

柱机联合工艺在湖南某低品位白钨矿浮选中的应用

纪道河¹, 李景超³, 马子龙², 程炜³

1. 湖南有色黄沙坪矿业有限公司, 湖南 郴州 424421;
2. 中国矿业大学, 江苏 徐州 221000;
3. 江苏中浮矿业科技有限公司, 江苏 徐州 221000

中图分类号: TD974 文献标识码: A 文章编号: 1001-0076(2021)02-0117-06

DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2021.02.016

摘要 湖南某低品位白钨矿中脉石矿物以硅酸盐矿物及方解石、长石为主, 该选厂存在生产流程长、分选效率低、回收率较低等问题。为此, 采用旋流-静态微泡浮选柱与浮选机联合分选工艺, 对该白钨矿进行了浮选试验研究。结果表明, 在最佳试验条件下, 即处理量 25 kg/h, 捕收剂硝酸铅和 MTC 用量各 900 g/t, 硫酸铝用量 450 g/t, 水玻璃用量 600 g/t, 采用“一粗一精二扫”工艺流程可得到钨品位为 15.93%、回收率为 79.02% 的精矿。与全浮选机工艺和全浮选柱工艺相比, “柱机联合工艺”可同时强化粗粒级和细粒级白钨矿的回收, 钨精矿回收率分别从全浮选机工艺的 48.5% 和全浮选柱工艺的 68.74% 提高到了 79.02%。柱机联合工艺既实现了对白钨矿的有效回收, 又缩短了浮选工艺流程。

关键词 白钨矿; 矽卡岩矿; 微细粒矿物; 柱机联合; 旋流-静态微泡浮选柱

1 绪论

钨是一种战略金属, 在工业生产、国防建设以及高新技术中都发挥了不可替代的作用^[1,2], 极大地促进了国家电子工业、化学工业以及汽车工业等行业的发展和进步^[3]。我国钨矿以白钨矿为主, 黑钨矿和黑白混合钨矿为辅, 其中矽卡岩型白钨矿占钨矿总储量的 60% 以上, 是最具有经济价值的矿床^[4,5]。其普遍特点是原矿品位低、组分复杂、嵌布粒度较细、精矿回收率低, 开采成本和选矿成本较高^[6]。

旋流-静态微泡浮选柱(FCSMC)是一种针对细粒/微细粒矿物分选的高效浮选设备, 具有精矿品位高、回收效果好、节省投资、节能降耗等优势^[7-9], 目前已在许多难选金属矿如钨矿、钼矿、铜镍矿等的浮选中得到了应用^[10-13]。湖南某低品位白钨矿选厂采用“一粗五精三扫”的全浮选机浮选工艺流程, 最终获得的钨精矿回收率仅为 50%, 存在生产流程长、分选效率低、资源浪费严重等问题。因此, 针对上述问题, 本次试验在粗选和精选阶段采用 FCSMC 浮选柱, 同时为保证粗

粒级的回收, 在扫选段采用浮选机, 形成“FCSMC 浮选柱+浮选机”的联合分选工艺, 从而解决该白钨矿选厂流程长、回收率低和能量消耗大的问题, 并为旋流-静态微泡浮选柱在低品位、嵌布粒度细的白钨矿的大规模工业应用提供技术参考依据。

2 矿石性质

本次白钨矿浮选试验的样品为黄沙坪选厂混浮钨钼后的尾矿, -0.074 mm 粒级占比 85% 左右。

2.1 样品化学组成和矿物组成

首先对样品进行了多元素化学分析及物相分析, 其结果分别如表 1 和表 2 所示。

表 1 多元素化学分析结果

元素	WO ₃	Mo	Bi	CaCO ₃	CaF ₂	SiO ₂
含量/%	0.22	0.15	0.026	10.72	10.13	3.22

表 2 矿物物相分析结果

Table 2 Mineral phase analysis results of feed

矿物	白钨矿	黑钨矿	辉钼矿	辉铋矿	闪锌矿	萤石	方解石
含量/%	0.273	0.006	0.236	0.032	0.182	6.774	7.844
矿物	钙铁榴石	透辉石	透闪石	绿泥石	磁铁矿	石英	长石
含量/%	54.454	9.869	1.310	1.622	1.879	3.550	7.531

