

从高金高银铜阳极泥物料中回收铋的工艺

张文岐^{1,2}, 李晓恒^{1,2}, 田 静^{1,2}, 彭国敏^{1,2}, 郭引刚^{1,2}, 廖忠义^{1,2}

(1. 河南省黄金资源综合利用重点实验室, 河南 三门峡 472000;

2. 河南中原黄金冶炼厂有限责任公司, 河南 三门峡 472000)

[摘 要] 针对铜冶炼企业电解产出的高金高银铜阳极泥进行分离回收铋、铋的工艺研究, 采用氯化浸出-中和沉淀的方法, 实现了从阳极泥中回收铋、铋的目的, 同时在此过程中贵金属未分散。对影响铋、铋浸出的因素进行了单因素试验, 试验结果表明: 控制反应液固质量比为 4:1, 控制反应温度为 80 ℃, 采用硫酸调节溶液硫酸浓度为 120 g/L, 加入氯化钠控制氯离子浓度为 140 g/L, 反应 3 h 后降温过滤, 铋和铋浸出率分别达到 86% 和 98%; 脱铜工序未浸出的铜和砷基本被浸出, 铅的浸出率达到 10% 左右, 贵金属金、银并未浸出而进一步得到了富集。试验对铋铋浸出液进行分步中和调节 pH 值, 在不同的 pH 值条件下, 获得了相对含量较高的铋渣和铋渣, 为后续进一步回收铋、铋创造了条件。

[关键词] 高金高银铜阳极泥; 氯化; 浸出; 中和; 沉淀; 铋; 铋

[中图分类号] TF817; TF818 [文献标志码] A [文章编号] 1672-6103(2022)04-0100-06

DOI:10.19612/j.cnki.cn11-5066/tf.2022.04.016

铜阳极泥是在铜电解精炼过程中产生的副产品。粗铜在电解精炼过程中, 其含有的多种不溶于电解液的有价金属被富集进入铜阳极泥, 阳极泥的成分较为复杂, 含有金、银、铜、铅、硒、碲、铋、铋、砷、铂族金属等^[1-3]。

由于铋、铋的电极电位与铜接近, 在铜电解精炼过程中很难在阴极析出, 但是在电解过程中随着阳极铜的不断溶解, 这些元素会随之溶解而进入电解液, 大部分发生反应形成相应的盐类, 最终沉入槽底进入阳极泥, 另一部分则在电解液中不断积累, 造成电解液杂质含量不断升高^[4-9]。进入铜阳极泥的这部分铋、铋通常结合较为紧密, 一般以氧化物或砷酸盐的形式存在, 铋、铋基本被进一步富集进入预处理脱铜渣, 可从脱铜后的渣中回收铋、铋^[3]。

从脱铜后的阳极泥中回收铋、铋的方法主要有

火法工艺和湿法工艺 2 种^[10]。阳极泥火法工艺回收铋、铋, 虽然操作简单, 但是铋和铋的分离较为困难^[11], 部分采用真空蒸馏的方式回收铋、铋^[12]。湿法工艺是目前的研究重点, 因浸出工艺的不同分为碱性体系和酸性体系。碱性体系主要是以氢氧化钠体系为主^[13]; 酸性体系中使用盐酸或者盐酸 + 硫酸 + 氯化钠的研究较多^[14-16], 且在某些企业生产中已有应用。有文献指出, 采用单一酸硫酸 + 氯化钠体系, 由于氯离子浓度过高造成了大量金属进入溶液^[14], 尤其是贵金属易溶出, 金和银的浸出率分别超过了 1% 和 2%^[15], 无法达到满意的浸出效果。

针对脱铜阳极泥回收铋、铋的现状, 本文对某金铜冶炼企业所产的高金高银铜阳极泥脱铜渣进行湿法回收铋、铋的工艺研究, 单纯采用硫酸 + 氯化钠的浸出工艺, 进行回收铋和铋的试验, 考察各影响因素对铋、铋元素的浸出效果, 同时考察该回收工艺对其余有价金属的分散情况。

1 试验原料及试剂

试验所用的物料为高金高银铜阳极泥经过预处理脱铜后的渣, 颜色为黑灰色, 粒度较细 (< 45 μm 占 99% 以上)。该试验物料的多元素分析结果如表 1 所示。

