# 用锌精矿微压还原浸出锌酸浸渣中的有价金属

俞凌飞，朱北平，张泽林，世仙果，陈先友

（云锡文山锌铟冶炼有限公司，云南 文山 663700）

**摘要**：针对锌酸浸渣，研究了以锌精矿为还原剂、锌冶炼废电解液为浸出剂，在微压条件下还原浸出锌、铁、铜并富集铅、银，再用热酸浸出微压还原浸出渣，考察了各因素对两段浸出的影响。结果表明：微压还原浸出的最佳条件为压力 0.2 MPa，终点酸度 35 g/L，反应温度 100 ℃，液固体积质量比 8/1，锌精矿加入量为理论用量的 1.1 倍，搅拌速度 400 r/min，反应时间 2 h；将该条件下所得微压还原浸出渣，在温度 90 ℃、终酸酸度110 g/L条件下用热酸浸出 2 h，计算得出两段浸出后的锌、铁、铜总浸出率达 95.81%、92.67%、92.63%，渣率为锌酸浸渣的 24.61%，可实现渣的减量化；铅、银富集于热酸浸出渣中，渣中硫质量分数为 23.42%，该浸出渣有价金属含量高，潜在自热能力强。该法利用锌精矿的还原性与锌酸浸渣浸出液中 $Fe^{3+}$ 的氧化性实现了锌酸浸渣的高效综合回收，具有一定推广应用价值。

**关键词**：锌酸浸渣；微压浸出；锌；铁；铜；回收

**中图分类号**：TF803.21；TF813　　**文献标识码**：A　　**文章编号**：1009-2617(2025)05-0613-07

**DOI**：10.13355/j.cnki.sfyj.2025.05.005

在湿法炼锌过程中，经硫酸浸出所得锌酸浸渣的处理一直受到重点关注。锌酸浸渣粒度普遍较细，一般以铁酸锌为主，还含有铅、银、铜等有价金属，具有一定回收利用价值[1]。目前，锌酸浸渣的处理方式主要分为火法和湿法两大类[2-4]。火法工艺主要包括回转窑挥发法[5]和富氧熔炼法[6]，工艺简单成熟，但受反应条件的影响，铜、银等金属回收率较低，能耗较高。湿法工艺的研究已有很多，其中以热酸浸出法研究应用最广泛[7]。该法主要是在高温高酸条件下，通过破坏铁酸锌的晶格，使锌、铁等有价金属经浸出进入溶液，之后通过针铁矿法、铁矾法、赤铁矿法等除铁方法实现锌、铁分离。该法能大幅降低碳能耗，但会同步产生大量铁矾渣、针铁矿渣[8]等废渣，这些废渣目前主要以堆存为主，如进一步处理会增加成本[9]。有研究表明，采用还原浸出＋赤铁矿法能实现铁的资源化利用，但还原剂的使用可能会带来石膏渣量大、浸出渣锌含量高、反应速度慢等问题[10-11]。此外，国内亦有采用直接还原[12]、氨法配合[13]、新兴的溶剂冶金[14]或微生物法[15]等技术回收锌酸浸渣中的锌、铅、银的报道，但目前仍停留于实验室阶段。因此，针对该类锌酸浸渣，开发一种能耗低、渣量少并能实现铁渣资源化利用的工艺十分必要。

试验研究了以锌精矿为还原剂、锌冶炼废电解液为浸出剂，在微压条件下直接还原浸出锌酸浸渣，考察了酸度、温度、锌精矿用量、反应时间等因素对浸出的影响。为进一步提高渣中锌、铁、铜浸出率，用热酸浸出微压还原浸出渣，并对两段浸出渣的渣量、化学成分和物相组成进行了分析，以期达到提高锌酸浸渣中有价金属回收率、降低渣量和能耗的目的。

## 1　试验部分

### 1.1　试验原料

锌酸浸渣取自云南某锌冶炼企业，主要化学成分见表 1。锌酸浸渣中的主要元素为锌、铁、硅，其次为铅、铜、钙等，此外还含有一定量的银。

**表 1　锌酸浸渣的主要化学成分**

**Table 1　Main chemical components of zinc acid leaching residue**　　%

| Zn | Fe | Pb | Mg | As | Cu | Ca | S | Ag* |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 20.86 | 24.10 | 1.98 | 1.30 | 0.52 | 0.39 | 1.33 | 6.47 | 142 |

