

引用格式:张晓辉,吕军.从铜阳极泥浸铜液分步回收铜、硒、碲的研究[J].有色设备,2025,39(6):35-40.

ZHANG Xiaohui, LV Jun. Stepwise recovery of copper, selenium and tellurium from copper anode sludge leach solution [J]. Nonferrous Metallurgical Equipment, 2025, 39(6): 35-40.

# 从铜阳极泥浸铜液分步回收铜、硒、碲的研究

张晓辉, 吕 军\*

(山西北方铜业有限公司, 山西 运城 043700)

**[摘 要]** 为高效回收铜阳极泥硫酸化焙烧后浸铜液中硒(Se)与碲(Te),缩短铜阳极泥中碲提取流程,提升铜阳极泥中碲回收率,实现铜阳极泥中硒、碲一步分离,本文研究了采用浓缩富集+亚硫酸钠还原+盐酸催化还原碲工艺进行铜阳极泥硫酸化焙烧后浸铜液中 Se 和 Te 的回收,试验结果表明:浸铜液浓缩倍数为 3 倍时,铜的直收率为 67.5%;在搅拌速度为 150 r/min、还原温度 80 ℃、亚硫酸钠的加入倍数为 2.5 倍、还原时间 2 h 的条件下,Se 的直收率达到 97.45%;在搅拌速度为 150 r/min、还原温度 90 ℃、盐酸加入倍数为 1 倍、亚硫酸钠的加入倍数为 3 倍、还原时间 2 h 的条件下,Te 的直收率达到 92.62%;在扩大试验中,Se 的直收率达到 98.86%,Te 的直收率达到 93.72%。本工艺通过分步还原法,实现了浸铜液中 Se、Te 的高效选择性回收,为铜阳极泥资源化利用提供了技术支撑,具有显著的经济与环境价值,为铜阳极泥中硒碲一步回收提供了创新思路。

**[关键词]** 铜阳极泥; 硒; 碲; 亚硫酸钠; 还原; 贵金属; 回收; 资源化利用

**[中图分类号]** TF811 **[文献标志码]** A **[文章编号]** 1003-8884(2025)06-0035-06

**DOI:** 10.19611/j.cnki.cn11-2919/tg.2025.06.004

## 0 引言

铜阳极泥是火法精炼铜阳极板电解精炼产生的不溶物,其产量一般占电解铜产量的 0.2%~1%<sup>[1-3]</sup>,阳极泥中富集了铜精矿冶炼过程中的稀贵金属<sup>[4-7]</sup>,是铜冶炼企业的主要利润来源。铜阳极泥中组分复杂,主要成分包括金、银、铂、钯、铑、铱贵金属,硒、碲、铋、锑等稀散金属<sup>[8-9]</sup>,以及硫酸钡盐类。不同冶炼厂的铜阳极泥中物相差别较大,其中,金、铂、钯、铑、铱等贵金属在铜阳极泥中主要以单质形式存在,银在铜阳极泥中主要以硒化银、碲化银、氯化银以及银单质存在,硒主要以硒化铜等形式存在,碲主要以碲化铜等形式存在,铜主要以硫酸铜和氧化亚铜形式存在<sup>[8]</sup>。目前,铜阳极泥中稀贵金属的提取工艺主要有火法、湿法和选冶联合工艺<sup>[10-13]</sup>。目前,从铜阳极泥提取 Se、Te 主要以火法+湿法工艺为主,尤其是 Te 元素,在铜阳极泥中主

要以稳定的碲化铜为主,难以直接浸出回收。某铜冶炼厂采用铜阳极泥硫酸化焙烧+稀酸浸铜+氯化浸金+氨浸分银+碱法浸碲+亚硫酸钠还原碲工艺提取铜阳极泥的硒和碲。其中,浸铜液中的硒碲主要采用铁粉置换工艺进行回收,形成硒碲铜三者的混合物,未得到粗碲产品,并且造成铜的流失,形成的硒碲铜混合物返铜火法系统处置,从而造成硒、碲回收率低<sup>[14-16]</sup>。因此,本文针对上述问题,基于浸铜液中硒、碲、铜的特点及存在价态研究相应的浸铜液中硒、碲、铜综合回收工艺,旨在实现三者的同步分离与回收,缩短硒、碲的提取流程,减少铜资源损失,为企业提升经济效益与环境效益提供技术支撑。

