# 铜冶炼尾渣中铅的湿法分离富集研究

谢太李[1]，李小龙[2]，罗钊荣[1]

（1. 江西铜业集团有限公司 贵溪冶炼厂，江西 贵溪　335424；
2. 江西铜业技术研究院有限公司，江西 南昌　330096）

**摘要**：研究了采用“碱性转型—硝酸浸出—硫酸沉淀”的湿法工艺路线从铜冶炼尾渣中分离富集铅，重点探讨了尾渣中铅的高效转型原理，考察了各工序相关因素对铅转型、浸出、沉淀的影响，并确定了各工序的最佳试验条件。结果表明：加入 NaOH，游离碱度升高，会使尾渣中的 $PbSO_4$ 以铅酸根形式进入液相中，增加铅损失，降低回收率；硝酸浸出过程中，反应时间与游离酸度对铅浸出率影响较大；在游离碱度 15 g/L、液固体积质量比 5/1、温度 30 ℃下碱性转型反应 3 h，再在游离酸度 20 g/L、液固体积质量比 5/1、温度 30 ℃下用硝酸浸出 2 h，最后在硫酸系数为 0.8～1.0、温度 30 ℃条件下用硫酸沉淀铅，尾渣中铅转化率与浸出率均可达 95%以上。该工艺能实现铜冶炼尾渣中铅的高效分离富集，效果较好。

**关键词**：铜冶炼尾渣；铅；转型；浸出；沉淀；富集

**中图分类号**：TF803.21　　**文献标识码**：A　　**文章编号**：1009-2617(2025)06-0791-07

**DOI**：10.13355/j.cnki.sfyj.2025.06.011

在以铜为典型代表的有色金属冶炼过程中，熔炼和吹炼阶段的高温与高氧势促使精矿中硫化物分解形成 $SO_2$ 气体。该气体中夹杂着部分微细矿粉，且混有 As、Pb、Se、Cu、Bi 等元素。烟气进入制酸系统后，首先会经过喷淋净化工序，该工序主要吸收可溶性的 S、As、F、Cl 等元素，之后再将 Pb、Cu、Se 等不溶杂质捕集进入污酸，经固液分离后便形成尾渣[1-4]。铜冶炼尾渣中含 Pb、Bi、Se、Cu，质量分数分别约为 49.3%、1.56%、1.14%和 0.53%，具有一定回收价值，但其中的重金属赋存状态复杂，难以进行单一处理，且颗粒细小、固液分离性能也较差，这给尾渣中有价金属的资源化回收带来了挑战[5-6]。

目前，从尾渣中回收 Se、Bi 等高值金属的工艺可分为火法和湿法两类[7-10]。其中，火法工艺是根据 Se 高饱和蒸汽特性，在高温下先气相挥发再冷凝收集，该法在产品高纯化、高效回收等方面仍存在不足；湿法是依据 Pb、Se 等在酸或碱性环境中物相转变差异，将有价元素梯级分离与回收，主要包括氯酸钠-盐酸、加压氧化等浸出体系，该法具有收率高、产品纯度高等优势，但将尾渣直接浸出面临酸碱试剂消耗大、易产生酸或碱性废弃物等问题。

基于尾渣中 Pb 含量较高等特征，优先提取尾渣中的 Pb，再进一步富集稀贵稀散金属，然后梯级回收其中的 Se、Bi 等有价金属，可有效解决浸出体系面临的问题[11-13]。如首先采用“碳酸钠转型—醋酸浸出”提铅工艺能有效富集 Se、Bi、Cu 等金属，之后可通过 $HCl$-$H_2SO_4$-$NaClO_3$ 体系从浸铅渣中逐步回收这些金属，但该工艺存在 Cu、Se、Bi 协同浸出分离困难等问题[3]；采用 NaCl-$CaCl_2$-HCl 氯盐体系可将尾渣中 Pb 浸出，浸出率达 97.73%，但该体系会协同浸出 Ag，Ag 浸出率达 98.24%[14]；此外，向铜冶炼渣中加入硫化剂和焦炭，通过硫化还原法在 1 350 ℃下熔炼 3 h，铜、铅和锌回收率分别可达 97.58%、89.91%和 98.20%[15]。

