

# 铜渣碳热还原提铁研究及尾渣资源化应用分析

潘昊翔, 方 涛, 李 杰

安徽工业大学冶金工程学院, 安徽 马鞍山

收稿日期: 2026年5月13日; 录用日期: 2026年8月28日; 发布日期: 2026年9月4日

## 摘 要

以某铜冶炼厂炼铜尾渣为原料, 采用高温碳热还原工艺开展提铁试验研究, 重点考察碳粉用量、CaO与CaF<sub>2</sub>助熔剂、还原温度与时间对铜渣提铁率、金属铁品位及渣-铁分离效果的影响规律, 并对还原尾渣的物化特性与资源化利用潜力进行了分析。结果表明: 碳用量过低会导致还原不充分, 过量则易造成金属铁弥散析出; 额外添加CaO对提铁效果提升有限, 额外添加CaF<sub>2</sub>可改善熔体流动性, 明显提升提铁率, 提高铜渣碳热还原温度(1380℃至1460℃)可显著强化还原与分离过程。在碳用量12%、添加10% CaO与10% CaF<sub>2</sub>、1420℃保温80 min的条件下, 提铁率达到89.73%, 金属铁品位87.72%, 尾渣全铁含量降至5.61%。该条件下金属铁呈致密块状聚集、渣-铁界面清晰, 尾渣以均匀硅酸盐玻璃体为主, 化学成分与发泡陶瓷、水泥及微晶玻璃等硅酸盐材料体系具有一定相似性, 表现出潜在资源化利用价值。

## 关键词

铜渣, 碳热还原, 提铁率, 尾渣资源化

# Research on Iron Recovery from Copper Slag by Carbothermic Reduction and Resource Utilization of Residual Slag

Haoliang Pan, Tao Fang, Jie Li

School of Metallurgical Engineering, Anhui University of Technology, Ma'anshan Anhui

Received: May 13, 2026; accepted: August 28, 2026; published: September 4, 2026

## Abstract

Using copper smelting tailing slag from a copper smelter as raw material, experimental investigations on iron recovery were conducted through a high-temperature carbothermic reduction process. The effects of carbon dosage, CaO and CaF<sub>2</sub> flux additions, reduction temperature, and holding time on

the iron recovery rate, metallic iron grade, and slag-iron separation behavior were systematically examined. In addition, the physicochemical properties and potential resource utilization of the reduced slag were analyzed. The results indicate that insufficient carbon addition leads to incomplete reduction, whereas excessive carbon promotes the dispersed precipitation of metallic iron. Additional CaO showed limited improvement in iron recovery performance, while  $\text{CaF}_2$  addition effectively enhanced melt fluidity and significantly increased the iron recovery rate. Increasing the carbothermic reduction temperature of copper slag from  $1380^\circ\text{C}$  to  $1460^\circ\text{C}$  markedly promoted both the reduction reaction and slag-iron separation process. Under the optimum conditions of 12 wt% carbon addition, 10 wt% CaO, 10 wt%  $\text{CaF}_2$ , and holding at  $1420^\circ\text{C}$  for 80 min, the iron recovery rate reached 89.73%, the metallic iron grade reached 87.72%, and the total iron content in the residual slag decreased to 5.61%. Under these conditions, metallic iron aggregated into dense bulk phases with a distinct slag-iron interface, while the residual slag mainly consisted of a homogeneous silicate glass matrix. Its chemical composition exhibited certain similarities to silicate material systems such as foamed ceramics, cement, and glass-ceramics, demonstrating potential value for resource utilization.

## Keywords

Copper Slag, Carbothermic Reduction, Iron Recovery Rate, Residual Slag Utilization

Copyright © 2026 by author(s) and Hans Publishers Inc.

This work is licensed under the Creative Commons Attribution International License (CC BY 4.0).

<http://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>



Open Access

## 1. 引言

铜渣是铜火法冶炼过程中产生的主要固体废弃物, 每生产 1 t 粗铜约排放 2.2~3.0 t 铜渣。随着我国铜冶炼规模持续扩大, 铜渣年排放量已超过 5000 万吨, 大量堆存不仅占用土地资源, 还可能在风化与淋滤作用下释放重金属离子, 对周边土壤与水体造成潜在环境风险[1][2]。目前铜渣的处置方式仍以露天堆存、铺路及低附加值建材掺混为主, 整体资源利用率较低[3]。从资源属性来看, 铜渣全铁含量普遍在 35%~48% 之间, 主要以铁橄榄石( $\text{Fe}_2\text{SiO}_4$ )和磁铁矿( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ )形式存在, 是一种具有较高回收价值的高铁型二次资源[4]。

针对铜渣中铁资源回收, 现有研究主要采用磁选及高温还原等方法。其中, 常规磁选因铁橄榄石磁性较弱且与脉石紧密共生, 铁回收率通常较低; 相比之下, 高温碳热还原法能够将铁氧化物直接还原为金属铁, 并通过液相分离实现铁资源富集, 在铜渣提铁领域具有较好应用潜力[5][6]。由于铜渣中有价元素多以铁橄榄石、磁铁矿及玻璃态结构形式存在, 且呈细粒嵌布与包裹共生状态, 导致矿物物理解离及多金属分离难度较大[7]。同时铜渣本身  $\text{SiO}_2$  含量高、硅酸盐网络结构稳定, 造成熔体熔点高、高温黏度大, 铁液滴在还原过程中迁移与聚并困难, 易出现“还原充分但分离不佳”现象, 限制铁回收效率[8]。因此, 通过研究还原剂与助熔剂协同调控熔渣结构与流动性能, 并优化温度及保温制度, 实现高效还原与良好分离的协同强化, 已成为铜渣碳热还原提铁工业化应用的关键问题[9][10]。

目前相关研究多集中于提高还原率或单一工艺参数优化, 对于还原过程中熔渣结构变化、液相流动性及金属铁聚并行为之间的协同关系研究不足, 导致部分研究虽然实现了较高还原率, 但仍存在金属铁弥散析出、分离效率受限等问题。同时, 现有研究多侧重于铁资源回收, 对提铁后尾渣资源化利用关注相对不足, 不利于铜渣整体资源化与减量化利用[11][12]。

基于此, 本文以铜渣为研究对象, 采用 100 g 级热态实验, 系统研究还原剂碳用量、CaO 添加量、

CaF<sub>2</sub>添加量、反应温度及保温时间等工艺条件对铜渣碳热还原过程中铁块生成、提铁率、渣中残余 Fe 含量及金属铁分离行为的影响规律,并结合 SEM-EDS 及尾渣化学组成分析,对提铁后尾渣在发泡陶瓷、微晶玻璃及水泥等硅酸盐材料领域中的潜在资源化利用方向进行初步探讨,为铜渣高效提铁及整体资源化利用提供实验依据。

## 2. 实验原料与方法

### 2.1. 实验原料

实验用铜渣取自国内某铜冶炼厂,含水量约为 7.8%,经破碎、烘干、磨细至 100 目备用。还原剂碳采用实验室高纯石墨坩埚破碎后得到的碳粉,其含碳量大于 95%。实验过程所用额外添加剂 CaO 和 CaF<sub>2</sub> 是化学纯试剂,其纯度分别高于 98%和 98.5%。

