

引用格式:柯圣钊,丘世澄,刘国蓉.武山铜矿细粒级黄铁矿浮选强化研究[J].有色设备,2024,38(3):70-75.

KE Shengzhao, QIU Shicheng, LIU Guorong. Flotation strengthening of fine-grained pyrite from wushan copper mine [J]. Nonferrous Metallurgical Equipment, 2024, 38(3): 70-75.

# 武山铜矿细粒级黄铁矿浮选强化研究

柯圣钊<sup>1</sup>, 丘世澄<sup>1</sup>, 刘国蓉<sup>2</sup>

(1. 江西铜业股份有限公司武山铜矿, 江西 瑞昌 332204;

2. 北矿机电科技有限责任公司北京市高效节能矿冶技术装备工程技术研究中心, 北京 100160)

**[摘要]** 武山铜矿选铜尾矿一次分级溢流产品含硫量 6.39%, -0.023 mm 粒度占 86.00%, 属极细粒级黄铁矿。为减少尾矿中硫的损失, 简化工艺流程, 采用专用细粒高效浮选装备对尾矿中的硫进行回收。浮选试验采用丁基黄药作为捕收剂, BK204 作为起泡剂, 中矿顺序返回进行“两粗两扫两精”闭路试验, 精矿硫品位为 46.16%, 回收率为 81.25%。扩大试验采用预先高强度改质调浆 + BGRIMM 专用高效细粒浮选装备, 经过“两粗一扫两精”作业后, 精矿含硫量 46.02%, 硫作业回收率 85.76%。

**[关键词]** 细粒级黄铁矿; 扩大试验; 细粒浮选设备; 微细粒浮选

**[中图分类号]** TD954

**[文献标志码]** A

**[文章编号]** 1003-8884(2024)03-0070-06

**DOI:** 10.19611/j.cnki.cn11-2919/tg.2024.03.011

## 0 引言

近年来,随着我国经济的飞速发展,对矿产资源的需求也日益增加。但是随着高品位、易选矿的日益匮乏,矿产资源“贫、细、杂”等特点日益显著<sup>[1]</sup>。嵌布粒度细且复杂共生的多金属矿是我国重要的矿产资源,其中细粒、微细粒矿物难以有效回收,成为矿物加工行业的共性难题<sup>[2]</sup>。细粒矿物质量轻、比表面积大、活化能高、易被氧化等特性是导致其难矿化和选择性差的主要原因<sup>[3-4]</sup>。黄铁矿是地壳中存在最广泛的硫化矿物,浮选尾矿中大量微细粒黄铁矿资源无法有效回收,造成了矿产资源的浪费<sup>[5-6]</sup>。

武山铜矿选矿工艺中优先进行铜的浮选,导致铜尾矿严重泥化,选硫指标较差。铜尾矿在经过旋流器的两次分级后进行粗细分选,其中二次溢流的矿浆中损失的微细粒硫矿物 6%~8%,是矿山硫损失的主要原因。随着各类科学分析方法的进步,浮选装备的理论与设计发展迅速,各类新型细粒级矿

物浮选设备被开发和应用<sup>[7-13]</sup>。本文以武山铜矿选铜尾矿一次分级溢流为研究对象,开展实验室试验及现场扩大试验,探究专用细粒高效浮选装备对细粒级黄铁矿的回收效果。

## 1 试验样品

### 1.1 主要化学成分分析

本试验样品取自武山铜矿选铜尾矿一次分级溢流,对样品进行化学成分分析,其结果如表 1 所示。

根据表 1 可知,该样品中最主要的有价元素 S 的品位为 6.39%,主要脉石矿物为 SiO<sub>2</sub>,含量为 30.10%,其次是 CaO、MgO、Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>,含量分别为 16.50%、5.14%、4.04%,脉石矿物含量较多。

### 1.2 粒度分析

对样品进行粒度筛析,其结果如表 2 所示。

由表 2 可知,该样品 -0.037 + 0.023 mm 粒级占比 4.96%,粗粒级 + 0.074 mm 粒级仅占有 0.87%,硫主要分布在 -0.023 mm 粒级,占比 86.00%,硫分布率为 95.33%,说明样品属极细粒级黄铁矿,采用常规的浮选工艺难以有效回收。