为降低能耗、提高有价金属元素回收率，在分

**收稿日期**：2025-03-26

**基金项目**：国家重点研发计划(2023YFC2907903)。

**第一作者简介**：谢太李(1984—)，男，本科，高级工程师，主要研究方向为稀贵稀散金属提取。

**通信作者简介**：李小龙 (1992—)，男，博士，工程师，主要研究方向为有色金属冶金。E-mail：lixiaolong1992vip@163.com。

析铜冶炼尾渣中有价金属含量与赋存特征基础上，提出了“碱性转型—酸性提铅—硫酸分铅—氯盐浸铋—中和富集”新工艺，思路是先将高含量 Pb 转型分离得硫酸铅产品，将 Bi、Se 等元素高倍数富集进入固相，再梯级提取 Bi、Se 等元素，从而提升冶炼尾渣中有价金属提取效率。因此，试验重点围绕尾渣中铅的“碱性转型—酸性提铅—硫酸分铅”核心工序，考察了温度、碱度、液固体积质量比等因素对铅转型的影响规律，探究了硝酸浸铅的适宜反应条件，并分析了 Pb 的物相转变机制，为从铜、铅、锌等硫化矿冶炼尾渣中提取 Pb 和富集稀散稀贵金属提供技术支持。

## 1 试验方法与原理

### 1.1 试验原料、试剂与仪器

试验原料：铜冶炼尾渣，成分见表 1。其中，Pb、Bi、Se、Cu 质量分数分别为 36.68%、6.22%、5.93%和 5.13%。铜冶炼尾渣中的元素赋存状态如图 1 所示。铅在尾渣中的主要赋存状态为 $PbSO_4$，Cu 主要以 $CuSO_4 \cdot 5H_2O$、$Cu_3Se_2$、$CuAs_2O_4$ 状态存在，Bi 则与少量的 Na 形成了水合铋酸钠结构。

表 1 铜冶炼尾渣化学成分

Table 1 Chemical composition of copper smelting slag %

| Cu | Pb | As | Zn | Fe | Se | Hg | Bi |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 5.13 | 36.68 | 0.85 | 0.09 | 0.72 | 5.93 | 3.61 | 6.22 |

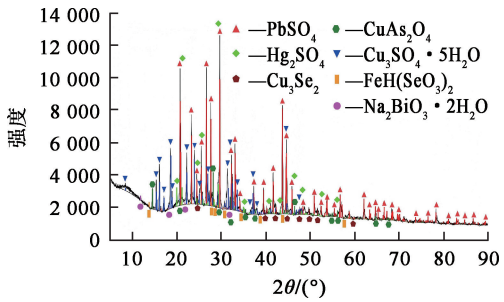



图 1 铜冶炼尾渣的 XRD 物相分析

Fig. 1 XRD phase analysis of copper smelting slag

试验试剂：氢氧化钠、硝酸、硫酸，均为分析纯，焦作市维联精细化工有限公司。所有试剂均直接使用，无需进一步提纯。

主要仪器：原子荧光分析仪，AFS-9120 型，北京吉天仪器厂；原子吸收分光光度计，AA-6300C 型，日本岛津公司；紫外可见分光光度计，UV4802 型，尤尼柯(上海)仪器有限公司；恒温水浴锅，JHS 型，上海精密仪器有限公司。

### 1.2 试验原理与方法

试验采用“碱性转型—酸性提铅—硫酸分铅—氯盐浸铋—中和富集”的全湿法工艺路线，如图 2 所示。核心原理是：首先尾渣中 $PbSO_4$ 经碱转型为氢氧化铅，再酸浸生成可溶性硝酸铅，浸出液中的铅与硫酸反应生成硫酸铅沉淀回收，铋等元素富集进入渣相；浸出渣中 Bi 等元素经氯盐酸浸处理，铋等元素以氯铋酸形式浸出至液相中，并经水解生成氯氧铋，实现铋等有价元素的富集回收。

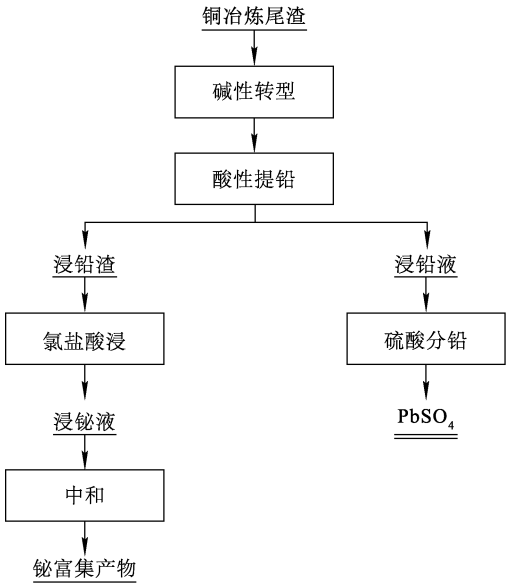



图 2 尾渣全湿法梯级提取 Pb、Bi 工艺流程

Fig. 2 Flowchart of wet process for extracting Pb and Bi from copper smelting slag