铜渣的主要化学成分如表 1 所示。

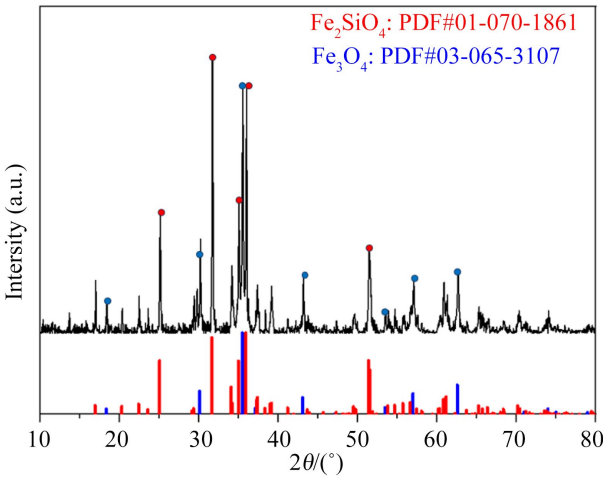
**Table 1.** Chemical composition of copper slag

**表 1.** 铜渣化学成分表

| Fe     | Si     | Al    | Ca    | Mg    | Zn    | K     | Na    | Pb    | Cu    |
|--------|--------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| 37.255 | 15.185 | 2.460 | 1.610 | 1.235 | 1.075 | 0.905 | 0.720 | 0.166 | 0.127 |

由表 1 可见,铜渣全铁含量高达 37.255%, Si 含量 15.185%,使该铜渣呈现出典型的高铁、高硅特征;较高全铁含量使其具有潜在铁资源价值;15.185%的含硅量,反映出此铜渣体系以硅酸盐结构为主导。

铜渣的 XRD 图谱如图 1 所示。



**Figure 1.** Phase composition analysis of copper slag

**图 1.** 铜渣物相组成分析

由图 1 可知,铜渣的主要物相为铁橄榄石(Fe<sub>2</sub>SiO<sub>4</sub>)和磁铁矿(Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>),基本不含金属铁,铁主要以稳定硅酸盐和氧化物形态存在。

### 2.2. 实验设备与方法

热态实验所用主要设备为 XD-1700VCB 硅钼棒高温炉,其剖面示意图如图 2 所示。硅钼棒炉内部左右两侧对称布置四根硅钼棒作为发热元件,用于提供稳定均匀的热源并维持炉内高温。

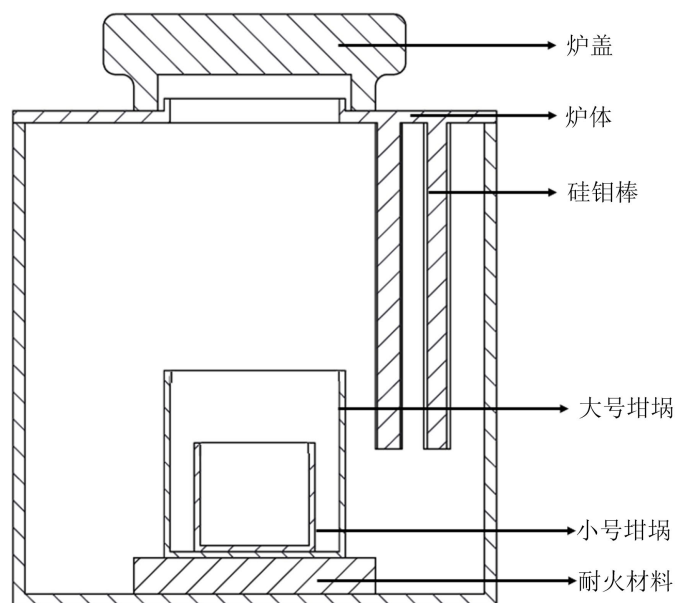


Figure 2. Cross-sectional view of the experimental apparatus

图 2. 实验装置剖面图

实验采用大小两种刚玉坩埚套装结构，大号坩埚作为外层缓冲容器，可减缓温度梯度变化，提升升温过程的平稳性，从而有效避免小号坩埚在高温条件下因热应力产生开裂现象。同时，在坩埚底部设置耐火材料支撑层，一方面避免坩埚与炉底直接接触导致局部受热不均，另一方面通过抬升坩埚位置，使其处于炉膛恒温区内，从而保证反应过程的温度均匀性与实验结果的稳定性。

铜渣碳热还原热态实验方法如下：

1) 用电子天平按试验方案称取 100 g 铜渣与对应质量的  $\text{CaO}$ 、 $\text{CaF}_2$  和碳粉，混匀样品后使用单层硫酸纸进行包裹。

2) 用电子天平称量小号刚玉坩埚，记录其初始质量为  $m_1$ ；将小号刚玉坩埚( $\Phi 65 \times \Phi 55 \times 100 \text{ mm}$ )嵌套至大号刚玉坩埚( $\Phi 85 \times \Phi 75 \times 120 \text{ mm}$ )内，放入硅铋棒炉中，升温至  $1000^\circ\text{C}$  时投入硫酸纸包。

3) 当硅铋棒炉温度继续升温至设定实验温度后开始计时作为反应开始时间。当铜渣碳热还原反应达到设定时间后，将大、小坩埚整体取出，小号刚玉坩埚自大号坩埚中分离并空冷至室温。

4) 用电子天平称量冷却后小号坩埚加反应后物料的总质量，记为  $m_{\text{总}}$ ；用洁净软毛刷对坩埚内表面进行轻柔清理，采集未反应或残留的碳质颗粒与灰分，并记录质量为  $m_{\text{灰}}$ ，代表灰分质量；将坩埚手动破碎，使用镊子收集其中的铁珠，记录质量为铁珠质量；分离渣中铁块清理其表面附渣后称量，记录质量为铁块质量，将铁珠质量与铁块质量相加后得到质量为  $m_{\text{铁}}$ 。

### 2.3. 分析测试方法

采用 X 射线荧光光谱法测定尾渣的化学成分；采用 ICP-OES 法分析还原铁中平均铁品位，记为  $\theta_{\text{铁}}$ ；采用 SEM-EDS 法分析尾渣微观形貌与元素组成。还原产生的尾渣晶体质量可使用式(1)计算，平均铁回收率可使用式(2)计算，其中系数 34.32 为 100 g 铜渣的全铁质量占比。

$$m_{\text{渣}} = m_{\text{总}} - m_1 - m_{\text{灰}} - m_{\text{铁}} \quad (1)$$

$$\varphi = \frac{m_{\text{铁}} \times \theta_{\text{铁}}}{34.32} \quad (2)$$

3. 实验结果与分析

3.1. 碳用量对铜渣提铁效果的影响

本节研究碳用量对铜渣提铁效果的影响。固定温度 1420℃，实验时间 80 min，铜渣量为 100 g，CaO 与 CaF<sub>2</sub> 的额外添加量均为 10 g，改变还原剂碳用量，其对铜渣还原后所得金属铁的品位、铜渣提铁率及铜渣碳热还原后所得渣样中的铁含量的影响如表 2 所示，铜渣碳热还原后所得铁块形貌如图 3 所示。

