

某硫化铜氧压浸出渣浮选试验研究

罗虹霖，冯泽平

(长沙有色冶金设计研究院有限公司，湖南 长沙 410001)

摘要：针对某硫化铜氧压浸出渣高酸、高离子浓度造成的资源回收难、安全环保风险高的问题，本文进行了详细的选矿试验，闭路试验结果表明：采用丁黄药进行快速浮选，可获得铜精矿品位 18.35%，回收率 87.83%，尾矿铜品位 0.25%。

关键词：浸出渣；浮选；氧压浸出

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2020.05.019

中图分类号：TD952 文献标志码：A 文章编号：1000-6532 (2020) 05-0125-05

在我国，近年来大规模在锌冶炼行业生产中应用，中金岭南、云南冶金集团、西部矿业、新疆华源通盛等企业相继建成 20 万 t 冶炼能力的锌厂，采用氧压浸出湿法冶金技术。由于氧压浸出技术弥补了原有湿法冶金技术的不足，最大程度实现锌及伴生有价金属的高效回收，已广泛地被锌冶炼行业所接受^[1-4]。

某硫化铜精矿含铜 20% ~ 25% 通过氧压浸出工艺处理后，产出高离子浓度和酸性的含铜浸出渣，本部分渣属于危险固体废弃物，无法进行直接堆存与处置，存在巨大的安全环保风险，同时该部分渣含有较高的硫元素与铜资源，直接堆存造成巨大的资源浪费^[5-6]。

目前，铜渣处理方式主要有浮选、火法贫化和湿法浸出三大类。浮选用于回收渣中的铜组分；火法贫化是采用贫化炉使渣中铜转入铜铈中，从而降低渣的铜品位而达到回收的目的；湿法浸出可以综合回收渣中的有价金属元素，如铜、钴、镍等^[7-9]。

1 试验材料

1.1 试料性质

本次所用浸出渣为硫化铜精矿二段氧压浸出后经压滤后所得的滤渣，由于浸出渣是铜精矿两段酸浸后的滤渣，渣中仍含有部分滤液，故浸出渣呈强酸性，pH 值在 2.1 ~ 2.5 之间。同时浸出渣所含浸出液中有大量的 Cu^{2+} 、 Fe^{2+} 、 Ca^{2+} 、 Mg^{2+} 、 SO_4^{2-} 等离子。试料多元素分析结果见表 1。

表 1 浸出渣化学组成 /%

Table 1 Chemical composition of leached slag										
Cu	Fe	S	Na	Mg	Al	Si	Zn	Ag	Pb	K
1.87	28.88	18.62	0.29	0.05	0.97	3.48	0.01	0.01	0.129	0.41

将浸出渣样采用水析分级，检测分析结果见表 2。

表 2 浸出渣水析试验结果

Table 2 Test results of leaching residue water analysis								
粒级 / mm	产率 / %	品位 / %			分布率 / %			
		Cu	S	Fe	Cu	S	Fe	
+0.154	0.45	19.81	50.53	10.56	4.8	1.23	0.17	
-0.154+0.074	1.54	16.20	45.12	12.37	13.35	3.74	0.66	
-0.074+0.045	1.88	13.20	38.20	20.27	13.28	3.86	1.33	
-0.045+0.038	0.82	14.80	36.36	23.20	6.46	1.60	0.70	
-0.038	95.30	1.22	17.50	29.45	62.11	89.57	97.15	
合计	100.00	1.87	18.62	28.88	100.00	100.00	100.00	

收稿日期：2020-03-09

基金项目：国家重点研发计划资助项目 (2018YFE0123100)

作者简介：罗虹霖 (1989-)，男，硕士，工程师，主要从事矿产资源高效绿色工艺研究及应用研究。

可以看出，浸出渣中 -38 μm 95%，细度非常细，全部达到矿泥标准，铜，铁，硫主要分布在 -38 μm 粒级中。同时铜、硫在粗粒级中有富集现象，+0.154 mm 粒级中铜、硫品位皆高出平均品位数十倍，并随粒级变细而降低。