*. 单位为 g/t。

**收稿日期**：2024-11-28

**基金项目**：云南省重大科技专项计划项目(202302AB080014，202302AG050008)。

**第一作者简介**：俞凌飞(1987—)，男，硕士，高级工程师，主要研究方向为冶炼低碳高效回收技术。

采用 XRD 对锌酸浸渣进行检测，结果如图 1 所示。锌酸浸渣中铁的主要物相为铁酸锌（$ZnFe_2O_4$），锌的主要物相为铁酸锌（$ZnFe_2O_4$），硅的主要物相为石英（$SiO_2$），钙的主要物相为硫酸钙（$CaSO_4$）。其中，铁酸锌（$ZnFe_2O_4$）相为浸出渣的主要优势物相。

采用扫描电子显微镜（SEM）对锌酸浸渣形貌进行分析，结果如图 2 所示。锌酸浸渣矿物颗粒大多为单一、分散颗粒，粒度一般＜50 μm，大致呈球形，颗粒表面粗糙、致密。

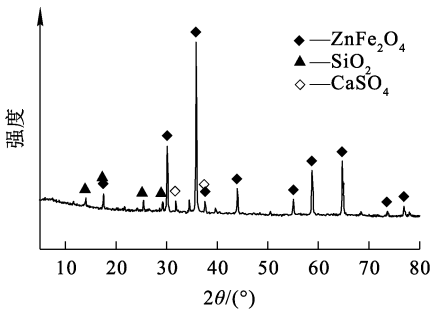



**图 1 锌酸浸渣的 XRD 图谱**

**Fig. 1 XRD pattern of zinc acid leaching residue**

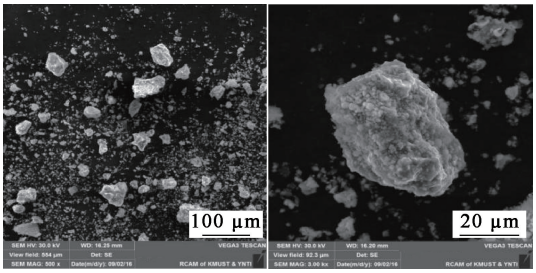



**图 2 锌酸浸渣的 SEM 照片**

**Fig. 2 SEM images of zinc acid leaching residue**

## 1.2 试验试剂

试验以锌冶炼废电解液为浸出剂，主要化学成分见表 2。

**表 2 锌冶炼废电解液的主要化学成分**

**Table 2 Main chemical components of waste electrolyte from zinc smelting** g/L

| $Zn^{2+}$ | $H_2SO_4$ | $Mn^{2+}$ | $Mg^{2+}$ | $Fe^{3+}$ | $As^{5+}$ | $Ca^{2+}$ | $Cl^-$ |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 47.86 | 164 | 3.98 | 15.30 | 0.01 | 0.000 2 | 0.33 | 0.3 |

试验以锌精矿作为还原剂。锌精矿取自云南某锌冶炼企业，其中含有锌、铁、硫，还含有部分硅、铅、铜、钙、镁等，主要成分见表 3。经分析可知，锌精矿中的主要物相为硫化锌（ZnS）和硫化铁（FeS）。

**表 3 锌精矿的主要化学成分**

**Table 3 Main chemical components of zinc concentrate** %

| Zn | Fe | Pb | Mg | As | Cu | Ca | S | Ag* |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 47.86 | 13.25 | 0.20 | 0.50 | 0.10 | 0.78 | 0.68 | 30.22 | 70 |

*. 单位为 g/t。

## 1.3 试验设备与方法

试验设备：磁力驱动高压反应釜（威海化工机械有限公司），旋片式真空泵（2XZ-4 型，浙江黄岩天龙真空泵厂），电热鼓风干燥箱（01-Ⅰ型，北京市永光明医疗仪器厂）。

取一定量锌酸浸渣和锌精矿放入磁力驱动高压反应釜中，根据理论计算量加入锌废电解液，升温并控制温度在设定范围内，还原浸出一定时间；浸出结束后，向矿浆中添加一定量絮凝剂，采用旋片式真空泵趁热抽滤，滤液送分析；滤渣经等体积去离子水洗涤抽滤后，再进行一段高温热酸浸出，控制浸出温度 90 ℃、反应终点酸质量浓度 110 g/L、反应时间 2 h，之后进行固液分离，滤渣用等体积去离子水洗涤抽滤，再于 55 ℃下干燥 12 h，制样称重、送分析。