## 1 试验部分

### 1.1 试验原料

垣曲冶炼厂稀贵金属车间铜阳极泥经回转窑硫酸化焙烧后的焙烧渣,采用稀酸浸出后,形成浸铜

**[收稿日期]** 2025-08-13

**[第一作者]** 张晓辉(1983—),男,山西运城人,本科,助理工程师,主要从事稀贵金属冶炼及冶炼渣的综合回收工作。

**[通信作者]** 吕 军(1991—),男,陕西渭南人,硕士研究生,工程师,主要从事铜及稀贵金属冶炼以及冶炼渣的综合回收工作。

液。试验原料取稀酸浸铜后的浸出液,浸出液中主要元素组成见表 1。

表 1 浸铜液中主要元素组成

Tab.1 Composition of major elements in copper

leaching solution

mg/L

元素	Cu	Se	Te	Bi	As	Pd
含量	28 050	291	1 412	1 123	1 676	1.43

由表 1 可知:浸铜液中主要成分为 Cu,几乎不存在铂族金属,含有微量 Pd。Se、Te 含量低,浸铜液中铜主要以  $Cu^{2+}$  形式存在,溶液呈现蓝色。

## 1.2 试验步骤及工艺流程

### 1.2.1 浸铜液蒸发结晶硫酸铜

取一定量的浸铜液,置于烧杯中,加入沸石以防止溶液剧烈沸腾,随后盖上玻璃皿放置于电加热板上进行加热浓缩。待加热至烧杯中的溶液浓缩至定量体积时,停止加热并冷却 4 h,经过滤得到硫酸铜晶体和滤液 I。硫酸铜晶体经洗涤、干燥后,装入密封袋中保存。

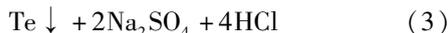
### 1.2.2 浸铜液还原硒

取一定量的滤液 I,放入恒温水浴锅中,在不同温度下恒温一段时间后,加入定量的亚硫酸钠进行还原,反应一段时间后,过滤得到灰色沉淀和滤液 II。将灰色沉淀经洗涤、干燥后,放入粗硒产品袋中。亚硫酸钠还原滤液 I 中硒的反应见式(1)。



### 1.2.3 亚硫酸钠催化还原 Te

取一定量的滤液 II,放入恒温水浴锅中,在不同温度下恒温一段时间后,先加入一定量盐酸后,再加入一定量的亚硫酸钠进行还原,反应一段时间后,过滤,得到灰色沉淀和滤液 III。灰色沉淀经洗涤、干燥后放入粗硒产品袋中,滤液 III 采用电解工艺进行脱砷、脱铜。亚硫酸钠还原滤液 II 中 Te 的反应见式(2)~(3)。



浸铜液中铜硒碲综合回收工艺流程见图 1。

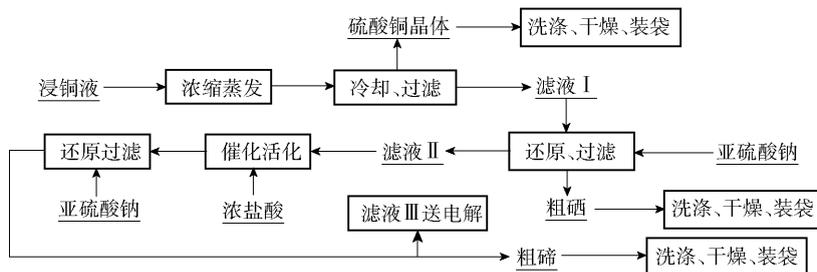


图 1 浸铜液中铜硒碲综合回收工艺流程示意

Fig.1 Process flow of comprehensive recovery of copper, selenium and tellurium from copper leachate

## 1.3 分析与检测

美国 Thermo SCIENTIFIC 公司 iCAP-7000 型电感耦合等离子体原子发射光谱仪分析检测溶液中 Se、Te、Cu 含量。Se 和 Te 的直收率计算公式见式(4)。

$$\eta = \frac{c_0 \times V_0 - c_x \times V_x}{c_0 \times V_0} \times 100\% \quad (4)$$