由表 1 和表 2 分析结果可知,样品中钨、钼和铋为可回收利用的有价金属。另外,该矿中含有大量的萤石,脉石矿物以钙铁榴石、透辉石等硅酸盐矿物及方解石、长石为主。

2.2 给矿粒度及矿物解离度分析

对样品进行了筛析,同时在显微镜下测定了白钨矿的解离度。筛分结果和白钨矿解离度测定结果如表 3 所示。

表 3 粒度及解离度测定结果

Table 3 Determination results of particle size and degree of dissociation

粒度/mm	产率/%	WO ₃ 品位/%	分布率/%	WO ₃ 解离度/%
+0.10	5.75	0.16	3.83	76.84
-0.10+0.074	6.56	0.15	4.09	85.21
-0.074+0.043	40.25	0.29	48.55	94.19
-0.043+0.020	22.48	0.20	18.70	99.90
-0.020+0.010	11.03	0.20	9.18	100.00
-0.010	13.93	0.27	15.65	100.00
合计	100.00	0.24	100.00	95.67

由表 3 可以看出,样品中 -0.074 mm 粒度产率为 87.69%,且该粒度钨的平均品位较高,白钨矿主要分布于 -0.074 mm 粒度中,该粒度钨分布率达到 92.08%。在此磨矿细度下,白钨矿的总解离度达到 95% 以上,因此,进行后续浮选时不需要进一步磨矿。

3 试验设备、药品、方法及流程

本次试验设备主要采用中国矿业大学旋流-静态微泡浮选柱及 XFD 型浮选机,整体系统包括调浆设备、液位控制装置、给矿泵、循环泵、浮选柱和浮选机。“柱机联合工艺”系统主要采用 1 台 Φ100 × 2000 mm FCSMC,1 台 Φ80 × 2000 mm FCSMC,以及 4 台型号为 XFD-7L 的浮选机等设备;“全浮选机工艺”系统主要采用 6 台型号为 XFD-7L,2 台型号为 XFD-5L 的浮选机;“全浮选柱工艺”系统主要采用 3 台 Φ100 × 2 000 mm FCSMC,1 台 Φ80 × 2 000 mm FCSMC 设备。

旋流-静态微泡浮选柱由柱分离段、旋流分离段及管流矿化段三部分组成^[14],其结构如图 1 所示。

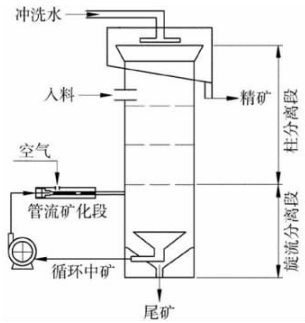


图 1 旋流-静态微泡浮选柱结构

Fig. 1 Structure of cyclonic static microbubble flotation column

柱分离段采用逆流碰撞矿化的浮选原理,在低紊流的静态分选环境中实现微细物料的分选,在整个柱分选方法中起到粗选与精选作用;旋流分离包括按密度的重力分离以及在旋流力场背景下的旋流浮选,它不仅提供了一种高效矿化方式,而且使得浮选粒度下限大大降低,浮选速度大大提高;管流矿化利用了射流原理,通过引入气体以及粉碎成泡,在管流中形成循环中矿的气固液三相体系并实现了高度紊流矿化。管流矿化沿切线方向与旋流分选相连,形成中矿的循环分选。

旋流-静态微泡浮选柱将柱分离、旋流分离、高度紊流矿化有机地结合起来,实现了物料的梯级优化分选。

浮选药剂采用选厂原有的药剂制度,即以硝酸铅 + MTC 为捕收剂,以硫酸铝和水玻璃为抑制剂。其中 MTC 为中南大学研发的新型羟肟酸类捕收剂,预先与 Pb²⁺ 混合,与传统的先以 Pb²⁺ 作为活化剂,再加入苯甲羟肟酸作为捕收剂相比,可显著提高对白钨矿的选择性捕收能力。