采用原子吸收分光光度计（AAS）、电感耦合等离子光谱发生仪（ICP）测定滤渣中铅、银、铁、锌等有价元素含量。滤液中的酸、铁和锌分别采用氢氧化钠滴定法、重铬酸钾-氧化还原滴定法和 EDTA 滴定法进行检测。

## 1.4 试验原理

从结晶学角度分析可知，铁酸锌属于尖晶石型晶格，晶格能较大[16]，故反应过程受动力学影响较大。目前，针对铁酸锌主要是利用高温热酸进行浸出，通过增加反应强度实现分解，主要化学反应方程式如下：

$$ZnFe_2O_4 + 8H^+ = Zn^{2+} + 2Fe^{3+} + 4H_2O \quad (1)$$

从热力学角度分析可知，$Fe^{3+}$ 离子浓度升高会抑制 $ZnFe_2O_4$ 分解；从动力学角度分析可知，由于铁酸锌结构稳定，提升反应速率较难，导致浸出效果欠佳。而加入还原剂可将 $Fe^{3+}$ 转化为 $Fe^{2+}$，能缓解热力学上的抑制作用，升高温度可从热力学和动力学方面为反应体系提供更强的推动力。当以硫化锌作为还原剂时，锌会以 $Zn^{2+}$ 形式进入

溶液，同时 $S^{2-}$ 被氧化为单质硫。锌精矿理论加入量根据反应式(1)、(2)联立进行计算，ZnS 还原 $Fe^{3+}$ 的总反应式为：

$$ZnS+2Fe^{3+}=\!=\!=2Fe^{2+}+Zn^{2+}+S\downarrow, \quad (2)$$

其在标准状态下的吉布斯自由能 $\Delta G^{\Theta}=51.062$ kJ/mol，根据公式 $\Delta G^{\Theta}=nEF$，可计算出：

$$E^{\Theta}(S,Zn^{2+}/ZnS)=0.265\ V; \quad (3)$$

$$E^{\Theta}(Fe^{3+}/Fe^{2+})=-0.771\ V。 \quad (4)$$

其反应平衡常数 $K_a$ 可通过下列公式计算：

$$\lg K_a=\frac{nEF}{2.303RT}=17.09。 \quad (5)$$

对于反应式(2)，其 $K_a=[Zn^{2+}][Fe^{2+}]^2/[Fe^{3+}]^2$，当取锌离子活度为 0.1 mol/L 时，$[Fe^{2+}]/[Fe^{3+}]=10^{9.04}$。

通过上述热力学计算结果可知，采用 ZnS 可较彻底地还原 $Fe^{3+}$，通过压力场提升温度，能进一步破坏铁酸锌晶格，提升反应(2)速率。铅、钙等元素主要以硫酸盐沉淀形态留存于渣中，浸出过程主要以铁酸锌的分解，以及铁酸锌分解后三价铁对锌精矿的氧化浸出作用为主，2 个反应能相互促进。

## 2　试验结果与讨论

### 2.1　浸出终点酸度对微压还原浸出的影响

固定试验条件：反应温度 110 ℃，液固体积质量比 8/1，搅拌速度 400 r/min，锌精矿加入量为理论量的 1.1 倍，反应时间 2 h。终点酸度对锌、铁、铜浸出率的影响结果如图 3 所示。

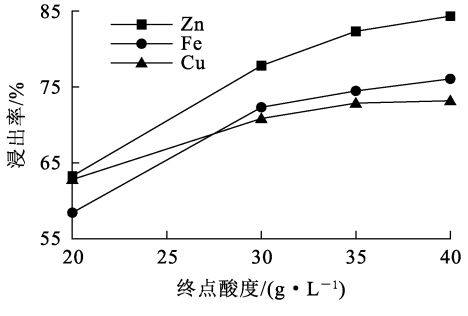



**图 3　浸出终点酸度对锌、铁、铜浸出率的影响**

**Fig. 3　Effect of final acid leaching on leaching rates of zinc, iron, and copper**

由图 3 可知：3 种元素浸出率随终点酸度升高而升高，终点酸度升至 40 g/L 时，锌、铁、铜浸出率分别升至 84.47%、76.06%，73.18%。不同酸度下，浸出液中 $Fe^{2+}$ 质量浓度较稳定，基本都在 2 g/L 左右，这是因为在锌精矿过量系数一定的条件下，还原反应的电位差驱动力基本一致，反应平衡时终点状态也基本相同，说明还原反应进行地较彻底。在相同酸度条件下，锌浸出率要明显高于铁浸出率。考虑到酸度过高会增加后续中和处理压力，因此，为获得较好的锌、铁、铜浸出效果，选择浸出终点酸度为 35 g/L。