Table 2. Effect of carbon addition on reduction

表 2. 碳用量对反应的影响

| 序号 | C 用量/% | 铁块量/g  | 铁珠量/g | 浮粉量/g |
|----|--------|--------|-------|-------|
| 1  | 3      | 7.324  | -     | -     |
| 2  | 6      | 16.271 | -     | -     |
| 3  | 9      | 24.765 | 1.845 | 1.603 |
| 4  | 12     | 27.209 | 1.749 | 2.315 |
| 5  | 15     | 26.660 | 1.810 | 3.497 |

| 序号 | C 用量/% | 铁品位/% | 平均提铁率/% | 渣中全 Fe 量/% |
|----|--------|-------|---------|------------|
| 1  | 3      | 76.61 | 19.15   | 28.76      |
| 2  | 6      | 81.61 | 47.62   | 21.73      |
| 3  | 9      | 83.37 | 78.56   | 10.97      |
| 4  | 12     | 84.07 | 86.50   | 7.19       |
| 5  | 15     | 84.39 | 86.49   | 7.13       |

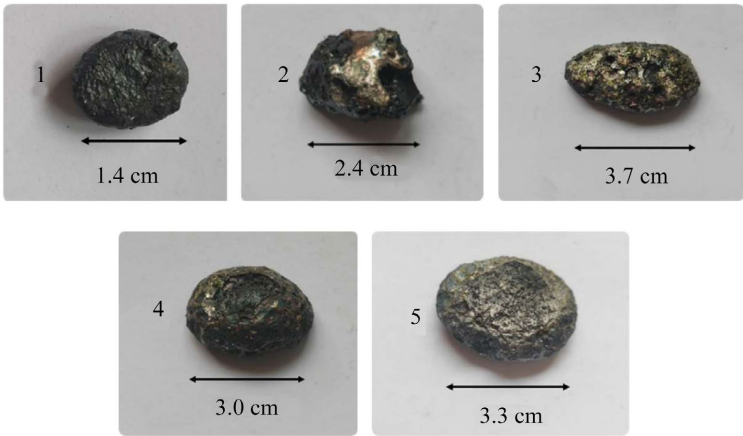


Figure 3. Effect of carbon addition on the morphology

图 3. 碳用量对还原铁形貌影响

由表 2 可以看出，还原剂碳用量为 3% 时，铜渣碳热还原程度较低，生成少量块状金属铁，铁块质量为 7.324 g (图 3 (1))，铁品位为 76.61%，平均提铁率为 19.15%，所得渣样中全 Fe 量为 28.76%。此条件下，还原剂不足、CO 分压较低，含铁相仅可在液相中发生较低程度还原，在熔体中少量迁移与聚集，从而形成块状金属铁并获得较低提铁率。

碳用量增加至 6%时, 所得铁块质量为 16.271 g (图 3 (2)), 铁品位和提铁率分别为 81.61%和 47.62%; 与碳用量为 3%时相比, 铁块质量增加了 8.947 g, 提铁率提高了 28.47%, 渣中全 Fe 量降低至 21.73%。当碳用量进一步增加至 9%时, 铜渣碳热还原后所得铁块质量为 24.765 g (图 3 (3)), 同时收集到 1.845 g 铁珠和 1.603 g 浮粉, 铁品位和提铁率分别为 83.37%和 78.56%, 与碳用量为 6%时相比, 提铁率提高 30.94%, 渣中全 Fe 量显著降低至 10.97%。此条件下, 还原剂碳含量的提高导致热力学驱动力提升, FeO 向金属铁转化加快。CaO-CaF<sub>2</sub> 体系在此温度下已具备一定流动性, 液相中传质与界面反应效率较高, 促进 Fe<sup>2+</sup>迁移并被还原; 生成的金属铁在熔体中聚集与长大, 显著提高铁块质量与提铁率, 并降低渣中残余 Fe 含量, 但少量铁珠与浮粉的出现表明金属铁生成速率加快并伴随一定程度分散。

进一步增加还原剂碳用量至 12%和 15%时, 铜渣碳热还原后所得铁块质量分别为 27.209 g (图 3 (4)) 和 26.660 g (图 3 (5)), 同时分别收集到 1.749 g 和 1.810 g 铁珠及 2.315 g 和 3.497 g 浮粉。铜渣碳热还原后所得铁品位分别为 84.07%和 84.39%, 提铁率分别为 86.50%和 86.49%, 渣中全 Fe 量分别为 7.19%和 7.13%。与碳用量为 9%时相比, 提铁率提升幅度减小且趋于稳定。此时还原反应已基本完成, 提铁率趋于稳定; 金属液滴能够充分聚集形成铁块。随着碳含量增加, 气相生成增强导致局部扰动加剧, 部分金属铁发生再分散, 导致铁珠与浮粉略有增加而铁块质量变化不大。

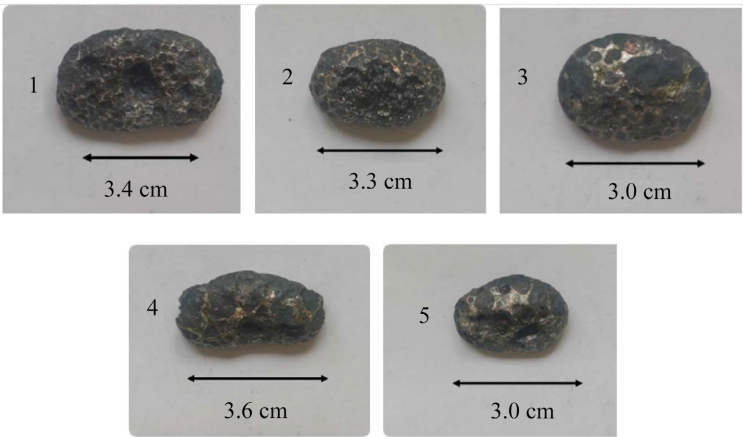
3.2. 添加 CaO 对铜渣提铁效果的影响

本节研究 CaO 添加量对铜渣提铁效果的影响。固定实验温度 1420℃, 实验时间 80 min, 铜渣量为 100 g, 还原剂碳用量为 12%, CaF<sub>2</sub> 添加量为 10 g, 在铜渣中额外添加 CaO 并改变其用量, 分析 CaO 添加量对铜渣碳热还原后所得金属铁的品位、铜渣提铁率及铜渣碳热还原后所得渣样中的铁含量的影响, 结果如表 3 所示, 铜渣碳热还原后所得铁块形貌如图 4 所示。

由表 3 可以看出, 在还原剂碳用量为 12%、CaF<sub>2</sub> 添加量为 10%的条件下, 随着 CaO 添加量的增加, 铜渣碳热还原后各指标变化整体较为平稳。

