

某高氧化率硫化铅锌矿混合浮选试验研究^①

周艳飞¹, 王建安¹, 沈发明¹, 姚伟^{2,3}, 徐寒冰⁴, 曾志飞⁴

(1.深圳市中金岭南有色金属股份有限公司凡口铅锌矿, 广东 韶关 512325; 2.武汉科技大学 资源与环境工程学院, 湖北 武汉 430081; 3.冶金矿产资源高效利用与造块湖北省重点实验室, 湖北 武汉 430081; 4.长沙矿冶研究院有限责任公司, 湖南 长沙 410012)

摘要: 针对某硫化铅锌矿氧化率高、现场浮选指标低的问题, 采用石灰+CD-2(800 g/t+300 g/t)为黄铁矿抑制剂、CD-1+水玻璃(600 g/t+600 g/t)为脉石抑制剂、硫化钠(500 g/t)为硫化剂、硫酸铜(500 g/t)为活化剂、丁基黄药(200 g/t)为捕收剂、松醇油(21 g/t)为起泡剂, 经两段粗选、两段扫选、一段精粗选、两段精选、两段精扫选的优化闭路浮选, 混合精矿中铅品位和回收率分别为16.25%和65.05%, 锌品位和回收率分别为27.69%和92.49%。与原工艺流程生产指标相比, 铅品位和回收率分别提高了2.24个百分点和9.36个百分点, 锌品位和回收率分别提高了1.57个百分点和5.14个百分点。

关键词: 高氧化率; 硫化铅锌矿; 混合浮选; 抑制剂

中图分类号: TD923

文献标识码: A

doi: 10.3969/j.issn.0253-6099.2023.04.017

文章编号: 0253-6099(2023)04-0078-04

Experimental Study on Bulk Flotation of Highly Oxidized Lead-Zinc Sulfide Ore

ZHOU Yanfei¹, WANG Jian'an¹, SHEN Faming¹, YAO Wei^{2,3}, XU Hanbing⁴, ZENG Zhifei⁴

(1. Fankou Lead-Zinc Mine, Shenzhen Zhongjin Lingnan Nonfermet Co Ltd, Shaoguan 512325, Guangdong, China; 2. School of Resources and Environmental Engineering, Wuhan University of Science and Technology, Wuhan 430081, Hubei, China; 3. Hubei Provincial Key Laboratory for Efficient Utilization and Agglomeration of Metallurgic Mineral Resources, Wuhan 430081, Hubei, China; 4. Changsha Research Institute of Mining and Metallurgy Co Ltd, Changsha 410012, Hunan, China)

Abstract: Due to high oxidation rate of a lead-zinc sulfide ore, the on-site flotation practice presented poor beneficiation indices. In view of this problem, an optimized closed-circuit process consisting of two stages of roughing, two stages of scavenging, one stage of rough cleaning of combined roughing concentrates, two stages of cleaning and two stages of scavenging for roughing concentrates was proposed. With slime (800 g/t) and CD-2 (300 g/t) as pyrite depressants, CD-1 (600 g/t) and water glass (600 g/t) as gangue depressants, sodium sulfide (500 g/t) as a sulfiding agent, copper sulfate (500 g/t) as an activator, butyl xanthate (200 g/t) as a collector, and terpineol oil (21 g/t) as a foaming agent, a closed-circuit flotation test produced a bulk concentrate grading 16.25% Pb and 27.69% Zn with a lead recovery of 65.05% and a zinc recovery of 92.49%. Compared with the previous on-site flowsheet, the Pb grade and Pb recovery are improved by 2.24 percentage points and 9.36 percentage points, while Zn grade and Zn recovery up by 1.57 percentage points and 5.14 percentage points respectively.

Key words: high oxidation rate; lead-zinc sulfide ore; bulk flotation; depressant

铅、锌两种典型的有色金属被广泛应用于冶金、化工、机械、国防等各个工业领域, 是当今社会发展不可或缺的重要原料^[1-3]。我国铅锌矿产资源较丰富, 主要分布于云南、广东、四川等地^[4]。铅锌矿产资源主要来源于其硫化物, 即方铅矿(PbS)和闪锌矿(ZnS), 其

次是其氧化物矿^[5]。浮选法是分离富集该类矿物的有效方法。铅锌硫化物的浮选通常采用黄药类或硫氮类捕收剂直接捕收, 而其氧化物的浮选则多为硫化后浮选^[6-7]。随着开采加剧, 优质硫化铅锌矿产资源减少, 其高氧化率的禀赋特性日益凸显, 采用黄药类或硫