### 2.2　反应温度对微压还原浸出的影响

固定试验条件：终点酸度 35 g/L，液固体积质量比 8/1，搅拌速度 400 r/min，锌精矿投入量为理论量的 1.1 倍，反应时间 2 h。反应温度对锌、铁、铜浸出率的影响结果如图 4 所示。

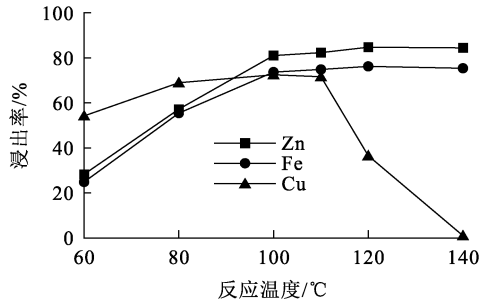



**图 4　反应温度对锌、铁、铜浸出率的影响**

**Fig. 4　Effect of reaction temperature on leaching rates of zinc, iron, and copper**

由图 4 可知，反应温度对锌、铁、铜浸出率的影响较大：锌、铁浸出率随温度升高先升高后趋于稳定，而铜浸出率随温度升高呈先升高后下降趋势。当温度升至 110 ℃时，锌浸出率为 81.02%，铁浸出率为 75.66%，铜浸出率为 72.46%；继续升温至 120 ℃，锌、铁浸出率无明显变化，而铜浸出率急速下降。随温度升高，$Fe^{3+}$ 还原电位变化较小，说明在 110 ℃时化学反应已达平衡，化学反应速率不再增加，氧化还原电位变化较小。该浸出为固-液两相反应，升高温度会增大反应物活性，有利于提高有价金属浸出效果；但反应温度过高，浸出渣内单质硫与溶液中的铜会反应生成难溶的化合物。因此，选择反应温度为 100 ℃。

### 2.3　锌精矿加入量对微压还原浸出的影响

固定试验条件：终点酸度 35 g/L，反应温度 100 ℃，液固体积质量比 8/1，搅拌速度 400 r/min，反应时间 2 h。锌精矿加入量对锌、铁、铜浸出率的影响结果如图 5 所示。

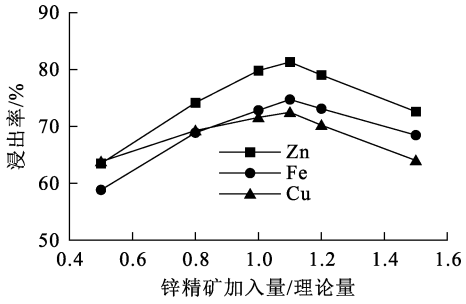



**图 5 锌精矿加入量对锌、铁、铜浸出率的影响**

**Fig. 5 Effect of zinc concentrate addition on leaching rates of zinc, iron, and copper**

由图 5 可知，锌精矿加入量对锌、铁、铜浸出率影响较大：锌、铁、铜浸出率随锌精矿加入量增加呈先升高后下降趋势；锌精矿加入量为理论量的 1.1 倍时，锌、铁、铜浸出率分别为81.31%、74.72%和72.48%；继续增加锌精矿加入量，锌、铁、铜浸出率反而下降，说明锌精矿过量会造成金属浸出率降低。

为进一步确定适宜的锌精矿加入量，考察了锌精矿加入量对 $Fe^{3+}$ 质量浓度的影响，结果如图 6 所示。可知：浸出液中 $Fe^{3+}$ 质量浓度随锌精矿加入量增加而降低；锌精矿加入量为理论量的 50%时，浸出液中 $Fe^{3+}$ 质量浓度为 7.4 g/L；继续增加锌精矿加入量，浸出液 $Fe^{3+}$ 质量浓度持续下降，说明 $Fe^{3+}$ 质量浓度对还原浸出影响明显，这主要是因为过多的 $Fe^{3+}$ 会抑制反应(1)向右进行。因此，确定锌精矿加入量以控制在理论量的 1.1 倍为宜。