Table 3. Effect of CaO addition on reduction  
表 3. CaO 对反应的影响

| 序号 | CaO 质量/g | 铁块量/g  | 铁珠量/g   | 浮粉量/g      |
|----|----------|--------|---------|------------|
| 1  | 0        | 27.388 | 3.616   | 2.667      |
| 2  | 5        | 27.531 | 2.351   | 2.952      |
| 3  | 10       | 26.684 | 2.669   | 2.840      |
| 4  | 15       | 27.489 | 2.422   | 2.190      |
| 5  | 20       | 26.557 | 2.227   | 2.105      |
| 序号 | CaO 质量/g | 铁品位/%  | 平均提铁率/% | 渣中全 Fe 量/% |
| 1  | 0        | 77.74  | 85.76   | 9.11       |
| 2  | 5        | 82.16  | 86.30   | 7.88       |
| 3  | 10       | 83.04  | 86.06   | 7.45       |
| 4  | 15       | 81.61  | 87.00   | 6.62       |
| 5  | 20       | 83.01  | 85.57   | 6.81       |



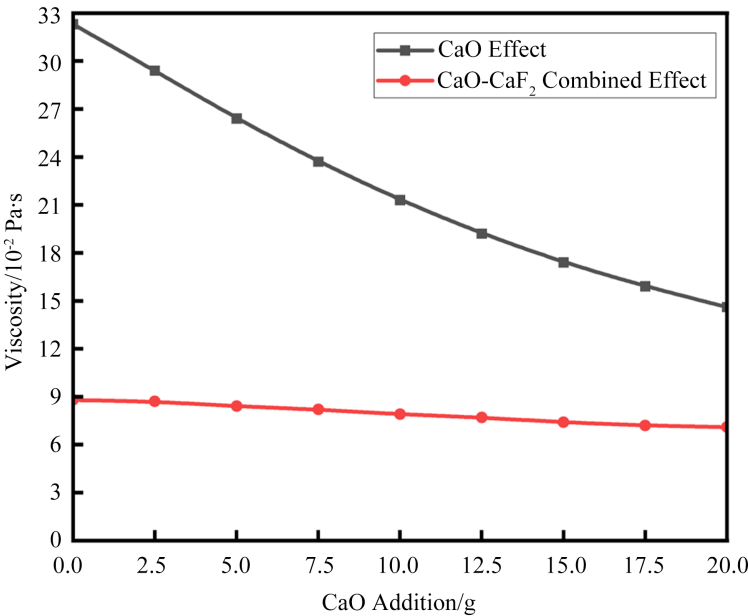
**Figure 4.** Effect of CaO addition on the morphology  
**图 4.** CaO 用量对还原铁形貌影响

未添加 CaO 时, 所得铁块质量为 27.388 g (图 4 (1)), 同时收集到 3.616 g 铁珠和 2.667 g 浮粉, 铁品位和提铁率分别为 77.74%和 85.76%, 渣中全 Fe 量为 9.11%。

当 CaO 添加量为 5%和 10%时, 铜渣碳热还原后所得铁块质量分别为 27.531 g (图 4 (2)) 和 26.684 (图 4 (3)) g, 铁品位分别提高至 82.16%和 83.04%, 提铁率分别为 86.30%和 86.06%, 较未添加 CaO 时略有提高, 渣中全 Fe 量降低至 7.88%和 7.45%。

当 CaO 添加量进一步增加至 15%和 20%时, 铁块质量分别为 27.489 g (图 4 (4)) 和 26.557 g (图 4 (5)), 铁品位分别为 81.61%和 83.01%, 提铁率分别为 87.00%和 85.57%, 在 15%时达到最高值渣中全 Fe 量分别为 6.62%和 6.81%。

利用 Factsage 热力学计算软件中的 Viscosity 模块对 1420℃下, 仅添加 0~20 g CaO 与在 10 g CaF<sub>2</sub> 基础上改变 CaO 添加量的两种铜渣体系进行黏度模拟计算, 黏度变化结果如图 5 所示。



**Figure 5.** Effect of CaO addition on viscosity  
**图 5.** CaO 用量对黏度的影响

由图 5 可以看出, 1420℃条件下, 随着 CaO 添加量由 0 增加至 20 g, 两种体系的熔体黏度均呈持续下降趋势。其中, 仅添加 CaO 时, 黏度由 0.323 Pa·s 降至 0.146 Pa·s, 下降幅度较明显; 而在 10 g CaF<sub>2</sub> 基础上继续增加 CaO 时, 体系黏度仅由 0.088 Pa·s 缓慢降至 0.071 Pa·s, 变化趋于平缓。说明 CaO 能够通过破坏 Si-O-Si 硅酸盐网络结构、降低熔体聚合度, 从而降低体系黏度并改善液相流动性, 有利于 Fe 从硅酸盐结构中释放, 同时促进金属铁液滴迁移、聚并与分离。但在 CaF<sub>2</sub> 已显著降低体系黏度的条件下, 继续增加 CaO 对熔渣结构的调节作用有限, 因此其对还原与分离过程的强化效果不再明显, 仅表现为小幅改善。

3.3. 添加 CaF<sub>2</sub> 对铜渣提铁效果的影响

本节研究 CaF<sub>2</sub> 添加量对铜渣提铁效果的影响。固定实验温度 1420℃, 实验时间 80 min, 铜渣量为 100 g, 还原剂碳用量为 12%, CaO 额外添加量为 10 g, 在铜渣中添加 CaF<sub>2</sub> 并改变其用量, 分析 CaF<sub>2</sub> 添加量对铜渣碳热还原后所得金属铁的品位、铜渣提铁率及铜渣碳热还原后所得渣样中的铁含量的影响, 结果如表 4 所示, 铜渣碳热还原后所得铁块形貌如图 6 所示。

Table 4. Effect of CaF<sub>2</sub> addition on reduction

表 4. CaF<sub>2</sub> 对反应的影响

| 序号 | CaF <sub>2</sub> 质量/g | 铁块量/g  | 铁珠量/g | 浮粉量/g |
|----|-----------------------|--------|-------|-------|
| 1  | 0                     | 22.233 | 2.337 | 2.801 |
| 2  | 5                     | 25.666 | 2.171 | 2.808 |
| 3  | 10                    | 26.684 | 2.669 | 2.840 |
| 4  | 15                    | 29.216 | 1.196 | 2.362 |
| 5  | 20                    | 28.270 | 0.997 | 3.064 |

| 序号 | CaF <sub>2</sub> 质量/g | 铁品位/% | 平均提铁率/% | 渣中全 Fe 量/% |
|----|-----------------------|-------|---------|------------|
| 1  | 0                     | 85.08 | 75.87   | 13.66      |
| 2  | 5                     | 81.41 | 80.87   | 10.63      |
| 3  | 10                    | 83.04 | 86.06   | 7.45       |
| 4  | 15                    | 82.70 | 88.36   | 5.89       |
| 5  | 20                    | 85.58 | 87.87   | 5.72       |



Figure 6. Effect of CaF<sub>2</sub> addition on the morphology  
图 6. CaF<sub>2</sub> 用量对还原铁形貌影响

由表 4 可以看出, 在还原剂碳用量为 12%、CaO 添加量为 10% 条件下, 随着  $\text{CaF}_2$  添加量的增加, 铜渣碳热还原效果逐步增强。

未添加  $\text{CaF}_2$  时, 所得铁块质量为 22.233 g (图 6 (1)), 同时收集到 2.337 g 铁珠和 2.801 g 浮粉, 铁品位和提铁率分别为 85.08% 和 75.87%, 渣中全 Fe 量为 13.66%。