## 2 分选试验研究

### 2.1 硫浮选活化剂试验

粗选采用丁基黄药作为捕收剂, BK204 作为起

**[收稿日期]** 2024-02-16

**[第一作者]** 柯圣钊(1992—),男,江西九江人,大学本科,主要从事选矿技术及安全生产工作。

**[基金项目]** 中国和乌兹别克斯坦政府间联合研发项目复杂金矿资源绿色高效选矿技术与装备研究(2022YFE0126700)。

表 1 样品的主要化学成分

Table 1 Main chemical compositions of sample

化学成分	S	Cu	As	SiO <sub>2</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	MgO
含量/%	6.39	0.081	0.014	30.10	0.48	0.23	5.14
组分	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	Fe	Au*	Ag*	
含量/%	16.50	4.04	0.041	14.03	<0.1	3.17	

注：\* 单位为 g/t。

表 2 一次分级溢流矿浆筛析结果

Table 2 Results of S distribution in each grain level

粒度/mm	产率/%	S 品位/%	S 占有率/%
+0.098	0.33	7.17	0.37
-0.098 + 0.074	0.54	6.73	0.57
-0.074 + 0.037	8.17	1.78	2.27
-0.037 + 0.023	4.96	1.88	1.46
-0.023	86.00	7.08	95.33
合计	100.00	6.39	100.00

泡剂,进行硫酸铜活化探索试验研究,试验流程如图 1 所示,试验结果如表 3 所示。

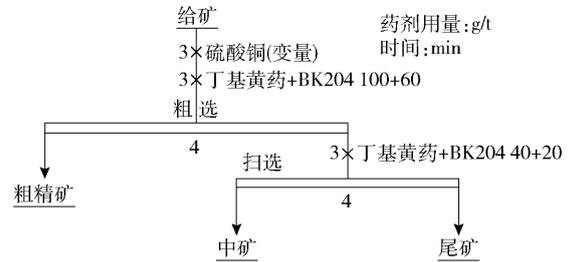


图 1 浮选探索试验流程

Fig. 1 Flow chart of flotation exploration experiment

表 3 浮选探索试验结果

Table 3 Flotation exploration experiment results

产品名称	硫酸铜用量 0 g/t			硫酸铜用量 200 g/t		
	产率/%	S 品位/%	S 回收率/%	产率/%	S 品位/%	S 回收率/%
粗精矿	12.87	32.96	66.54	13.42	32.74	67.01
中矿	5.87	10.72	9.86	7.33	9.94	11.12
尾矿	81.26	1.85	23.60	79.25	1.81	21.87
给矿	100.00	6.38	100.00	100.00	6.55	100.00

由表 3 可知,粗选采用丁基黄药作为捕收剂,粗精矿中 S 的品位为 32.96%,回收率为 66.54%;加入硫酸铜作为活化剂后,粗精矿中 S 的品位为 32.74%,回收率为 67.01%。采用硫酸铜作为活化剂,粗精矿中 S 的回收率提高幅度并不明显。采用一次粗选,粗精矿中 S 的回收率为 66.54%,未达到预期效果,因此拟采用两段粗选的工艺流程。

## 2.2 脱泥试验

由于一次分级溢流产品含泥量较高,对浮选影响较大,因此拟采用起泡剂 BK204 作为浮选药剂脱除细泥,其试验流程如图 2 所示,试验结果如图 3 所示。

由图 3 可知,随着起泡剂 BK204 用量的增加,

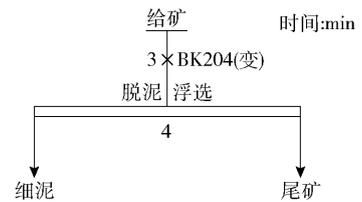


图 2 脱泥浮选试验流程

Fig. 2 Flow chart of desliming flotation

细泥的回收率逐渐提高, S 品位逐渐降低。当 BK204 用量 10 g/t 时,细泥中的 S 品位为 35.26%,回收率为 28.98%。BK204 用量越低,细泥中的 S 品位越高。由于细泥中 S 损失较大,因此不采用浮选预选脱泥的工艺流程。