① 收稿日期: 2023-03-13

作者简介: 周艳飞(1982—), 女, 江西萍乡人, 硕士, 高级工程师, 主要研究方向为有色金属矿选矿。

氮类捕收剂直接浮选回收难以达到理想的指标^[8-9]。

某铅锌矿采用石灰抑制脉石矿物、硫酸铜活化闪锌矿、丁基黄药+乙硫氮作捕收剂混合浮选回收硫化铅锌矿,中矿顺序返回。随着开采强度加大,硫化铅锌矿品位降低、氧化率提高且脉石矿物(石英、方解石、白云石、云母等)含量增大,当前的药剂制度以及工艺流程难以适应原矿性质的改变,严重制约了该高氧化率硫化铅锌矿的高效浮选回收,主要表现在:①石灰用量过大,管道结钙严重;②硫化铅锌矿氧化率提高,采用丁基黄药+乙硫氮直接捕收硫化铅锌矿,铅、锌品位及回收率均较低;③中矿返回量大,中矿累积对浮选造成较大干扰。针对该矿石,本文对现有工艺及药剂制度进行了优化,力图提高该高氧化率硫化铅锌矿石浮选品位及回收率,实现矿产资源的高效回收。

1 试验矿样、设备和药剂

1.1 试验矿样

试验矿样(原矿)化学多元素分析结果如表1所示,铅、锌矿物物相分析结果如表2~3所示。

表1 原矿化学多元素分析结果(质量分数) %

Pb	Zn	Cu	SiO ₂	Al ₂ O ₃	总C	S	TFe
3.80	4.52	0.023	17.77	6.11	3.64	19.81	15.93
As	MgO	Na ₂ O	TiO ₂	K ₂ O	CaO	Ag ¹⁾	Au ¹⁾
0.076	1.19	0.076	0.17	2.03	11.93	64.32	<0.1

1) 单位为 g/t。

表2 原矿铅化学物相分析结果

铅物相	含量/%	分布率/%
硫化铅中铅	2.41	63.42
硫酸铅中铅	0.080	2.11
碳酸铅中铅	0.19	5.00
结合相中的铅	1.12	29.47
合计	3.80	100.00

表3 原矿锌化学物相分析结果

锌物相	含量/%	分布率/%
硫化锌中锌	3.92	86.73
氧化锌中锌	0.177	3.92
硅酸锌中锌	0.093	2.06
结合相中的锌	0.33	7.30
合计	4.52	100.00

由表1可知,矿样中可供选矿富集回收的主要元素是铅和锌,硫和银可作为综合利用的对象考虑,其他元素未能达到综合回收指标要求。矿样中影响铅锌浮

选的主要元素是S;脉石组分主要是SiO₂和CaO,其次为Al₂O₃、K₂O和MgO,合计含量为39.03%;有害杂质砷含量仅0.076%,对铅精矿和锌精矿质量的影响程度较为有限。

由表2可知,矿样中铅主要赋存于硫化铅(方铅矿)中,其次赋存于结合相中,少量赋存于碳酸铅和硫酸铅(白铅矿和铅矾)中。

由表3可知,矿样中锌大部分赋存于硫化锌(闪锌矿)中,其次赋存于结合相中,少量赋存于氧化锌和硅酸锌中。

原矿中可供回收的硫化矿物有方铅矿、闪锌矿、黄铁矿,脉石矿物主要有石英、云母、方解石、白云石、高岭石。该矿样中铅氧化率高达36.58%、锌氧化率为13.27%,属于高氧化率硫化铅锌矿石。

1.2 试验设备和药剂

试验所用设备包括XFD型单槽浮选机、JB500D搅拌机、RK/ZL-Φ260×80/Φ200×80多功能真空过滤机以及101A-3电热鼓风干燥箱等。试验所用药剂有石灰、CD-1、CD-2、水玻璃、硫酸铜、丁基黄药、松醇油等,其中CD-1和CD-2均购自国药集团化学试剂有限公司,分别为磺酸盐和磷酸盐化合物。