当  $\text{CaF}_2$  添加量为 5% 和 10% 时, 铜渣碳热还原后所得铁块质量分别增加至 25.666 g (图 6 (2)) 和 26.684 g (图 6 (3)), 同时铁珠与浮粉含量变化不大。铁品位分别为 81.41% 和 83.04%, 提铁率提高至 80.87% 和 86.06%, 较未添加  $\text{CaF}_2$  时分别提高 4.99% 和 10.19%, 渣中全 Fe 量降低至 10.63% 和 7.45%, 分别降低 3.03% 和 6.21%。

当  $\text{CaF}_2$  添加量进一步增加至 15% 和 20% 时, 铜渣碳热还原后所得铁块质量分别为 29.216 g (图 6 (4)) 和 28.270 g (图 6 (5)), 其中 15% 时达到最大值; 铁珠含量降低至 1.196 g 和 0.997 g, 而浮粉分别为 2.362 g 和 3.064 g。铁品位分别为 82.70% 和 85.58%, 提铁率分别为 88.36% 和 87.87%, 渣中全 Fe 量进一步降低至 5.89% 和 5.72%。

利用 Factsage 热力学计算软件中的 Viscosity 模块对 1420℃ 下, 仅添加 0~20 g  $\text{CaF}_2$  与在 10 g CaO 基础上改变  $\text{CaF}_2$  添加量的两种铜渣体系进行黏度模拟计算, 黏度变化结果如图 7 所示。

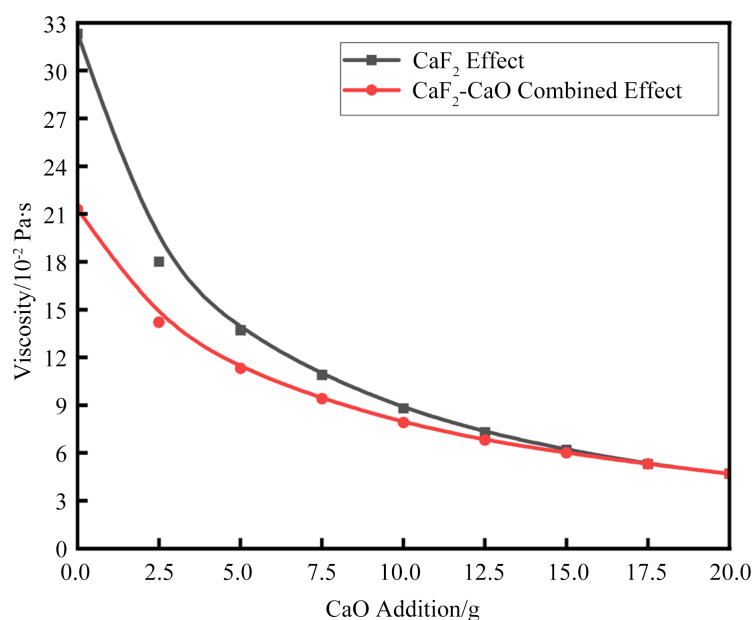


Figure 7. Effect of  $\text{CaF}_2$  addition on viscosity

图 7.  $\text{CaF}_2$  用量对黏度的影响

由图 7 可以看出, 1420℃ 条件下, 随着  $\text{CaF}_2$  添加量由 0 增加至 20 g, 仅添加  $\text{CaF}_2$  体系的熔体黏度由 0.323 Pa·s 显著降低至 0.047 Pa·s; 在 10 g CaO 基础上继续增加  $\text{CaF}_2$  时, 体系黏度也由 0.213 Pa·s 下降至 0.047 Pa·s, 整体呈持续下降趋势, 且降幅明显大于单独添加 CaO 体系。说明  $\text{CaF}_2$  对降低熔体黏度及改善流动性的作用更为显著。其主要通过 F<sup>-</sup> 削弱 Si-O-Si 硅酸盐网络结构, 降低熔体聚合度并促进液相形成, 从而改善体系传质条件, 加快  $\text{Fe}^{2+}$  迁移与界面还原反应, 提高提铁率并降低渣中残余 Fe。同时,  $\text{CaF}_2$  与 CaO 协同作用时能够进一步降低熔体黏度, 促进金属铁液滴聚集长大, 减少铁珠弥散析出。当  $\text{CaF}_2$  含量进一步增加后, 体系结构调节作用趋于饱和, 熔体黏度下降幅度减缓, 还原与分离强化效果趋于稳定。

3.4. 温度对铜渣提铁效果的影响

本节研究保温温度对铜渣提铁效果的影响。固定保温时间 80 min，铜渣量为 100 g，还原剂碳用量为 12%，CaO 和 CaF<sub>2</sub> 添加量均为 10 g，改变实验温度，其对铜渣碳热还原后所得金属铁的品位、铜渣提铁率及铜渣碳热还原后所得渣样中铁含量的影响如表 5 所示，铜渣碳热还原后所得铁块形貌如图 8 所示。



Figure 8. Effect of temperature on the morphology  
图 8. 温度对还原铁形貌影响

Table 5. Effect of temperature on reduction  
表 5. 温度对反应的影响

| 序号 | 温度/℃ | 铁块量/g  | 铁珠量/g | 浮粉量/g |
|----|------|--------|-------|-------|
| 1  | 1380 | 25.239 | 2.353 | 2.908 |
| 2  | 1400 | 27.209 | 1.455 | 2.163 |
| 3  | 1420 | 27.636 | 1.749 | 2.315 |
| 4  | 1440 | 28.821 | 1.326 | 2.155 |
| 5  | 1460 | 28.917 | 0.825 | 2.050 |

| 序号 | 温度/℃ | 铁品位/% | 平均提铁率/% | 渣中全 Fe 量/% |
|----|------|-------|---------|------------|
| 1  | 1380 | 78.40 | 78.92   | 10.80      |
| 2  | 1400 | 81.49 | 81.19   | 9.83       |
| 3  | 1420 | 84.07 | 86.50   | 7.19       |
| 4  | 1440 | 86.50 | 87.21   | 6.90       |
| 5  | 1460 | 87.72 | 89.73   | 5.61       |

由表 5 可以看出，在还原剂碳用量为 12%、CaO 与 CaF<sub>2</sub> 添加量均为 10%、保温时间为 80 min 条件下，随着温度由 1380℃升高至 1460℃，铜渣碳热还原效果持续增强。

当温度由 1380℃升高至 1420℃时，铁块质量由 25.239 g (图 8 (1))增加至 27.636 g (图 8 (4))，增加约 2.40 g；铁品位由 78.40%提高至 84.07%；提铁率由 78.92%提高至 86.50%，提高 7.58%；渣中全 Fe 量由 10.80%降低至 7.19%，降低 3.61%，表明还原反应明显强化。

当温度进一步升高至 1460℃时，铁块质量增加至 28.917 g (图 8 (5))，较 1380℃增加约 3.68 g；铁珠由 2.353 g 降低至 0.825 g；铁品位提高至 87.72%；提铁率提高至 89.73%，较 1380℃提高约 10.81%；渣中全 Fe 量降低至 5.61%，较 1380℃降低约 5.19%。

