

引用格式:柴胜利. 回收铜阳极泥冶炼渣中铑的研究[J]. 中国有色冶金, 2024, 53(1): 98-104.

CHAI Shengli. Study on rhodium recovery from smelting slag of copper anode slime[J]. China Nonferrous Metallurgy, 2024, 53(1): 98-104.

回收铜阳极泥冶炼渣中铑的研究

柴胜利

(山西北方铜业有限公司, 山西 运城 043700)

[摘要] 铜阳极泥冶炼渣是重要的铑资源,采用火法富集和湿法提取相结合的工艺对铜阳极泥冶炼渣中的铑进行回收利用,考察了火法富集过程中各种因素对富集效果的影响。结果表明:在PbO加入量为铜阳极泥冶炼渣的1.1倍(以质量计,下同)、 B_2O_3 加入量为铜阳极泥冶炼渣的1.1倍、 Na_2CO_3 加入量为铜阳极泥冶炼渣0.9倍、熔炼温度1200℃、熔炼时间2h的条件下,形成的铅合金中Rh含量达到7536.4g/t,富集6.2倍;在银粉加入量为铅合金的1倍、灰吹温度1300℃、灰吹时间2.5h条件下进行铅合金灰吹除杂富集,形成的银合金中Rh含量达到42208.1g/t,富集35.7倍;在浸出温度60℃、浸出时间1.5h、浸出液固比为10:1的条件下进行湿法提取,生产的铑粉纯度为91.2%,实现了铑二次资源综合回收。

[关键词] 铜阳极泥; 铑; 熔炼; 灰吹; 火法湿法联合; 富集; 资源回收

[中图分类号] TF837; TF811; X758 [文献标志码] A [文章编号] 1672-6103(2024)01-0098-07

DOI:10.19612/j.cnki.cn11-5066/tf.2024.01.012

我国含铑矿石储量极低,含铑矿石主要存在于地壳深层^[1-4],开采难度大且含铑矿石中铑的品位低,导致矿产资源中铑的提取难度大,提取成本高,但需求量大,因此我国铑大量依赖进口,对我国贵金属及相关产业发展产生不利影响^[5-7]。因此,从各类含铑废料中回收铑显得尤为重要,目前从二次资源中回收铑的工艺有电解法、萃取法、离子交换法、沉淀分离法等。在生产中主要采用的工艺为萃取法,马亮帮等^[8]研究了以三正辛基氧化膦(TOPO)为萃取剂,乙酸乙酯为稀释剂,应用 $SnCl_2$ 活化-溶剂萃取技术分离Rh和Ir。通过对含不同浓度铑、铱的料液进行萃取,铑的萃取率可达98%以上。通过研究萃取分离条件和金属在分离过程中的行为,认为通过活化-溶剂萃取分离铑、铱,可以得到很好的分离效果,目前铜阳极泥冶炼废渣中铑提取主要采用活化-萃取法。

针对活化萃取法提炼铑回收技术存在回收率低

和环境污染严重等问题,本文拟采用火法富集+湿法提取工艺回收铜阳极泥冶炼废渣中的铑,从而实现铜阳极泥废渣资源化、无害化,为铑回收工艺提出新思路和技术参考。

1 试验

1.1 试验原料

试验原料为铜阳极泥冶炼渣,来源于某铜冶炼厂稀贵金属车间,为采用回转窑硫酸化焙烧蒸硒+稀酸分铜+氯化分金+氨浸分银+银电解工艺处理铜阳极泥后形成含铑的冶炼渣,冶炼渣在110℃的电热鼓风干燥箱中干燥后备用;利用电感耦合原子发射光谱仪(ICP-7300)测定冶炼渣中化学成分,结果见表1。

表1 铜阳极泥冶炼渣成分分析

Table 1 Compositions of copper anode slime slag

元素	Au	Pt	Pd	Rh*	Se	Cu	Te	H ₂ O
含量	2.7	0.3	3.8	1218	2.5	1.5	3.3	30.3

注:*元素单位g/t。

[收稿日期] 2023-10-19

[第一作者] 柴胜利(1973—),男,山西晋城人,本科,高级工程师,主要从事铜冶炼及含硫烟气治理。

由表1可知,铜阳极泥中铑含量高达1 218 g/t,金含量达到2.7%,钯含量3.8%,还含有一些其他有价元素,具有较高的回收价值。

1.2 试验仪器和试剂

试验仪器包括:XPR20002LDR梅特勒电子天平、GTR300中频感应加热炉、9-26-9D离心通风机、碳化炉($\Phi 300\text{ mm} \times 600\text{ mm}$)、ICP-7300电感耦合原子发射光谱仪、D2025数显搅拌器等。

