

浸出一磁选工艺回收铜熔炼选铜尾渣中的铁

王 威^{1,2,3,4}, 王 科^{1,2,3,4}, 刘红召^{1,2,3,4}, 柳 林^{1,2,3,4}, 张永康^{1,2,3,4},
曹耀华^{1,2,3,4}, 梁玉冬^{1,2,3,4}, 王洪亮^{1,2,3,4}

- (1. 中国地质科学院郑州矿产综合利用研究所, 河南 郑州 450006;
2. 国家非金属矿资源综合利用工程技术研究中心, 河南 郑州 450006;
3. 自然资源部多金属矿综合利用评价重点实验室, 河南 郑州 450006;
4. 河南省金铜资源综合利用重点实验室, 河南 郑州 450006)

摘要:铜熔炼选铜尾渣中铁含量较高,具有进一步综合回收利用价值。基于铜尾渣中铁橄榄石和磁铁矿矿物在酸性溶液中分解性能差异,研究了采用硫酸浸出一磁选工艺从铜熔炼选铜尾渣中回收铁,考察了各因素对铁回收的影响,确定了最优浸出和磁选条件。结果表明:在硫酸浓度 0.2 mol/L、液固体积质量比 4:1、浸出温度 40 ℃、浸出时间 60 min 优化酸浸条件下,浸出渣中总铁质量分数为 52.57%,铁回收率为 95.17%;较优的磁选条件为磨矿粒度 28 μm 占比 90%,磁选场强为 140 kA/m,在该条件下得到的铁精矿总铁品位为 59.25%,铁回收率为 85.70%。该工艺具有较好的经济可行性,可为铜熔炼选铜尾渣中铁的资源化利用提供参考。

关键词:铜熔炼选铜尾渣;酸浸;磁选;铁精矿;综合回收

中图分类号:TF803.21 **文献标识码:**A **文章编号:**1009-2617(2026)03-0416-07

DOI:10.13355/j.cnki.sfyj.2026.03.017

在铜冶炼过程中会产生大量铜熔炼选铜尾渣,以火法冶炼为例,每生产 1 t 铜约产生 2~3 t 冶炼渣。我国是铜生产大国,当前每年生产铜产生的铜熔炼选铜尾渣量庞大,累计堆存量已达到相当惊人的规模^[1-2]。

铜熔炼选铜尾渣中赋存多种有价值组分,综合回收价值较高,属于典型的有色二次资源。但因其矿物组成复杂、嵌布粒度细、多元素共生密切等特点,其资源化利用面临较大的技术困难^[3-4]。铜熔炼渣中主要有价金属组分为铜和铁,其中铜主要以铜硫(Cu_2S)形式存在,铁主要以铁橄榄石和磁铁矿形式存在。目前,铜冶炼企业多采用缓冷—磨浮工艺回收铜^[5],而浮选后的选铜尾渣中铁质量分数通常大于 40%,具有进一步综合回收利用价值^[6]。为此,国内外研究者围绕铜熔炼选铜尾渣中铁的提取开展了大量研究,主要包括选

矿、湿法、火法及其联合工艺等^[2]。由于铜熔炼选铜尾渣中磁铁矿平均粒度较细且多被铁橄榄石包裹,直接磁选效果不佳,如针对某铜熔炼选铜尾渣,采用磁选—再磨—磁选工艺流程处理,铁精矿中总铁质量分数为 51.56%,铁回收率仅为 27.14%^[7]。采用火法处理铜熔炼选铜尾渣可获得全铁品位较高的铁精矿,但能耗较高,按照工艺流程可分为熔融分离^[8-10]、还原/氧化焙烧—磁选^[11-13]、氯化挥发—还原焙烧^[14]等方法;湿法工艺则是通过化学浸出将渣中有价元素转移至溶液再回收,能耗相对较低^[15-16]。

铁橄榄石是铜熔炼选铜尾渣主要矿物组成之一,且渣中大部分金属元素与铁橄榄石相紧密结合^[17-19],因此,铁橄榄石相的有效分解对铁和锌等金属元素的回收至关重要。湿法分解铁橄榄石相的方法包括碱法和酸法。铁橄榄石相在 130 ℃