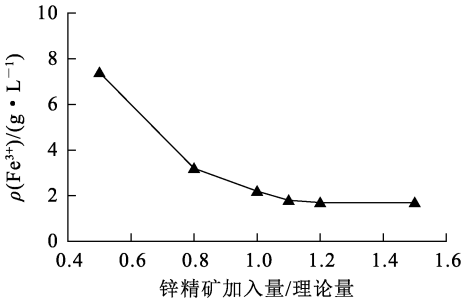



**图 6 锌精矿加入量对浸出液中 $Fe^{3+}$ 质量浓度的影响**

**Fig. 6 Effect of zinc concentrate addition on $Fe^{3+}$ mass contentration in leaching solution**

## 2.4 反应时间对微压还原浸出的影响

固定试验条件：终点酸度 35 g/L，反应温度 100 ℃，液固体积质量比 8/1，锌精矿加入量为理论量的 1.1 倍，搅拌速度 400 r/min。反应时间对锌、铁、铜浸出率的影响结果如图 7 所示。

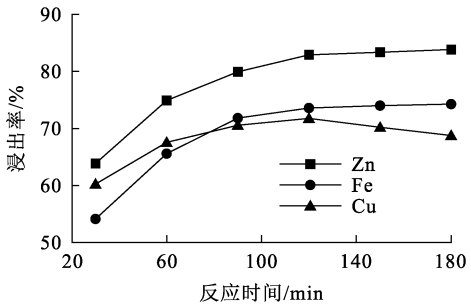



**图 7 反应时间对锌、铁、铜浸出率的影响**

**Fig. 7 Effect of reaction time on leaching rates of zinc, iron, and copper**

由图 7 可知：反应时间低于 2 h 时，随反应时间延长，锌、铁、铜浸出率均升高；反应2 h时，锌、铁、铜浸出率分别为82.91%、73.59%和71.77%；继续延长反应时间，锌、铁浸出率呈小幅上升趋势，变化不大，铜浸出率则呈缓慢下降趋势。铁浸出率继续升高主要是在铁酸锌分解达到平衡后，原料中以 $Fe(OH)_3$、FeOOH 等其他形态存在的铁还会继续浸出所致[17-18]；而铜浸出率缓慢下降是铜离子与渣中的单质固态硫元素缓慢结合成 CuS 所致。综合考虑，选择反应时间为 2 h。

## 2.5 综合试验

通过上述单因素试验，确定最优试验条件为：溶液终点酸度 35 g/L，反应温度 100 ℃，液固体积质量比 8/1，锌精矿加入量为理论用量的 1.1 倍，搅拌速度 400 r/min，反应时间 2 h。在该条件下进行 4 组综合验证试验，结果见表 4。可以看出，锌、铁、铜平均浸出率分别为83.06%、73.74%和71.93%，结果较稳定。

**表 4 综合试验结果**

**Table 4 Comprehensive test results**

| 试验序号 | 浸出率/% | | |
|---|---|---|---|
| | Zn | Fe | Cu |
| 1 | 82.85 | 73.65 | 72.45 |
| 2 | 83.89 | 73.65 | 71.64 |
| 3 | 83.40 | 73.77 | 71.75 |
| 4 | 82.10 | 73.89 | 71.88 |
| 平均 | 83.06 | 73.74 | 71.93 |

微压还原浸出渣和微压还原浸出液的主要化学成分分析结果见表 5、6。对比表 1 可知：通过锌精矿微压还原浸出，锌酸浸渣中的锌、铁、铜得到了有效浸出。微压还原渣洗涤后用 XRD 和 SEM 进行分析，结果分别如图 8、9 所示。对比图 1、8 看出：浸出后铁酸锌物相消失，主要物相为铁、锌的硫化物、单质硫及少量的硫酸钙等。由图 9 看出：微压还原浸出渣颗粒比较单一，四周有絮状物粘附，表面粗糙疏松，呈多边形状。

**表 5　微压还原浸出渣的主要化学成分分析结果**

**Table 5　Analysis result of main chemical components of micro pressure reduction leaching residue**　%

| Zn | Fe | Pb | Mg | As | Cu | Ca | S | Ag* |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 10.99 | 13.78 | 3.85 | 0.59 | 0.07 | 0.33 | 3.58 | 18.70 | 260 |

*. 单位为 g/t。

**表 6　微压还原浸出液的主要化学成分分析结果**

**Table 6　Analysis result of main chemical components of micro pressure reduction leaching solution** g/L

| $Zn^{2+}$ | $Fe^{2+}$ | $Fe^{3+}$ | $Cu^{2+}$ | $As^{5+}$ | $In^{3+}$ |
|---|---|---|---|---|---|
| 77.66 | 25.18 | 1.80 | 0.94 | 0.38 | 0.097 |