随着温度升高，体系热力学还原驱动力增强，FeO 向金属铁转化更加充分，同时高温促进碳气化反应与 CO 生成，提高了界面还原速率。Fe<sup>2+</sup>在液相中的扩散迁移能力显著增强，使体系由受限传质逐步转变为高效液相传质。金属铁液滴在低粘度熔体中碰撞、聚集与沉降，铁珠弥散析出减少，块状铁质量增加，因此表现为铁块质量与提铁率持续提高，而渣中残余 Fe 含量逐渐降低。

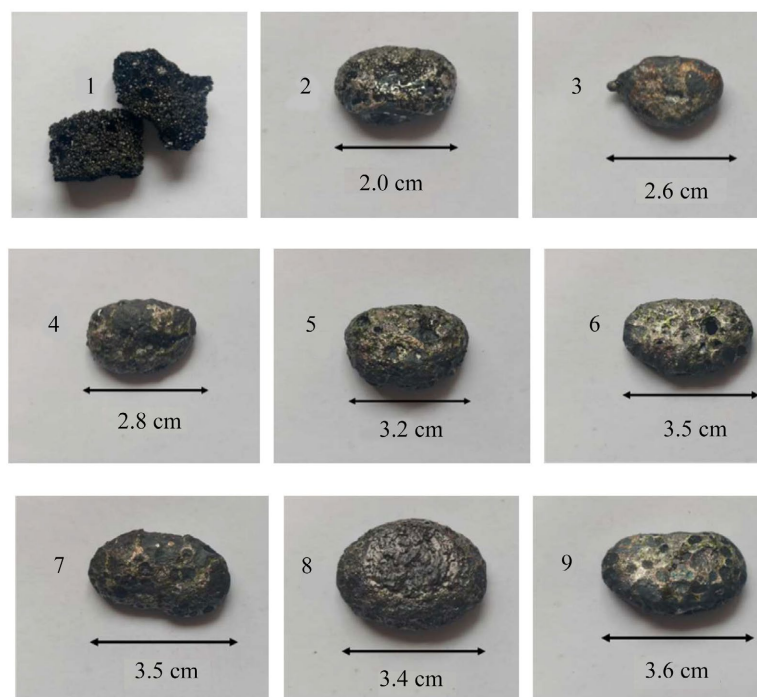
3.5. 保温时间对铜渣提铁效果的影响

本节研究保温时间对铜渣提铁效果的影响。固定实验温度为 1420℃，铜渣量为 100 g，还原剂碳用量为 12%，CaO 和 CaF<sub>2</sub> 添加量均为 10 g，改变保温时间，其对铜渣碳热还原后金属铁的品位、铜渣提铁率及铜渣碳热还原后所得渣样中铁含量的影响如表 6 所示，铜渣碳热还原后所得铁块形貌如图 9 所示。

由表 6 可以看出，在还原剂碳用量为 12%、CaO 与 CaF<sub>2</sub> 添加量均为 10%、温度为 1420℃条件下，随着保温时间由 20 min 延长至 100 min，铜渣碳热还原效果先增强后趋于平稳。

Table 6. Effect of holding time on reduction  
表 6. 保温时间对反应的影响

| 序号 | 温度/℃ | 铁块量/g  | 铁珠量/g   | 浮粉量/g      |
|----|------|--------|---------|------------|
| 1  | 20   | -      | -       | -          |
| 2  | 30   | 14.533 | 1.654   | 5.282      |
| 3  | 40   | 20.814 | 4.103   | 4.748      |
| 4  | 50   | 22.910 | 2.833   | 3.773      |
| 5  | 60   | 24.417 | 2.530   | 3.334      |
| 6  | 70   | 25.885 | 2.320   | 2.722      |
| 7  | 80   | 27.636 | 1.455   | 2.163      |
| 8  | 90   | 28.196 | 1.180   | 1.821      |
| 9  | 100  | 29.317 | 0.418   | 1.475      |
| 序号 | 温度/℃ | 铁品位/%  | 平均提铁率/% | 渣中全 Fe 量/% |
| 1  | 20   | -      | -       | 31.27      |
| 2  | 30   | 68.84  | 44.55   | 24.14      |
| 3  | 40   | 80.66  | 71.55   | 14.06      |
| 4  | 50   | 79.15  | 73.57   | 13.34      |
| 5  | 60   | 82.95  | 78.73   | 7.45       |
| 6  | 70   | 83.17  | 83.15   | 7.40       |
| 7  | 80   | 84.07  | 86.50   | 7.19       |
| 8  | 90   | 83.74  | 86.51   | 7.18       |
| 9  | 100  | 82.76  | 86.62   | 6.98       |



**Figure 9.** Effect of holding time on the morphology  
**图 9.** 保温时间对还原铁形貌影响

当保温时间为 20 min 时, 未观察到明显金属铁析出, 样品呈典型熔渣结构图(图 9 (1)), 整体为深黑色至暗灰色, 表面粗糙且多孔, 呈泡沫状与蜂窝状连通孔道结构, 渣中全 Fe 量高达 31.27%。该条件下反应尚处初始阶段, 碳气化与 CO 生成不足, Fe 仍以 FeO 或硅酸盐形式存在, 同时虽初步形成液相但金属铁尚未完成形核与长大, 因而未观察到明显析出。

当保温时间由 30 min 延长至 60 min 时, 铁块质量由 14.533 g (图 9 (2))增加至 24.417 g (图 9 (5)), 增加约 9.88 g; 铁品位由 68.84%提高至 82.95%; 提铁率由 44.55%提高至 78.73%, 提高 34.18%; 渣中全 Fe 量由 24.14%降低至 7.45%, 降低 16.69%。此时 CO 分压提高推动 FeO 持续还原; 在低黏度熔体中,  $\text{Fe}^{2+}$  扩散、界面反应及金属铁的形核与聚集过程同步进行, 提铁率显著提高、渣中 Fe 快速降低。

当保温时间进一步延长至 100 min (图 9 (9))时, 铁块质量增加至 29.317 g, 较 30 min 增加约 14.78 g; 铁珠由 1.654 g 降低至 0.418 g, 浮粉由 5.282 g 降低至 1.475 g; 提铁率提高至 86.62%, 较 60 min 仅提高约 7.89%, 而渣中全 Fe 量降至 6.98%, 变化趋缓。此时体系还原反应趋于热力学平衡, FeO 基本被还原, 反应驱动力显著降低, 导致反应速率减缓, 此阶段过程主要发生传质与分离控制, 表现为金属铁的聚集、长大与沉降; 提铁率与渣中 Fe 变化趋于缓慢。因此在该条件下保温 80 min 为较佳的工艺参数。