收稿日期:2026-01-04;**修订日期:**2026-03-01

基金项目:国家科技重大专项项目资助(2024ZD1004000,2024ZD1004006);地质调查项目资助(DD20243355)。

第一作者简介:王威(1983—),男,博士,硕士生导师,主要研究方向为矿产资源综合利用技术研发及评价。

通信作者简介:刘红召(1980—),男,博士,硕士生导师,主要研究方向为矿产资源综合利用技术研发及评价。E-mail:hongzhao99@126.com。

条件下碱法分解,可转变为磁铁矿相,再通过磁选等方法能有效回收铁矿物^[17];相较于碱法,酸法分解铁橄榄石相条件更温和,常温下即可,且铁橄榄石分解酸度低于磁铁矿^[19]。这些研究结果虽为铜熔炼选铜尾渣中含铁物相定向解离提供了一定依据,但均未系统探讨通过调控酸浸条件实现铁橄榄石相部分分解,以提升后续磁选铁精矿品质。因此,基于铜熔炼选铜尾渣中铁橄榄石相和磁铁矿相酸法分解的酸度差异性,研究了用常压硫酸浸出—磁选工艺从铜熔炼选铜尾渣中提取铁,旨在促进磁铁矿相的富集,提高其与铁橄榄石的解离程度。系统考察了硫酸浓度、酸浸温度、浸出时间、磁选场强、磁选入选粒度等条件对提取铁的影响,以期为铜熔炼选铜尾渣中铁的高效回收提供技术参考。

1 试验原料、设备及方法

1.1 试验原料

铜熔炼选铜尾渣:取自河南某铜冶炼厂,主要化学元素分析结果见表 1。可知:铁是主要化学元素,质量分数为 50.10%,硅、铝、铜、铅、锌质量分数分别为 7.22%、2.52%、0.28%、0.36%、1.75%,其他元素为钠、钙、镁等。XRD 分析结果(见图 1)表明,该铜熔炼选铜尾渣主要矿物物相组成为磁铁矿(59.5%)、铁橄榄石(20.0%)、透辉石(20.0%)等。

表 1 铜熔炼选铜尾渣的主要化学元素组成
Table 1 Chemical composition of flotation tailings of copper smelting slag %

TFe	Cu	Pb	Zn	Si	Al	Mg	Ca	Na
50.10	0.28	0.36	1.75	7.22	2.52	0.66	1.77	0.72

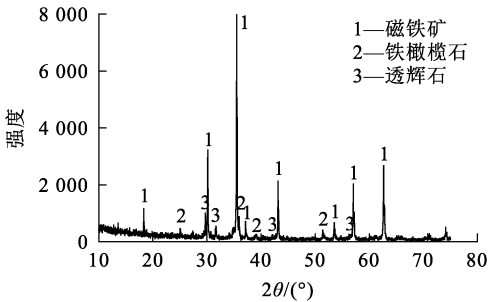


图 1 铜熔炼选铜尾渣的 XRD 图谱

Fig. 1 XRD pattern of flotation tailings of copper smelting slag

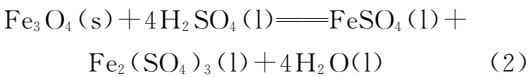
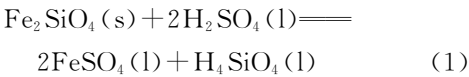
1.2 试验试剂及设备

试验试剂:硫酸(98% H₂SO₄),国药集团化学试剂有限公司。

试验设备:恒温水浴锅、XMB-70 三棍四筒棒磨机、XCGS-50 磁选管。

1.3 试验原理及方法

根据前人有关硫酸浸出铜熔炼选铜尾渣中铁的热力学机制,以及硫酸浸出铜熔炼选铜尾渣中含铁矿物的溶出条件的研究^[19-20]可知,铜熔炼选铜尾渣中 Fe₂SiO₄、Fe₃O₄ 与 H₂SO₄ 发生的浸出反应如式(1)、(2)所示,反应均可自发进行且放热。



恒温搅拌下,按照一定浸出液固体积质量比,将铜熔炼选铜尾渣加入到一定浓度的硫酸溶液中,按照设定时间恒温搅拌浸出并过滤洗涤,水洗至中性后烘干;取 10 g 浸出渣,在矿浆浓度为 30% 条件下,用三棍四筒磨机磨矿后进行磁选,得到磁选精矿。

