

山西某铜冶炼渣选矿优化试验研究

闫国辉, 何荣权, 郭谨铭

(中国恩菲工程技术有限公司, 北京 100038)

[摘要] 山西某富氧底吹炼铜熔炼渣含铜量为 4.19%, 为更好的回收熔炼渣中铜金属, 在进行一次粗选试验, 确定最佳磨矿细度和药剂制度的条件下, 开展了常规流程和优化流程的对比试验研究。试验结果表明, 最终磨矿细度为 -0.045 mm 占 85%, 快速浮选药剂制度为 Z-200 和丁基黄药各 200 g/t , 松醇油 50 g/t 。优化前的常规流程为快速浮选尾矿进入二段磨矿后进行二段浮选, 包括一次粗选、三次扫选, 每次扫选精矿顺序返回上次作业。优化工艺流程为快速浮选尾矿进入二段磨矿后进行二段浮选, 包括一次粗选、两次精选、二次扫选, 精选一尾矿和一次扫选尾矿合并为中矿返回中矿再磨, 二次精选、二次扫选顺序返回上次作业。在一段磨矿细度为 -0.074 mm 占 60%, 二段磨矿细度 -0.045 mm 占 85% 条件下, 优化后工艺流程可获得铜精矿品位 33.02%, 回收率 94.32% 的指标。

[关键词] 铜渣; 浮选; 药剂制度; 磨矿细度

[中图分类号] TD923; X758

[文献标志码] A

[文章编号] 2097-2423(2025)01-0077-05

DOI: 10.19610/j.cnki.cn10-1873/tf.2025.01.013

0 引言

铜是一种重要的金属资源, 广泛应用于各个领域, 在国民经济和现代化建设中扮演着重要的角色^[1-2]。随着我国工业化进程的加快, 铜资源的需求持续增加。自 2002 年中国成为世界最大铜消费国以来, 世界铜消费增量便主要来自中国, 据统计 2019 年中国铜金属消费量占全球消费量的 53.6%。中国铜储量仅占世界储量的 3%, 自产铜精矿不能满足需求。同时, 铜冶炼渣的产量巨大, 其综合利用显得尤为重要, 铜冶炼工艺和冶炼渣冷却工艺对冶炼渣性质影响巨大^[3-6]。

铜冶炼渣是火法炼铜产物, 每冶炼 1 t 金属铜, 一般会产约 2.2 t 铜冶炼渣^[7]。铜冶炼渣主要成分为铁硅酸盐、磁性铁氧化物、铜硫化物、磁铁矿、磁黄铁矿、金属铜、硅酸盐和玻璃体等^[8-10]。铜冶炼渣中的有价金属回收技术主要有火法、选矿法和湿法^[11-12]。现

阶段国内铜冶炼渣综合利用主流方式是利用浮选法回收渣中铜、金、银等有色金属, 部分选矿厂对渣选铜尾矿进行磁选, 回收部分磁性含铁矿物。渣选尾矿通常可作为介质粉、水泥矿化剂等直接出售^[13-14]。

铜冶炼渣的成分、矿物组成、结构、含铜矿物的嵌布特征和粒度组成对选别指标有至关重要的影响。韩彬等^[15]对云南某铜冶炼渣进行了研究, 发现冶炼渣中的铜主要以辉铜矿、斑铜矿、黄铜矿等硫化铜矿物和金属铜形式存在。黄红军^[16]的研究表明, 铜冶炼渣中铜颗粒长大速度与铜渣黏度成反比关系; 铜冶炼渣在液态时的黏度主要受渣中 SiO_2 的含量影响, 同等温度下 SiO_2 含量越高, 冶炼渣黏度越大; 铜冶炼渣 SiO_2 含量和冷却速度对铜冶炼渣的选别指标有直接影响。雷贵春^[17]的研究表明, 铜冶炼渣相变温度较窄, 大致为 $1080\sim 1140\text{ }^\circ\text{C}$, 在此温度区间铜颗粒容易长大, 因此应严格控制降温过程的温度区间。