2 试验结果与讨论

2.1 粗选条件试验

依据生产现场铅锌混合浮选工艺,试验拟采用的粗选流程及药剂制度如图1所示。

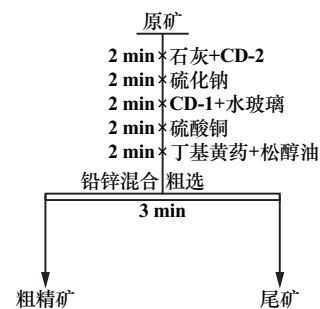


图1 粗选流程及药剂制度

2.1.1 石灰用量试验

石灰用量低时,无法起到抑制黄铁矿的作用;石灰用量太高则会导致浮选泡沫过黏、机械夹带严重,同时还会造成管道结钙等一系列问题^[10-11]。在黄铁矿抑制剂CD-2用量300 g/t、脉石抑制剂CD-1和水玻璃用量均为600 g/t、活化剂硫酸铜用量500 g/t、捕收剂丁基黄药用量200 g/t、起泡剂松醇油用量21 g/t条件下,进行了黄铁矿抑制剂石灰用量试验,结果如图2所示。

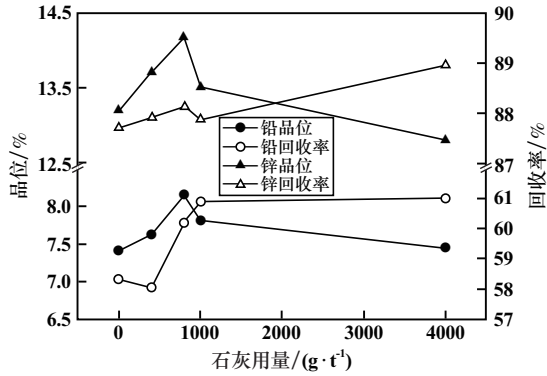


图2 石灰用量试验结果

由图2可知,随着石灰用量增加,粗精矿中铅和锌品位先增加后下降,石灰用量800 g/t时铅和锌品位均达到峰值;铅和锌回收率则随着石灰用量增大呈上升趋势。综合考虑,适宜的石灰用量为800 g/t。

2.1.2 CD-1 和水玻璃用量试验

矿石中的脉石矿物主要为石英、方解石、白云石、云母等。方解石和白云石粒度较细,容易通过泡沫夹带上浮,影响精矿品位;云母可浮性较好,对浮选过程也容易造成不利影响^[12]。以CD-1和水玻璃质量比1:1组合为脉石抑制剂,石灰用量800 g/t,其他条件不变,进行了CD-1和水玻璃组合抑制剂用量试验,结果如图3所示。

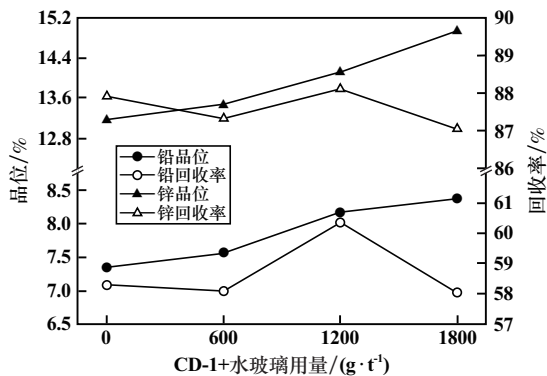


图3 CD-1 + 水玻璃用量试验结果

由图3可知,随着CD-1+水玻璃用量增加,粗精矿中铅和锌品位逐渐升高,表明CD-1和水玻璃对脉石矿物有较好的抑制效果;铅回收率则先升高后下降,在CD-1+水玻璃用量1200 g/t时达到峰值;锌回收率虽然随着CD-1+水玻璃用量增加有波动,但幅度较小,锌回收率维持在87.0%~88.0%之间。综合考虑,确定CD-1用量600 g/t、水玻璃用量600 g/t。