[收稿日期] 2022-02-11

[第一作者] 张文岐(1986—), 男, 山东德州人, 硕士, 高级工程师, 河南中原黄金冶炼厂有限责任公司总经理助理, 研究方向为有色金属冶金及生产管理。

[通信作者] 田静(1982—), 女, 河南南阳人, 硕士, 高级工程师, 研究方向为有色金属冶金。

[引用格式] 张文岐, 李晓恒, 田静, 等. 从高金高银铜阳极泥物料中回收铋铋的工艺[J]. 中国有色冶金, 2022, 51(4): 100-105.

表1 试验物料多元素分析结果

Table 1 Multi-element analysis results of experimental material %

成分	Au	Ag	Cu	Pb	As	Sb	Bi	Se	Te
含量	0.961	9.48	0.34	39.23	3.90	2.37	7.54	4.20	1.16

从表中可以看出,该阳极泥脱铜渣含有较多的贵金属金和银,经过脱铜处理后铜含量降低至0.34%,有价元素得到了进一步的富集,锑、铋含量分别达到了2.37%和7.54%,此外还含有较高的铅。另外,由于贵金属金和银的含量较高,在回收锑、铋的同时还需额外考虑铅和贵金属的分散问题。

试验所用化学试剂见表2。

表2 试验所用的化学试剂

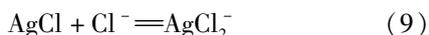
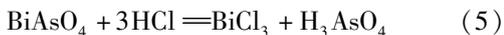
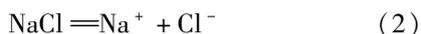
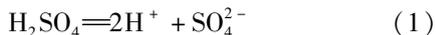
Table 2 Chemical reagents used in the experiment

试剂名称	级别	生产厂家
浓硫酸	AR	洛阳市化学试剂厂
氯化钠	AR	天津市科密欧化学试剂有限公司
氢氧化钠	AR	天津市科密欧化学试剂有限公司

2 试验原理、工艺及步骤

2.1 试验原理

本研究主要采用硫酸+氯化钠体系对脱铜阳极泥中的锑、铋进行氯化浸出,通过对氯化浸出液调节pH值达到分离回收锑和铋的目的,并对铅和贵金属的浸出情况进行分析。脱铜阳极泥在氯化体系中可能发生的主要反应见式(1)~(9)。



2.2 试验工艺

本研究主要考虑采用湿法工艺对物料中的锑和铋进行回收,回收工艺流程图见图1所示。

2.3 试验步骤

2.3.1 氯化浸出试验

准确称取脱铜阳极泥1 kg,按照一定的液固质

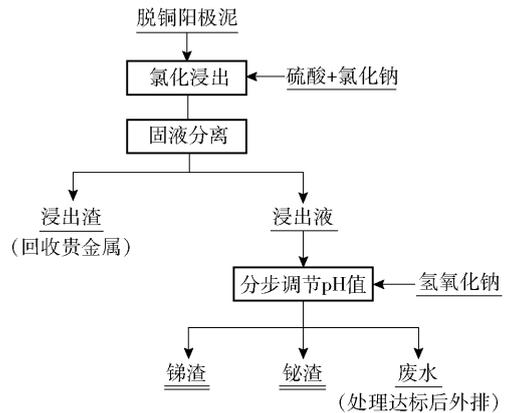


图1 氯化浸出回收锑铋工艺流程

Fig. 1 Process flow chart of recovering antimony and bismuth by chlorination leaching

量比进行调浆,加入硫酸和氯化钠,分别控制一定的硫酸质量分数和一定的氯离子浓度,升温至一定的温度后反应一定的时间,反应结束后直接过滤洗涤,滤液后续分离回收锑、铋,滤渣烘干后称重,分析各元素的含量。

各元素的浸出率计算见式(10)。

$$\eta = [(m_0 \times n_0 - m_1 \times n_1) / (m_0 \times n_0)] \times 100\% \quad (10)$$

式中: m_0 是脱铜泥质量,单位为g; m_1 是浸出渣质量,单位为g; n_0 是脱铜泥中元素的质量分数,单位为%; n_1 是浸出渣中元素的质量分数,单位为%。