浸出阶段,根据式(3)计算铁浸出率 x 。

$$x = (1 - \frac{m_0'w_0'}{m_0w_0}) \times 100\% \quad (3)$$

式中: m_0 —选铜尾渣质量, g; w_0 —选铜尾渣中总铁质量分数, %; m_0' —浸出渣质量, g; w_0' —浸出渣中总铁质量分数, %。

磁选阶段,根据式(4)计算铁回收率 r 。

$$r = (1 - \frac{m_1'w_1'}{m_1w_1}) \times 100\% \quad (4)$$

式中: m_1 —磁选试验用浸出渣质量, g; w_1 —磁选试验用浸出渣中铁品位, %; m_1' —磁选精矿质量, g; w_1' —磁选精矿中铁品位, %。

2 试验结果与讨论

2.1 酸浸试验

2.1.1 硫酸浓度对浸出的影响

固定浸出温度 25 ℃、液固体积质量比 5 : 1、浸出时间 60 min,考察硫酸浓度对总铁浸出的影响,结果如图 2 所示。可以看出:浸出渣中总铁质量分数随硫酸浓度升高呈先增大后减小趋势,当硫酸浓度升至 0.2 mol/L 时,浸出渣中总铁质量

分数增至52.26%，这是因为硫酸浓度较低时，选铜尾渣中铁橄榄石矿物(理论铁质量分数为54.81%)部分得到解离，使得浸出渣中磁铁矿矿物(理论铁质量分数为72.36%)占比增大，进而提高了浸出渣中铁含量；浸出导致的铁损失率随硫酸浓度增加而不断升高，这是由于酸度增大可促使选铜尾渣中更多的铁橄榄石和磁铁矿矿物发生反应所致。由浸出渣中主要矿物物相占比随硫酸浓度的变化(图3)看出：浸出渣中磁铁矿占比随硫酸浓度增加呈先升高后降低趋势，当硫酸浓度升至0.5 mol/L时，浸出渣中磁铁矿矿物占比增至83.00%；浸出渣中铁橄榄石矿物占比随硫酸浓度增大呈先降低趋势，并在硫酸浓度大于0.4 mol/L后基本消失。综合考虑浸出渣中磁铁矿矿物含量和铁损失率，确定硫酸浓度以0.2 mol/L为最佳浸出酸度，此时可实现部分铁橄榄石矿物的分解，提高浸出渣中总铁质量分数，从而确保后续铁回收率。

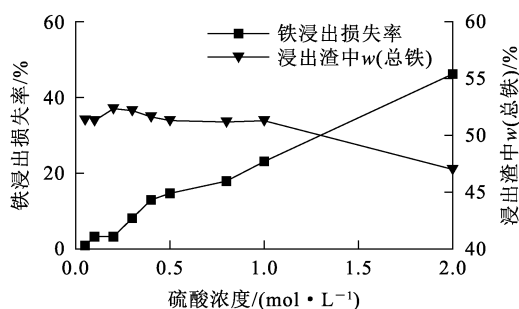


图2 硫酸浓度对总铁浸出的影响

Fig. 2 Effects of sulfuric acid concentration on leaching of total Fe

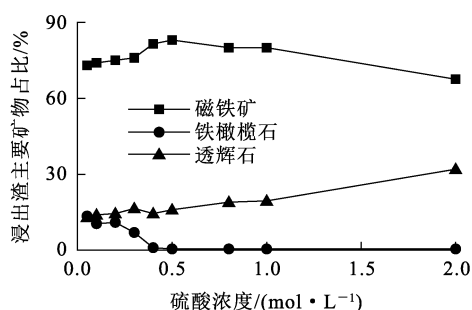


图3 硫酸浓度对浸出渣中主要矿物组分的影响

Fig. 3 Effects of sulfuric acid concentration on main mineral components of leaching residue