由于近些年铜金属价格持续位于高位, 铜冶炼渣作为二次资源具有极大开发空间, 特别是在提高铜冶炼渣选矿回收率方面, 新工艺的开发运用显得尤为迫切。本文针对山西某铜冶炼渣进行不同磨浮工艺流程的试验研究, 优化选矿工艺流程, 提高选矿铜回收率。

1 试验

1.1 试验原料

山西某铜冶炼厂采用富氧底吹熔池熔炼技术进

[收稿日期] 2024-08-30

[作者简介] 闫国辉(1991—), 男, 辽宁朝阳人, 本科, 选矿工程师, 主要从事选矿咨询与设计等工作。

[引用格式] 闫国辉, 何荣权, 郭谨铭. 山西某铜冶炼渣选矿优化试验研究[J]. 绿色矿冶, 2025, 41(1): 77-81.

YAN Guohui, HE Rongquan, GUO Jinming. Experiment study on optimization of beneficiation process of copper slag in Shanxi [J]. Sustainable Mining and Metallurgy, 2025, 41(1): 77-81.

行铜冶炼,具体工艺流程为“富氧底吹熔池熔炼-转炉吹炼-阳极炉精炼-电解精炼-熔炼渣选矿-吹炼渣返回熔炼”。鼓入熔炼炉内的富氧空气与炉料发生一系列化学反应,产生液体铜铈和炉渣。铜铈送吹炼炉,含铜量 25% 以上的吹炼渣直接返回熔炼,不进入铜冶炼渣选矿,熔炼炉铜冶炼渣排入 6 m³ 缓冷渣包,自然冷却 8 h,加水冷却 40 h 后输送翻包至缓冷渣场堆存。

铜冶炼渣化学成分分析结果见表 1,物相分析结果见表 2 和表 3。由表 2 和表 3 可知,铜矿物主要为辉铜矿(含铁)、斑铜矿、黄铜矿、金属铜(含铁);脉石矿物主要为磁铁矿、铁橄榄石、钙铁铝硅质玻璃体、钾钙铁铝硅质玻璃体等。

表 1 铜冶炼渣中化学成分分析结果

成分	Cu	Fe	S	SiO ₂	As	Pb	Zn	其他
含量/%	4.19	47.50	1.61	24.30	0.01	1.20	1.30	19.89

表 2 铜冶炼渣中主要含铜矿物及其含量

含铜矿物	辉铜矿 (含铁)	斑铜矿	赤铜铁矿	黄铜矿	金属铜
含量/%	0.491	0.334	0.036	0.026	0.049

表 3 铜冶炼渣中主要脉石矿物及其含量

脉石矿物	磁铁矿	铁橄榄石	钙铁铝硅 质玻璃体	钾钙铁铝硅 质玻璃体	石英
含量/%	42.245	32.942	15.772	5.935	0.730

1.2 试验方法

根据原料性质、结合当前国内外成熟工艺流程,选矿试验采用一次开路粗选试验流程进行磨矿细度、药剂制度的条件试验研究。在获得最佳磨矿细度和药剂制度的条件下,开展不同选矿工艺流程的对比试验研究。

磨矿试验设备选用 XMB-φ240 × 90 锥形球磨机,浮选试验设备选用 XFD3 II 型、XFD0.75 II 型、XFD0.5 II 型单槽浮选机,浮选试验所用捕收剂为丁基黄药、Z-200,起泡剂为松醇油。

2 结果与讨论

2.1 磨矿细度试验

磨矿细度是影响铜冶炼渣浮选回收率的重要因素之一。铜冶炼渣为人造矿物,含铜矿物嵌布粒度和形态与天然矿物相比差异较大,呈现粗粒含铜矿物和细粒含铜矿物占比较高,中间粒度含铜矿物占

比较低的“两头高、中间低”特征^[18]。铜冶炼渣的脉石矿物成分中铁含量较高,在可磨性方面表现为质硬、性脆、难磨。结合铜冶炼渣的特性,为了实现铜矿物的有效单体解离度,实现高效回收,通常采取阶段磨矿、阶段选别的工艺流程。多个铜渣选矿厂生产实践表明,通常一段磨矿粗磨至 -0.074 mm 占 75% 进入快速浮选,快速浮选尾矿再磨至 -0.045 mm 占 85% 进入二段浮选。