式中: $\eta$  为浸铜液中 Se、Te 直收率(%); $c_0$  和  $V_0$  分别为还原前溶液中 Se、Te 的浓度(mg/L)和体积(mL); $c_x$  和  $V_x$  分别为还原后溶液中 Se、Te 的浓度(mg/L)和体积(mL)。

## 2 结果与讨论

### 2.1 浓缩蒸发结晶硫酸铜晶体

浓缩蒸发结晶工艺主要是利用不同温度下溶解

度的不同规律进行,因此仅考虑温度和浓缩倍数。由于浸铜液中硒碲浓度较低,因此采用浓缩蒸发结晶工艺对浸铜液中硒、碲含量进行富集,浓缩试验主要依据硫酸铜的溶解度进行,硫酸铜在不同温度下的溶解度见表 2。

表 2 不同温度下硫酸铜的溶解度

Tab.2 Solubility of copper sulphate at different temperatures

温度/°C	0	10	20	30	40	60	80
溶解度/g	23.1	27.5	32	37.8	44.6	67.8	83.8

由表 2 可知:80 °C 硫酸铜饱和溶液冷却至 20 °C 时,可析出 51.8 g 硫酸铜晶体,析出率高达 61.8%。

取浸铜液 15 L,在温度 100 ℃ 条件下进行恒温蒸发,对浓缩倍数分别为 2、3、4、5、6 下溶液冷却过滤后分别取样。不同浓缩倍数条件下,过滤后,滤液中主要成分见表 3。

表 3 滤液主要成分

Tab.3 Main components in the filtrate mg/L

浓缩倍数	Cu 浓度	Se 浓度	Te 浓度
2	32 335	581.8	2 821.7
3	27 350	868.2	4 237.8
4	27 430	893.3	4 915.2
5	28 130	982.9	5 265.6
6	28 112	1 029.8	5 356.4

表 3 数据表明:滤液中铜离子浓度随着浓缩倍数的增大,先减小后增大,当浓缩倍数大于 3 后,铜离子的浓度变化不大,这是因为浓缩过程中,滤液中硫酸铜的溶解度达到饱和;滤液中 Se、Te 浓度随着浓缩倍数的升高而升高,浓缩倍数大于 3 后,Se、Te 浓度升高速率逐渐变缓,这是因为随着浓缩倍数的增加,硫酸铜中夹杂的 Se、Te 含量升高,从而导致 Se、Te 浓度变化不大,因此,选择浸铜液的浓缩倍数为 3,此时铜以硫酸铜晶体进行回收,铜的直收率为 67.50%。

## 2.2 亚硫酸钠还原回收 Se

### 2.2.1 还原温度对硒直收率的影响

取浸铜液浓缩 3 倍冷却过滤后滤液 I 2 L,取 6 份,控制搅拌速度为 150 r/min,亚硫酸钠加入倍数为理论加入倍数的 2 倍,还原时间 2 h 时,还原温度对滤液 I 中硒的直收率的影响,如图 2 所示。

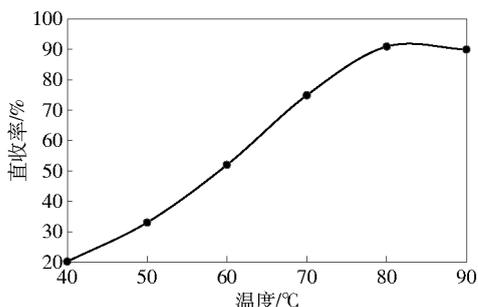


图 2 还原温度对滤液 I 中硒的直收率的影响

Fig.2 Effect of reduction temperature on direct yield of selenium in filtrate I

由图 2 可知:硒的直收率随着温度的升高而增加,当温度为 40 ℃ 时,此时形成的沉淀为红色硒,这是因为温度低于 60 ℃ 时,单质硒以红硒的形态存在,硒的直收率仅为 20.16%,温度较低时,亚硫酸钠的还原反应发生概率低,未能有效进行还原反应;当温度升高至 80 ℃ 时,硒的直收率达到 90.89%,继续升高温度,硒的直收率有所降低,因为亚硫酸钠先与滤液中的氢离子反应生成二氧化硫气体,二氧化硫气体进行还原反应,温度过高,二氧化硫在滤液中的溶解度降低,难以有效参与反应,从而导致硒的直收率降低。因此,选择 80 ℃ 作为滤液 I 中硒的还原温度,硒的直收率达到 90.89%。