铜熔炼选铜尾渣酸浸前、后的 SEM 照片如

图4所示。可以看出：酸浸前，铜熔炼选铜尾渣中大部分磁铁矿被铁橄榄石包裹或与铁橄榄石紧密结合；酸浸后，磁铁矿与铁橄榄石矿物明显解离，且铁橄榄石粒度明显变小。

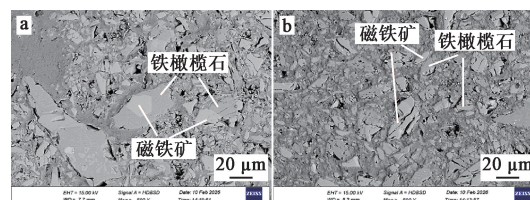


图4 铜熔炼选铜尾渣酸浸前(a)、后(b)的 SEM 照片

Fig. 4 SEM images of flotation tailings of copper smelting slag before (a) and after (b) sulfuric acid leaching

2.1.2 浸出温度对浸出的影响

固定液固体积质量比 5 : 1、硫酸浓度 0.2 mol/L、浸出时间 60 min，考察浸出温度对总铁浸出的影响，结果如图5所示。

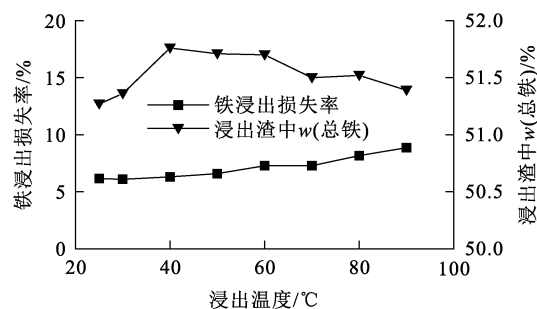


图5 浸出温度对总铁浸出的影响

Fig. 5 Effects of temperature on leaching of total Fe

由图5看出，随浸出温度升高，浸出渣中总铁质量分数呈先升高后降低趋势，当浸出温度升至40℃时，浸出渣中总铁质量分数达最高；浸出过程中铁损失率随浸出温度升高呈升高趋势，原因可能是铜熔炼中铁矿物酸浸控制过程由界面化学反应控制逐步转变为内扩散控制，在界面化学反应控制阶段，铁浸出率随温度升高而升高^[19]。综合考虑浸出渣中铁含量和铁损失率，确定浸出温度以40℃为宜。

2.1.3 浸出时间对浸出的影响

固定液固体积质量比 5 : 1、硫酸浓度 0.2 mol/L、浸出温度 40℃，考察浸出时间对总铁浸出的影响，结果如图6所示。可以看出：随浸出时间延长，浸出渣中总铁质量分数变化不大；但

浸出过程中铁损失率随浸出时间延长呈整体升高趋势。综合考虑浸出渣中铁含量和铁损失率,确定浸出时间以 60 min 为宜。

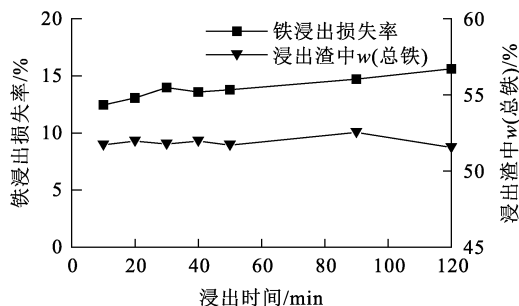


图 6 浸出时间对总铁浸出的影响

Fig. 6 Effects of leaching time on leaching of total Fe

2.1.4 液固体积质量比对浸出的影响

固定硫酸浓度 0.2 mol/L、浸出温度 40 °C、浸出时间 60 min,考察液固体积质量比对总铁浸出的影响,结果如图 7 所示。

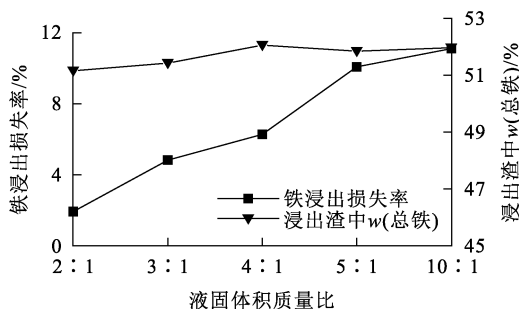


图 7 液固体积质量比对总铁浸出率的影响

Fig. 7 Effects of liquid volume to solid mass ratio on leaching rate of total Fe

由图 7 看出:随液固体积质量比增大,浸出渣中总铁质量分数呈先增大后减小趋势,变化不大,当液固体积质量比增至 4 : 1 时,达最大值;浸出过程中铁损失率随液固体积质量比增大呈整体升高趋势,当浸出液固体积质量比增至 5 : 1 后升幅变小。综合考虑浸出渣中铁含量和铁损失率,确定液固体积质量比以 4 : 1 为宜。