一段磨矿细度试验研究流程如图 1 所示,试验结果见表 4。由表 4 可知,随着磨矿细度提高,铜精矿品位逐渐降低,铜回收率呈先提高后降低的趋势;当磨矿细度达到 -0.045 mm 占 85.4% 时,铜精矿回收率达到最高,后续随磨矿细度提高,铜精矿回收率降低。出现这种情况,可能是因为随着磨矿细度的提高,铜冶炼渣中细粒嵌布的含铜矿物过磨,同时脉石矿物泥化随精矿泡沫夹杂进入铜精矿。

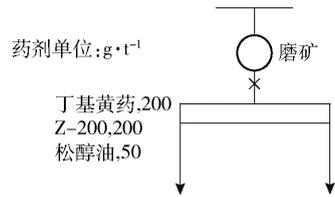


图 1 磨矿条件试验流程图

表 4 磨矿条件试验结果

磨矿细度(-45 μm)/%	铜精矿品位/%	铜精矿回收率/%
80.1	15.19	73.37
85.4	14.11	73.85
90.3	13.08	73.68

2.2 捕收剂用量试验

采用一段磨矿流程进行捕收剂用量试验,磨矿细度定为 -0.045 mm 占 85%,组合捕收剂添加比例为黄药: Z-200 = 1: 1,组合捕收剂添加量为试验变量。试验流程如图 2 所示,试验结果见表 5。

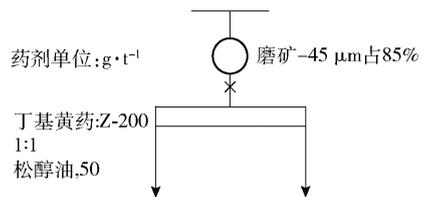


图 2 捕收剂用量条件试验流程图

由表 5 可知,随着捕收剂用量提高,铜精矿品位逐步降低,回收率逐步提高;当组合捕收剂用量超过 400 g/t 时,铜精矿品位随捕收剂用量提高而降低,铜精矿回收率升高幅度小。随着捕收剂用量提高,

铜冶炼渣中单体解离和富连生体铜矿物首先获得回收,铜精矿品位升高,回收率提高;当捕收剂用量继续增大时,脉石矿物和部分贫连生体含铜矿物也进入精矿,从而导致铜精矿品位降低,而回收率变化小。

表5 捕收剂用量条件试验结果

捕收剂用量/ $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$	铜精矿品位/%	铜精矿回收率/%
丁基黄药 100 + Z-200 100	16.46	70.17
丁基黄药 150 + Z-200 150	15.16	72.35
丁基黄药 200 + Z-200 200	14.25	73.83
丁基黄药 250 + Z-200 250	12.94	73.89

2.3 捕收剂配比试验

为利用捕收剂的“协同效应”以达到铜回收率和精矿品位的最佳值,在磨矿细度 -0.045 mm 占 85%、组合捕收剂用量为 400 g/t 的条件下,考察丁基黄药和 Z-200 的配比对选矿指标的影响,试验结果见表6。由表6可知,在丁基黄药 200 g/t + Z-200 200 g/t 的条件下铜精矿回收率最高。Z-200 具备一定的起泡性,当 Z-200 添加量较大、丁黄药添加量较少时,组合捕收剂补收能力不足,同时精矿产率增加、品位降低;当 Z-200 添加量较小、丁黄药添加量较大时,组合捕收剂补收能力较强,同时精矿产率降低、品位升高。

表6 组合捕收剂条件试验结果

捕收剂用量/ $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$	铜精矿品位/%	铜精矿回收率/%
丁基黄药 100 + Z-200 300	13.41	70.15
丁基黄药 200 + Z-200 200	14.45	73.64
丁基黄药 300 + Z-200 100	16.73	71.66

通过上述条件试验,确定选矿对比试验采用最终磨矿细度 -0.045 mm 占 85% 的阶段磨矿流程,快速浮选药剂采用 Z-200 和丁基黄药各 200 g/t ,松醇油 50 g/t 的药剂制度,精选和扫选采用相同的药剂制度,仅改变工艺流程进行对比。