试验过程与现场生产同步进行,蠕动泵从现场搅拌桶抽取给矿样品进行分选,首先将矿浆在搅拌桶中预先搅拌分散,然后向矿浆中加入药剂混合,混合后的矿浆经蠕动泵给入浮选设备开始浮选过程,其中“柱机

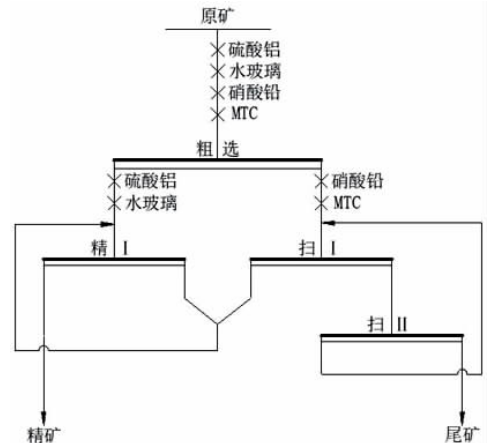


图 2 浮选试验流程图

Fig. 2 Flotation flowchart

联合工艺”粗选和精选段的作业通过 FCSMC 浮选柱进行浮选,扫选段作业通过 XFD 型浮选机完成。在实际操作过程中发现,由于精矿产率太小,以及现场设备条件的制约,故只能做到一次精选。为证明“柱机联合工艺”的优势,在相同的工艺流程和药剂制度下,与“全浮选机工艺”及“全浮选柱工艺”的浮选效果进行了对比。具体的试验流程图如图 2 所示。

4 柱机联合试验

由于新工艺采用了 FCSMC 浮选柱进行粗选和精选段的作业,与浮选机的结构和矿化能力存在较大差异,因此需要对新系统的浮选时间与捕收剂用量等参数进行优化。

4.1 处理量试验

处理量决定浮选时间,浮选时间过长会造成选矿成本增加,降低经济效益,过短则会导致矿物无法充分矿化,精矿回收率低。固定捕收剂用量为硝酸铅和 MTC 各 1 000 g/t,硫酸铝用量为 450 g/t,水玻璃用量为 500 g/t,以处理量为变量进行条件试验,试验结果见图 3。

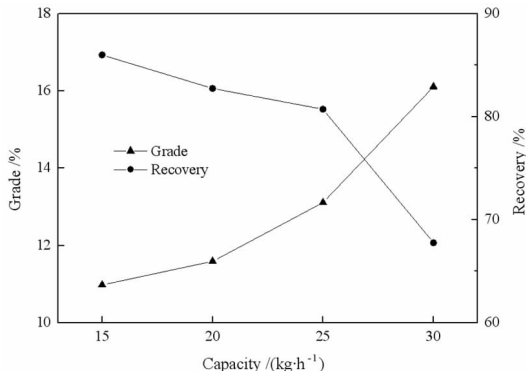


图 3 处理量试验结果
Fig. 3 Capacity test results

由图 3 可以看出,随着处理量的增加,钨精矿品位不断升高,回收率不断降低,尤其当处理量超过 25 kg/h 时,钨精矿品位迅速由 13.11% 增加到 16.12%,回收率由 80.73% 迅速下降到 67.77%,综合考虑钨精矿品位、回收率和设备处理能力后,确定适宜的处理量为 25 kg/h。

4.2 捕收剂用量试验

MTC 作为羟肟酸类捕收剂,同时具有起泡性能,与硝酸铅混合,对白钨矿有较好的选择性。固定试验条件为:原矿处理量为 25 kg/h,硫酸铝用量为 450 g/t,水玻璃用量为 500 g/t,同时改变捕收剂 MTC 和硝酸铅

用量(质量比 1:1),即当捕收剂用量为 1 000 g/t 时,代指 MTC 和硝酸铅用量各为 1 000 g/t,试验结果如图 4 所示。

由图 4 可以看出,随着捕收剂用量的增加,钨精矿的品位由 21.33% 降低到 12.81%,回收率则由 59.16% 升高到 86.12%,尤其当捕收剂用量由 800 g/t 增加到 900 g/t 时,钨精矿的回收率下降幅度较大,这是因为随着捕收剂用量的不断加大,药剂的捕收能力和起泡能力过强,使得许多脉石矿物也与捕收剂发生作用并进入到精矿产品中,导致钨精矿产率增大,品位下降。在综合考虑精矿品位和回收率后,选择捕收剂硝酸铅和 MTC 各 900 g/t 为最佳捕收剂用量。