尾渣中铅元素主要以硫酸铅形式存在。硫酸铅先与氢氧化钠反应生成氢氧化铅，氢氧化铅再与硝酸反应生成硝酸铅，硝酸铅进入液相后与硫酸反应生成硫酸铅沉淀，沉铅后液作为母液返回继续浸出铅。主要反应方程式如下：

$$PbSO_4 + 2NaOH = Pb(OH)_2 + Na_2SO_4; \quad (1)$$

$$Pb(OH)_2 + 2HNO_3 = Pb(NO_3)_2 + 2H_2O; \quad (2)$$

$$Pb(NO_3)_2 + H_2SO_4 = PbSO_4\downarrow + 2HNO_3。 \quad (3)$$

称取 1 000 g 铜冶炼尾渣置于烧杯中，加入一定量氢氧化钠；将烧杯置于恒温水浴锅中，在一定温度、液固体积质量比等试验条件下反应，反应结束后经固液分离得碱性转型渣。再称取 300 g 转型渣置于烧杯中，加入一定量硝酸，置于恒温水浴锅中，在不同温度、游离酸度等试验条件下反应，反应结束后经固液分离得硝酸浸出液。取 100 mL 硝酸浸出液置于烧杯中，加入硫酸并控制不同试验条件进行反应，反应后经固液分离得硫酸铅沉淀。

Pb 转型率即为铜冶炼渣中 $PbSO_4$ 向 $Pb(OH)_2$ 的物相转变比例，通过分析反应前、后固相物料中 $PbSO_4$ 和 $Pb(OH)_2$ 含量可计算得出；Pb 回收率即转型渣中 Pb 质量占反应前原料中 Pb 质量的百分比；Pb 浸出率是转型渣中 $Pb(OH)_2$ 转变为可溶解的 $Pb(NO_3)_2$ 的比例；Pb 沉淀率是液相中溶解的 Pb 转变为 $PbSO_4$ 沉淀的比例。

Pb 转型率计算公式如下：

$$\eta = \frac{x_0 - x_t}{x_0} \times 100\%。 \tag{4}$$

式中：$\eta$—Pb 转型率，%；$x_0$、$x_t$—原料、产物中 $PbSO_4$ 摩尔分数。

Pb 回收率计算公式如下：

$$\lambda = \frac{m_{Pb\text{-}t}}{m_{Pb\text{-}0}} \times 100\%。 \tag{5}$$

式中：$\lambda$—Pb 回收率，%；$m_{Pb\text{-}0}$、$m_{Pb\text{-}t}$—原料、产物中 Pb 质量，g。

Pb 浸出率计算公式如下：

$$y = \frac{m_0 w_0 - m_t w_t}{m_0 w_0} \times 100\%。 \tag{6}$$

式中：$y$—Pb 浸出率，%；$m_0$、$m_t$—浸出前、后固体质量，g；$w_0$、$w_t$—浸出前、后固体中 Pb 质量分数，%。

Pb 沉淀率计算公式如下：

$$\alpha = \frac{c_0 V_0 - c_t V_t}{c_0 V_0} \times 100\%。 \tag{7}$$

式中：$\alpha$—Pb 沉淀率，%；$V_0$、$V_t$—沉淀反应前、后溶液体积，L；$c_0$、$c_t$—沉淀反应前、后溶液中 Pb 浓度，mol/L。

## 2　试验结果与讨论

试验围绕尾渣中铅的“碱性转型”“酸性提铅”和“硫酸分铅”3 个工序，采用单因素法，重点讨论了温度、碱度等关键因素对转型、浸出和沉淀的影响，从而揭示尾渣中 Pb 高效转型和浸出的行为规律。

### 2.1　尾渣中 Pb 的碱性转型

为提高尾渣中 $PbSO_4$ 转型为 $Pb(OH)_2$ 的效果，考察了尾渣碱转型过程中反应温度、游离碱度、液固体积质量比、反应时间等因素对铅转型过程铅转型率、回收率的影响，获得碱转型最佳工艺参数。