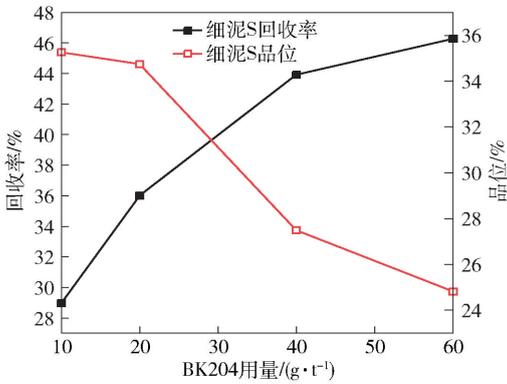


图3 脱泥浮选试验结果

Fig. 3 Desliming flotation experiment results

### 2.3 粗选捕收剂种类试验

捕收剂能够增加矿物表面的疏水性,使其更好地与气泡相互作用。高选择性的捕收剂是提高硫回收率的关键,为此,粗选采用不同种类捕收剂以BK204作为起泡剂,进行捕收剂种类试验,其试验流程如图4所示,试验结果如图5所示。

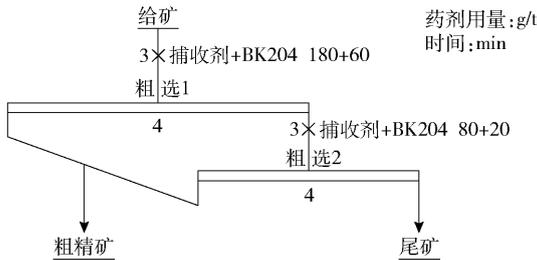


图4 粗选捕收剂种类试验流程

Fig. 4 Flow chart of roughing collector type experiment

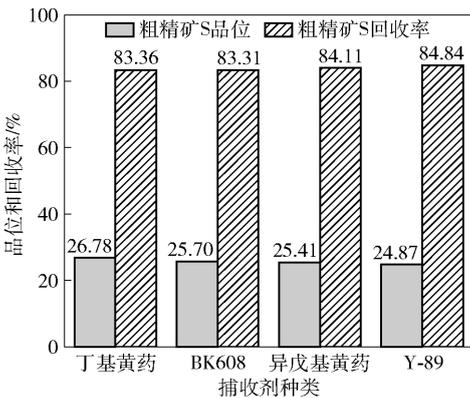


图5 粗选捕收剂种类试验结果

Fig. 5 Roughing collector type experiment results

由图5可知,各类型的捕收剂均对硫有一定的捕收能力,其中,采用丁基黄药作为捕收剂时,粗精

矿中S品位最高,为26.78%,回收率为83.36%;采用BK608作为捕收剂,粗精矿中S品位为25.70%,回收率为83.31%;采用异戊基黄药作为捕收剂,粗精矿中S品位为25.41%,回收率为84.11%;采用Y-89作为捕收剂,粗精矿中S品位为24.87%,回收率为84.84%。综合考虑,粗选选择丁基黄药作为捕收剂。