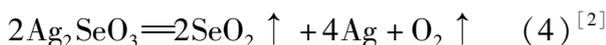
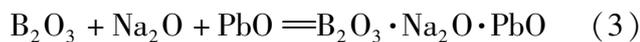
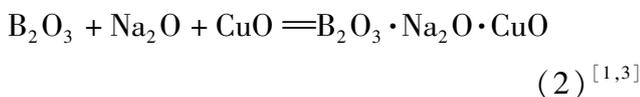
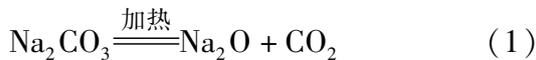
试验试剂为 Na_2CO_3 (一级品 $\geq 98.8\%$)、 PbO (一级品 $\geq 96\%$)、 B_2O_3 ($\text{B}_2\text{O}_3 \geq 95\%$)、硝酸(分析纯)、盐酸(分析纯)。

1.3 试验原理及方法

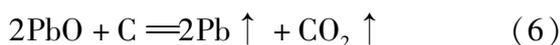
1.3.1 火法富集

1)熔炼铅合金。熔炼反应是以铜阳极泥冶炼渣为原料,加入 PbO 、 B_2O_3 、 Na_2CO_3 辅料,在中频炉中熔炼, B_2O_3 、 Na_2CO_3 与铜阳极泥冶炼渣中的Cu和Pb形成熔炼渣,Se形成二氧化硒在 $450 \sim 650\text{ }^\circ\text{C}$ 挥发进入烟气中,Te氧化形成 TeO_2 在 $733\text{ }^\circ\text{C}$ 以上挥发进入烟气中,在布袋收尘器中捕集,实现Se、Te杂质的去除。Au、Pt、Pd、Rh与Pb形成固溶体,形成铅合金,从而Rh得到富集。 B_2O_3 是一种关键的造渣剂和熔剂,冶炼渣中的杂质元素Cu和Pb在熔炼过程中,与 B_2O_3 生成玻璃态炉渣,完全冷却后,炉渣附着在熔体表面,敲击后玻璃态炉渣脱落,实现Cu、Pb与富集Au、Pt、Pd、Rh的铅合金的分离,提升了铅合金中铑含量。

主要反应见式(1)~(5)。



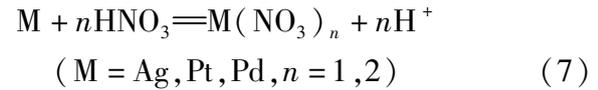
2)灰吹产出银合金。灰吹反应是以铅合金为原料,加入银粉、木炭,在碳化炉中灰吹,Pb挥发进入烟气中,在布袋收尘器中捕集回收Pb,Au、Pt、Pd、Rh与Ag形成银固溶体,形成银合金得到富集。主要反应见式(6)。



1.3.2 湿法提取

1)硝酸分银铂钯。银合金经水碎后形成细小

的银合金颗粒,加入硝酸溶解银铂钯后过滤,从而实现金铑与银铂钯的分离。主要反应见式(7)。



2)铑粉提取。加入王水,金形成配合物进入滤液,铑进入滤渣形成铑粉。湿法提取的主要反应见式(8)。



1.4 工艺流程

含铑铜阳极泥冶炼渣回收铑工艺分2部分:火法富集铑和湿法提取铑。含铑铜阳极泥冶炼渣火法富集和湿法提取铑的工艺流程图如图1所示。

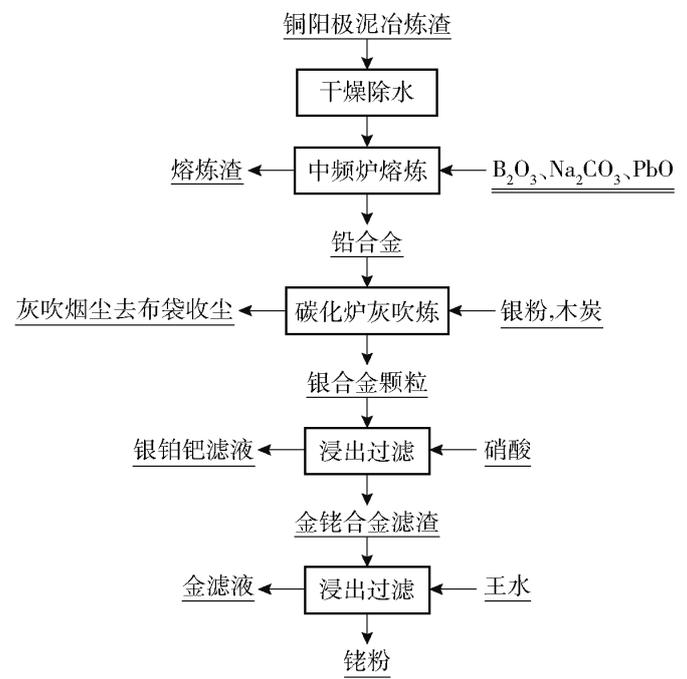


图1 含铑铜阳极泥冶炼渣提取铑工艺流程

Fig. 1 Process flow chart of rhodium extraction from rhodium-containing copper anode mud smelting slag

