 1200g/t,工艺流程见图 1。

2.1.2 存在的主要问题

由于目前的开采模式为露天采矿,随着矿石开采的延伸,矿石性质变化较大,原矿品位起伏也较大,原有浮选工艺及药剂条件不合理的问题越来越严重,主要存在问题如下:

(1)原工艺粗选 10min,扫选 15min,总浮选时间约为 75min。由于矿浆中泥含量较高,矿浆黏度较大,萤石浮游速度较慢,因而需要浮选时间相对较长。由于浮选时间过短,萤石还没有浮出,或者泡沫产品未能及时刮出,大量萤石在系统中循环,导致萤石大量流失,违背了“早收快收”的选矿要求,回收率较低,仅在 70%左右,且经常出现冒槽或者翻浆等异常现象^[1],严重影响了生产的正常进行。

(2)中矿循环流程存在严重问题,在生产中经

收稿日期:2010-07-14

作者简介:杨殿基(1963-),男,选矿工程师,长期从事选矿技术工作。

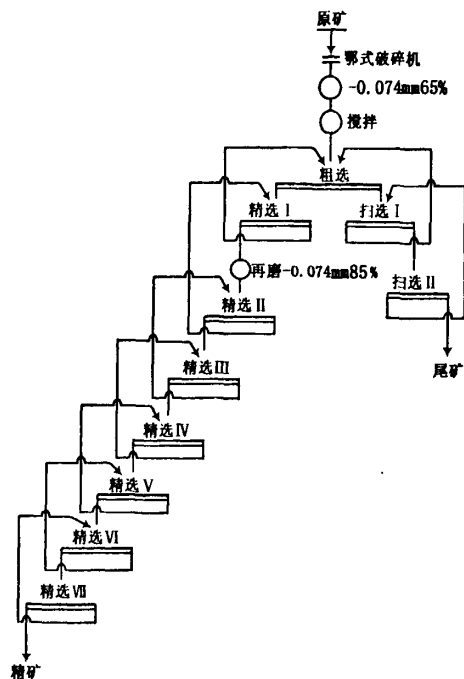


图1 原工艺流程

常出现严重“跑尾”现象,即扫选 I 的泡沫产品返回至粗选环节,原矿品位在 25% 左右,而扫选 I 的泡沫产品品位在 60% 左右,大量扫选泡沫产品全部进入到粗选当中,给粗选带来很大的压力,加之浮选时间不够,导致萤石粗选效果很差,大量萤石不能及时浮出。萤石在粗选和扫选中循环,最终大量的萤石从尾矿中流失,导致萤石的回收率较低,严重影响企业的生产指标和经济效益。表 2 为 2009 年 10 月浮选工艺考查结果。

(3) 选用 Na_2SiO_3 对石英进行抑制,因矿泥较多,加之大量的萤石与石英连生体的存在,单纯用 Na_2SiO_3 对石英的抑制效果较差,经过七次精选,精矿品位仅为 88%,回收率仅为 75.56%。

表 2 2009 年 10 月浮选工艺考查结果

产品名称	品位/%		回收率/%	
	CaF_2	SiO_2	CaF_2	SiO_2
粗 精	70.3	28.3	87.10	20.50
精 I 精	83.5	15.6	82.50	17.30
扫 I 精	62.7	36.1	6.30	36.80
原 矿	25.6	73.4	100.00	100.00

2.2 浮选工艺和药剂条件的改造

针对原有浮选工艺存在工艺条件和药剂制度两个方面的问题,加强进行实验室试验,认真分析工艺流程当中存在的各种情况,并进行了一系列选矿对比试验,结合原有设备配置,最终拟定了扫选 I 泡沫不再顺序返回粗选,改走精选 I,同时在精选过程中补充少量氟硅酸钠强化对石英的抑制^[2],增加浮选槽,将整个流程的浮选时间由 75min 增加至 120min。改造后,浮选指标有了很大的提高。改进后的工艺流程见图 2,其特点为:

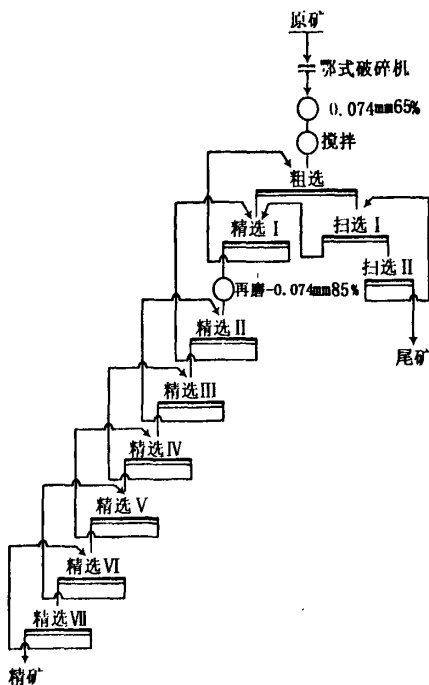


图2 改进后的工艺流程

(1) 从表 2 工艺流程考查可以看出,扫选 I 的泡沫产品萤石品位为 62.7%,而粗精矿的品位为 70.3%,与扫选 I 泡沫产品品位比较接近,所以扫选 I 泡沫改走精选 I 是非常有利的,这样就很好地避免了扫选高品位泡沫产品给粗选带来的冲击和矛盾,使粗选过程更加稳定和流畅,中间中矿产品循环量相对较小,矿浆面及泡沫层易于控制,浮选指标比较稳定,有利于浮选指标的提高。

(2) 增加了浮选时间。由于矿浆中含泥量较高,矿浆黏度较大,萤石浮游速度较慢,因而需要浮选时间相对较长,而原来的工艺对此方面考虑欠佳,

浮选时间严重不足,加之大量连生体的存在,致使萤石不能及时浮出,随中矿在流程反复循环。将整个流程的浮选时间由 75min 增加至 120min 之后,充分地解决了此问题,中间产品循环量相对较小,矿浆面及泡沫层易于控制,浮选指标比较稳定,有利于萤石回收率的提高。

(3)强化石英的抑制。通过工艺矿物学研究表明,萤石与石英紧密共生,若使萤石与石英充分解离,至少要将矿石磨至 -325 目 85% 以上。但考虑到整个工艺流程磨矿系统的具体配置,以及目前萤石产品的价格因素,磨矿细度仍选择 -200 目 65%。此时还有大量连生体的存在,为此在原工艺采用 Na_2SiO_3 作为石英的抑制剂的条件下,确定在精选过程中补充少量氟硅酸钠强化对石英的抑制,这样可使萤石精矿的品位达到 90% 以上。工艺流程改进前后指标对比结果见表 3。

表 3 工艺流程改进前后的指标对比结果

产品名称	品位/%		回收率/%	
	CaF_2	SiO_2	CaF_2	SiO_2
改造前	88.52	10.35	75.56	6.93
改造后	92.64	6.82	86.78	3.85

3 结 论

1. 改造后与改造前的浮选指标相比,萤石精矿品位提高了 4.12%,萤石回收率提高了 11.22%,估算企业年增加经济收入 320 万元,预计年增加利税 150 万元。

2. 改造后,整个萤石浮选流程指标得到了明显好转。由于增加了浮选槽,大大的延长了浮选时间,以及在精选过程中用氟硅酸钠强化石英的抑制,精矿品位有明显提高,在很大程度上降低了精矿中 SiO_2 的含量,萤石的回收效果有了较大的改善。

3. 将扫选 I 泡沫产品改并入精选 I,可进一步加强精 I 再磨效果,充分使萤石和石英连生体解离,优化了粗选环境,有利于萤石和石英的有效分选。

参考文献:

- [1] 朱建光. 萤石浮选的几个问题[J]. 国外金属矿选矿, 2004, (6): 4-9.
- [2] 姚阳. 萤石浮选的流程结构及药剂制度[J]. 江苏冶金, 1984, (4): 99-105.
- [3] 杨梅金, 马少健, 胡治流, 林美群. 萤石矿降硅浮选工艺研究[J]. 金属矿山, 2002, (1): 39-42.

Practice of Flotation Technology Improvement for a Low - grade Fluorite Ore

YANG Dian-ji, DOU Yuan-dong, WU Sheng-xian

(Shandong Zhaojin Group Co., Ltd., Zhaoyuan, Shandong, China)

Abstract: Since the present technology used by a fluorite processing plant cannot meet the requirement of production, through experiment, the flowsheet of separating middling was improved. As a result, the fluorite grade and the recovery are increased from 88.52% to 92.64% and from 75.56% to 86.78% respectively. Economic benefits of the enterprise are improved.

Key words: Fluorite; Flotation; Depressant

欢迎订阅 欢迎投稿 欢迎刊登广告