根据浸出条件试验结果,确定最佳硫酸浸出条件为:硫酸浓度 0.2 mol/L,液固体积质量比 4 : 1,浸出温度 40 °C,浸出时间 60 min。在该条件下,浸出渣中总铁质量分数为 52.57%,铁回收率为 95.17%。

2.2 磁选试验

2.2.1 磁选场强对磁选的影响

以优化浸出条件下所得浸出渣为原料,进行磁选铁试验。磁场强度对铁精矿中总铁品位及回收率的影响结果如图 8 所示。

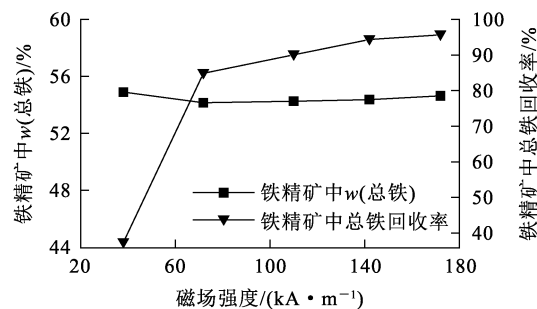


图 8 磁场强度对磁选总铁的影响

Fig. 8 Effects of magnetic field intensity on total Fe recovery in magnetic separation

由图 8 看出:磁选铁精矿中总铁质量分数随磁选场强增加变化较小,磁场强度为 40 kA/m 时,磁选铁精矿中总铁质量分数约为 54.5%,相对于酸浸渣提升较小,这是因为酸浸虽能使部分铁橄榄石相分解,但因没有进行进一步磨矿预处理,磁铁矿和未分解的铁橄榄石相仍结合紧密,导致磁选分离效果不佳;铁精矿中总铁回收率随磁选场强增加呈上升趋势,当磁场强度增至 140 kA/m 后,铁精矿中总铁回收率趋于平稳,几乎不再升高,这是因为磁场强度较低时,磁铁矿随水流损失较多,导致回收率不高,但随磁场强度增大,回收率得到大幅提升。综合考虑磁选精矿总铁品位和回收率,确定磁场强度以 140 kA/m 为宜。

2.2.2 磨矿细度对磁选的影响

固定磁选场强为 140 kA/m,考察磨矿细度对铁精矿中总铁品位及铁回收率的影响,结果如图 9 所示。可以看出:磁选铁精矿中总铁品位随磨矿细度增加呈整体升高趋势,当磨矿细度为 28 μm 占 90%(D₉₀)时,磁选铁精矿中总铁品位达 59.25%,这是由于酸浸渣经过细磨,磁铁矿和铁橄榄石及透辉石得以进一步解离,从而提高了选别效果所致;铁精矿中总铁回收率随磨矿细度增加呈整体降低趋势,这是因为随矿物粒度变细,矿物更易在磁选过程中随水流损失所致。综合考虑磁选精矿中总铁品位及回收