2.4 流程对比试验

铜冶炼渣含铜矿物嵌布粒度、形态呈现出粗粒含铜矿物和细粒含铜矿物占比较高,中间粒度含铜矿物占比较低的显著特征,一般采用阶段磨矿、阶段选别工艺流程,一段磨矿后进行快速浮选,将粗颗粒含铜矿物尽早回收,避免含铜矿物过磨。

本研究对快速浮选尾矿的两个工艺流程进行了对比研究,试验条件为再磨细度为 -0.045 mm 占

85%,再磨后选别药剂制度为丁基黄药 150 g/t ,松醇油 30 g/t 。流程一为常规流程,即快速浮选尾矿进入二段磨矿后进行二段浮选,二段浮选包括一次粗选、三次扫选,扫选精矿顺序返回上次作业。流程二为优化流程,即快速浮选尾矿进入二段磨矿后进行二段浮选,二段浮选包括一次粗选、两次精选、二次扫选,精选一尾矿和一次扫选尾矿合并为中矿返回中矿再磨,二次精选、二次扫选顺序返回上次作业。常规流程和优化流程分别如图5、图6所示,试验结果分别见表7。优化流程的目的是提高最终精矿品位,优化中矿中贫连生体磨矿工艺流程,进一步提高含铜矿物的选矿回收率。

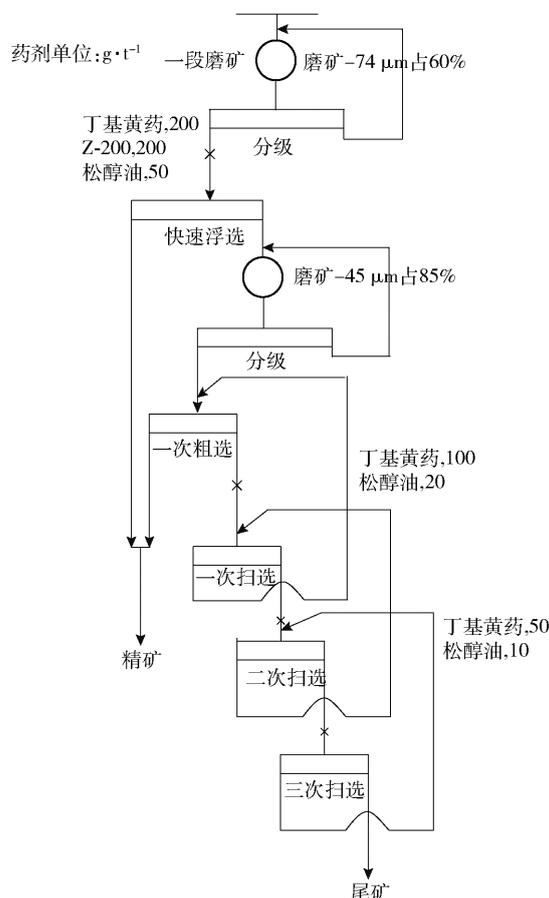


图3 常规工艺流程图

由表7可知,优化流程较常规流程的铜精矿品位和回收率均有小幅度提高。对比两个流程,常规流程缺点是二次浮选的中矿中含有大量贫连生体含铜矿物,这部分矿物随着捕收剂用量的提高会进入铜精矿中,导致铜精矿品位降低;如果降低捕收剂用量会导致这部分贫连生体进入尾矿中,导致铜精矿回收率降低。优化流程采用精选一尾矿和扫选一精矿集中返回再磨,然后再进入二次浮选粗选作