2.3.2 锑铋分离试验

准确量取氯化浸出过滤后液体,常温下加入10%氢氧化钠溶液,调节至一定的pH值,过滤后获得锑渣;滤液继续加入10%氢氧化钠溶液,调节至一定的pH值,过滤后获得铋渣。

3 试验结果与讨论

试验主要考察反应温度、硫酸浓度、氯离子浓度、液固质量比、反应时间等因素对锑和铋浸出效果的影响,并考察最佳浸出条件下铅和贵金属的分散情况。

3.1 氯化浸出试验

3.1.1 液固质量比对锑、铋浸出率的影响

采用不同的液固质量比进行调浆,控制反应温度为70℃,调节溶液的硫酸浓度为80 g/L,加入氯化钠控制氯离子浓度为100 g/L,反应时间为2 h。试验结果见图2。

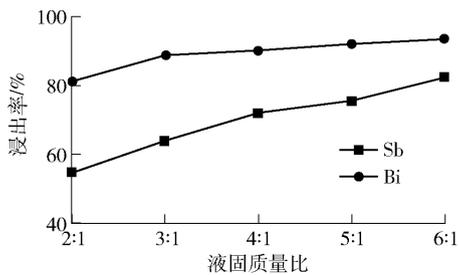


图2 反应液固质量比试验结果

Fig. 2 Experimental results of liquid-solid mass ratio of reaction

从图2中可以看出,随着反应液固质量比的提高,锑和铋的浸出率也随之提高,这是因为随着液固质量比的加大,一方面反应体系的黏度减小,改善了扩散条件,另一方面反应加入的药剂总量有所增加,反应趋向于正向反应,使得反应更加充分。但是过高的液固质量比不仅会造成反应物总量增大,而且动力和药剂消耗量也增加,使得所需的反应设备的体积更大,整体处理成本也增加。综合考虑,液固质量比选择4:1较为合适,此时锑和铋的浸出率分别达到了71%和90%。

3.1.2 溶液酸度对锑、铋浸出率的影响

采用反应液固质量比为4:1,控制反应温度为70℃,调节溶液不同的硫酸浓度,加入氯化钠控制氯离子浓度为100 g/L,反应时间为2 h。试验反应结果见图3所示。

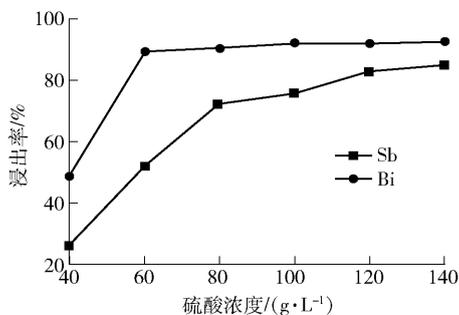


图3 溶液硫酸浓度试验结果

Fig. 3 Experimental results of sulfuric acid concentration in solution

从图3中可以看出,在反应体系硫酸浓度过低的情况下,锑和铋的浸出率均较低。这是因为浸出液中的 Sb^{3+} 和 Bi^{3+} 需要在较高的酸度下才能与 Cl^- 稳定结合,生成稳定的 $SbCl_3$ 和 $BiCl_3$,若酸度不够(溶液pH值不小于0.5)导致反应过程中体系剩余

的 H^+ 不足,引起部分 $SbCl_3$ 和 $BiCl_3$ 水解生成 $SbOCl$ 和 $BiOCl$,使浸出率降低。

随着反应体系硫酸浓度的增加,锑和铋的浸出率增加明显,当溶液硫酸浓度达到120 g/L后,锑和铋的浸出率分别增加至82.5%和91.9%;溶液酸度进一步增加,锑和铋的浸出率提高幅度不大,而且过高的酸度会造成后续中和处理回收锑和铋用碱量增加,增加处理成本。因此,选择溶液硫酸浓度为120 g/L较合适。