MLA 分析结果得出浸出渣的矿物组成及其含量见表 3。

表 3 浸出渣中各矿物组成及其含量 /%								
Table 3 Mineral compositions and contents in the leached slag								
黄铜矿	铜蓝	黝铜矿	水胆矾	黄铁矿	辉钼矿	铁矾	石英	钾长石
6.01	3.56	3.84	0.02	1.34	0.28	77.13	3.22	0.56
钠长石	云母	重晶石	氟碳铈矿	金红石	褐铁矿	其他	合计	
1.42	2.15	0.03	0.00	0.19	0.08	0.16	100.00	

由表 3 可以看出，浸出渣主要由黄铜矿、铜蓝、黝铜矿、黄铁矿、铁矾、石英、云母等组成，其中铁矾含量 77.13% 为主要矿物，铜矿物合占 13.42%。

1.2 试验试剂及设备

试验主要试剂有乙黄药、丁黄药、异丁基黄药、异戊基黄药。试验设备有 XFD 型 1.0、0.5 L 浮选机、真空过滤机、电热恒温鼓风干燥箱等。

2 试验结果

2.1 捕收剂种类筛选试验

捕收剂种类试验选择不添加捕收剂、乙黄药、丁黄药、异丁基黄药、异戊基黄药五种条件进行试验，试验流程见图 1，试验结果见表 4。

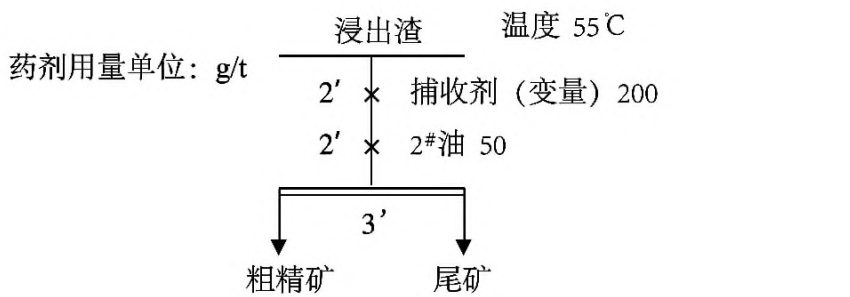


图 1 捕收剂种类试验流程
Fig. 1 Test flow chart of collector type

表 4 捕收剂种类试验结果				
Table 4 Test results of collector types				
捕收剂	产品名称	产率 /%	Cu 品位 /%	Cu 回收率 /%
不加捕收剂	粗精矿	13.80	9.80	72.34
	尾矿	86.20	0.60	27.66
	原矿	100.00	1.87	100.00
乙黄药	粗精矿	15.19	9.80	79.59
	尾矿	84.81	0.45	20.41
	原矿	100.00	1.87	100.00
丁黄药	粗精矿	12.89	11.80	81.37
	尾矿	87.11	0.40	18.63
	原矿	100.00	1.87	100.00
异丁基黄药	粗精矿	12.61	12.20	82.24
	尾矿	87.39	0.38	17.76
	原矿	100.00	1.87	100.00
异戊基黄药	粗精矿	13.24	11.50	81.44
	尾矿	86.76	0.40	18.56
	原矿	100.00	1.87	100.00

从结果可以看出，不添加捕收剂时尾矿含铜较高达到 0.6%，加了捕收剂后尾矿中铜品位及回收率均降低。而丁黄药、异丁基黄药和异戊基黄药效果优于乙黄药，相同条件下尾矿中含铜降至 0.4% 左右，精矿回收率保持在 80% 以上，考虑到价格因素，后续试验选择丁黄药作为捕收剂。