率,以及磨矿能耗,确定磨矿细度以 $28\ \mu\text{m}$ 占 90% 为宜。

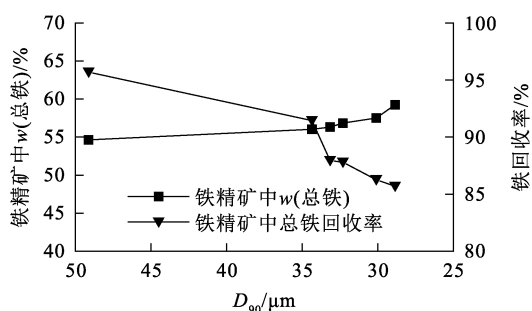


图 9 磨矿细度对磁选总铁的影响

Fig. 9 Effects of grinding fineness on total Fe content in magnetic separation

2.3 技术经济分析

综上所述,以铜熔炼选铜尾渣(总铁品位 50.10%)为原料,在适宜条件下,采用酸浸—磨矿—磁选工艺处理可得到总铁品位为 59.25% 的铁精矿,铁回收率为 85.70%,有效提高了铁精矿品位。根据试验条件,生产 1 t 铁精矿需要铜熔炼选铜尾渣 1.17 t(目前,铁品位约 50.00% 铜熔炼选铜尾渣多作为选煤重介质销售,售价约 150 元/t),需消耗硫酸(98% 浓硫酸)93.60 kg。按照浓硫酸 1 000 元/t 计算,硫酸成本为 93.60 元;酸浸液由室温(20℃)加热至 40℃ 保温 1 h 的能耗成本约为 50.00 元;磨矿成本按照 10.00 元计。据此估算,生产 1 t 铁精矿的药剂及能耗成本合计约为 329.10 元,而按超特粉价格计,铁精矿售价可达 600 元/t 左右。由此可知,该工艺具有较好的经济效益。

3 结论

针对某铜冶炼厂铜熔炼选铜尾渣,通过硫酸浸出—磁选工艺开展回收铁的研究,结论如下:

1) 通过条件试验确定较优的酸浸条件为:硫酸浓度 0.2 mol/L,液固体积质量比 4:1、浸出温度 40℃,浸出时间 60 min,在该条件下浸出所得浸出渣中总铁质量分数为 52.57%,铁回收率为 95.17%。

2) 通过磨矿—磁选,在磨矿粒度为 $28\ \mu\text{m}$ 占 90%、磁选场强为 140 kA/m 的优化条件下,得到铁精矿总铁品位为 59.25%,铁回收率为 85.70%。

3) 采用酸浸—磨矿—磁选工艺从铜熔炼选铜

尾渣进行铁的综合回收的初步技术经济分析结果表明,该工艺具有较好的经济可行性。

酸浸—磨矿—磁选工艺可有效提高铜熔炼选铜尾渣磁选铁精矿品位,为实现其中铁的高效回收提供了一种可行的技术路径。

参考文献:

- [1] BIPRA G, JANA R K, PREMCHAND. Characteristics and utilization of copper slag: a review[J]. Resources, Conservation and Recycling, 2003, 39(4): 299-313.
- [2] 王科, 刘红召, 王威, 等. 铜渣中铁资源综合回收及利用研究现状[J]. 中国有色冶金, 2025, 54(2): 25-35.
WANG Ke, LIU Hongzhao, WANG Wei, et al. Research status of comprehensive recovery and utilization of iron resources in copper slag[J]. China Nonferrous Metallurgy, 2025, 54(2): 25-35.
- [3] KLAFFENBACH E, MONTENEGRO V, GUO M, et al. Sustainable and comprehensive utilization of copper slag: a review and critical analysis[J]. Journal of Sustainable Metallurgy, 2023, 9(2): 468-496.
- [4] 谢仁齐, 黄润, 赵世翻, 等. 铜渣资源化利用研究进展[J]. 矿产保护与利用, 2020, 40(6): 149-154.
XIE Renqi, HUANG Run, ZHAO Shifan, et al. Research progress on resource utilization of copper slag[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2020, 40(6): 149-154.
- [5] 史公初, 廖亚龙, 苏博文, 等. 铜冶炼渣的矿物学特征及氧压酸浸[J]. 中国有色金属学报, 2021, 31(3): 765-774.
SHI Gongchu, LIAO Yalong, SU Bowen, et al. Mineralogical characteristics and oxygen pressure acid leaching process of copper smelting slag[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2021, 31(3): 765-774.
- [6] 岳建峰, 刘智勇, 罗羊, 等. 铜冶炼渣缓冷工艺技术应用实践[J]. 有色金属科学与工程, 2021, 12(5): 55-60.
YUE Jianfeng, LIU Zhiyong, LUO Yang, et al. Application practice of slow cooling technology for copper smelting slag[J]. Nonferrous Metals Science and Engineering, 2021, 12(5): 55-60.
- [7] 刘春, 黄丽娟. 铜冶炼渣浮选尾矿中选铁的试验研究[J]. 福建冶金, 2016, 45(2): 1-6.
LIU Chun, HUANG Lijuan. Experiment and research on recovery of iron from copper smelting slag flotation tailings[J]. Fujian Metallurgy, 2016, 45(2): 1-6.
- [8] 李磊, 胡建杭, 王华. 铜渣熔融还原炼铁过程研究[J]. 过程工程学报, 2011, 11(1): 65-71.
LI Lei, HU Jianhang, WANG Hua. Study on smelting reduction Ironmaking of copper slag[J]. The Chinese Journal of Process Engineering, 2011, 11(1): 65-71.
- [9] 李磊, 胡建杭, 王华. 铜渣熔融还原炼铁过程反应热力学分析[J]. 材料导报, 2011, 25(14): 114-117.