3.1.3 氯离子浓度对锑、铋浸出率的影响

采用反应液固质量比为4:1,控制反应温度为70℃,调节溶液硫酸浓度为120 g/L,加入氯化钠调节溶液不同的氯离子浓度,反应时间为2 h。试验结果见图4。

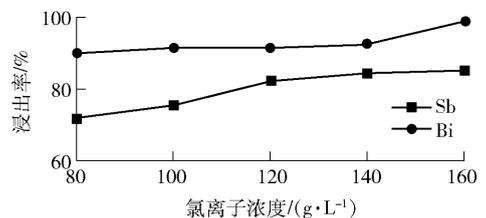


图4 氯离子浓度试验结果

Fig. 4 Experimental results of chloride ion concentration

从图4中可以看出,随着溶液中反应氯离子浓度的增加,锑和铋的浸出率不断提高。这是因为随着氯离子浓度的增加,反应向正向移动,溶液中生成的 $SbCl_3$ 和 $BiCl_3$ 进一步增加,同时提高氯离子浓度还可使 $SbCl_3$ 和 $BiCl_3$ 的稳定存在区域扩大;另一方面由于脱铜渣含铅较多,在硫酸铅转化为氯化铅的同时,物料颗粒中被包裹的其他形态的锑、铋也会进一步参与反应,使锑和铋的浸出率升高。

进一步提高氯离子浓度会导致其他元素浸出率增加,尤其是铅的浸出率增加明显,浸出溶液会随着温度的降低出现大量的氯化铅结晶,这在生产中不利于固液分离。继续提高氯离子浓度,反应(7)进行完全后发生反应(9)的概率将增大,因此,综合考虑选择溶液氯离子浓度为140 g/L较为合适。

3.1.4 反应温度对锑、铋浸出率的影响

采用反应液固质量比为4:1,控制不同的反应温度,调节溶液硫酸浓度为120 g/L,加入氯化钠控制氯离子浓度为140 g/L,反应时间为2 h。试验结果见图5。

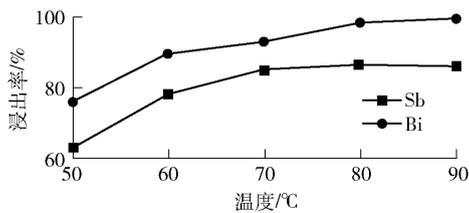


图5 反应温度试验结果

Fig. 5 Experimental results of reaction temperature

从图5中可以看出,反应温度对铋、铊的浸出率影响较大,当反应温度较低时,铋和铊的浸出率也较低;当反应温度达到80℃以上时,铋、铊的浸出率分别达到85.9%、97.8%;继续提高反应温度,铋、铊的浸出率增加不明显。这是因为在实际浸出过程中,温度对化学反应速率和扩散速率均有影响,温度升高,破坏或者削弱化学键的能力增强,活化分子数目增加,浸出速率加快;同时温度升高,扩散速率也有所加快。就本试验来讲,提高温度主要是提高了化学反应速率。但过高的反应温度会造成费用增加、氯离子挥发、恶化反应环境、加快反应设备腐蚀等问题。因此,综合考虑,反应温度选择80℃较为合适。

3.1.5 反应时间对铋、铊浸出率的影响

采用反应液固质量比为4:1,控制反应温度为80℃,采用硫酸调节溶液硫酸浓度为120 g/L,加入氯化钠控制氯离子浓度为140 g/L,选择不同的反应时间。试验结果见图6。

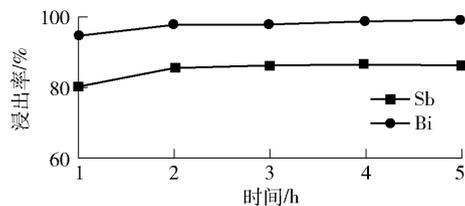


图6 反应时间试验结果

Fig. 6 Experimental results of reaction time

从图6中可以看出,随着反应时间的延长,铋、铊的浸出率也随之增加,整体来说,反应时间对铋、铊的浸出率影响不大。反应温度和反应物浓度较高时,反应速度较快,随着反应的进行浸出速率不断降低,进一步延长反应时间对提高浸出率的影响有限。因此,综合考虑,选择3 h作为合适的反应时间。