铅合金和银合金中铑含量采用ICP-7300电感耦合原子发射光谱仪进行测定换算成g/t,提取过程中铑的直收率计算公式见式(9)。

$$\text{铑的直收率} = [(m_1 \times c_1) / (m_2 \times c_2)] \times 100\% \quad (9)$$

式中: m_1 为铑粉重量(干重),g; c_1 为铑粉纯度,%; m_2 为铜阳极泥冶炼渣重量(干重),g; c_2 为冶炼渣中铑含量,%。

2 结果与讨论

重点考察铑的火法富集过程中合金中铑含量变

化和湿法提取铈过程铈粉纯度的影响因素。

2.1 熔炼过程铅合金中铈含量的影响因素分析

2.1.1 PbO 加入量的影响

称取 5 份 20 kg 含铈冶炼渣,将 0.8、0.9、1、1.1、1.2 倍冶炼渣(以质量计,下同)的 PbO、1 倍冶炼渣的 B₂O₃、0.5 倍冶炼渣的 Na₂CO₃和含铈冶炼渣混合均匀后,加入 1 100 ℃ 的中频炉中熔炼 2 h,在熔炼过程中考察 PbO 加入量对铅合金中铈含量的影响,结果见图 2。

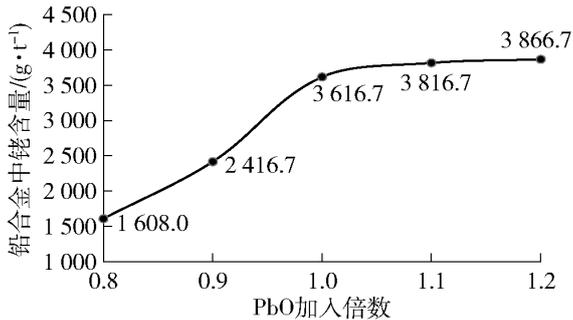


图 2 PbO 加入量对铅合金中铈含量的影响

Fig.2 Effect of addition amount of PbO on rhodium content in lead alloy

图 2 表明,PbO 的加入量对铈的富集有着显著的影响,随着 PbO 加入倍数的升高,铅合金中铈含量越高,富集效果越好;在 PbO 加入量倍数为 1.1 时,铅合金中铈含量达到 3 816.7 g/t;继续增加 PbO 加入量,铅合金中铈含量增加不大,但会导致铅合金中 Pb 含量升高,导致灰吹过程中银合金中 Pb 杂质含量升高,影响铈的提取效率。综合考虑,选择 PbO 加入量倍数为 1.1。

2.1.2 B₂O₃加入量影响

称取 5 份 20 kg 含铈冶炼渣,将 0.8、0.9、1.0、1.1、1.2 倍冶炼渣的 B₂O₃、1.1 倍冶炼渣的 PbO、0.5 倍冶炼渣的 Na₂CO₃和含铈冶炼渣混合均匀后,加入 1 100 ℃ 的中频炉中熔炼 2 h,在熔炼过程中考察 B₂O₃加入量对铅合金中铈含量的影响,结果如图 3 所示。

由图 3 可知,随着 B₂O₃加入量倍数的升高,铅合金中铈含量呈上升趋势;在 B₂O₃加入量倍数为 1.1 时,达到最大值 4 668.9 g/t;继续增加 B₂O₃加入量,铅合金中铈含量开始下降,这主要是由于铈的氧化物、B₂O₃、Na₂CO₃形成炉渣,部分铈进入熔炼渣中流失所导致的。因此,选择 B₂O₃加入量倍数为 1.1。

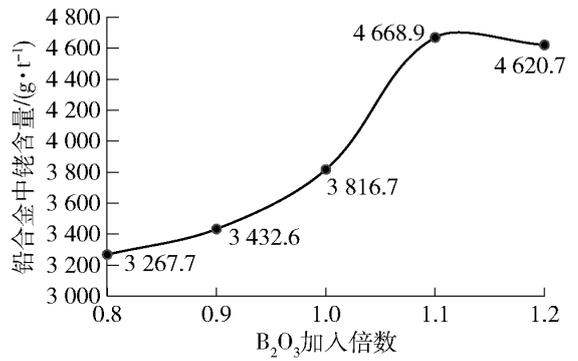


图 3 B₂O₃加入量对铅合金中铈含量的影响

Fig.3 Effect of addition amount of B₂O₃ on rhodium content in lead alloy

2.1.3 Na₂CO₃加入量的影响

Na₂CO₃是熔炼过程中的熔剂和碱度调节剂,Na₂CO₃与 B₂O₃、其他杂质金属氧化物形成玻璃渣,Na₂CO₃可降低熔体的熔点,降低熔炼温度,优化渣型,降低渣的密度,使玻璃态炉渣在熔炼过程中上浮,提升炉渣和铅合金分离效果,减少铈在炉渣中夹杂量。