### 3.6. 尾渣物化特性与资源化利用分析

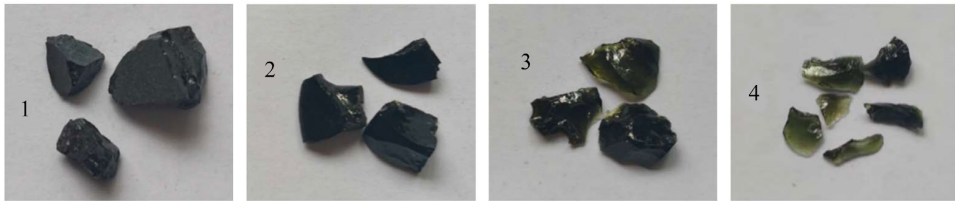
在铁相逐步析出与分离的同时, 剩余尾渣的矿物组成、微观结构及元素赋存状态也发生了明显变化。由于尾渣中仍富集一定含量的  $\text{SiO}_2$ 、CaO、 $\text{Al}_2\text{O}_3$ , 其化学组成与多种硅酸盐工业材料体系具有一定相似性, 因此具备进一步资源化利用的潜力。为评价还原尾渣的综合利用价值, 本节选取热态实验中具有代表性的尾渣样品, 采用 SEM-EDS 对其微观形貌及局部元素分布特征进行分析, 并结合 XRF 检测结果, 与微晶玻璃、陶瓷及水泥等典型工业材料的组成体系进行对比, 初步探讨铜渣还原尾渣在建筑材料及硅酸盐材料领域中的资源化应用可行性。

固定实验时间 80 min，实验温度为 1420℃，铜渣量为 100 g，在铜渣中添加一定量的 CaO 和 CaF<sub>2</sub>，同时改变还原剂碳用量，铜渣碳热还原实验方案如表 7 所示，其中 1~3 组为 1420℃保温 80 min，组 4 为 1460℃保温 80 min。

**Table 7.** Microscopic morphology experiment  
**表 7.** 微观形貌对比实验方案

|   | C 用量/g | CaO 添加量/g | CaF <sub>2</sub> 添加量/g |
|---|--------|-----------|------------------------|
| 1 | 3      | 0         | 0                      |
| 2 | 12     | 10        | 0                      |
| 3 | 12     | 0         | 10                     |
| 4 | 12     | 10        | 10                     |

铜渣碳热还原后所得渣样形貌如图 10 和图 11 所示。借助扫描电子显微镜对铜渣碳热还原后所得熔渣进行典型物相点的 EDS 分析，结果如表 8 所示。



**Figure 10.** Macroscopic appearance of residual slag  
**图 10.** 尾渣宏观形貌

**Table 8.** EDS analysis results  
**表 8.** EDS 分析结果

| 编号 | 典型物相点 | 元素含量/% |       |       |       |       |
|----|-------|--------|-------|-------|-------|-------|
|    |       | O      | Si    | Ca    | Fe    | Al    |
| 1  | A     | 39.19  | 25.73 | 2.94  | 21.96 | -     |
|    | B     | 27.75  | -     | -     | 60.53 | 9.44  |
|    | C     | 41.18  | 22.60 | 3.46  | 23.44 | -     |
| 2  | A     | 40.01  | -     | -     | -     | 59.99 |
|    | B     | 52.79  | 21.88 | 10.06 | -     | 13.25 |
|    | C     | 24.08  | 23.34 | 17.12 | 23.82 | 9.47  |
| 3  | A     | 20.95  | 29.32 | 28.86 | -     | 19.28 |
|    | B     | 38.59  | 20.13 | 9.88  | 8.32  | 13.51 |
| 4  | A     | 38.21  | 23.42 | 16.97 | -     | 19.19 |
|    | B     | 31.61  | 15.56 | 12.37 | -     | 11.99 |

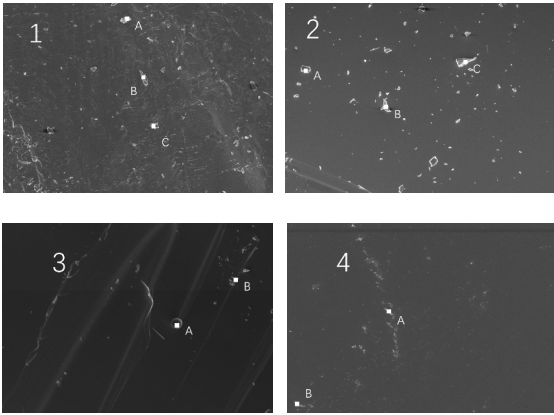


Figure 11. Microstructure of residual slag  
图 11. 尾渣微观形貌

表 7 中 4 组样品分别代表还原动力不足、仅添加  $\text{CaO}$ 、仅添加  $\text{CaF}_2$ 、强化反应四种情况。

由图 10 与图 11 可知，宏观形貌上，四组样品符合未充分反应向完全熔融分离的演化行为。还原动力不足条件下，样品呈银黑色块状，断口棱角分明且缺乏玻璃光泽，反映出体系以高黏度固态或半熔融状态为主，未形成有效液相；仅添加  $\text{CaO}$  时，渣系转变为略带透明的墨绿色且断口较为平整，表明渣系已发生熔融但结构仍较稳定，流动性提升有限；仅添加  $\text{CaF}_2$  时体系呈不透光黑绿色，局部光泽增强但均匀性较差，熔体流动性显著提高但结构稳定性不足；而在强化条件下，样品呈浅绿色且具有较高透光性且断口光滑均一，表现出典型均质玻璃态特征，说明体系已实现充分熔融并趋于稳定。

由表 8 可知，各体系差异进一步体现在元素分布特征及含铁相赋存形式上。还原动力不足条件下，基体连续且致密，亮白颗粒中  $\text{Fe}$  与  $\text{O}$  共同存在，并伴随一定  $\text{Si}$  元素，表明  $\text{Fe}$  主要以铁硅酸盐或  $\text{FeO}$  形式固溶于渣中，未形成独立金属相。

仅添加  $\text{CaO}$  时，基体中出现  $\text{Ca}$ 、 $\text{Si}$ 、 $\text{Al}$  等多元元素共存，夹杂颗粒中  $\text{Fe}$  与  $\text{Si}$ 、 $\text{Ca}$  同时存在，推测含铁相以复杂钙铁硅酸盐形式存在，说明结构调节促进了含铁相分解，但仍未实现有效富集；仅添加  $\text{CaF}_2$  时，基体中  $\text{Ca}$  与  $\text{Si}$  占主导，表现为低聚合度钙硅酸盐结构，夹杂颗粒中  $\text{Fe}$  含量降低且呈分散状态，说明含铁相已从原有结构中解离，但在低黏度条件下未能稳定聚并。

强化反应条件下，基体主要由  $\text{Ca}$ 、 $\text{Si}$ 、 $\text{Al}$  及  $\text{O}$  构成，未检测到明显  $\text{Fe}$  富集颗粒，表明铁已基本以金属形式析出并从渣相中分离，残余相主要为稳定硅酸盐结构。

未添加调节组分时， $\text{Fe}$  主要以铁硅酸盐或氧化态存在于高聚合结构中，难以发生有效还原与迁移； $\text{CaO}$  的加入促进硅酸盐网络解聚，使含铁相向钙铁硅酸盐转化，但在低碱度条件下仍受结构约束； $\text{CaF}_2$  通过显著降低熔体聚合度，使含铁相更易解离，但由于流动性过高导致金属相分散；而在  $\text{CaO}$  与  $\text{CaF}_2$  协同作用下，熔体结构与流动性实现匹配，使铁氧化物还原、铁液迁移及聚并过程得以协同进行，从而获得均质稳定的渣相结构与高效分离的金属相。