2.2 捕收剂用量试验

采用丁黄药作为捕收剂，进行粗选捕收剂用量试验，结果见表 5。

表 5 捕收剂用量试验				
Table 5 Test of collector dosage				
捕收剂用量 / (g·t ⁻¹)	产品名称	产率 /%	Cu 品位 /%	Cu 回收率 /%
0	粗精矿	13.80	9.80	72.34
	尾矿	86.20	0.60	27.66
	原矿	100.00	1.87	100.00
200	粗精矿	12.82	11.80	80.89
	尾矿	87.18	0.41	19.11
	原矿	100.00	1.87	100.00
400	粗精矿	11.85	13.10	83.03
	尾矿	88.15	0.36	16.97
	原矿	100.00	1.87	100.00
800	粗精矿	12.02	13.00	83.53
	尾矿	87.98	0.35	16.47
	原矿	100.00	1.87	100.00

由结果可以看出，随着捕收剂用量的增加尾矿中铜含量降低，精矿回收率、品位均提高，当捕收剂用量为 400 g/t 时尾矿中铜降至 0.36%，精

矿回收率达到 83%，继续增加捕收剂用量品位回收率变化很小，故选择 400 g/t 为粗选捕收剂用量。

2.3 粗选时间试验

在前续试验基础上进行粗选时间试验，试验结果见表 6。

表 6 粗选时间试验
Table 6 Test of roughing n time

粗选时间 /min	产品名称	产率 /%	Cu 品位 /%	Cu 回收率 /%
3.0	粗精矿	1.85	13.10	83.03
	尾矿	88.15	0.36	16.97
	原矿	100.00	1.87	100.00
4.0	粗精矿	12.73	12.50	85.07
	尾矿	87.27	0.32	14.93
	原矿	100.00	1.87	100.00
5.0	粗精矿	13.61	12.15	88.45
	尾矿	86.39	0.25	11.55
	原矿	100.00	1.87	100.00
6.0	粗精矿	13.86	12.00	88.94
	尾矿	86.14	0.24	11.06
	原矿	100.00	1.87	100.00

由结果可以看出，随着粗选时间的增长，尾矿中含铜不断下降，到 5 min 时到达尾矿品位降至 0.3% 以下。根据前期试验要求，本次试验尾矿降至 0.3% 即可，故选择 5 min 作为粗选时间。

2.4 精选对比试验

根据前续条件试验，确定粗选捕收剂为丁黄药，用量 400 g/t，起泡剂 2# 油，用量 50 g/t，粗选时间 5min。在此基础上进行精选开路试验，一次精选流程见图 3，结果见表 7。

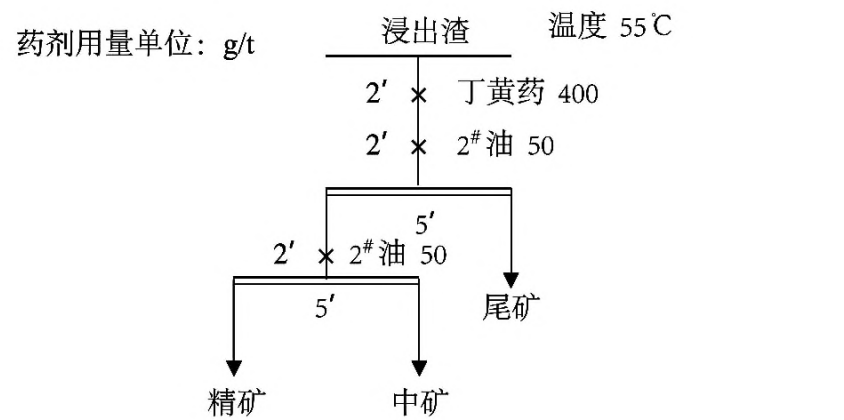


图 2 一次精选试验流程
Fig. 2 Flow chart of one cleaning separation

表 7 一次精选试验结果
Table 7 Test results of one cleaning separation

产品名称	产率 /%	Cu 品位 /%%	Cu 回收率 /%
精矿	9.07	16.40	79.56
中矿	12.80	1.52	10.41
尾矿	78.12	0.24	10.03
原矿	100.00	1.87	100.00