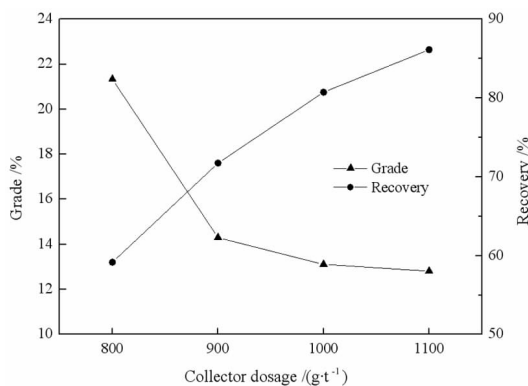


图 4 捕收剂用量试验结果
Fig. 4 Collector dosage test result

4.3 水玻璃用量试验

该白钨矿中脉石矿物(石英、硅酸盐矿物)含量较多,需要探究适合的水玻璃用量,进而提高精矿的钨品位^[15]。在处理量 25 kg/h、捕收剂用量 900 g/t、硫酸铝用量 450 g/t 的条件下,进行水玻璃合适用量的探索试验,试验结果如图 5 所示。

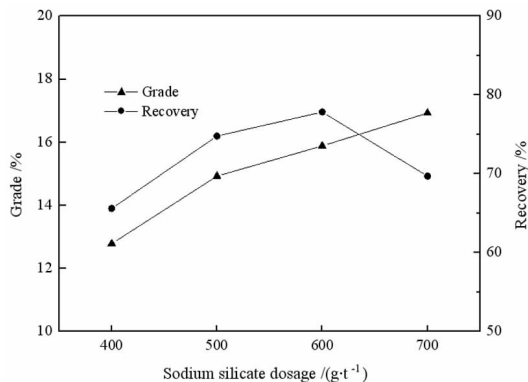


图 5 水玻璃用量对浮选的影响
Fig. 5 Effect of sodium silicate dosage on flotation

由图 5 可知,随着水玻璃用量的增加,精矿中的钨品位不断升高,而钨回收率呈现先升高后降低的趋势。适量的水玻璃可有效抑制脉石矿物的上浮,并有利于白钨矿的浮选分离,而过量的水玻璃会抑制白钨矿的浮选。当水玻璃用量为 600 g/t 时,白钨矿的浮选效果较好,可得到钨品位 15.89%、钨回收率 77.85% 的钨精矿。因此,水玻璃用量采用 600 g/t 较为合适。

4.4 稳定试验

根据条件试验结果,选取处理量 25 kg/h、捕收剂 900 g/t、硫酸铝用量 450g/t、水玻璃 600 g/t 的浮选条件进行了稳定试验,试验结果如表 4 所示。

表 4 稳定试验结果

Table 4 Stabilization test results

试验序号	钨品位/%			钨回收率/%
	给矿	精矿	尾矿	
1	0.20	16.31	0.04	79.70
2	0.18	15.31	0.04	78.53
3	0.21	16.18	0.04	78.79
平均值	0.20	15.93	0.04	79.02

由表 4 可以看出,在最佳试验条件下,尾矿钨平均指标为 0.04%,比工业现场 0.08% 的尾矿指标低 50%,钨回收率可达 79.02%。因此,“柱机联合工艺”有效促进了该白钨矿的高效分选。

表 6 尾矿筛分结果

Table 6 Screening results of tailings

粒级/mm	浮选机			浮选柱			柱机联合		
	产率/%	品位/%	分布率/%	产率/%	品位/%	分布率/%	产率/%	品位/%	分布率/%
+0.106	6.03	0.04	2.31	6.59	0.13	14.59	5.95	0.05	6.21
-0.106+0.074	7.73	0.04	2.67	8.11	0.12	15.92	7.88	0.04	6.83
-0.074+0.043	39.65	0.06	23.35	40.78	0.04	23.94	40.79	0.03	29.91
-0.043	46.59	0.17	71.67	44.52	0.06	45.55	45.38	0.06	57.05
合计	100.00	0.11	100.00	100.00	0.06	100.00	100.00	0.05	100.00