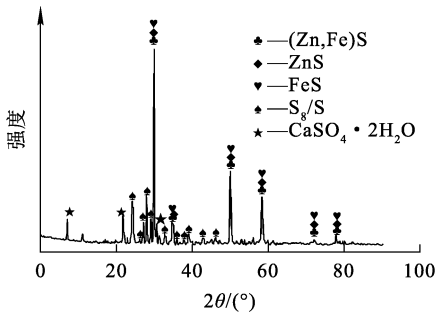



**图 8　微压还原浸出渣的 XRD 图谱**

**Fig. 8　XRD pattern of micro pressure reduction leaching residue**

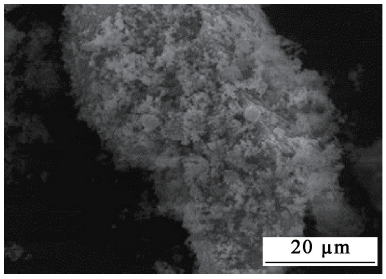



**图 9　微压还原浸出渣的 SEM 照片**

**Fig. 9　SEM photo of micro pressure reduction leaching residue**

## 2.6　微压还原浸出渣的热酸浸出

将所得微压还原浸出渣在温度 90 ℃、终点酸度 110 g/L 条件下进行一段简单热酸浸出 2 h，进一步回收浸出渣中有价金属。热酸浸出液的主要化学成分分析结果见表 7，所得的浸出渣用等质量纯水洗涤后进行元素和物相分析，结果如表 8、图 10 所示。

**表 7　热酸浸出液的主要化学成分分析结果**

**Table 7　Analysis result of main chemical components of hot acid leaching solution**　g/L

| $Zn^{2+}$ | $Fe^{2+}$ | $Fe^{3+}$ | $Cu^{2+}$ | $As^{5+}$ | $In^{3+}$ |
|---|---|---|---|---|---|
| 62.53 | 15.43 | 5.83 | 0.77 | 0.21 | 0.064 |

**表 8　热酸浸出渣的主要化学成分分析结果**

**Table 8　Analysis result of main chemical components of hot acid leaching residue**　%

| Zn | Fe | Pb | Mg | As | Cu | Ca | S | Ag* |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 4.47 | 6.53 | 8.1 | 0.56 | 0.07 | 0.14 | 5.11 | 23.42 | 584 |

*. 单位为 g/t。

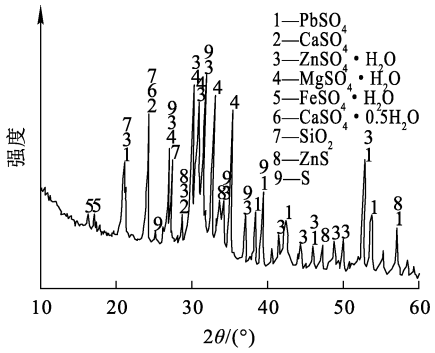



**图 10　热酸浸出渣的 XRD 图谱**

**Fig. 10　XRD pattern of hot acid leaching residue**

对比表 1、8 可知：经过两段浸出，试验原料中段锌质量分数由 20.86% 降至 4.47%，锌总浸出率为95.81%；铁质量分数由24.10%降至6.53%，铁总浸出率为 92.67%；铜质量分数由0.39%降至 0.14%，铜总浸出率为 92.63%；铅、银、钙等组分未被浸出，在浸出渣中得到了富集。

经计算可知，热酸浸出后，二段浸出合计渣率为 24.61%，渣量大幅减少，说明试验原料中的铁酸锌得到了有效分解。该法的可溶性有价金属浸出率较高，不可溶有价金属因富集在热酸浸出渣中，实现了渣的减量化，减少了后段火法处理工艺的能耗。从表 8 还可看出：热酸浸出渣中残留的

硫元素质量分数为 23.42%，且大部分以硫单质形态存在，可作为热源补充火法系统的热量供应，进一步降低综合能耗，同时热酸浸出液可返回微压还原浸出循环使用。

由图 10 看出，热酸浸出渣中铁的主要物相为 $FeSO_4$，锌主要物相为 ZnS 和 $ZnSO_4$，硅主要物相为 $SiO_2$，铅、钙主要以硫酸盐形式存在。表明微压还原渣经热酸浸出后，渣中有价金属进一步得到回收，而难以被浸出的铅、硅、钙等组分得到了富集。