称取 5 份 20 kg 含铈冶炼渣,将 0.3、0.5、0.7、0.9、1.1 倍冶炼渣的 Na₂CO₃、1.1 倍冶炼渣的 B₂O₃、1.1 倍冶炼渣的 PbO 与含铈冶炼渣混合均匀后,在 1 100 ℃ 的中频炉中熔炼 2 h,考察 Na₂CO₃加入量对铅合金中铈含量的影响,结果见图 4。

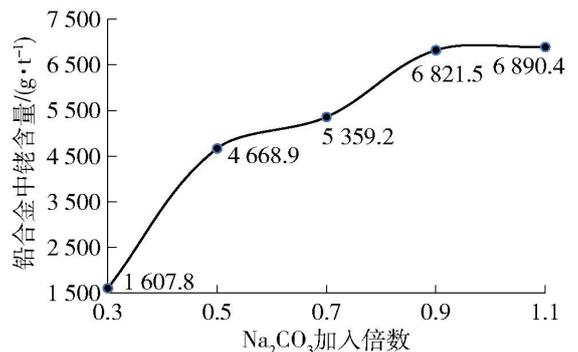


图 4 Na₂CO₃加入量对铅合金中铈含量的影响

Fig.4 Effect of addition amount of Na₂CO₃ on rhodium content in lead alloy

由图 4 可知,Na₂CO₃的加入量对铅合金中铈含量影响较大,是影响火法富集效果的主要因素,主要原因是 Na₂CO₃在熔炼过程中生成 CO₂气体,气泡上浮,强化了炉渣和铅合金分离效果,从而提升了铅合金中铈含量。Na₂CO₃的加入量在 0.3 倍至 0.5 倍区间内,铅合金中铈含量变化率高;Na₂CO₃的加入量达到 0.9 倍时,继续加入 Na₂CO₃,铅合金中铈含量

变化幅度不大,影响效果不明显,这表明 Na_2CO_3 的加入量达到 0.9 倍时,熔体内的反应达到平衡。综合考虑,选择 Na_2CO_3 加入量倍数为 0.9。

2.1.4 熔炼温度的影响

称取 5 份 20 kg 含铈冶炼渣,将 1.1 倍冶炼渣的 PbO 、1.1 倍冶炼渣的 B_2O_3 、0.9 倍冶炼渣的 Na_2CO_3 与含铈冶炼渣混合均匀后,在 900 °C、1 000 °C、1 100 °C、1 200 °C、1 300 °C 的中频炉中熔炼 2 h,探索熔炼温度对铅合金中铈含量的影响,结果见图 5。

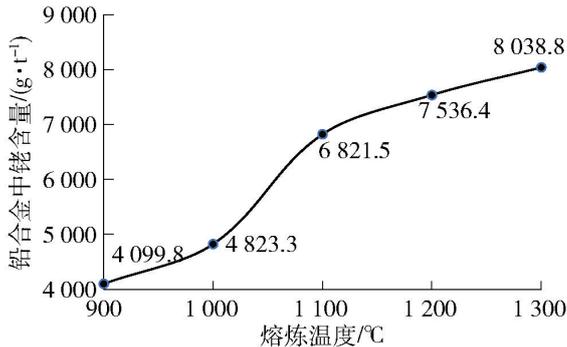


图 5 熔炼温度对铅合金中铈含量的影响

Fig. 5 Effect of melting temperature on rhodium content in lead alloy

图 5 表明,随着熔炼温度的升高,铅合金中铈含量升高;1 300 °C 时,铅合金中铈含量达到 8 038.8 g/t,但是石墨坩埚在熔炼时间为 1 h 时出现裂纹,无法继续使用,原因是在氧化性气氛下,石墨坩埚中的 C 与碳酸钠分解产生的 CO_2 发生反应,生成 CO 气体,从而导致石墨坩埚产生裂纹,因此选择熔炼温度 1 200 °C。

2.1.5 熔炼时间的影响

称取 20 kg 含铈冶炼渣,将 1.1 倍冶炼渣的 PbO 、1.1 倍冶炼渣的 B_2O_3 、0.9 倍冶炼渣的 Na_2CO_3 与含铈冶炼渣混合均匀后,在 1 200 °C 的中频炉中熔炼,考察熔炼时间对铅合金中铈含量的影响,结果见图 6。

图 6 显示,熔炼时间为 2 h 时,铅合金中铈含量可达到 7 536.4 g/t;继续延长熔炼时间,铅合金中铈含量略微提高,提升率仅为 0.63%。这表明熔炼时间超出 2 h 时,将不是影响铅合金中铈含量的主要影响因素,最终确定熔炼时间为 2 h。