### 2.4 粗选丁基黄药用量试验

粗选采用丁基黄药作为捕收剂,BK204作为起泡剂,进行粗选捕收剂用量试验,其试验流程如图6所示,试验结果如图7所示。

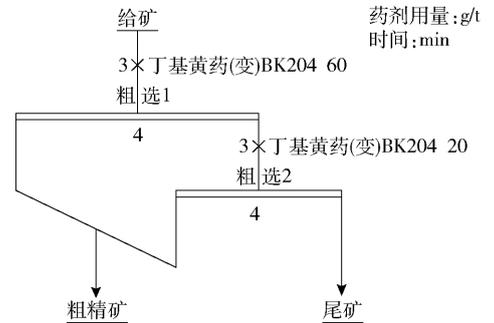


图6 粗选丁基黄药用量试验流程

Fig. 6 Flow chart of rough selection of butyl xanthate dosage experiment

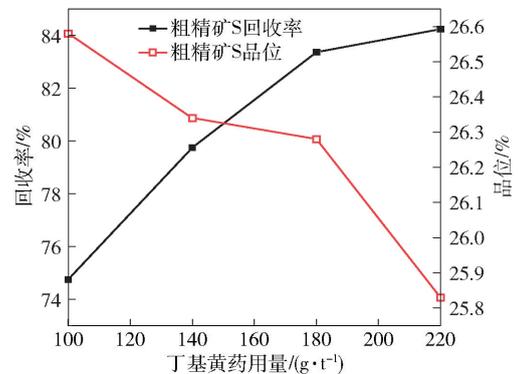


图7 粗选丁基黄药用量试验结果

Fig. 7 Rough selection of butyl xanthate dosage experiment results

由图7可知,随着丁基黄药用量的增加,粗精矿的回收率逐渐提高,由74.75%提高到84.23%。综合考虑,粗选1中丁基黄药的用量选择为180 g/t。

### 2.5 开路试验

根据前面条件试验结果,采用丁基黄药作为捕收剂,BK204作为起泡剂,中矿顺序返回,进行开路试验,其试验流程如图8所示,试验结果如表4所示。

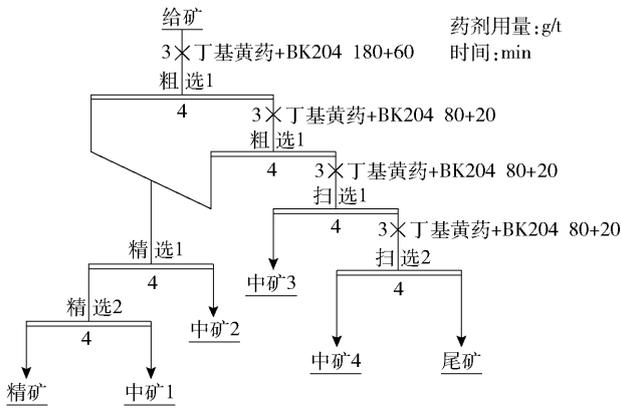


图8 开路试验流程

Fig. 8 Flow chart of open circuit experiment

表4 开路试验结果

Table 4 Open circuit experiment results

产品名称	产率/%	S品位/%	S回收率/%
精矿	4.97	48.68	37.99
中矿1	5.43	25.76	21.96
中矿2	9.45	15.16	22.49
中矿3	1.29	8.57	1.73
中矿4	0.71	4.53	0.50
尾矿	78.15	1.25	15.33
给矿	100.00	6.37	100.00

由表4可知,经过两粗两扫两精,中矿顺序返回,开路试验获得的精矿中S品位为48.68%,回收率为37.99%。

## 2.6 闭路试验

根据前面开路试验结果,采用丁基黄药作为捕收剂,BK204作为起泡剂,中矿顺序返回,进行闭路试验,其试验流程如图9所示,试验结果如表5所示。

由表5可知,经过两粗两扫两精,中矿顺序返回,闭路试验获得的精矿中S品位为46.16%,回收率为81.25%。

## 3 扩大试验研究

扩大试验采用预先高强度改质调浆+专用高效强矿化细粒浮选的浮选流程技术,使用BGRIMM专用高效细粒浮选装备,经计算后的浮选时间与实验室小试接近,为了方便现场试验设备安装,综合考虑