3.2 验证试验结果与分析

采用较佳浸出条件对原料进行氯化浸出,浸出

渣多元分析结果见表3所示,浸出液多元分析结果见表4所示。

表3 氯化浸出渣多元分析结果

成分	Au	Ag	Cu	Pb	As	Sb	Bi
含量	1.199	11.83	0.01	43.83	0.03	0.38	0.15

表4 氯化浸出液多元分析结果

成分	Au*	Ag*	Cu	Pb	As	Sb	Bi
含量	<0.1	14.2	0.64	1.25	9.44	5.01	18.17

注: * 元素单位为 mg/L

从表3中的氯化浸出渣多元分析结果来看,铋、铊的浸出率分别达到86.7%、98.4%,同时脱铜渣中剩余的铜、铋几乎被完全浸出,铅的浸出率达到10.2%左右,贵金属金和银几乎未被浸出。从表4可以看出,较佳反应条件下,氯化浸出液中金含量未测出,银含量小于20 mg/L,由于在降温后铅以氯化铅的形式沉淀析出,导致液体中铅的分析结果偏低。

除了直接裸露在溶液中的物料颗粒中相关成分参与氯化反应外,占物料含量较大部分的铅在浸出过程中也发生物相变化,由硫酸铅转化为氯化铅过程中,物料的颗粒形态发生了变化,导致在脱铜工序未暴露的矿物裸露出来,使得更多的铜、铋、铊暴露出来与氯离子反应,浸出率进一步提高;虽然氯离子浓度高使反应(7)发生,进入溶液的硫酸根进一步增多,生成微溶 Ag_2SO_4 的机会变大,但是由于氯离子的存在,使溶液中含有部分银。因此,不能采用过高的氯离子浓度,在氯化浸出过程中要保证物料中的硫酸铅不能全部被转化为氯化铅,否则会导致贵金属银的浸出率升高,不利于银的回收,此结论与条件试验结果一致。

3.3 浸出液回收铋、铊试验

从溶液中分离回收铋、铊主要采用中和法和水解法,原理为通过改变溶液中 H^+ 的总量或浓度来破坏铋离子、铊离子的稳定性。反应体系中氯离子浓度和酸度有差别,相应的铋、铊水解情况会随pH值的改变而有所变化。水解法会造成含氯液体总量的增加,不利于工艺整体液体平衡,故本试验采用中

和法分离回收锑、铋。对浸出液进行了分离回收锑、铋的条件探索,常温下采用 20% 氢氧化钠溶液调节溶液 pH 值,考察不同 pH 值对锑、铋沉淀率的影响。试验结果见图 7。

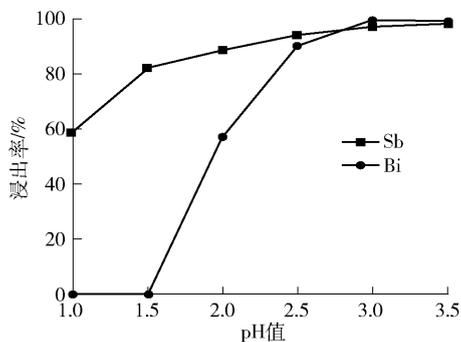


图 7 不同 pH 下锑、铋的沉淀率

Fig. 7 Precipitation of antimony and bismuth at different pH values

从图 7 中可以看出,采用 20% 氢氧化钠调节溶液的 pH 值,可实现分步沉淀锑和铋的目的,在调节溶液 pH 值为 1.5 左右时,可获得含锑 30% 左右的锑渣,此时锑的沉淀率为 82%,铋基本不发生沉淀;过滤锑渣后的滤液继续调节溶液 pH 值至 3.0 时,铋基本沉淀,剩余的锑也发生沉淀反应,获得的铋渣中铋含量可达 58% 以上,可在后续铋渣提纯过程中使锑、铋彻底分离。该试验基本达到了从溶液中分离并回收锑、铋的目的。

4 结论

本文对高金高银阳极泥脱铜渣采用氯化浸出锑、铋以分离回收有价金属,在合适的反应条件下,可以达到回收锑、铋的目的,同时贵金属未被分散而进一步得到富集,有利于后续回收。该试验可为其他企业处理铜阳极泥回收锑、铋提供参考。

1) 采用氯化法对高金高银脱铜阳极泥进行浸出锑、铋试验,最佳反应条件为:控制反应液固质量比为 4:1,控制反应温度为 80 ℃,调节溶液硫酸浓度为 120 g/L,加入氯化钠控制氯离子浓度为 140 g/L,反应 3 h 后降温过滤,锑、铋浸出率分别达到 86% 和 98%;此时脱铜工序未浸出的铜和砷基本被浸出,铅的浸出率达到 10% 左右。