### 2.2.2 亚硫酸钠加入倍数对 Se 直收率的影响

取浸铜液浓缩 3 倍冷却过滤后滤液 I 2 L,取 5 份,考察在搅拌速度为 150 r/min、还原温度 80 ℃,还原时间 2 h 条件下亚硫酸钠加入倍数对滤液 I 中硒的直收率的影响,如图 3 所示。

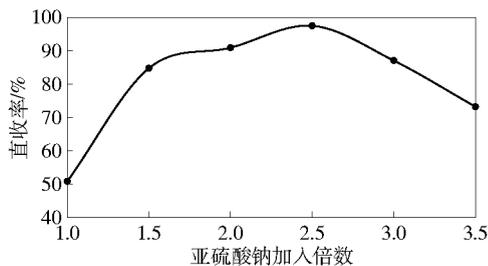


图 3 亚硫酸钠加入倍数与滤液 I 中硒的直收率的关系

Fig.3 Effect of sodium sulphite addition multiplicity on direct yield of selenium in filtrate I

由图 3 可知,随着亚硫酸钠加入倍数的增加,硒的直收率先升高后降低。当亚硫酸钠加入倍数为 2.5 时,硒的直收率达到了 97.45%,实现良好的硒回收效果;在亚硫酸钠加入倍数为 1.0 倍时,硒的直收率仅为 50.81%,在滤液中存在大量的氢离子,亚硫酸钠加入在滤液表面,生成的部分二氧化硫气体直接逸散,未参与还原反应,进而导致硒的直收率偏低;当亚硫酸钠加入倍数大于 2.5 倍时,硒的直收率开始降低,由于随着亚硫酸钠的加入倍数过量,溶解在滤液中的亚硫酸根离子增多,还原的粗硒返溶,形成亚硫酸硒钠,从而造成硒的直收率降低。因此,选择亚硫酸钠的加入倍数为 2.5 倍。

在前期的探索试验过程中,在搅拌速度为 150 r/min、还原温度 80 ℃、亚硫酸钠的加入倍数为

2.5 倍的条件,延长反应时间至 1.5 h 后,反应基本完成,因此在此未研究反应时间对硒的直收率的影响。

### 2.3 亚硫酸钠催化还原回收 Te

#### 2.3.1 还原温度对 Te 直收率的影响

温度是影响浸铜液中 Te 直收率的关键因素。取还原硒后滤液 II 2 L,在搅拌速度为 150 r/min、盐酸加入倍数为 1.0 倍、亚硫酸钠加入倍数为 2.0 倍、还原时间 2 h 的条件下,考察了还原温度对 Te 直收率的影响,结果如图 4 所示。

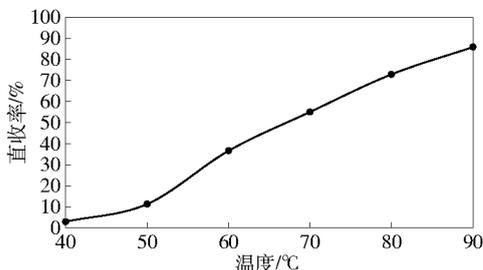


图 4 还原温度对 Te 直收率的影响

Fig. 4 Effect of reduction temperature on direct yield of tellurium

图 4 表明:Te 的直收率随着温度的升高而增加,当温度为 40 °C 时,Te 的直收率仅为 2.93%,温度低时,Te 以  $\text{TeCl}_4$  形式存在于溶液中,亚硫酸钠难以还原,还原反应程度低,从而导致还原反应未能进行;当温度达到 90 °C 时,Te 的直收率达到 85.86%, $\text{TeCl}_4$  活化程度增加,Te 元素催化转化成易还原的四价碲,Te 的直收率增加,还原效果较好,还原产物为灰色的海绵 Te,Te 的直收率达到 85% 以上,因此选择还原温度为 90 °C。