#### 2.1.1　温度对铅转型的影响

在游离碱度 30 g/L、反应时间 2 h、搅拌速度 300 r/min 和液固体积质量比为 4/1 条件下，考察温度对铅转型的影响，结果如图 3 所示。

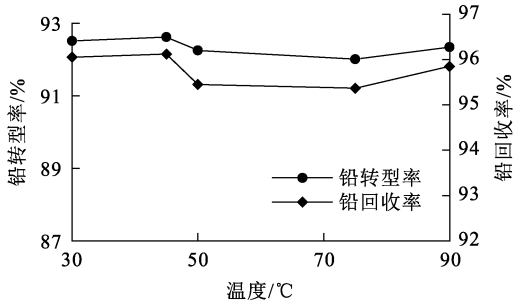



**图 3　温度对铅转型的影响**

**Fig. 3　Effect of temperature on lead transformation**

由图 3 看出，温度对尾渣中 $PbSO_4$ 转型为 $Pb(OH)_2$ 的影响较小：温度升至 90 ℃时，铅转型率和铅回收率分别稳定在 92% 和 95%；在转型过程中，酸泥中少量 Pb 或以 PbO 形式存在，此部分铅在碱浸过程中会转化成铅酸根（$PbO_2^{2-}$）进入液相，造成铅损失。此外，若 NaOH 浓度较高或温度升高，$Pb(OH)_2$ 可进一步溶解生成可溶性铅酸钠，也会造成铅的损失，导致铅回收率降低。综合考虑，确定尾渣碱转型温度宜控制在 30 ℃。

#### 2.1.2　游离碱度对铅转型的影响

调整尾渣碱转型过程中液相中 $OH^-$ 浓度，即游离碱度，从而控制 $PbSO_4$ 向 $Pb(OH)_2$ 的转型。在温度 30 ℃、液固体积质量比 4/1、搅拌速度 300 r/min、反应时间 2 h 条件下，考察游离碱度对铅转型的影响，结果如图 4 所示。可以看出，随游离碱度增大，铅转型率逐渐增大，而铅回收率逐渐降低：随游离碱度从 5 g/L 增至 15 g/L，铅转型率从85.82%升至90.86%，铅回收率从98.95%降至 97.33%；继续增大碱度，铅转型率升高幅度

不大，而铅回收率继续下降。这是因为随游离碱度增大，尾渣中 $PbSO_4$ 会以铅酸根形式进入转型液中，导致铅损失增加，降低铅回收率；综合考虑铅转型率、回收率、碱耗等因素，确定游离碱度宜控制在 15 g/L。

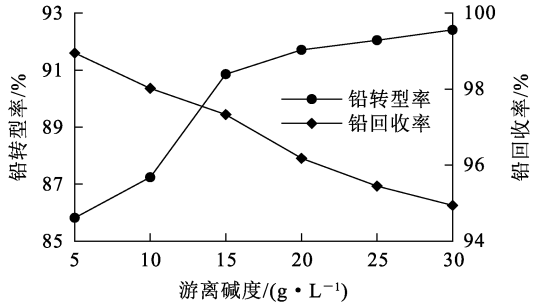



**图 4 游离碱度对铅转型的影响**

**Fig. 4 Effect of free alkalinity on lead transformation**

### 2.1.3 液固体积质量比对铅转型的影响

在温度 30 ℃、游离碱度 15 g/L、搅拌速度 300 r/min、反应时间 2 h 条件下，考察液固体积质量比对铅转型的影响，结果如图 5 所示。

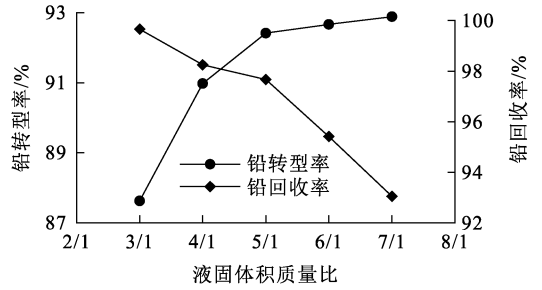



**图 5 液固体积质量比对铅转型的影响**

**Fig. 5 Effect of liquid volume to solid mass ratio on lead transformation**

由图 5 看出：随液固体积质量比增大，铅转型率逐渐升高，铅回收率逐渐下降；液固体积质量比大于 5/1 时，铅转型率增幅渐缓，而铅回收率持续下降。由此可见，液固体积质量比越大，转型效果越好；但碱耗增加会增加铅损失，降低铅回收率并增加废液量。综合考虑，确定液固体积质量比宜控制在 5/1。