- LI Lei, HU Jianhang, WANG Hua. Thermodynamic analysis of iron smelting reduction from copper residue[J]. Materials Review, 2011, 25(14): 114-117.
- [10] 曹志成, 孙体昌, 薛逊, 等. 铜渣转底炉直接还原磁选与熔分工艺比较[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2017, 48(10): 2565-2571.
- CAO Zhicheng, SUN Tichang, XUE Xun, et al. Comparisons between magnetic separation and gas smelting separation process to treat copper slag by rotary hearth furnace direct reduction[J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2017, 48(10): 2565-2571.
- [11] LI S W, PAN J, ZHU D Q, et al. A novel process to upgrade the copper slag by direct reduction-magnetic separation with the addition of Na_2CO_3 and CaO [J]. Powder Technology, 2019, 347: 159-169.
- [12] 杨慧芬, 景丽丽, 党春阁. 铜渣中铁组分的直接还原与磁选回收[J]. 中国有色金属学报, 2011, 21(5): 1165-1170.
- YANG Huifen, JING Lili, DANG Chungu. Iron recovery from copper-slag with lignite-based direct reduction followed by magnetic separation[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2011, 21(5): 1165-1170.
- [13] 高恩霞, 王宁, 蒋曼, 等. 铜渣与高炉灰共还原—磁选回收铁试验[J]. 有色金属(冶炼部分), 2022(2): 27-33.
- GAO Enxia, WANG Ning, JIANG Man, et al. Recovery of iron from copper slag and blast furnace ash by co-reduction and magnetic separation[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2022(2): 27-33.
- [14] 王亲猛, 李中臣, 郭学益, 等. 一种铜冶炼渣氯化焙烧分离回收有价金属的方法: CN202011580185. X[P]. 2022-01-11.
- [15] 张明, 高利坤, 饶兵, 等. 铜冶炼渣湿法浸出资源化高效回收研究现状[J]. 矿冶, 2022, 31(5): 88-97.
- ZHANG Ming, GAO Likun, RAO Bing, et al. Research status of resource efficient recovery of copper smelting slag from hydrometallurgy leaching[J]. Mining and Metallurgy, 2022, 31(5): 88-97.
- [16] 张候文, 范兴祥, 吴红林, 等. 从铜渣中加压酸浸铜的试验研究[J]. 湿法冶金, 2013, 32(5): 305-308.
- ZHANG Houwen, FAN Xingxiang, WU Honglin, et al. Experimental research on pressure leaching of copper using sulfuric acid[J]. Hydrometallurgy of China, 2013, 32(5): 305-308.
- [17] ZHANG S H, ZHU N W, MAO F L, et al. A novel strategy for harmlessness and reduction of copper smelting slags by alkali disaggregation of fayalite (Fe_2SiO_4) coupling with acid leaching[J]. Journal of Hazardous Materials, 2021, 402: 123791.
- [18] WANG L B, SU Q M K, TIAN H, et al. Leaching behavior and occurrence of metal elements in copper slag: the key to recycling metals in copper slag[J]. Journal of Hazardous Materials Advances, 2023, 12: 100374.
- [19] 阎崔蓉, 张浩, 周新涛, 等. 冶炼铜渣中 Fe 的常压酸浸溶出规律及动力学分析[J]. 华南理工大学学报(自然科学版), 2025, 53(3): 127-138.
- YAN Cuirong, ZHANG Hao, ZHOU Xintao, et al. Dissolution mechanism and kinetics analysis of Fe from copper smelting slag by acid leaching at atmospheric pressure[J]. Journal of South China University of Technology (Natural Science Edition), 2025, 53(3): 127-138.
- [20] TAO L, WANG L L, YANG K H, et al. Leaching of iron from copper tailings by sulfuric acid: behavior, kinetics and mechanism[J]. RSC Advances, 2021, 11(10): 5741-5752.