#### 2.3.2 盐酸加入倍数对 Te 直收率的影响

当还原温度 90 °C、搅拌速度为 150 r/min、亚硫酸钠加入倍数为 2.0 倍、还原时间 2 h 时,考察了盐酸加入倍数对 Te 的直收率的影响,结果如图 5 所示。

由图 5 可知:盐酸加入倍数对 Te 的直收率有着关键的影响,未加入盐酸时,Te 的直收率仅为 0.58%,还原反应几乎未发生,这主要是浸铜液中的 Te 未转化为活化的  $\text{TeCl}_4$ ,还原反应未发生;盐酸加入倍数大于 1.0 倍后,Te 的直收率几乎没有变化,这是因为酸性条件下,全部的  $\text{Cl}^-$  都参与 Te 的活化,因此 Te 的还原反应基本达到平衡;盐酸加入倍

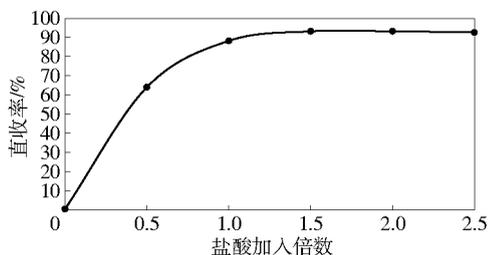


图 5 盐酸加入倍数对 Te 直收率的影响

Fig. 5 Effect of hydrochloric acid addition times on tellurium direct yields

数大于 2 倍时 Te 的直收率开始降低,这是因为随着盐酸浓度的升高,溶液的 pH 值降低所导致的,溶液中的 Te 转化为  $\text{TeO}_2$  所导致的。因此选择盐酸加入倍数为 1.0 倍。

#### 2.3.3 加入氯化钠倍数对 Te 直收率的影响

当还原温度 90 °C、搅拌速度为 150 r/min、亚硫酸钠加入倍数为 2.0 倍、还原时间 2 h、 $\text{H}^+$  浓度为 2 mol/L 时,以氯化钠替代盐酸补充  $\text{Cl}^-$ ,考察了 NaCl 加入倍数对 Te 的直收率的影响,结果如图 6 所示。

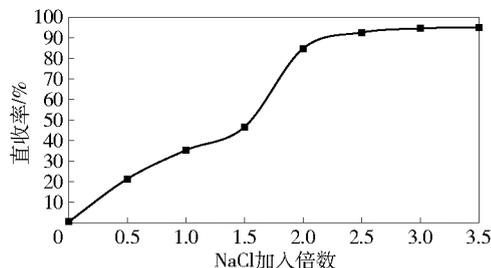


图 6 NaCl 加入倍数对 Te 直收率的影响

Fig. 6 Effect of NaCl addition times on tellurium direct yields

由图 6 可知:NaCl 加入倍数从 0.5 增加至 2.5 时,Te 的直收率从 21.36% 提升至 92.54%,表明 NaCl 也可以进行 Te 的活化,其中主要作用的是  $\text{Cl}^-$ ;NaCl 加入倍数继续增加,Te 的直收率几乎不变。对比图 5,NaCl 加入量达到 2.5 倍时,Te 的直收率达到盐酸加入量 1.0 倍的效果,加入 NaCl 后,引进的  $\text{Na}^+$  阻碍 Te 与  $\text{Cl}^-$  接触、碰撞、反应,转化为活化  $\text{TeCl}_4$  的转化率低。因此选择 NaCl 加入倍数为 2.5 倍。但考虑后续废水中  $\text{Na}^+$  浓度较高时,管道容易结晶堵塞;与此同时,为了降低成本,工业上一般使用工业盐,导致溶液中杂质浓度升高,严重时

能导致 Te 的品质下降,影响生产,因此建议选择盐酸作为催化活化剂进行 Te 的转化活化。

#### 2.3.4 亚硫酸钠加入倍数对 Te 直收率的影响

在搅拌速度为 150 r/min、盐酸加入倍数为 1.0 倍、还原温度为 90 ℃、还原时间 2 h 的条件下,考察亚硫酸钠加入倍数对 Te 直收率的影响,结果如图 7 所示。