### 2.1.4 反应时间对铅转型的影响

在温度 30 ℃、游离碱度 15 g/L、搅拌速度 300 r/min、液固体积质量比为 5/1 条件下，考察反应时间对铅转型的影响，结果如图 6 所示。可以看出，随反应时间延长，铅转型率逐渐增大，而铅回收率逐渐降低：反应时间从 1 h 延长至 3 h，铅转型率从 89.55% 升至 94.46%，铅回收率从 98.26% 降至 97.25%；继续延长反应时间，铅转型率和回收率均没有明显变化，因此，综合考虑铅转型率和回收率，反应时间宜控制在 3 h。

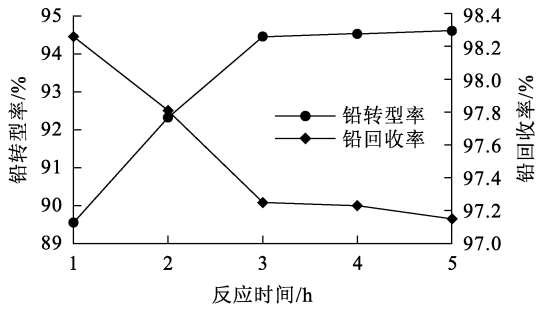



**图 6 反应时间对铅转型的影响**

**Fig. 6 Effect of reaction time on lead transformation**

通过上述条件试验确定碱转型最佳工艺条件为：游离碱度 15 g/L，液固体积质量比 5/1，温度 30 ℃，反应时间 3 h。

### 2.2 转型渣酸性提铅

为将铅转型渣中的铅转化为可溶性铅，以硝酸为浸出剂对转型渣中的铅进行浸出，考察了浸出温度、游离酸度、液固体积质量比和浸出时间等因素对铅浸出率的影响，获得硝酸浸铅适宜的工艺参数。

### 2.2.1 浸出温度对铅浸出率的影响

在游离酸度 20 g/L、液固体积质量比 4/1、搅拌速度 300 r/min、反应时间 1 h 条件下，考察反应温度对硝酸浸出铅的影响，结果如图 7 所示。

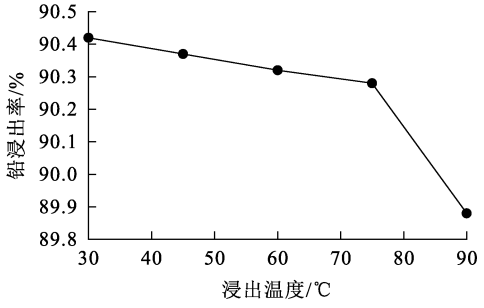



**图 7 浸出温度对硝酸浸出铅的影响**

**Fig. 7 Effect of leaching temperature on leaching of lead by nitric acid**

由图 7 看出，温度从 30 ℃升至 90℃，铅浸出率从 90.42%降至 89.88%。这是因为过高的反应温度会使游离硝酸加速挥发或分解，导致酸耗增加，降低铅浸出率。因此，确定浸出温度以 30 ℃为宜。

### 2.2.2　游离酸度对铅浸出率的影响

在温度 30 ℃、反应时间 1 h、搅拌速度 300 r/min和液固体积质量比 4/1 条件下，考察游离酸度对硝酸浸出铅的影响，如图 8 所示。

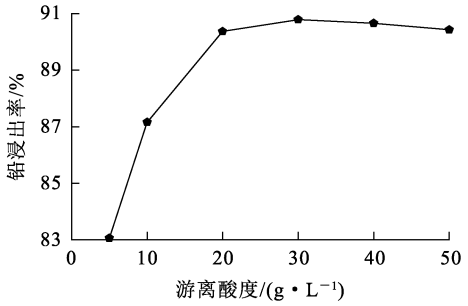



**图 8　游离酸度对硝酸浸出铅的影响**

**Fig. 8　Effect of free acidity on leaching of lead by nitric acid**

由图 8 看出，随游离酸度增大，铅浸出率先升高后趋于平稳：当游离酸度低于 20 g/L 时，铅浸出率呈升高趋势，从 83.06%升至 90.43%，表明随酸度增大，转型渣中的 $Pb(OH)_2$ 不断浸出，并以 $Pb(NO_3)_2$ 形式进入液相；游离酸度高于 20 g/L后，铅浸出率基本稳定在 91%左右。考虑到生产成本，反应酸度宜控制在 20 g/L。