Recovery of Iron from Flotation Tailings of Copper Smelting Slag by Leaching—Magnetic Separation

WANG Wei^{1,2,3,4}, WANG Ke^{1,2,3,4}, LIU Hongzhao^{1,2,3,4}, LIU Lin^{1,2,3,4}, ZHANG Yongkang^{1,2,3,4},
CAO Yaohua^{1,2,3,4}, LIANG Yudong^{1,2,3,4}, WANG Hongliang^{1,2,3,4}

(1. Zhengzhou Institute of Multipurpose Utilization of Mineral Resources,
Zhengzhou 450006, China;

2. China National Engineering Research Center for Utilization of Industrial Minerals,
Zhengzhou 450006, China;

3. Key Laboratory for Polymetallic Ores' Evaluation and Utilization, MNR,
Zhengzhou 450006, China;

4. Comprehensive Utilization Key Laboratory of Gold and Copper Resources in Henan Province,
Zhengzhou 450006, China)

Abstract: The iron content in flotation tailings of copper smelting slag is high, which has further

comprehensive recycling value. Based on the difference of decomposition performance of fayalite and magnetite minerals in copper tailings in acidic solution, the recovery of iron from copper smelting tailings by sulfuric acid leaching—magnetic separation process was studied. The effects of various factors on iron recovery were investigated, and the optimal leaching and magnetic separation conditions were determined. The results show that under the optimized acid leaching conditions of sulfuric acid concentration of 0.2 mol/L, liquid volume to solid mass ratio of 4 : 1, leaching temperature of 40 °C and leaching time of 60 min, the total iron mass fraction in the leaching residue is 52.57%, and the iron recovery rate is 95.17%. The optimum magnetic separation conditions are as follows: grinding particle size 28 μm accounts for 90%, magnetic separation field strength 140 kA/m. Under the conditions, the total iron grade of iron concentrate is 59.25%, and the iron recovery rate is 85.70%. The process has good economic feasibility and can provide reference for the resource utilization of iron in flotation tailings of copper smelting slag.

Key words: flotation tailings of copper smelting slag; acid leaching; magnetic separation; iron concentrate; comprehensive recycling

+++++

《湿法冶金》编辑部关于仿冒虚假信息的严正声明

为防止不法分子仿冒《湿法冶金》编辑部或声称与我刊经营合作名义从事虚假快速发表文章宣传和诈骗活动,帮助作者、读者准确识别虚假网站和相关诈骗信息,现做如下严正声明:

一、《湿法冶金》编辑部未与任何其他公司、组织、机构或个人经营合作办刊,任何声称本刊“第二编辑部”“办事处”“工作联络站”或编辑部负责人信息的均为虚假信息,请作者切勿轻信!

二、本刊建立了科学、严谨、规范、自律的稿件审核制度,所有稿件均需初审、同行评议、复审、终审等流程才能决定是否录用,不存在所谓“内部推荐”“交钱速发”等学术不端行为,请作者切莫相信此类诈骗信息!

三、《湿法冶金》期刊唯一网上投稿网址为 <https://sfyj.cbpt.cnki.net>,唯一邮箱为 shifayejin@cnmstc.com(企业邮箱)。

四、本刊不收取审稿费,作者如收到缴纳审稿费的通知即为虚假信息,切勿上当!

五、如发现仿冒本刊编辑部的虚假信息,本刊将向有关部门举报处理,请各位作者、读者提高警惕,谨防上当受骗!

六、编辑部联系地址:北京市通州区九棵树 145 号《湿法冶金》编辑部,联系电话:010—51675321,51674124。

《湿法冶金》编辑部