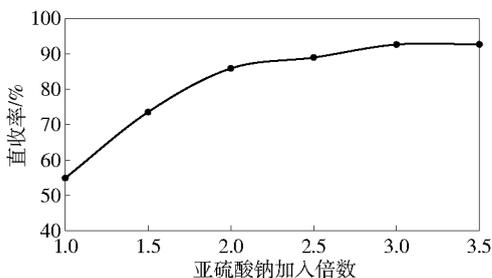


图 7 亚硫酸钠加入倍数对 Te 直收率的影响

Fig. 7 Effect of sodium sulphite addition multiplicity on direct yield of tellurium

图 7 显示:随着亚硫酸钠加入量的升高,Te 的直收率随之增加,亚硫酸钠加入倍数为 1.0 时,由于溶液酸浓度比 Te 含量高,亚硫酸钠先与酸进行反应,生成二氧化硫气体,二氧化硫仅有部分进行 Te 的还原反应,还原反应不充分,导致 Te 的直收率仅有 54.9%;亚硫酸钠加入倍数大于 2.0 后,Te 的直收率增长速率变化不明显,表明亚硫酸钠加入倍数为 2.0 时,还原反应基本达到平衡;亚硫酸钠加入倍数大于 3.0 时,Te 的直收率基本不变,反应达到稳定,这主要是亚硫酸钠反应过程中产生了大量的二氧化硫气体,二氧化硫气体促进了  $Te^{4+}$  有效扩散,增加了  $Te^{4+}$  和二氧化硫的碰撞概率,从而促进了还原反应的有效进行,Te 的直收率达到 92.62%。因此选择亚硫酸钠加入倍数为 3.0 倍。

#### 2.4 扩大试验

取 45 L 浸铜液进行放大试验,浸铜液浓缩 3.0 倍后,冷却 4 h,过滤,得到滤液 I。在搅拌速度为 150 r/min、还原温度 80 ℃、亚硫酸钠的加入倍数为 2.5 倍、还原时间 1.5 h 的条件下,进行 Se 的还原,还原结束后过滤得到滤液 II,在搅拌速度为 150 r/min、还原温度 90 ℃、盐酸加入倍数为 1.0 倍、亚硫酸钠的加入倍数为 3.0 倍、还原时间 2 h 的条件下,开展 Te 的还原试验。扩大试验结果见表 4。

表 4 扩大试验结果

元素	浸铜液	浓缩后滤液	硒还原后液	碲还原后液	直收率/%
Cu	28 890	27 030	27 013	27 014	68.81
Se	280.0	835.7	9.56	5.94	98.86
Te	1 552.4	3 031.2	2 918.5	183.2	93.72

由表 4 可看出:扩大试验试验效果较小型试验效果好,Se 的直收率达到 98.86%,Te 的直收率达到 93.72%,这主要是由于溶液反应传质和扩散条件转好,反应更加充分所引起的。表明采用此工艺可以有效回收浸铜液中的 Se 和 Te,实现浸铜液经济效益最大化。

### 3 结论

1) 采用浓缩富集法进行浸铜液浓缩时,应在恒温条件下浓缩 3.0 倍,铜的直收率为 67.50%,这样可减少浸铜液中 Se 和 Te 的损失。

2) 采用亚硫酸钠对浸铜液浓缩后滤液还原硒时,在搅拌速度为 150 r/min、还原温度 80 ℃、亚硫酸钠的加入倍数为 2.5 倍、还原时间 2 h 的条件下,硒的直收率达到 97.45%。

3) 利用盐酸催化还原硒还原滤液中的 Te 时,在搅拌速度为 150 r/min、还原温度 90 ℃、盐酸加入倍数为 1.0 倍、亚硫酸钠的加入倍数为 3.0 倍、还原时间 2 h 的条件下,Te 的直收率达到 92.62%。

4) 扩大试验过程中,Se 的直收率达到 98.86%,Te 的直收率达到 93.72%,均高于小型试验。

后续研究工作继续优化此工艺技术参数,实现铜阳极泥中硒碲的绿色高效回收,探索浓缩过程中综合能耗问题,为工业化应用提供理论和数据支撑。

#### [参考文献]

- [1] 柳青,王吉坤. 国内主要厂家阳极泥处理工艺流程改进状况[J]. 南方金属,2008(2):25-27.
- [2] 王佳寅,韩庆,南君芳,等. 铜阳极泥脱铜渣中铅的高效浸出试验研究[J]. 湿法冶金,2023,42(4):353-358.
- [3] 雷刚,刘永平. 铜阳极泥预处理除杂试验研究[J]. 湿法冶金,2022,41(6):543-547.
- [4] 刘元辉,张善辉,贺东晓,等. 高硒碲铜阳极泥协同高铜渣硫酸化焙烧工艺研究[J]. 中国有色冶金,2024,53(05):95-102.