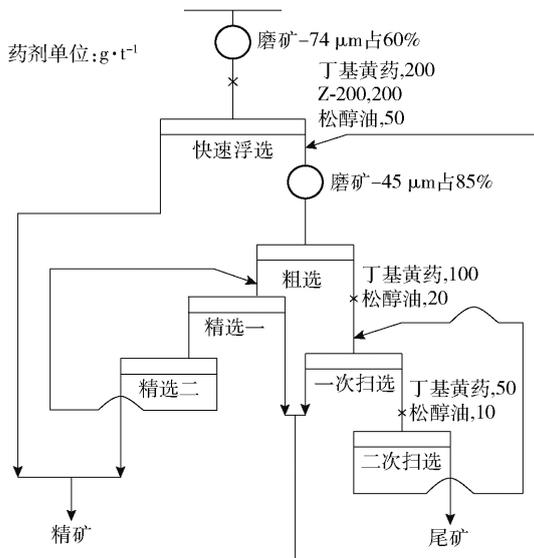


图4 优化工艺流程图

业,使该部分富连生体通过再磨进一步单体解离,有效规避了富连生体损失而导致的铜金属损失。

表7 常规流程和优化流程试验结果对比

条件	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
常规工艺	闭路第5组精矿	11.77	31.2	93.8
	闭路第5组尾矿	88.23	0.275	6.2
	闭路第6组精矿	15.82	24.6	94.46
	闭路第6组尾矿	84.18	0.271	5.54
优化工艺	闭路第5组精矿	12.23	33.02	94.32
	闭路第5组尾矿	87.77	0.241	4.98
	闭路第6组精矿	11.55	32.747	93.97
	闭路第6组尾矿	88.45	0.25	5.68

对优化工艺流程的尾矿样品中铜矿物(包括辉铜矿、斑铜矿、金属铜、铜铋合金、铜铅硫、赤铜铁矿、黄铜矿、砷铜矿等铜矿物及其集合体)的嵌布粒度进行了统计分析,结果见表8。

表8 优化流程尾矿中含铜矿物的粒度分布情况

粒度/ μm	嵌布粒度分布/%	
	粒度占有率	累计分布
+19	1.27	
-19+13.5	9.13	10.4
-13.5+9.6	21.51	31.91
-9.6+6.8	22.65	54.56
-6.8+4.8	18.67	73.23
-4.8+3.4	11.58	84.81
-3.4+2.4	7.91	92.72
-2.4+1.75	4.42	97.14

由表8可知,尾矿中铜矿物粒度主要分布在0.002~0.020 mm,可见损失在尾矿中的铜矿物粒度相对较为微细。对优化流程尾矿中铜矿物的嵌布特征进行MLA测试,结果如图5所示。由图5可见,尾矿中损失的含铜矿物主要以贫连生体的形式损失,富连生体较少,进一步降低尾矿品位较难实现。

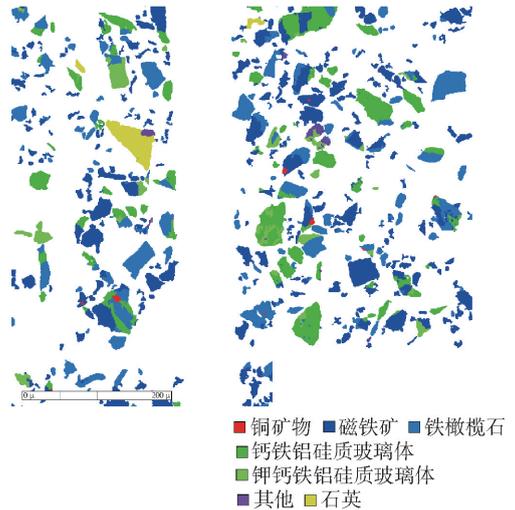


图5 优化流程尾矿中铜矿物的粒度形貌

3 结论

1) 山西某铜冶炼渣为富氧底吹熔炼渣,铜冶炼渣主要有价元素为铜和铁,原矿含铜量为4.19%,含铁量为47.50%。铜冶炼渣中的铜采用浮选工艺进行回收,影响铜回收的主要因素是冶炼渣中含铜矿物嵌布粒度分布不均,细粒嵌布含铜矿物较难回收。

2) 通过常规流程和优化工艺流程对比研究发现,在一段磨矿细度达到-0.074 mm占60%,二段磨矿细度达到-0.045 mm占85%的条件下,采用优化工艺流程,二段浮选的精选一尾矿和扫选一精矿合并为中矿集中返回再磨,可更有利于富连生体的回收,最终该流程可获得铜精矿品位33.02%,回收率94.32%的指标。

[参考文献]