该浸出过程中游离酸需从液相不断扩散转型渣内部，并与 $Pb(OH)_2$ 反应生成 $Pb(NO_3)_2$，因此酸度增大有利于促进 Pb 浸出；但为进一步提升浸出效果，试验将反应时间适度延长，以探索浸出优化工艺条件。

### 2.2.3　反应时间对铅浸出率的影响

在温度 30 ℃、游离酸度 20 g/L、搅拌速度 300 r/min 和液固体积质量比 4/1 条件下，考察反应时间对硝酸浸出铅的影响，结果如图 9 所示。可以看出，随反应时间延长，铅浸出率先升高后趋于平稳：反应 2 h 时，铅浸出率达 94%左右；继续延长反应时间，铅浸出率升幅不明显，表明随反应时间延长，游离酸逐渐扩散至转型渣内部，并与 $Pb(OH)_2$ 反应生成 $Pb(NO_3)_2$，从而提高浸出率。综合考虑，确定反应时间以控制在 2 h 为宜。

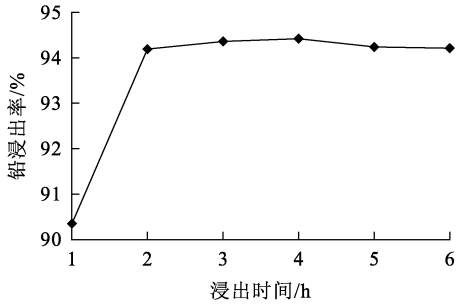



**图 9　浸出时间对硝酸浸出铅的影响**

**Fig. 9　Effect of reaction time on leaching of lead by nitric acid**

### 2.2.4　液固体积质量比对铅浸出率的影响

在温度 30 ℃、游离酸度 20 g/L、搅拌速度 300 r/min、反应时间 2 h 条件下，液固体积质量比对铅浸出率的影响，结果如图 10 所示。

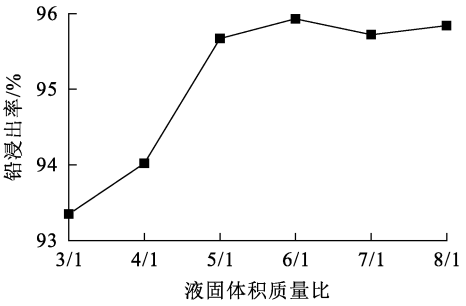



**图 10　液固体积质量比对硝酸浸铅的影响**

**Fig. 10　Effect of liquid volume to solid mass ratio on leaching of lead by nitric acid**

由图 10 看出，随液固体积质量比增大，铅浸出率先升高后趋于平稳：液固体积质量比由 3/1 升至 5/1 时，铅浸出率快速升高；液固体积质量比大于 5/1 时，铅浸出率上升幅度减缓且有小幅波动。综合考虑，确定液固体积质量比以控制在5/1为宜。

通过上述浸出条件试验确定硝酸浸出铅的最佳工艺参数为：游离酸度 20 g/L，液固体积质量比 5/1，温度 30 ℃，浸出时间 2 h。

### 2.3　酸浸液硫酸分铅

以硫酸为沉淀剂时，硫酸可与浸出液中的硝酸铅反应生成含量较高的硫酸铅沉淀，沉铅后液中硝酸浓度较高，可作为母液循环浸铅。为保证铅沉淀率维持在较高水平，确保沉铅后液作为母液循环使用时的浸铅效果，重点考察了沉淀铅过程中，硫酸与硝酸铅的物质的量比，即硫酸过量系数对沉淀铅