2.2 灰吹过程银合金中铈含量影响因素分析

2.2.1 银粉加入量的影响

称取 5 份 20 kg 熔炼铅合金,分别将 0.8、0.9、1.0、1.1、1.2 倍铅合金的银粉、1 倍铅合金的木炭混

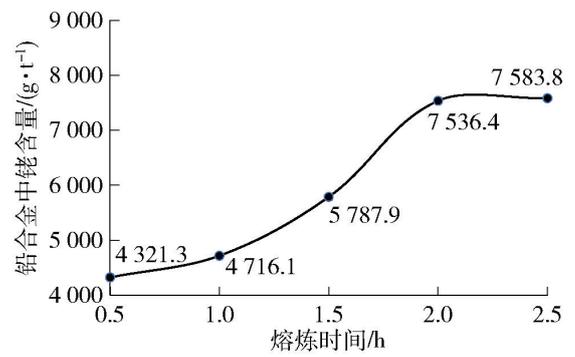


图 6 熔炼时间对铅合金中铈含量的影响

Fig. 6 Effect of melting time on rhodium content in lead alloy

合均匀后,置入 1 200 °C 的灰吹炉中灰吹 2 h,经水碎后,形成细小银合金颗粒,进行湿法提取,银粉加入量对银合金中铈含量的影响见图 7。

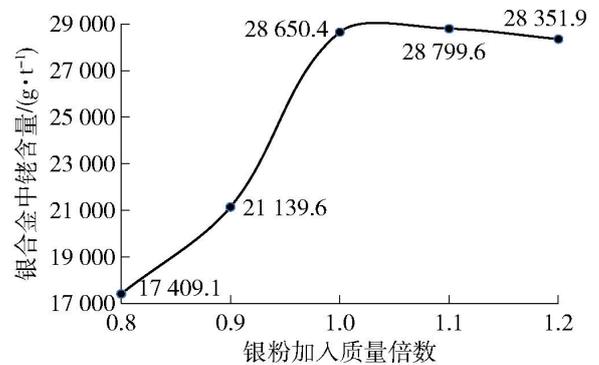


图 7 银粉加入量对银合金中铈含量的影响

Fig. 7 Effect of addition amount of silver powder on rhodium content in silver alloy

图 7 表明,银粉加入量为铅合金的 1.0 倍时,银合金中铈含量可达到 28 650.4 g/t;继续加入银粉,银合金中铈含量略微提升,当银粉加入量为铅合金的 1.2 倍时,银合金中铈含量略微下降,这是因为银进入银合金中稀释铈所引起的。考虑经济效益,选择银粉加入量为铅合金的 1 倍。

2.2.2 灰吹温度的影响

称取 20 kg 熔炼铅合金,将 1 倍铅合金的银粉、1 倍铅合金的木炭混合均匀后,加入铅合金熔体,分别在 1 000 °C、1 100 °C、1 200 °C、1 300 °C、1 400 °C 的条件下灰吹 2 h,考察灰吹温度对银合金中铈含量的影响,结果见图 8。

由图 8 可知,随着灰吹温度的升高,银合金中的铈含量升高,这是因为温度升高,铅蒸气的饱和蒸气压增大,炉渣扩散速率升高,杂质元素去除率升高引起的。温度升高到 1 400 °C 时,银合金中铈含量下

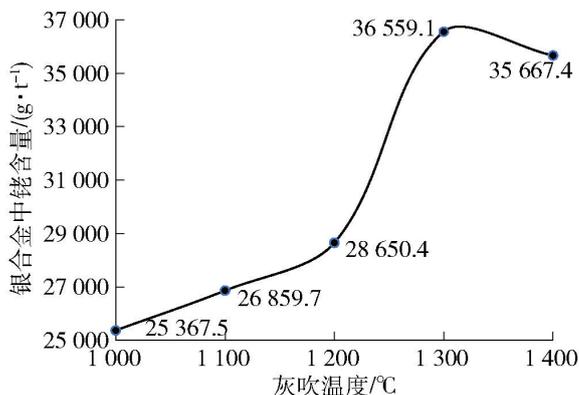


图8 灰吹温度对银合金中铑含量的影响

Fig. 8 Effect of ash blowing temperature on rhodium content in silver alloy

降,表明银合金中的部分铑被挥发性杂质带入烟气中造成铑损失。综合考虑,选择在1300℃下进行铅合金灰吹。

2.2.3 灰吹时间的影响

称取20 kg 熔炼铅合金,将1倍铅合金的银粉、1倍铅合金的木炭混合均匀后,加入铅合金熔体,在1300℃的条件下灰吹,考察灰吹时间对银合金中铑含量的影响,结果如图9所示。