## 3 结论

针对锌冶炼过程中经硫酸浸出工序所得锌酸浸渣，在微压力条件下，采用锌精矿与锌废电解液进行还原浸出，锌精矿的还原性可与浸出液中 $Fe^{3+}$ 的氧化性相互作用，加速原料中铁酸锌的分解浸出，实现有价金属的浸出。之后再将微压还原浸出渣用热酸浸出，两段浸出后的锌、铁、铜总浸出率分别可达 95.81%、92.67%、92.63%。在适宜还原浸出和热酸浸出条件下所得热酸浸出渣的渣率为原锌酸浸渣的 24.61%，铅、银等金属能富集在热酸浸出渣中，实现了渣的减量化，同时热酸浸出渣中硫元素质量分数为 23.42%，主要以硫单质形态存在，渣潜在自热能力强。

该工艺采用压力场升高反应温度，解决了一般还原浸出＋赤铁矿法存在的石膏渣量大、浸出渣锌高、反应速度慢等问题，对进一步减少浸出渣的处置压力和提高锌酸浸渣中有价金属的富集回收具有一定指导意义，也可为锌酸浸渣的处置提供一条新路径。

## 参考文献：


[1] 余娟，章晓林，张悦，等. 锌浸出渣中银的回收方法综述[J]. 贵金属，2024，45(2)：106-113.
YU Juan，ZHANG Xiaolin，ZHANG Yue，et al.Review on the recovery methods of silver from zinc-leached residues [J]. Precious Metals，2024，45(2)：106-113.

[2] 高保军. 锌冶炼技术现状及发展探讨[J]. 中国有色冶金，2008，37(3)：12-16.
GAO Baojun. Study on status quo of zinc-smelting technology [J]. China Nonferrous Metallurgy，2008，37(3)：12-16.

[3] 温盛汇，龚傲，徐家聪，等. 锌氧压浸出渣中金属综合回收工艺研究进展[J]. 湿法冶金，2023，42(3)：236-240.
WEN Shenghui，GONG Ao，XU Jiacong，et al.Research progress on metal comprehensive recovery from zinc-oxygen pressure leaching residue[J]. Hydrometallurgy of China，2023，42(3)：236-240.

[4] 郭艳华，杨俊龙，马立成，等. 废电解液在湿法炼锌渣中回收金、银、锌的应用研究[J]. 湿法冶金，2024，43(5)：524-530.
GUO Yanhua，YANG Junlong，MA Licheng，et al. Application of waste electrolyte to recover gold，silver and zinc from wet zinc smelting slag[J]. Hydrometallurgy of China，2024，43(5)：524-530.

[5] 徐华军，蒋文，曾庆辉，等. 大型回转窑处理锌浸出渣的生产实践[J]. 有色冶金节能，2020，36(4)：31-33.
XU Huajun，JIANG Wen，ZENG Qinghui，et al. Production practice of zinc leaching residue treatment in large rotary kiln[J]. Energy Saving of Nonferrous Metallurgy，2020，36(4)：31-33.

[6] 庄福礼，陈学刚，俞兵，等. 锌浸渣的侧吹熔炼技术与装备研究[J]. 中国有色冶金，2013，42(6)：5-10.
ZHUANG Fuli，CHEN Xuegang，YU Bin，et al. Research of zinc leaching residue treatments with side-blown smelting process and equipments[J]. China Nonferrous Metallurgy，2013，42(6)：5-10.

[7] 贺菊香，刘生长. 湿法炼锌浸出渣处理方式的分析[J]. 四川有色金属，2014(2)：45-48.
HE Juxiang，LIU Shengchang. Analysis of zinc leaching residue treating Method[J]. Sichuan Nonferrous Metals，2014(2)：45-48.

[8] 冯强，魏昶，邓志敢，等. 高铁硫酸锌浸出液中铟的富集[J]. 稀有金属，2014，38 (4)：687-692.
FENG Qiang，WEI Chang，DENG Zhigan，et al. Enriching indium from zinc sulfate solution bearing high iron and indium containing[J]. Chinese Journal of Rare Metals，2014，38(4)：687-692.

[9] 王正民. 湿法炼锌铁矾渣综合回收无害化处理产业化实践[J]. 世界有色金属，2021，24(4)：4-6.
WANG Zhengmin. Industrial practice on harmless treatment and comprehensive metal recovery of iron-alum slag from zinc hydro-metallurgy process[J]. World Nonferrous Metals，2021，24(4)：4-6.

[10] DUTRIZAC J E，MONHEMIUS A J. Iron control in hydrometallurgy[M]E. Horwood：Halsted Press，1986.