2.1.3 硫化钠用量试验

该矿石属于高氧化率硫化铅锌矿,可通过硫化钠预先活化后浮选回收。CD-1和水玻璃用量均为

600 g/t,其他条件不变,进行了硫化钠用量试验,结果如图4所示。

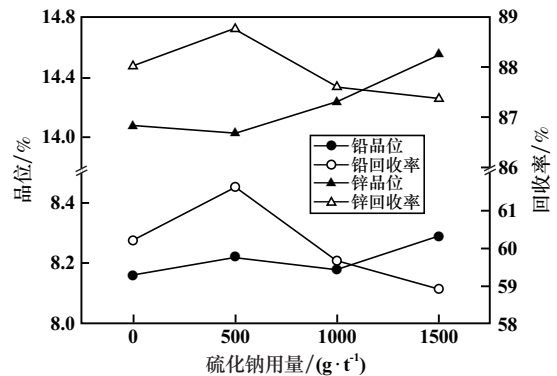


图4 硫化钠用量试验结果

由图4可知,添加少量硫化钠,粗精矿中铅和锌回收率均有一定程度提高,尤其是铅回收率;但随着硫化钠用量进一步增加,铅和锌回收率均呈现明显的下降趋势。粗精矿中铅和锌品位则随着硫化钠用量增加呈现上升趋势。综合考虑,适宜的硫化钠用量为500 g/t。

2.1.4 硫酸铜用量试验

硫酸铜是闪锌矿的活化剂,能显著提高闪锌矿的可浮性。硫化钠用量500 g/t,其他条件不变,进行了硫酸铜用量试验,结果如图5所示。

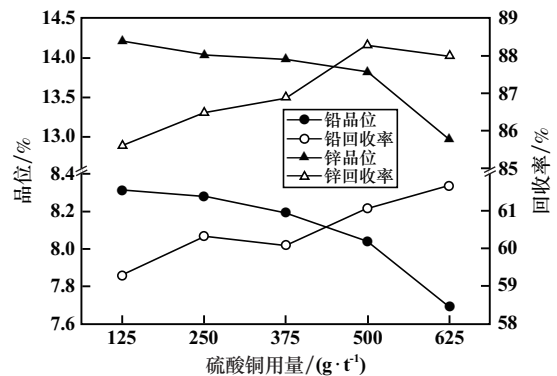


图5 硫酸铜用量试验结果

由图5可知,随着硫酸铜用量由125 g/t增加到625 g/t,粗精矿中铅和锌品位分别由8.3%和14.2%下降到7.7%和13.0%,粗精矿中铅和锌回收率分别由59.3%和85.6%增加到61.7%和88.0%,说明添加硫酸铜有利于提高粗精矿中铅和锌回收率,但不利于其品位的提高。综合考虑,适宜的硫酸铜用量为500 g/t。

2.1.5 丁基黄药用量试验

丁基黄药对方铅矿和闪锌矿具有较强的捕收能力。硫酸铜用量500 g/t,其他条件不变,进行了丁基黄药用量试验,结果如图6所示。

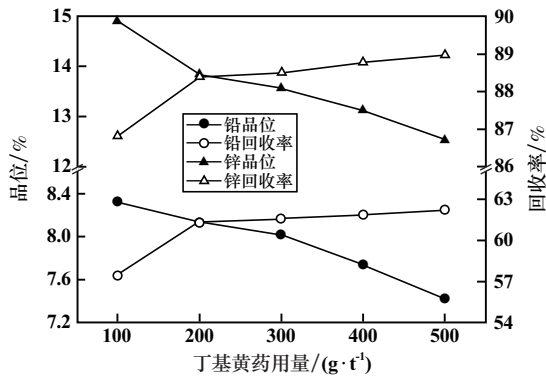


图6 丁基黄药用量试验结果

由图6可知,随着丁基黄药用量增加,粗精矿中铅和锌品位逐渐下降。丁基黄药用量由100 g/t增加到200 g/t时,粗精矿中铅和锌回收率增幅明显;随着丁基黄药用量继续增加,铅和锌回收率增幅放缓。适宜的丁基黄药用量为200 g/t。

2.2 闭路试验

试验过程中发现,扫选1铅回收率较高,达到10%以上,说明部分铅浮选速率较慢,宜采用两段粗选,保证铅回收率。同时,为了避免中矿返回量过大,优化后的工艺采用两段粗选、两段扫选、一段精粗选、两段精选、两段精扫选作业,此流程对中矿进行再选,产出第2个尾矿,避免了中矿累积对闭路循环的不利影响。优化后的浮选工艺流程如图7所示,闭路试验结果如表4所示。作为对照,表5列出了优化前的闭路试验结果。