从表 7 可以看出，精矿品位为 16.40%，仍然较低。根据前期试验要求，本次试验精矿品位需达到 18% 以上，故考虑再增加一次精选以进一步提高精矿品位至目标品位。

两次精选流程见图 3，结果见表 8。

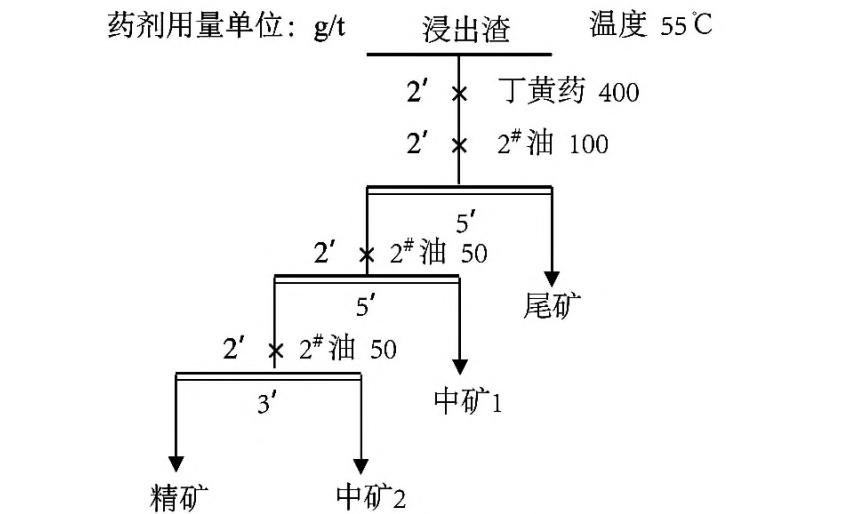


图 3 两次精选流程
Fig. 3 Flow chart of two cleaning separation

表 8 两次精选试验结果
Table 8 Test results of two cleaning separation

产品名称	产率 /%	Cu 品位 /%	Cu 回收率 /%
精矿	8.03	18.30	78.39
中矿 1	7.65	1.52	6.20
中矿 2	2.50	3.70	4.93
尾矿	81.82	0.24	10.47
原矿	100.00	1.87	100.00

从表 8 可以看出，通过两次精选精矿品位提高至 18.3%，达到预期目标，可以进行闭路试验。

2.5 闭路试验

根据开路试验结果进行闭路试验，闭路试验结果见表 9，流程见图 4。

表 9 闭路试验结果

Table 9 Closed-circuit test results

粒级 / mm	产率 /%	品位 /%			回收率 /%		
		Cu	Fe	S	Cu	Fe	S
精矿	8.95	18.35	10.36	59.52	87.83	3.21	28.61
尾矿	91.05	0.25	30.70	14.60	12.17	96.79	71.39
原矿	100.00	1.87	28.88	18.62	100.00	100.00	100.00

由表 9 可知，铜精矿品位 18.35%，回收率 87.83%，尾矿铜品位 0.25%。

2.6 浮选产品检验

闭路试验获得的铜精矿及尾矿的化学成分分析结果分别见表 10。对闭路试验所得精矿及尾矿进行化学物相分析，结果见表 11。

表 10 产品化学成分分析 /%

Table 10 Chemical analysis of products

名称	Cu	Fe	S	Na	Al	Si	Zn	As	Ca	K	Mo	Cr	Pb
精矿	18.35	10.36	59.52	0.25	0.73	3.56	0.09	0.28	0.01	0.17	0.19	/	/
尾矿	0.25	30.70	14.60	0.18	0.85	2.31	/	0.06	0.02	0.39	-	0.22	0.17

表 11 产品中铜、硫化学物相分析 /%

Table 11 Copper and sulphur phase analysis

名称	元素硫	硫化物	硫酸盐	总硫	氧化铜	原生硫化铜	次生硫化铜	总铜
精矿	36.73	22.45	0.15	59.33	0.18	8.93	9.74	18.40
尾矿	0.21	1.20	13.07	14.48	0.06	0.07	0.12	0.25