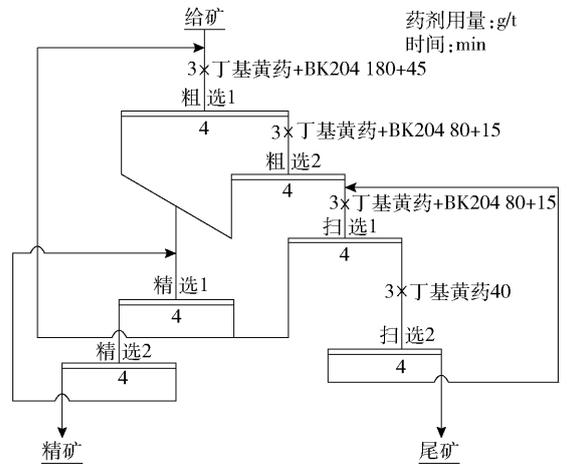


图9 闭路试验流程

Fig. 9 Flow chart of closed circuit experiment

表5 闭路试验结果

Table 5 Closed circuit experiment results

产品名称	产率/%	S品位/%	S回收率/%
精矿	11.21	46.16	81.25
尾矿	88.79	1.35	18.75
给矿	100.00	6.37	100.00

后确定减少一次扫选作业。

扩大试验合计稳定运行19d,期间开展3次流程考察,流程图如图10所示,考察结果见表6。

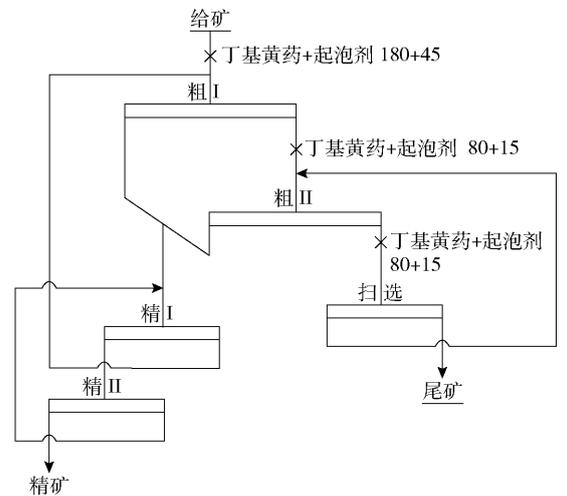


图10 扩大试验流程

Fig. 10 Flow chart of expanded experiment

由表6可知,扩大试验期间平台处理一次分级溢流的矿石干量在28.80~36.48 t/d,入浮的硫平均品位9.14%,经过“两粗一扫两精”作业后,硫精

矿含硫 46.02%，硫作业回收率 85.76%。流程考察的数据均能较好地代表各个浮选作业中间产品的指

标情况,扩大试验成功实现了细粒硫的回收,可为后续工业应用浮选机选型及设备配置提供指导。

表 6 扩大试验 3 次流程考察结果  
Table 6 Three process study for the expanded trial results

序号	处理量/ ( $t \cdot h^{-1}$ )	入浮浓度/ %	入选硫品位/ %	硫精矿产率/ %	硫精矿品位/ %	硫作业回收率/ %
1	28.80	23.40	9.79	17.16	47.36	83.00
2	29.52	20.06	8.25	15.48	45.37	85.14
3	36.48	26.33	9.36	18.26	45.48	88.73
平均值	31.60	23.49	9.14	17.06	46.02	85.76

## 4 结论

1) 武山铜矿一次分级旋流器溢流产品含硫 6.39%，硫分布率 95.33%，脉石矿物含量较多,属极细粒级黄铁矿,采用常规的浮选难以有效回收。

2) 不经药剂活化、脱泥,采用“两粗两扫两精”的浮选小试闭路流程,可获得硫品位 46.16%、回收率 81.25% 的硫精矿。

3) 扩大试验采用预先高强度改质调浆 + 专用高效强矿化细粒浮选的浮选流程技术,经过“两粗一扫两精”浮选流程,得到硫品位 46.02%、硫回收率 85.76% 的硫精矿。

### [参考文献]

[1] 廖德进,陶黎明,王建军,等. 微细粒矿物分选理论和浮选药剂研究进展[J]. 现代矿业, 2023, 39(9): 44-48.  
[2] 陈文胜,付君浩,韩海生,等. 微细粒矿物分选技术研究进展[J]. 矿产保护与利用, 2020, 40(4): 134-145.  
[3] 徐姣,吴金鑫,张月,等. 组合调整剂在细粒级尾矿硫分离中的研究与应用[J]. 中国钨业, 2018, 42(5): 33-36.  
[4] 郭德. 细泥对浮选的影响及解决方案[J]. 煤炭工程, 2003(1): 11-12.