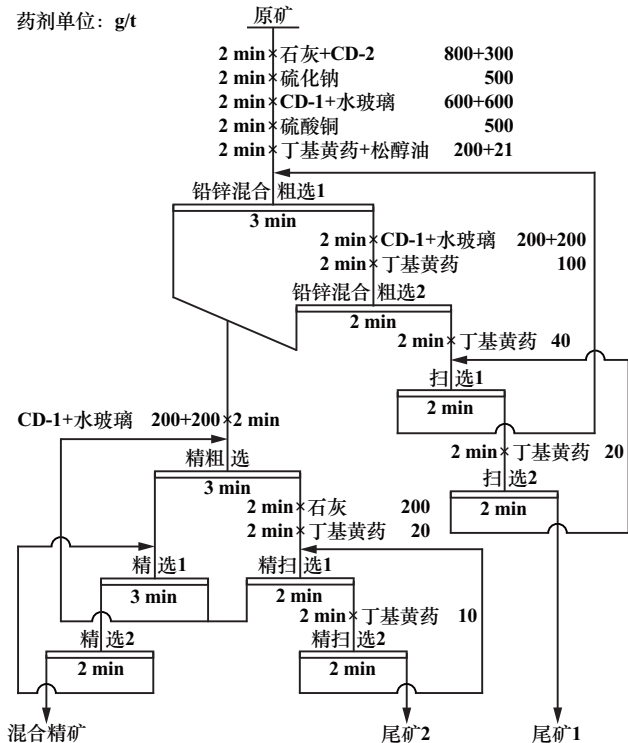


图7 优化工艺试验流程

表4 优化工艺试验结果

产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
		Pb	Zn	Pb	Zn
混合精矿	15.13	16.25	27.69	65.05	92.49
尾矿1	71.42	1.39	0.38	26.27	5.99
尾矿2	13.45	2.44	0.51	8.68	1.52
原矿	100.00	3.78	4.53	100.00	100.00

表5 优化前试验结果(一粗两扫三精,中矿顺序返回)

产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
		Pb	Zn	Pb	Zn
混合精矿	15.15	14.01	26.12	55.69	87.35
尾矿	84.85	1.99	0.68	44.31	12.65
原矿	100.00	3.81	4.53	100.00	100.00

优化后的工艺将中矿进行精扫选,避免了中矿顺序返回时循环量大的缺点。优化后混合精矿中铅品位和回收率分别为16.25%和65.05%,锌品位和回收率分别为27.69%和92.49%。相较于优化前,铅品位和回收率分别提高了2.24个百分点和9.36个百分点,锌品位和回收率分别提高了1.57个百分点和5.14个百分点,混合精矿中铅和锌回收率提升较明显。

3 结 论

1) 某高氧化率硫化铅锌矿石中可供回收的有价矿物主要为方铅矿、闪锌矿以及黄铁矿,脉石矿物以石英、云母、白云石、方解石、高岭石为主。矿石中铅和锌主要以硫化物形式存在,但氧化率高,属于高氧化率硫化铅锌矿石。

2) 采用石灰+CD-2为黄铁矿抑制剂、CD-1+水玻璃为脉石抑制剂、硫化钠为硫化剂、硫酸铜为活化剂、丁基黄药为捕收剂、松醇油为起泡剂,采用两段粗选、两段扫选、一段精粗选、两段精选、两段精扫选闭路试验流程,所获得的混合精矿中铅品位和回收率分别为16.25%和65.05%,锌品位和回收率分别为27.69%和92.49%。相较于原工艺流程生产指标,铅品位和回收率分别提高了2.24个百分点和9.36个百分点,锌品位和回收率分别提高了1.57个百分点和5.14个百分点。优化后的工艺有效提高了该高氧化率硫化铅锌矿石的浮选回收率。

参考文献:

[1] 张 谦,丰奇成,文书明,等. 西藏甲玛高氧化率铜铅锌矿混合浮选试验研究[J]. 昆明理工大学学报(自然科学版), 2019,44(4): 32-39.
 [2] 张明超,李景朝,李鹏远,等. 国内外铅锌矿资源及分布概述[J]. 中国矿业, 2016,25(Z1):41-45.

原矿中的硫化铜矿物。

2) 磨矿细度-0.074 mm 粒级占 75.2%, 丁基黄药、Z-200、乙硫氮组合作为捕收剂, 石灰与次氯酸钙复配作为调整剂, 采用一粗三精三扫浮选闭路流程, 在原矿铜品位 0.42% 条件下, 获得了铜品位 12.15%、铜回收率 85.05% 的铜精矿产品, 有效改善了生产指标。

参考文献:

[1] 任彦瑛. 中国铜矿资源的现状及潜力分析[J]. 中国金属通报, 2021(1):5-6.