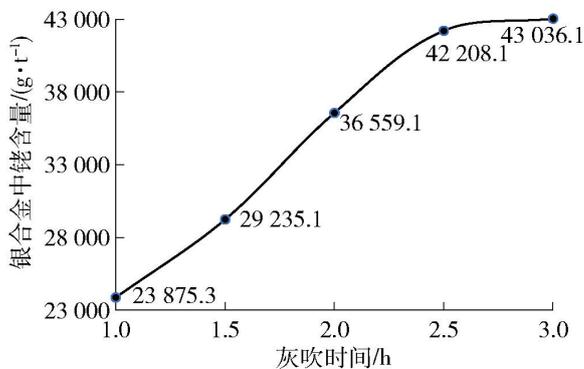


图9 灰吹时间对银合金中铑含量的影响

Fig. 9 Effect of ash blowing time on rhodium content in silver alloy

由图9看出,灰吹时间对银合金中铑含量的影响较大,延长灰吹时间,银合金中的铑含量升高,这是因为延长时间,铅合金中杂质元素去除率升高所引起的。当灰吹时间达到2.5 h时,银合金中铑含量升高至42208.1 g/t;继续延长时间,银合金中铑含量变化不大。考虑处理量的影响,最终确定灰吹时间为2.5 h。

2.3 硝酸除银铂钯后合金铑含量分析

湿法提取过程以水碎后的银合金为原料,利用化学性质的差异,采用两步法提取银合金中的铑。

银合金化学组成见表2。

表2 银合金中元素组成

Table 2 Element composition of silver alloy

元素	Au	Pt	Pd	Rh *	Ag
含量	13.2	0.9	19.38	42 208.1	60

注: * 元素单位 g/t。

由表2可知,经过熔炼、灰吹后,铜阳极泥冶炼渣中 Au、Pt、Pb、Rh 均得到富集, Rh 含量达到42 208.1 g/t,为提取铑奠定了基础。

称取2 kg 银合金,加入1.1倍理论量的硝酸后,在液固比10:1时于40℃下搅拌浸出2 h,过滤,对滤液中铑含量进行检测,滤液中铑含量为0.3 mg/L,滤液20 L,铑的损失率为0.0024%,表明银合金经硝酸浸出后,铑几乎全部进入金铑合金中。

2.4 王水提取铑粉影响因素分析

2.4.1 浸出温度的影响

称取2 kg 金铑合金,加入1.15倍理论量的王水,在液固比10:1时于不同温度下搅拌浸出2 h,考察浸出温度对铑粉纯度的影响,结果如图10所示。

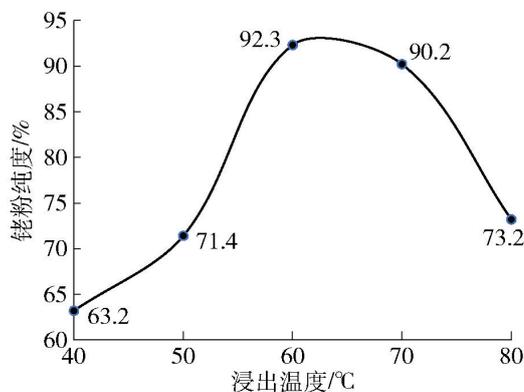


图10 浸出温度对铑粉纯度的影响

Fig. 10 Effects of leaching temperature on rhodium purity

由图10可知,随着浸出温度的升高,铑粉纯度先升高后降低,当浸出温度达到60℃时,铑粉纯度高达92.3%。这是因为提高浸出温度,王水扩散到金铑合金表面的概率增加,反应面积增加,有利于金铑合金中金的浸出,提升了金的浸出率,降低了金进入铑粉中的可能性,从而提升了铑粉纯度。温度继续升高,铑粉纯度降低,这主要是因为,继续升高温度,王水挥发加剧,造成王水浓度降低,反应效率降低,从而导致铑粉纯度下降。考虑王水的挥发和反

应效率,选择浸出温度为 60 ℃。

2.4.2 浸出时间的影响

称取 2 kg 金铑合金,加入 1.15 倍理论量的王水,在液固比 10:1、浸出温度 60 ℃ 时搅拌浸出,考察浸出时间对铑粉纯度的影响,结果见图 11。

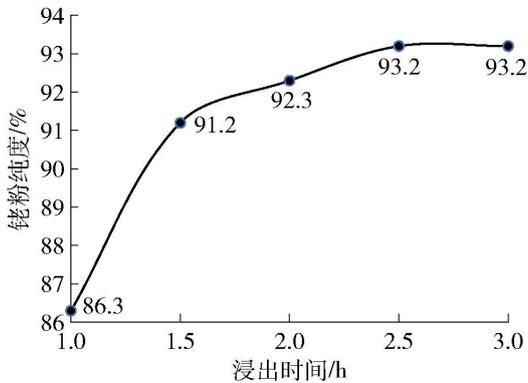


图 11 浸出时间对铑粉纯度的影响

Fig. 11 Effects of leaching time on rhodium purity

图 11 表明,延长浸出时间,铑粉纯度随之升高,但在 1.5 h 后变化幅度较小,这表明浸出反应在短时间内就可以完成,浸出时间对铑粉纯度的影响有限。综合考虑,选择金铑合金的浸出时间为 1.5 h。