的影响，得到最佳工艺参数。试验条件为沉淀温度 30 ℃，沉淀时间 1 h，搅拌速度 300 r/min。

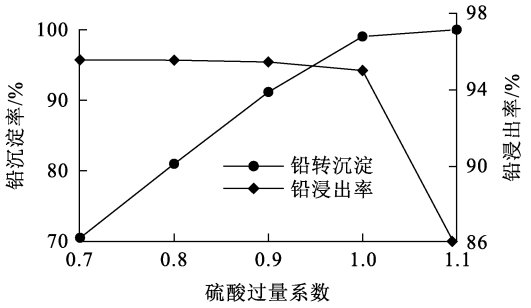



**图 11 硫酸过量系数对沉淀铅的影响**

**Fig. 11 Effect of excess coefficient of sulfuric acid on precipitation by lead**

由图 11 看出：硫酸系数从 0.7 增至 1.0 时，铅沉淀率从 70.46% 升至 99.02%，铅浸出率从 95.58% 缓慢降至 95.47%，表明沉铅后液作为母液循环使用时，铅浸出率变化不明显，说明沉铅后液可作为母液循环使用；硫酸过量系数大于1.0时，铅基本沉淀完全，但循环使用母液时，铅浸出率降至 86%，故硫酸系数需小于1.0。综合考虑，确定硫酸过量系数以控制在0.8～1.0 为宜。

## 3 结论

采用“碱性转型—硝酸浸出—硫酸沉淀”的湿法工艺路线从铜冶炼尾渣中分离富集铅是可行的。碱性转型工序的最佳条件为：游离碱度 15 g/L，液固体积质量比 5/1，反应温度 30 ℃，反应时间 3 h；硝酸浸出工序的最佳条件为：游离酸度 20 g/L，液固体积质量比 5/1，浸出温度 30 ℃，浸出时间 2 h；硫酸沉淀工序的最佳条件为：硫酸过量系数为 0.8～1.0，沉淀温度 30 ℃，沉淀时间1 h。3 个工序搅拌转速均设为 300 r/min。采用该工艺，铜冶炼尾渣中 $PbSO_4$ 可实现从 $Pb(OH)_2 \rightarrow Pb(NO_3)_2 \rightarrow PbSO_4$ 的转型与回收，Pb 转化率与浸出率均可达 95% 以上。该工艺可为从铜、铅、锌等硫化矿冶炼系统尾渣中提取 Pb 和富集稀散稀贵金属提供一种新途径。

**参考文献：**


[1] 李晓恒，王永辉，崔育涛，等. 铜冶炼制酸酸泥高效浸出工艺研究[J]. 绿色矿冶，2025，41(1)：60-64.
LI Xiaoheng，WANG Yonghui，CUI Yutao，et al. Study on efficient leaching process of acid mud from copper smelting[J]. Sustainable Mining and Metallurgy，2025，41(1)：60-64.

[2] 章广. 湿法处理酸泥回收硒试验研究[J]. 世界有色金属，2024(24)：165-167.
ZHANG Guang. Experimental study on wet treatment of acid sludge for selenium recovery production[J]. World Nonferrous Metals，2024(24)：165-167.

[3] 张琼，罗世金，贺康锦，等. 从酸泥浸铅渣中综合回收有价金属试验研究[J]. 湿法冶金，2025，44(1)：59-64.
ZHANG Qiong，LUO Shijin，HE Kangjin，et al. Comprehensive recovery of valuable metals from lead leaching residue of acid mud[J]. Hydrometallurgy of China，2025，44(1)：59-64.

[4] 潘锡剑. 富硒酸泥中回收硒的工艺研究[D]. 昆明：昆明理工大学，2023.

[5] 贺来荣，郭金权，陈彩霞，等. 从酸泥中提取铜和硒的试验研究[J]. 中国有色冶金，2022，51(6)：24-30.
HE Lairong，GUO Jinquan，CHEN Caixia，et al. Experimental study on extraction of copper and selenium from acid mud[J]. China Nonferrous Metallurgy，2022，51(6)：24-30.

[6] 谢容生，罗柏青，王春香. 微波强化辅助浸出铜冶炼酸泥中硒的试验研究[J]. 云南冶金，2022，51(3)：92-95.
XIE Rongsheng，LUO Baiqing，WANG Chunxiang. Experimental study on assistance leaching of selenium in copper smelting acid sludge by microwave reinforcement[J]. Yunnan Metallurgy，2022，51(3)：92-95.

[7] 沙漠. 低汞酸泥中汞的湿法浸出工艺优化研究[D]. 昆明：昆明理工大学，2022.