[2] 简胜, 孙伟, 胡岳华. 内蒙古某复杂多金属硫化矿选矿技术研究[J]. 矿冶工程, 2019(4):50-53.

[3] 贾木欣, 应平, 付强. 从工艺矿物学角度探讨某些难处理资源开发利用中的问题[J]. 有色金属(选矿部分), 2015(2):1-4.

[4] 曲思思, 刘新聪, 范耀芬, 等. 某难选氧化铜矿的浮选药剂试验[J]. 世界有色金属, 2021(15):116-117.

[5] 袁铭泽, 周兴龙, 王兰华, 等. 四川某硫化铜矿浮选新药剂试验研究[J]. 矿冶工程, 2017(1):46-48.

引用本文: 苟浩然, 曾海鹏, 黄红军, 等. 湖北某复杂低品位铜矿浮选试验研究[J]. 矿冶工程, 2023, 43(4):85-88.

(上接第 81 页)

[3] 李强, 常永强, 王荣生. 某微细粒含碳高硫铅锌矿选矿试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2022(2):108-113.

[4] 宋振国, 崔强, 周兵仔, 等. 某块状硫化物型铜铅锌多金属矿选别工艺优化研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2022(1):89-95.

[5] 巩明辉, 李国栋, 王婷霞. 某高氧化率铅锌矿选矿试验研究[J]. 金属矿山, 2022(5):117-122.

[6] 汤优优, 陈雄. 西南某低品位硫化铅锌矿选矿试验研究[J]. 金属矿山, 2021(3):103-109.

[7] 毛志丹, 谢克强, 孔德全, 等. 云南某复杂硫、氧混合铅锌矿浮选实验研究[J]. 矿冶工程, 2021, 41(6):34-37.

[8] 郭灵敏. 缅甸某铅锌银多金属氧硫混合矿选矿技术开发研究[J]. 矿冶工程, 2022, 42(5):81-85.

[9] 罗斌, 刘全军, 余力, 等. 高氧化率铅锌矿浮选试验[J]. 有色金属工程, 2019(3):69-75.

[10] CHEN J, LI Y, CHEN Y. Cu-S flotation separation via the combination of sodium humate and lime in a low pH medium[J]. Minerals Engineering, 2011, 24(1):58-63.

[11] 王妍, 王旭, 薛凯, 等. 内蒙古某含银多金属硫化矿强化选别试验研究[J]. 矿冶工程, 2021, 41(5):49-52.

[12] 朱玉霜, 朱建光. 浮选药剂的化学原理[M]. 长沙:中南工业大学出版社, 1996.

引用本文: 周艳飞, 王建安, 沈发明, 等. 某高氧化率硫化铅锌矿混合浮选试验研究[J]. 矿冶工程, 2023, 43(4):78-81.

(上接第 84 页)

获得 Cu 品位 23.01%、S 含量 23.83%、铜回收率 95.47% 的铜精矿和 S 品位 35.72%、Cu 含量 0.084%、硫回收率 58.48% 的硫精矿, 尾矿 Cu、S 含量分别为 0.035%、0.24%, 尾矿铜、硫损失率分别为 4.11%、9.20%。

参考文献:

[1] 杨卉芑, 王威, 柳林, 等. 全球铜矿开发利用技术发展趋势[J]. 矿产保护与利用, 2021(5):134-139.

[2] 陈艳平, 毛益林, 陈晓青, 等. 四川某铜矿选矿试验研究[J]. 矿产综合利用, 2020(2):87-90.

[3] 张立刚, 欧阳崇钟, 李文凤. 新型捕收剂浮选山东某伴生铜矿试验研究[J]. 矿冶工程, 2022, 42(2):70-72.

[4] 黄春海, 胡新红, 段瑶, 等. 湖南某高硫低品位铜矿选矿试验研究[J]. 矿冶工程, 2021, 41(3):72-74.

[5] 于俊杰, 曾海鹏, 舒有顺, 等. 湖北某铜矿低碱度浮选工艺研究[J]. 矿产保护与利用, 2022, 42(1):112-117.

[6] 周利华. 某复杂铜硫矿浮选分离与综合回收试验研究[J]. 矿冶工程, 2020, 40(1):77-80.

引用本文: 曹玉川. 某硫化铜矿浮选试验研究[J]. 矿冶工程, 2023, 43(4):82-84.