[5] 毕云霄,余攀,丁湛,等. 黄铁矿浮选抑制剂的研究进展[J]. 矿产保护与利用, 2020, 40(4): 157-166.  
[6] 刘芬,李剑威,祝小红. 回收超细粒级黄铁矿的试验研究[J]. 铜业工程, 2020(3): 21-23.  
[7] 杨茂青,程宏志,石焕. 细颗粒矿物浮选设备的发展与展望[J]. 煤炭工程, 2022, 54(S1): 200-209.  
[8] 石焕,程宏志,刘万超. 我国选煤技术现状及发展趋势[J]. 煤炭科学技术, 2016, 44(6): 169-174.  
[9] 梁殿印,史帅星,冉红想. 大型浮选及磁选设备新进展[J]. 矿业装备, 2015(4): 41-43.  
[10] 刘之能,李扯慧,刘凯. 新市场环境 BGRIMM 浮选装备国际市场分析[J]. 中国矿业, 2020, 29(S1): 87-90.  
[11] 邱宁,郝景润. 浮选设备现状及发展趋势[J]. 煤炭加工与综合利用, 2014(11): 31-33.  
[12] 随婕斐,何东升,李智力,等. 浮选机应用现状与展望[J]. 化工矿物与加工, 2021, 50(6): 53-58.  
[13] 周国辉. 大型 KYF 浮选机的技术特点及应用实践[J]. 铜业工程, 2019(4): 98-100.  
[14] 王鑫,何廷树,鱼博,等. 不同矿浆温度下  $Ca^{2+}$ 、 $Mg^{2+}$  对黄铁矿可浮性的影响[J/OL]. 矿产综合利用, 2023: 12-14.

# Flotation strengthening of fine-grained pyrite from wushan copper mine

KE Shengzhao<sup>1</sup>, QIU Shicheng<sup>1</sup>, LIU Guorong<sup>2</sup>

(1. Wu Shan copper mine of Jiangxi Copper Corporation, Ruichang 332204, China;

2. BGRIMM Machinery and Automation Technology Co., Ltd., Beijing 100160, China)

**Abstract:** The primary grading overflow product of copper dressing tailings of Wushan Copper Mine contains 6.39% pyrite, -0.023 mm accounting for 86.00%, which belongs to extremely fine-pyrite. In order to reduced the loss of pyrite in tailings and simplified process flow, a special fine flotation equipment was used to recover the pyrite in tailings. In the flotation test, butyl xanthate was used as the collector and BK204 as the foaming agent, the intermediate ore was sequentially returned for a “two coarse, two sweep, and two fine” closed circuit test. The concentrate had an S grade of 46.16% and a recovery rate of 81.25%. The expansion experiment used pre-strength modified slurry and BGRIMM specialized high-efficiency fine particle flotation equipment. After the “two coarse, one sweep, and two fine” operation, the concentrate contents 46.02% pyrite, and the pyrite recovery rate was 85.76%.

**Key words:** fine-pyrite; expanded experiment; fine flotation equipment, fine flotation; laboratory trial



---

## 敬告读者

为了加快稿件处理速度,缩短稿件出版周期,方便广大作者投稿及查询稿件处理情况。本刊开通由中国知网提供的“腾云”网络采编系统,作者投稿请注册并登录本刊主页上的“作者投稿系统”进行相关操作,网址 <https://yssb.cbpt.cnki.net/>。注册登录后可以向本刊投稿并查询稿件处理状态。请勿重复注册,否则可能导致您的信息查询不完整。

本刊文章数字版可在中国知网(<http://www.cnki.net>)、万方数据知识服务平台(<https://www.wanfang-data.com.cn/>)、维普网(<http://www.cqvip.com/>)下载使用。本刊从未委托任何单位或个人组稿或代收、代转稿件,作者咨询投稿事宜请拨打编辑部办公电话 010-63936591、63933053 联系。

《有色设备》编辑部