2) 对氯化浸出锑、铋的液体进行了氢氧化钠中和沉淀锑、铋的研究,调节溶液的 pH 可以达到分离回收锑、铋的目的,获得的锑渣含锑 30% 左右,铋渣

含铋 58% 左右。水解沉淀后的锑、铋的溶液中盐分较高,后续水处理负担较大。

3) 氯化浸出锑和铋的过程中发生的反应较多,影响各元素的浸出率的因素较为复杂,需要着重考虑氯离子浓度、酸度、温度、硫酸铅转化程度等因素,才能最大程度地提高锑和铋的浸出率,同时抑制进入溶液的贵金属含量。

[参考文献]

- [1] 吴展,李云峰,王亚东,等. 铜阳极泥回收铋的工艺优化研究[J]. 中国有色冶金,2019,48(6):6-9,22.
WU Zhan, LI Yunfeng, WANG Yadong, et al. Research on the optimization of recovery from copper anode slime[J]. China Nonferrous Metallurgy, 2019, 48(6):6-9,22.
- [2] 武岳彪,丁成,李晓恒,等. 钙盐体系氯化法回收铜冶炼白烟尘酸浸渣中的铋[J]. 黄金,2019,40(4):62-66.
WU Yuebiao, DING Cheng, LI Xiaoheng, et al. Recovery of bismuth from the acid leaching residue of copper converter flue dust by chlorination leaching with calcium salt system[J]. Gold, 2019, 40(4):62-66.
- [3] 张喆秋,袁露成,黄林青,等. 砷、锑、铋在铜冶炼过程中的分布及其在冶炼副产物中的回收综述[J]. 有色金属科学与工程,2019,10(1):13-19,27.
ZHANG Zheqiu, YUAN Lucheng, HUANG Linqing, et al. Trend and recovery of arsenic, antimony and bismuth in copper smelting[J]. Nonferrous Metals Science and Engineering, 2019, 10(1):13-19,27.
- [4] 杜新玲,马科友,葛道健. 湿法处理氧化铋渣分离铋的研究[J]. 有色金属(冶炼部分),2016(6):26-30.
DU Xinling, MA Keyou, GE Daojian. Study on bismuth separation from bismuth oxide slag by hydrometallurgical process[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2016(6):26-30.
- [5] 刘巍,蒋训雄,蒋伟,等. 从分银渣的盐酸浸出液中回收和制备氧化铋[J]. 有色金属(冶炼部分),2014(11):60-62,69.
LIU Wei, JIANG Xunxiong, JIANG Wei, et al. Recovery and preparation of bismuth oxide from hydrochloric acid leaching solution of silver-separation slag[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2014(11):60-62,69.
- [6] 郭瑞. 全湿法处理含铋铅阳极泥工艺及铁片置换海绵铋动力学研究[D]. 长沙:中南大学,2013.
GUO Rui. Study on hydrometallurgical process for treating lead anode slime bismuth and kinetics of replace bismuth by sheet iron [D]. Changsha: Central South University, 2013.
- [7] 曾晓冬,祝志兵. 银锌渣综合利用工艺研究[J]. 铜业工程,2013(2):10-12.
ZENG Xiaodong, ZHU Zhibing. Study on comprehensive utilization process of silver zinc-slag[J]. Copper Engineering, 2013(2):10-12.
- [8] 李俊红. 银渣综合回收的试验研究[J]. 有色金属(冶炼部分),