2.4.3 液固比的影响

称取 2 kg 金铑合金,加入 1.15 倍理论量的王水,分别在液固比 6:1、7:1、8:1、9:1、10:1、11:1 条件下,于 60 ℃ 下搅拌浸出 1.5 h,考察液固比对铑粉纯度的影响,结果如图 12 所示。

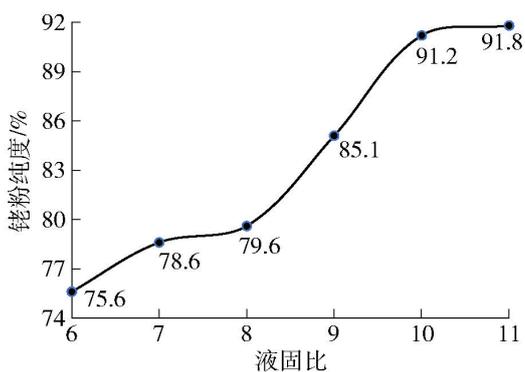


图 12 液固比对铑粉纯度的影响

Fig. 12 Effects of L/S ratio on rhodium purity

由表 12 可知,随着液固比升高,铑粉纯度升高,这主要是由于液固比升高,固液反应表面积增大,王水与金铑合金反应充分引起的;根据液固反应核模型理论,王水扩散到金铑合金表面后,在表面形成活化反应区,随着扩散的王水浓度增加,反应更加充分,反应速率更快,因此提升液固比可提升铑粉纯

度。当液固比达到 10:1 时,铑粉纯度达到 91.2%,继续升高液固比,铑粉纯度几乎未变化。考虑到后续浸出液体处理量和生产处理金铑合金量,选用液固比 10:1 进行金铑合金浸出。

2.5 铑回收过程中铑的回收率

称取 50 kg 冶炼渣,在 PbO 加入量为 1.1 倍(基于冶炼渣), B_2O_3 加入量倍数为 1.1(基于冶炼渣), Na_2CO_3 加入量倍数为 0.9 倍(基于冶炼渣),熔炼温度 1 200 ℃,熔炼时间为 2 h 条件下熔炼;在银粉加入量为 1 倍(基于铅合金)、灰吹温度 1 300 ℃、灰吹时间 2.5 h 条件下灰吹;银合金熔体进行水碎,生成 1.4 kg 的银合金(铑含量 42 196.7 g/t);湿法提取,共回收 54.3 g 铑粉,经检测铑粉纯度为 92.3%。铑的直收率计算见表 3。

表 3 铑的直收率

Table 3 Direct yield of Rhodium

分析项	重量/g	含量/(g·t ⁻¹)	重量/g
原料	50 000	1 218	60.9
铑粉	54.3	92.3	50.12
铑直收率		82.3%	

由表 3 可知,铜阳极泥冶炼渣经熔炼、灰吹、硝酸浸出、王水浸出,可提取出其中的铑,铑的直收率为 82.3%,直收率较低,后续将进行提升铑直收率的试验。

2.6 效益分析

2.6.1 环境效益

在火法过程中产生含重金属烟尘,经布袋除尘后可回收 Pb、Se、Te 等金属元素,其中铅经冷却后,可重复利用进行铜阳极泥冶炼渣的火法熔炼,Se、Te 进入铜阳极泥处理系统进行回收,因此此工艺不会产生固体废渣和有害烟尘。

湿法提取过程中,产生的废水中含有少量的 Au、Ag、Pt、Pd,经硫化钠处理后,形成硫化物沉淀,硫化物沉淀进入铜火法熔炼系统进行富集,实现废水中贵金属的回收,硫化处理后的废水回用,实现冶炼废水零排放,产生良好的环境效益。

2.6.2 经济效益

采用此工艺对某冶炼厂现有铜阳极泥冶炼渣(1.5 t)中的铑进行回收,回收铑粉 = $1.5 \times 1\ 218 \times 82.3\% = 1\ 503.6$ (g),每克铑价格为 1 257 元,可产生经济效益 = $1\ 257 \times 1\ 503.6 \approx 189$ (万元);经过试