从化学分析可以看出，本试验可以产出 18.35% 的铜精矿，浮选尾矿可以控制在 0.25%。从化学物相结果可以看出，精矿中含有 36.73% 的元素硫，精矿中铜以原生硫化铜和次生硫化铜为主。尾矿中铜的损失主要在次生硫化铜。

3 结 论

- (1) 二段浸出渣以铁矾为主要矿物，含量为 77.13%，铜矿物合占 13.42%。
- (2) 本次浸出渣浮选试验闭路结果为：铜精矿品位 18.35%，回收率 87.83%，尾矿铜品位 0.25%。实现了预期目标，即浮选尾矿含铜 <0.3%，浮选精矿品位 >18%，浮选回收率 >85%，保证了全流程的综合回收率。
- (3) 该工艺流程充分考虑了铜氧压浸出渣高酸、高离子浓度的因素，工艺流程及药剂制度先进，选矿指标稳定，为复杂难处理铜精矿氧压浸出渣

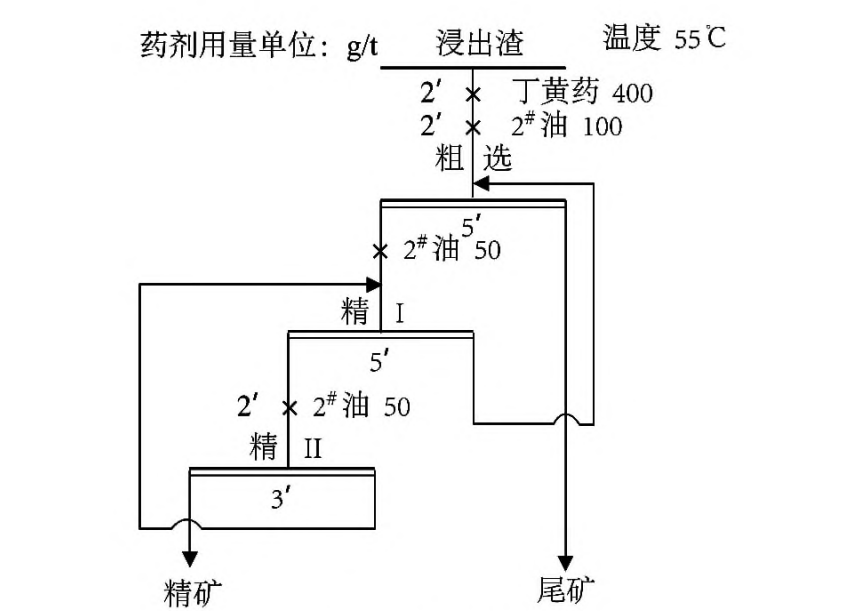


图 4 闭路流程

Fig .4 Closed-circuit flow chart

的综合回收利用提供具有广泛应用的研究成果。

参考文献：

[1] 张乐如 . 铅锌冶炼新技术 [M]. 长沙：湖南科学技术出版社 ,2006.

Zhang L R. New Lead and zinc smelting technology [M]. Changsha: Hunan Science and Technology Press, 2006.

[2] 彭容秋 . 重金属冶金工厂原料的综合利用 [M]. 6 版 . 长沙：中南大学出版社 ,2006.

Peng Y Q. Comprehensive Utilization of raw materials in heavy metal metallurgy plants[M]. 6th edition. Changsha: Central South University Press, 2006.

[3] 杜新玲 . 贵金属冶金技术 [M]. 长沙：中南大学出版社 ,2012.

Du X L. Precious Metal Metallurgy technology [M]. Changsha: Central South University Press, 2012.

[4] 刘井宝,王留情,欧亚晖,等 . 氧压浸出技术在处理含铜复杂物料中的应用 [J]. 湖南有色金属 ,2018(4):28-30,40.