- [1] 李博,王华,胡建杭,等. 从铜渣中回收有价金属技术的研究进展[J]. 矿冶,2009,18(1):44-48.
- [2] 王俊博,范蕾,李新,等. 基于物质流方法的中国铜资源社会存量研究[J]. 资源科学,2016,38(5):939-947.
- [3] 宁模功. 我国炼铜渣的现状及其综合利用[J]. 有色金

- 属(冶炼部分),1994(6):32-35,43.
- [4] 李博,王华,胡建亢,等.从铜渣中回收有价金属技术的研究进展[J].矿冶,2009,18(3):44-48.
- [5] 江明月,李长荣.炼铜炉渣的贫化及资源化利用[J].中国有色冶金,2009,37(3):57-60.
- [6] 赵凯,程相利,齐渊洪,等.铜渣处理技术分析及其综合利用新工艺[J].中国有色冶金,2012,41(1):56-60.
- [7] GORAI B, JANA R K, PREMCHAND. Characteristics and utilisation of copper slag-A review[J]. Resources, Conservation and Recycling, 2003, 39(4): 299-313.
- [8] ALTER H. The composition and environmental hazard of copper slags in the context of the Basel convention[J]. Resources, Conservation and Recycling, 2005, 43(4): 353-360.
- [9] WANG X, GEYSEN D, TINOCO S V P, et al. Characterisation of copper slag in view of metal recovery[J]. Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy: Section C, 2015, 124(2): 83-87.
- [10] 朱海锋.铜炉渣矿物学特性及浮选基础研究[D].长沙:中南大学,2014.
- [11] 王琛,田庆华,王亲猛,等.铜渣有价金属综合回收研究进展[J].金属材料与冶金工程,2014,42(6):50-56.
- [12] 朱立,姜观辉,李娜,等.铜渣选矿生产工艺流程优化[J].绿色矿冶,2023,39(6):62-67.
- [13] 田峰,张锦柱,师伟红,等.炼铜炉渣浮选铜研究与实践进展[J].矿业快报,2006,(12):17-19,30.
- [14] 陈远望.智利铜炉渣贫化方法概述[J].世界有色金属,2001(9):53-58.
- [15] 韩彬,童雄,张国浩,等.某铜炉渣的工艺矿物学研究[J].矿产保护与利用,2015(1):63-66.
- [16] 黄红军.含铜炉渣晶相调控浮选新工艺研究[J].有色金属(选矿部分),2012(6):16-19,24.
- [17] 雷贵春.铜渣回收工艺研究[J].新疆有色金属,1998(2):14-19.
- [18] 夏自发,邹毅仁,张晓刚,等.铜冶炼炉渣选矿的典型性分析[J].中国矿山工程,2021(4):6-8.

Experiment Study on Optimization of Beneficiation Process of Copper Slag in Shanxi

YAN Guohui, HE Rongquan, GUO Jinming

(China ENFI Engineering Corporation, Beijing 100038, China)

Abstract: The copper content of copper smelting slag in an oxygen-enriched bottom blowing copper smelting slag in Shanxi is 4.19%. In order to better recover the copper metal in the smelting slag, a roughing test was carried out to determine the optimal grinding fineness and reagent system. Under the conditions, a comparative test study of the conventional process and the optimized process was carried out. The experimental results show that the final grinding fineness is -0.045 mm accounting for 85%, and the rapid flotation reagent system is Z-200 and butyl xanthate each 200 g/t, pine oil 50 g/t. The conventional process before optimization is to carry out two-stage flotation after the rapid flotation tailings enter the two-stage grinding, including one roughing, three scavengings, and the scavenging concentrate is returned to the previous operation in sequence. The optimized process flow is that the fast flotation tailings enter the second-stage grinding and then carry out the second-stage flotation, including one roughing, two cleanings and two scavengings, the first tailings and the first scavenging tailings are combined into the middle ore and returned to the middle ore for regrinding, the second cleaning and the second scavenging order are returned to the last operation. Under the condition that the first-stage grinding fineness is -0.074 mm accounting for 60% and the second-stage grinding fineness is -0.045 mm accounting for 85%, the optimized process can obtain the index of copper concentrate grade of 33.02% and the recovery rate of 94.32%.

Key words: copper slag; flotation; pharmaceutical regime; grinding fineness