- 2006(1):40-41.
- LI Junhong. Experimental study on comprehensive recovery of silver containing residue [J]. *Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy)*, 2006(1):40-41.
- [9] 许秀莲, 徐志峰. 从锡电解阳极泥中综合回收 Pb、Bi 的研究 [J]. *有色冶炼*, 2001(6):15-17, 36.
- XU Xiulian, XU Zhifeng. Investigation on recovery of Pb and Bi in anode slime from Tin electrolysis [J]. *China Nonferrous Metallurgy*, 2001(6):15-17, 36.
- [10] 王成彦, 邵爽, 马保中, 等. 中国锑铋冶金现状及进展 [J]. *有色金属(冶炼部分)*, 2019(8):11-17.
- WANG Chengyan, SHAO Shuang, MA Baozhong, et al. Status and development of antimony and bismuth metallurgy technologies in China [J]. *Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy)*, 2019(8):11-17.
- [11] 王超, 蒋训雄, 蒋伟, 等. 从铜阳极泥分银渣中回收铋和锑 [J]. *有色金属(冶炼部分)*, 2014(9):16-18, 22.
- WANG Chao, JIANG Xunxiang, JIANG Wei, et al. Recovery of bismuth and antimony from silver-separation slag of copper anode slime [J]. *Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy)*, 2014(9):16-18, 22.
- [12] LIN D Q, QIU K Q. Removing arsenic from anode slime by vacuum dynamic evaporation and vacuum dynamic flash reduction [J]. *Vacuum*, 2011(8).
- [13] 李彦龙, 易超, 鲁兴武, 等. 铅阳极泥碱性浸出锑、铋研究 [J]. *矿冶工程*, 2016, 36(1):80-82.
- LI Yanlong, YI Chao, LU Xingwu, et al. Alkaline leaching of Sb and Bi from lead anode slime [J]. *Mining and Metallurgical Engineering*, 2016, 36(1):80-82.
- [14] 杨臻昊. 铜阳极泥选择性浸出砷锑的研究 [D]. 昆明: 昆明理工大学, 2020.
- YANG Zhenhao. Study on selective leaching of arsenic and antimony from copper anode slime [D]. Kunming: Kunming University of Science and Technology, 2020.
- [15] 徐振鑫. 铜阳极泥复合酸浸锑铋工艺及锑铋水解机理研究 [D]. 赣州: 江西理工大学, 2020; 24-26.
- XU Zhenxin. Study on the acid leaching of antimony and bismuth by copper anode slime and the hydrolysis mechanism of antimony and bismuth [D]. Ganzhou: Jiangxi University of Science and Technology, 2020; 24-26.
- [16] 赵兴伟. 高铋银阳极泥综合回收工艺研究 [J]. *有色金属(冶炼部分)*, 2017(2):19-23.
- ZHAO Xingwei. Process study on comprehensive recovery of high bismuth silver anode slime [J]. *Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy)*, 2017(2):19-23.

Process for recovering Sb and Bi from Cu anode slime with high Au and Ag content

ZHANG Wen-qi^{1,2}, LI Xiao-heng^{1,2}, TIAN Jing^{1,2}, PENG Guo-min^{1,2}, GUO Yin-gang^{1,2}, LIAO Zhong-yi^{1,2}

(1. Henan Province Key Laboratory of Gold Resource Utilization, Sanmenxia 472000, China;

2. Henan Zhongyuan Gold Smelter LLC, Sanmenxia 472000, China)

Abstract: The studies targeted at the separation and recovery of antimony and bismuth were carried out for the Cu anode slime with high-Au & Ag content produced from the electrolysis process of copper smelting enterprises to achieve the purpose of recovering antimony and bismuth from anode slime by adopting chlorination leaching-neutralization & precipitation method, with no precious metals dispersion during this process. Single-factor test was carried out on the factors affecting the leaching efficiency of antimony and bismuth. The test results showed that the leaching rates of antimony and bismuth reached 86% and 98% respectively after cooling and filtration of the solution resulted from 3 h reaction under such conditions as the liquid-solid mass ratio of the reaction controlled at 4:1, the reaction temperature at 80 °C, the sulfuric acid concentration of the solution adjusted to 120 g/L by using sulfuric acid, and the chloride ion concentration at 140 g/L by adding sodium chloride; the unleached copper and arsenic in the copper-removal process were basically leached completely, the leaching rate of lead reached about 10%, and the precious metals gold and silver were further concentrated without being leached. In the test, the antimony and bismuth leachate was subjected to step-by-step neutralization for pH adjustment with relatively high-Sb residue and high-Bi residue obtained under different pH conditions to create conditions for further recovery of antimony and bismuth.

Key words: Cu anode slime with high Au and Ag content; chlorination; leaching; neutralization; precipitation; antimony; bismuth