从表 6 中可以看出,浮选机尾矿中 +0.074 mm 和 -0.074 mm 粒级白钨矿的分布率分别为 4.98% 和 95.02%,粗粒级白钨矿得到了充分回收,而微细粒白钨矿的回收效果较差,从而导致浮选机最终精矿的钨回收率低。浮选柱尾矿中 +0.074 mm 和 -0.074 mm 粒级白钨矿的分布率分别为 30.51% 和 69.49%,浮选柱强化了微细粒白钨矿的回收,但损失了部分粗粒级白钨矿。“柱机联合工艺”尾矿中各粒级的钨品位均小于 0.06%,说明“柱机联合工艺”对该白钨矿的浮选

4.5 不同浮选工艺对比试验

在前面确定的最佳试验条件下,分别对比了“浮选机工艺”、“浮选柱工艺”和“柱机联合工艺”的分选效果。三种浮选工艺的浮选指标如表 5 所示。

表 5 不同浮选工艺的浮选效果对比

Table 5 Comparison of effects of different flotation processes

浮选工艺	钨品位/%			钨回收率/%
	给矿	精矿	尾矿	
浮选机	0.20	15.25	0.10	48.50
浮选柱	0.20	16.32	0.06	68.74
柱机联合	0.20	15.93	0.04	79.02

由表 5 可以看出,“浮选机工艺”和“浮选柱工艺”的钨回收率均低于“柱机联合工艺”。这是因为浮选机对粗粒级矿物的回收能力较强而对细粒级矿物的回收能力不足,浮选柱对细粒级矿物的回收能力较强而对粗粒级矿物的回收能力欠佳,“柱机联合工艺”可同时强化粗粒级和细粒级白钨矿的回收,因此具有较好的浮选效果。

5 尾矿筛析结果

为了分析不同浮选工艺下白钨矿分选效果差异化的原因,对浮选尾矿进行了筛析,结果如表 6 所示。

效果较好,相比于仅采用浮选机或浮选柱工艺具有显著优势。

6 结论

(1)该给矿中脉石矿物以钙铁榴石、透辉石等硅酸盐矿物及方解石、长石为主。目的矿物主要分布于 -0.074 mm 粒级中,该粒级钨分布率达到 92.23%, -0.074 mm 粒级产率为 87.69%,白钨矿总解离度达到 95% 以上。

(2)采用“一粗一精二扫”的柱机联合工艺流程,确定最佳试验条件为:处理量 25 kg/h,捕收剂硝酸铅和 MTC 用量各 900 g/t,硫酸铝用量 450 g/t,水玻璃用量 600 g/t。

(3)在最佳试验条件下,“柱机联合工艺”可得到品位为 15.93%、回收率为 79.02% 的钨精矿,尾矿钨品位比采用“一粗五精三扫”的工业浮选工艺低 50%,既实现了对该白钨矿的有效回收,又缩短了白钨矿的浮选工艺流程。

(4)相同浮选条件下,“机柱联合工艺”对白钨矿的浮选效果优于“浮选机工艺”和“浮选柱工艺”,钨精矿回收率分别从全浮选机工艺的 48.5% 和全浮选柱工艺的 68.74% 提高到了 79.02%。“机柱联合工艺”可同时强化粗粒级和细粒级白钨矿的回收,是实现该白钨矿高效回收的关键。

参考文献:

- [1] 王星,陈慧杰,张莉,等.低品位白钨矿选矿技术的研究发展[J].中国金属通报,2020(3):7-8.
- [2] KUPKA N, RUDOLPH M. Froth flotation of scheelite - A review[J]. International Journal of Mining Science and Technology, 2018, 28: 373-384.
- [3] YANG XS. Beneficiation studies of tungsten ores - A review[J]. Minerals Engineering, 2018, 125: 111-119.
- [4] 叶雪均,刘军,刘智林.某低品位白钨矿浮选试验研究[J].中国钨业,2006(5):20-23.
- [5] 黄艳芳,王甜甜,张红新,等.某低品位白钨矿浮选试验研究[J].中国矿业,2019,28(10):147-151.
- [6] 黎继永,谢贤,童雄,等.低品位白钨矿选矿技术的研究发展[J].矿产综合利用,2015(4):1-6+11.
- [7] 牛敏,李景超,刘磊,等.旋流-静态微泡浮选柱在品质石墨浮选中的应用[J].中国矿业,2020,29(S1):361-366.
- [8] 赵敏捷,方建军,李国栋,等.旋流-静态微泡浮选柱的应用及研究进展[J].矿产综合利用,2016(4):6-10.
- [9] 张海军,刘炯天,王永田.矿用旋流-静态微泡浮选柱的分选原理及参数控制[J].中国矿业,2006(5):70-72.
- [10] 周强,曹亦俊,李小兵,等.旋流-静态微泡浮选柱分选某白钨矿的半工业试验研究[J].有色金属(选矿部分),2011(1):39-42.
- [11] 刘炯天,李小兵,王永田,等.旋流-静态微泡浮选柱浮选某难选钨矿的试验研究[J].中南大学学报(自然科学版),2008(2):300-306.
- [12] 马子龙,刘炯天,曹亦俊,等.旋流静态微泡浮选柱用于铜镍尾矿再选的研究[J].金属矿山,2009(3):169-172.
- [13] 艾光华,刘炯天,曹亦俊,等.旋流-静态微泡浮选柱强化回收微细粒黑钨矿[J].中南大学学报(自然科学版),2015,46(11):3983-3990.
- [14] 刘建平,马子龙,孙士强,等.旋流-静态微泡浮选柱在钨精选尾矿再选中的应用[J].中国钨业,2015,39(3):29-33.
- [15] 靳晨曦,马子龙,曹亦俊,等.极低品位泥质难选氧化锌矿浮选试验研究[J].矿产综合利用,2017(1):70-75.

Application of Flotation Column and Machine in the Separation of a Low Grade Scheelite Ore in Hunan Province

Ji Daohe¹, Li Jingchao³, Ma Zilong², Cheng Wei³

1. Hunan Nonferrous Metal Huangshaping Mining Co Ltd, Chenzhou 424421, Hunan, China;

2. China University of Mining and Technology, Xuzhou 221000, Jiangsu, China;

3. Jiangsu Zhongfu Mining Technology Co. Ltd, Xuzhou 221000, Jiangsu, China

Abstract: Gangue minerals of a low – grade scheelite mine in Hunan are mainly silicate minerals, calcite and feldspar. This dressing plant has problems such as long production process, low separation efficiency and low recovery rate. Therefore the flotation tests of scheelite were carried out by the combined separation process of cyclonic static micro – bubble flotation column and flotation machine. The optimal test conditions are as follows: treatment capacity of 25 kg/h, collector dosage of lead nitrate and MTC 900 g/t, aluminum sulfate 450 g/t and sodium silicate 600 g/t respectively. The results show that under the optimal conditions, a tungsten concentrate with a grade of 15.93% and a recovery of 79.02% was obtained using the technological process of one roughing, one cleaning and two scavenging. Compared with the whole flotation machine process and the whole flotation column process, the "column and machine combined process" can enhance the recovery of coarse and fine scheelite at the same time. The tungsten concentrate recovery rate increases from 48.5% of the whole flotation machine process and 68.74% of the whole flotation column process to 79.02%. Column machine combined process can not only realize effective recovery of scheelite, but also shorten the flotation process.

Key words: tungstite; skarn deposit; ultra – fine minerals; column – machine joint; cyclonic static microbubble flotation column

引用格式:纪道河,李景超,马子龙,程炜. 柱机联合工艺在湖南某低品位白钨矿浮选中的应用[J]. 矿产保护与利用,2021,41(2):117 – 122.

Ji DH, Li JC, Ma ZL, and Cheng W. Application of flotation column and machine in the separation of a low grade scheelite ore in Hunan province[J]. Conservation and utilization of mineral resources, 2021, 41(2): 117 – 122.

投稿网址:<http://kcbh.cbpt.cnki.net>

E – mail:kcbh@chinajournal.net.cn