[8] 付高明，白成庆，陈国兰. 氧压碱浸工艺处理硒汞酸泥试验研究[J]. 中国有色冶金，2022，51(1)：44-48.
FU Gaoming，BAI Chengqing，CHEN Guolan. Research on acidic Se-Hg slime treatment with POX alkaline leaching[J]. China Nonferrous Metallurgy，2022，51(1)：44-48.

[9] 李安静，李武斌，张彬，等. 用 $NaClO_3$-HCl-$H_2O$ 复合体系从酸泥中浸出硒汞[J]. 湿法冶金，2021，40(5)：382-385.
LI Anjing，LI Wubin，ZHANG Bin，et al. Leaching of selenium and mercury from acid-mud in $NaClO_3$-HCl-$H_2O$ system[J]. Hydrometallurgy of China，2021，40(5)：382-385.

[10] 巢冲. 酸泥浸铅渣中铋回收工艺研究[J]. 铜业工程，2021(3)：54-57.
CHAO Chong. Research on recovery process bismuth from acid sludge leaching lead slag[J]. Copper Engineering，2021(3)：54-57.

[11] 杨伟，代龙果，杨坤. 锌冶炼酸泥微波强化加钙固硒工艺研究[J]. 云南冶金，2021，50(3)：61-65.
YANG Wei，DAI Longguo，YANG Kun. Research on microwave enhancement of zinc smelting acid sludgeby calcium addition and selenium fixing[J]. Yunnan Metallurgy，2021，50(3)：61-65.

[12] 和晓才，谢刚，李怀仁，等. 高铅、高银酸泥中亚硫酸钠浸硒的工艺研究[J]. 稀有金属，2012，36(3)：455-458.

HE Xiaocai，XIE Gang，LI Huairen，et al. Leaching Se from acid-mud containing high Pb and Ag with $Na_2SO_3$[J]. Chinese Journal of Rare Metals，2012，36(3)：455-458.

[13] 曾翰林. 微波强化铅锌冶炼酸泥中汞硒铅的回收[D]. 昆明：昆明理工大学，2021.

[14] 阙旺东，邓成虎，王达之，等. 氯盐体系浸出铜阳极泥分银渣中铅银的工艺研究[J]. 有色矿冶，2024，40(5)：30-34.
QUE Wangdong，DENG Chenghu，WANG Dazhi，et al. Leaching lead and silver from silver separation slag of copper anode slime based on chloride salt system[J]. Non-Ferrous Mining and Metallurgy，2024，40(5)：30-34.

[15] TIAN Qianghua，LI Zhongchen，WANG Qinmeng，et al. Synergistic recovery of copper，lead and zinc via sulfurization-reduction method from copper smelting slag[J]. Transactions of Nonferrous Metals Society of China，2023，33：3847-3859.

## Hydrometallurgical Separation and Enrichment of Lead from Copper Smelting Slag

XIE Taili[1]，LI Xiaolong[2]，LUO Zhaorong[1]

(1. *Guixi Smelter，Jiangxi Copper Corporation Limited，Guixi*　335424，*China*；
2. *Jiangxi Copper Technology Institute Co.，Ltd.，Nanchang*　330096，*China*)

**Abstract**：The hydrometallurgical process route of "alkaline conversion-acidic lead extraction-sulfuric acid lead separation" was studied for the separation and enrichment of lead from copper smelting slag. The principle of efficient transformation of lead in slag was mainly explored，and the effects of various factors in each process on the transformation，leaching and precipitation of lead were investigated. The optimal experimental conditions for each process were determined. The results show that by adding NaOH，the higher free alkalinity will cause $PbSO_4$ in the slag to enter the liquid phase in the form of plumbous acid，increasing lead loss and reducing recovery rate. In the acidic extraction stage，the reaction time and free acidity have a significant impact on the leaching rate. Under the conditions of free alkalinity of 15 g/L，liquid volume to solid mass ratio of 5/1，and temperature of 30 ℃，the alkaline transformation reaction is carried out for 3 h. Then，under the conditions of free acidity of 20 g/L，liquid volume to solid mass ratio of 5/1，and atemperature of 30 ℃，the slag are leached with nitric acid for 2 h. Finally，lead is precipitated with sulfuric acid under the conditions of a sulfuric acid coefficient of 0.8 to 1.0 and temperature of 30 ℃. The conversion rate and leaching rate of Pb in the slag can both reach over 95%. The process can efficiently separate and enrich lead from copper smelting slag，and the effect is good.

**Key words**：copper smelting slag；lead；conversion；leaching；precipitatation；enrichment