[11] GHAYAD I M，EL-ANSARY A L，AZIZ Z A A，et al. Recovery of zinc from zinc dross using pyrometallurgical and electrochemical methods[J]. Egypt J Chem，2019，62(2). DOI：10.21608/EJCHEM.2018.2782.1225.

[12] 石振武，杨守洁，薛群虎. 从铅锌废渣中氨浸锌试验研究[J]. 湿法冶金，2019，38(4)：271-275.
SHI Zhenwu，YANG Shoujie，XUE Qunhu. Recovery of zinc from lead-zinc slag using mmonia[J]. Hydrometallurgy of China，2019，38(4)：271-275.

[13] BINNEMANS K，JONES P T. Solvometallurgy：an emerging branch of extractive metallurgy[J]. Journal of Sustainable Metallurgy，2017，3(3)：570-600.

[14] 李勇，邓兴，金开胜，等. 根瘤菌与氧化铁硫杆菌堆浸锌浸出渣的试验研究[J]. 贵州科学，2012，30(4)：47-49.
LI Yong，DENG Xing，JIN Kaisheng，et al. Experimental study of the rhizobium and iron oxide thiobacillus for heap leaching of zinc leaching slag[J]. Guizhou Science，2012，30(4)：47-49.

[15] 南京大学地质系. 地球化学[M]. 北京：科学技术出版社，1961：61.

[16] 俞凌飞，朱北平，王私富，等. 锌冶炼高铁酸浸渣 $SO_2$ 还原浸出研究[J]. 有色金属(冶炼部分)，2020(1)：5-8.
YU Lingfei，ZHU Beiping，WANG Sifu，et al.Study on $SO_2$ reduction leaching of high ferric acid leaching slag[J]. Nonferrous Metals(Extractive Metallurgy)，2020(1)：5-8.

[17] 邓志敢，樊光，郑宇，等. 用硫酸-二氧化硫体系从锌浸出渣中还原浸出有价金属[J]. 湿法冶金，2020，39(2)：104-109.
DENG Zhigan，FAN Guang，ZHENG Yu，et al. Reduction leaching of valuable metals from zinc leaching residue using sulphuric acid-$SO_2$ system[J]. Hydrometallurgy of China，2020，39(2)：104-109.

[18] 汤裕源. 侧吹炉加锌精矿化矿-烟化炉挥发法处理锌浸出渣工艺探索[J]. 中国有色冶金，2019，48(6)：23-26.
TANG Yuyuan. Exploration on the process of treating zinc leaching residue by side blowing furnace smelting with zinc concentrate and fuming furnace volatilizing method[J]. China Nonferrous Metallurgy，2019，48(6)：23-26.

## Leaching of Valuable Metals from Zincic Acid Leaching Residue by Micro-Pressure Reduction of Zinc Concentrate

YU Lingfei，ZHU Beiping，ZHANG Zelin，SHI Xianguo，CHEN Xianyou

(*Yunxi Wenshan Zinc Indium Smelting Co.，Ltd.，Wenshan*　663700，*China*)

**Abstract**：For zinc acid leaching residue，the reduction leaching of zinc，iron and copper and the enrichment of lead and silver were studied by using zinc concentrate as the reducing agent and zinc smelting waste electrolyte as the leaching agent under micro-pressure conditions. The micro-pressure reduction leaching residue was then leached with hot acid. The effects of various factors on the two-stage leaching were investigated. The results show that the optimal conditions for micro-pressure reduction leaching are pressure of 0.2 MPa，final acid concentration of 35 g/L，reaction temperature of 100 ℃，liquid volume to solid mass ratio of 8/1，zinc concentrate addition of 1.1 times the theoretical amount，stirring speed of 400 r/min，and reaction time of 2 h. The micro-pressure reduction leaching residue obtained under these conditions was leached with hot acid at 90 ℃ and a final acid concentration of 110 g/L for 2 h. The total leaching rates of zinc，iron and copper after the two-stage leaching can reach 95.81%，92.67% and 92.63%，respectively，and the residue rate is 24.61% of the zinc acid leaching residue，which can achieve the reduction of the residue. Lead and silver are enriched in the hot acid leaching residue，with a sulfur mass fraction of 23.42%. The leaching residue has a high content of valuable metals and strong potential for self-heating. The method utilizes the reducing property of zinc concentrate and the oxidizing property of $Fe^{3+}$ in the zinc acid leaching residue leaching solution to achieve efficient and comprehensive recovery of zinc acid leaching residue，and has certain application and promotion value.

**Key words**：zinc acid leaching residue；micro-pressure leaching；zinc；iron；copper；recycling