Liu J B, Wang L Y, Ou Y H, et al. Application of oxygen pressure leaching technology in the treatment of complex materials containing copper [J]. Hunan Nonferrous Metals, 2018(4):28-30,40.

[5] 刘纲,朱荣 . 当前我国铜渣资源利用现状研究 [J]. 矿冶 ,2008,17(3):59-63.

Liu G, Zhu R. Research on the utilization status of copper slag resources in China at present [J]. Mining & metallurgy, 2008,17

(3):59-63.

[6] 孙伟, 刘建远, 贺政, 等. 某铜渣浮选试验研究 [J]. 矿产综合利用, 2019(2):112-114.

Sun W, Liu J Y, He Z, et al. Experimental study on flotation of copper slag [J]. Mineral Resources Comprehensive Utilization, 2019 (2) : 112-114.

[7] 王鹏, 高利坤, 董方, 等. 铜冶炼渣浮选回收铜的研究现状 [J]. 矿产综合利用, 2017(1):16-20.

Wang P, Gao L K, Dong F, et al. Research status of copper recovery from copper smelting slag flotation [J].

Comprehensive Utilization of Minerals, 2017 (1) : 16-20.

[8] 吕兵超, 廖银英, 方娴, 等. 某铜渣浮选药剂优化试验研究 [J]. 有色金属: 选矿部分, 2018(6):7-11.

Lv B C, Liao Y Y, Fang X, et al. Experimental study on optimization of flotation reagents for a copper slag [J]. Nonferrous Metals: Ore dressing part, 2018 (6) : 7-11.

[9] Zhang Y, Man R L, Ni W T, et al. Selective leaching of base metals from copper smelter slag [J]. Hydrometallurgy, 2010(14): 25.

Experimental Study on Oxygen Leaching Slag Flotation of a Copper Sulfide

Luo Honglin, Feng Zeping

(CINF Engineering Corporation Limited, Changsha, Hunan, China)

Abstract: In view of the problems of difficult recovery of resources and high risks of safety and environmental protection caused by high acid and high ion concentration of a copper sulfide oxygen pressure leaching slag, a detailed beneficiation test was conducted in this paper. The test results are copper concentrate grade 18.35%, recovery rate 87.83%, tailings copper grade 0.25%.

Keywords: Leaching slag; Flotation; Oxygen pressure leaching.

////////////////////////////////////
(上接 160 页)

Zhang D, Chen Y. Influence of cone Angle on Flow Field and Separation Performance of Solid-liquid Hydrocyclone [J]. Fluid Machinery, 2009 (8) : 11-16.

[7] 崔宝玉. 水力旋流器流场及分离过程的数值试验研究

[D]. 沈阳: 东北大学, 2014.

Cui B Y. Numerical Experimental Study on Flow Field and Separation Process of Hydrocyclone [D]. Shengyang: Northeastern University. 2014.

Application of a New Generation of Fine Tailings Deep Concentration Process and Equipment

Cong Longfei¹, Wang Xiaopeng¹, Zhou Changchun², Lv Wenyong³

(1. Weihai Shangpin mechanical equipment technology Co. Ltd, Weihai, Shandong, China; 2. School of Chemical Engineering and Technology, China University of Mining and Technology, Xuzhou, Jiangsu, China; 3. Shandong jinxitai mining Co., Ltd., Lanling, Shandong, China)

Abstract: In order to solve the problem of treating fine tailings after dry heap in Shandong Jinxitai Mining Co., Ltd., a three-stage deep concentration process was designed. According to the process characteristics, the feed body, column section and cone Angle of the traditional cyclone were optimized and improved. The concentration capacity and purification capacity of the improved cyclone were compared by single factor (pressure P) test. The test results show that the concentration performance and purification capacity of the improved cyclones Smax100/ PU-K and Smax75/ PU-WY have been significantly improved. The field test index of the industrial model SPWK-650 has reached the filling concentration 68% and the backwater concentration 2%, meeting the requirements of field production.

Keywords: Cyclone; Filling; Purification; Device prizing