验后,对药剂、设备、动力能源成本进行测算,约为70万元,预计此工艺可创造利润129万元。

3 结论

本文采用火法富集+湿法提取工艺回收铜阳极泥冶炼废渣中的铑,此方案在技术上可行,且可创造较大的环境效益和经济效益。

1)在PbO加入量1.1倍、B₂O₃加入量1.1倍、Na₂CO₃加入量0.9倍、熔炼温度1200℃、熔炼时间2h的条件下进行熔炼,形成的铅合金中Rh含量达到7536.4g/t,富集6.2倍;在银粉加入量为铅合金重量的1.0倍、灰吹温度1300℃、灰吹时间2.5h条件下进行铅合金灰吹除杂,形成的银合金中Rh含量达到42208.1g/t,富集35.7倍,富集效果好,为后续湿法提取奠定良好的基础。

2)采用湿法工艺对铑粉进行提纯,在浸出温度60℃、浸出时间1.5h、浸出液固比为10:1的条件下浸出金铑合金,铑粉的纯度达到91.2%,铑的直收率为82.3%。此研究为富含铑的废物综合回收提供了新思路 and 试验依据。

[参考文献]

- [1] 李强. 从低浓度含铑有机废液中回收铑的研究[D]. 昆明:昆明贵金属研究所,2017.
LI Qiang. The study on recovery of rhodium from organic waste liquid containing rhodium with low concentration[D]. Kunming: Kunming Institute of Precious Metals,2017.
- [2] 刘时杰. 铂族金属提取冶金技术发展及展望[J]. 有色冶炼, 2002,31(3):4-8.

- LIU Shijie. Development and prospects of extractive metallurgical technology of platinum metal [J]. Nonferrous Smelting, 2002, 31(3):4-8.
- [3] ANGELIDIS T N. Development of a laboratory scale hydrometallurgical procedure for the recovery of Pt and Rh from spent automotive catalysts[J]. Topics in Catalysis, 2001, 16-17 (1-4):419-423.
- [4] 董海刚,汪云华,范兴祥. 近年全球铂族金属资源及铂、钯、铑供需状况浅析[J]. 资源与产业,2012,14(2):138-142.
DONG Haigang, WANG Yunhua, FAN Xingxiang. Global supply-demand status of platinum group metals resource and Pt, Pd and Rh[J]. Resources Industries, 2012, 14(2):138-142.
- [5] GORLINY, JARAMILLOTF. A bifunctional nonprecious metal catalyst for oxygen reduction and water oxidation[J]. Journal of the American Chemical Society, 2010, 132(39):13612-13614.
- [6] 丁云集,张深根. 废催化剂中铂族金属回收现状与研究进展[J]. 工程科学学报, 2020, 42(3):257-269.
DING Yunji, ZHANG Shengen. Status and research progress on recovery of platinum group metals from spent catalysts[J]. Journal of Engineering Science, 2020, 42(3):257-269.
- [7] 黄虎军,张发志,钟清慎,等. 从二次置换渣中富集铑铱新工艺研究[J]. 有色设备, 2017(2):16-22.
HUANG Hujun, ZHANG Fazhi, ZHONG Qingshen, et al. Study on new technology of enriching rhodium and iridium from secondary replacement slag [J]. Nonferrous Metallurgical Equipment, 2017(2):16-22.
- [8] 马亮帮,宁丽荣,范必威,等. 氯化亚锡活化-TOPO溶剂萃取分离铑铱及机理研究[J]. 分析测试学报, 28(4):483-488.
MA Liangbang, NING Lirong, FAN Biwei, et al. Extraction separation of rhodium and iridium from the stannous chloride medium with trioctyl phosphine oxide and its mechanism [J]. Journal of Instrumental Analysis, 28(4):483-488.

Study on rhodium recovery from smelting slag of copper anode slime

CHAI Shengli

(North Copper Co. Ltd., Yuncheng 043700, China)

Abstract: The copper anode mud smelting slag was an important rhodium resource. The rhodium in copper anode mud smelting slag was recovered by fire enrichment and wet extraction. The effects of various factors on the enrichment were investigated. Under the conditions of the addition of PbO 1.1 times wt. of smelting slag, the addition of B₂O₃ 1.1 times, the addition of Na₂CO₃ 0.9 times, 1200℃ and 2h melting time, the Rh content of lead alloy was 7536.4g/t, and the enrichment times was 6.2; under the conditions that addition of silver was 1 time wt. of lead alloy, the ash blowing temperature was 1300℃, and the ash blowing time was 2.5h, the Rh content of silver alloy was 42208.1g/t, and the enrichment times was 35.7; under the conditions of leaching temperature 60℃, leaching time 1.5h and leaching liquid-solid ratio of 10:1, the purity of rhodium powder was 91.2%, and comprehensive recovery of rhodium secondary resources was realized.

Key words: copper anode slime; rhodium; smelting; blowing; pyrometallurgy-hydrometallurgy combination; enrichment; resource recovery