表 9 为强化条件下铜渣提铁后尾渣与某厂发泡陶瓷原料、水泥配料与微晶玻璃原料主要成分对比表。

Table 9. Chemical composition comparison for residual slag utilization  
表 9. 尾渣利用成分对比表

| 编号 | 代表产物 | 主要成分含量/%       |              |                         |                         |              |
|----|------|----------------|--------------|-------------------------|-------------------------|--------------|
|    |      | $\text{SiO}_2$ | $\text{CaO}$ | $\text{Fe}_2\text{O}_3$ | $\text{Al}_2\text{O}_3$ | $\text{MgO}$ |
| 1  | 提铁尾渣 | 34.01          | 21.49        | 8.03                    | 26.45                   | 2.99         |

续表

|   |      |       |       |      |       |      |
|---|------|-------|-------|------|-------|------|
| 2 | 发泡陶瓷 | 40.2  | 15.98 | -    | 8.2   | 0.1  |
| 3 | 水泥配料 | 56.23 | 10.8  | 9.00 | -     | 1.25 |
| 4 | 微晶玻璃 | 38.73 | 31.18 | 1.92 | 24.17 | -    |

由表 8 中由表中不同材料体系组成可以看出,铜渣碳热还原后尾渣的主要成分为  $\text{SiO}_2$ 、 $\text{CaO}$ 、 $\text{Al}_2\text{O}_3$  及  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,整体属于典型的多元硅酸盐体系,在化学组成上与发泡陶瓷、水泥及微晶玻璃等工业材料原料具有一定相似性。其中,尾渣中  $\text{SiO}_2$  含量为 34.01%,与发泡陶瓷原料(40.2%)及微晶玻璃原料(38.73%)较为接近,可作为主要网络形成氧化物; $\text{CaO}$  含量为 21.49%,介于发泡陶瓷与微晶玻璃原料之间,有利于降低熔融温度并改善液相流动性; $\text{Al}_2\text{O}_3$  含量达到 26.45%,明显高于发泡陶瓷原料,并与微晶玻璃原料(24.17%)相近,说明尾渣具有较好的结构稳定能力和耐热性能,可提高材料的机械强度与化学稳定性。此外,尾渣中  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  含量为 8.03%,与水泥配料中的  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  含量(9.00%)接近,既可作为水泥体系中的铁质校正组分,也能够陶瓷及微晶玻璃体系中发挥一定助熔和着色作用。

与三类工业材料相比,尾渣虽然在局部成分比例上存在一定差异,但整体氧化物组成具有较好的兼容性。尾渣与发泡陶瓷及微晶玻璃体系在  $\text{SiO}_2$ - $\text{CaO}$ - $\text{Al}_2\text{O}_3$  组成上具有较高相似性,而在水泥体系中则可作为硅质、铝质及铁质校正原料的潜在来源。因此,从化学组成角度分析,铜渣提铁后尾渣表现出一定硅酸盐材料资源化利用潜力,可为其在发泡陶瓷、微晶玻璃及水泥等方向的后续研究提供参考。

#### 4. 结论

1) 随着还原剂碳用量 3%提高至 12%,铜渣碳热还原程度显著增强,提铁率由 19.15%提高至 86.50%,渣中全 Fe 量由 28.76%降低至 7.19%。 $\text{CaO}$  添加量增加至 15%时,提铁率最高达到 87.00%; $\text{CaF}_2$  添加量由 0%提高至 15%时,提铁率由 75.87%提高至 88.36%,渣中全 Fe 量由 13.66%降低至 5.89%。结果表明,铜渣提铁过程不仅受还原剂供给影响,还与熔渣结构及液相流动性密切相关。适量增加碳用量能够提高体系还原驱动力,而  $\text{CaO}$  与  $\text{CaF}_2$  则通过调节硅酸盐网络结构、降低熔体黏度及强化液相传质,促进 Fe 从渣中释放并实现高效聚集分离,其中  $\text{CaF}_2$  对改善体系流动性和强化分离作用更为明显。

2) 随着温度由 1380℃升高至 1460℃,提铁率由 78.92%提高至 89.73%,渣中全 Fe 量由 10.80%降低至 5.61%;随着保温时间由 20 min 延长至 100 min,提铁率由 44.55%提高至 86.62%,渣中全 Fe 量由 24%降低至约 7%。高温与适当延长保温时间能够显著强化铜渣碳热还原过程,随着体系温度升高及反应时间延长,熔体黏度降低、液相比比例增加,金属铁液滴更易迁移、聚并与沉降,使体系逐渐由受限传质向高效液相传质转变,从而实现还原与分离协同强化。

3) 铜渣提铁后尾渣主要由 34.01%  $\text{SiO}_2$ 、21.49%  $\text{CaO}$ 、26.45%  $\text{Al}_2\text{O}_3$  及 8.03%  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  组成,与发泡陶瓷、微晶玻璃及水泥等工业材料体系具有较高组成相似性,表现出良好的硅酸盐材料利用潜力,可作为建筑材料潜在原料,实现铜渣资源高值化利用。

需要指出的是,本文主要基于尾渣化学组成及 SEM-EDS 微观分析对其资源化方向进行初步讨论,尚未进一步开展 XRD 物相分析、浸出毒性评价及实际材料性能测试,其工程应用仍需后续深入研究验证。

#### 参考文献

- [1] 罗亚中,张能,杨梅,等.火法炼铜技术现状及发展趋势[J].世界有色金属,2019(13):134+136.
- [2] 陈晓军.我国铜冶炼技术的进步及发展[J].世界有色金属,2021(14):15-16.

- 
- [3] 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.
  - [4] 李志. 铜渣还原提铁过程中残余元素的行为及熔渣制备微晶玻璃的基础研究[D]: [博士学位论文]. 武汉: 武汉科技大学, 2021.
  - [5] 何泽玉. 铜渣微波碳热还原过程的研究[D]: [硕士学位论文]. 沈阳: 东北大学, 2020.
  - [6] 王洪阳, 宋少先. 碳热还原-碱浸工艺实现铜渣中硅和铁的分离[J]. 中南大学学报(英文版), 2020, 27(8): 2249-2258.
  - [7] 王洪阳, 张晓雪, 张文韬, 等. 铜渣碳热还原过程中二氧化硅固溶体的形成机理[J]. 中国有色金属学报, 2021, 31(6): 1591-1600.
  - [8] 王苗, 杨双平, 庞锦琨. 火法铜渣改质还原提铁试验研究[J]. 矿冶工程, 2019, 39(1): 98-101.
  - [9] 余小吕, 杨应宝, 晏滔, 等. 铜渣中含铜物相赋存特性研究[J]. 中国有色冶金, 2025, 54(2): 160-169.
  - [10] 李明冬, 饶剑, 刘星, 等. 铜冶炼渣综合利用现状与展望[J]. 中国矿业, 2025, 34(4): 251-261.
  - [11] 兰二明, 张海培, 李博, 等.  $\text{SiO}_2/\text{FeO}$  对铜渣物性及渣含铜的影响[J]. 过程工程学报, 2026, 26(7): 800-812.
  - [12] 崔培德, 周星, 肖月, 等. 铜冶炼渣的回收与高值化利用研究进展[J]. 稀有金属, 2025, 49(12): 1885-1898.