- [5] 尧世文,杨世莹,李用齐,等.铜阳极泥中金、硒浸出实验研究[J].云南冶金,2017,46(1):37-40.
- [6] 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.
- [7] Zeng W Z, Werner J, Free M L. Experimental studies on impurity particle behavior in electrolyte and the associated distribution on the cathode in the process of copper electrorefining[J]. Hydrometallurgy, 2015, 156:232-238.
- [8] 叶钟林,李玉东,许波.铜阳极泥综合回收的技术经济分析[J].云南冶金,2020,49(4):73-77.
- [9] 黄向祥,王亚东,李伟,等.铜冶炼降低分银渣中金、银含量的生产实践[J].绿色矿冶,2023,39(5):28-32.
- [10] 张金池.铜阳极泥分铜液综合回收稀贵金属工艺研究[D].马鞍山:安徽工业大学,2021.
- [11] Lu S J, Li J, Chen D L, et al. A novel process for silver enrichment from Kaldo smelting slag of copper anode slime by reduction smelting and vacuum metallurgy[J]. Journal of Cleaner Production, 2020, 261:211-214.
- [12] 宁瑞,李伟,刘志中.铜阳极泥处理工艺对比及建议[J].金属材料与冶金工程,2018,46(6):42-47.
- [13] 李洪江,杨向辉,刘艳敏,等.从铜阳极泥中回收粗硒的工艺改进和生产实践[J].云南冶金,2023,52(2):76-80.
- [14] 江城.铜阳极泥浸出液置换沉淀铜铋试验研究[J].有色冶金节能,2022,38(3):7-10.
- [15] 张兆闫,华宏全,李银江,等.从铜阳极泥中回收硒工艺现状与展望[J].云南冶金,2025,54(4):75-82.
- [16] 高强文,熊领领,王亭圆,等.金铜冶炼卡尔多炉熔渣渣中贵金属的湿法回收试验[J].绿色矿冶,2025,41(2):81-86.

## Stepwise recovery of copper, selenium and tellurium from copper anode sludge leach solution

ZHANG Xiaohui, LV Jun\*

(Shanxi Northern Copper Industry Co., Ltd., Yuncheng 043700, China)

**Abstract:** To efficiently recover selenium (Se) and tellurium (Te) from the copper leaching solution generated by sulfation roasting of copper anode slime, this study aimed to shorten the Te extraction process, enhance Te recovery efficiency, and achieve one-step separation of Se and Te from the slime. A combined process integrating concentration enrichment, sodium sulfite reduction, and hydrochloric acid-catalyzed Te reduction was proposed for Se and Te recovery from the target leaching solution. Experimental results indicated that when the copper leaching solution was concentrated by 3 times, the direct recovery rate of copper reached 67.5%. For Se recovery, a high direct recovery rate of 97.45% was achieved under the optimal conditions: stirring speed of 150 r/min, reduction temperature of 80 °C, sodium sulfite addition multiple of 2.5, and reduction time of 2 h. Regarding Te recovery, the optimal parameters were determined as stirring speed of 150 r/min, reduction temperature of 90 °C, hydrochloric acid addition multiple of 1.0, sodium sulfite addition multiple of 3, and reduction time of 2 h, resulting in a direct recovery rate of 92.62%. In the scale-up experiment, the direct recovery rates of Se and Te were further improved to 98.86% and 93.72%, respectively. By leveraging the stepwise reduction strategy, this process enabled efficient and selective recovery of Se and Te from the copper leaching solution, providing technical support for the resource utilization of copper anode slime with remarkable economic and environmental benefits. Moreover, it offered an innovative approach for the one-step recovery of Se and Te from copper anode slime.

**Keywords:** copper anode sludge; selenium; tellurium; sodium sulphite; reduction; noble metal; recovery; resourceful utilization

