

高铅重砂冶炼工艺研究

陈发上¹, 张世镖², 郭家栋³

(1. 中金嵩县嵩原黄金冶炼有限责任公司; 2. 长春黄金研究院有限公司; 3. 河南金源黄金矿业有限责任公司)

摘要:针对重砂中贵金属与杂质高效分离的难题,采用重砂预处理—硫酸化焙烧—铅物相转化—醋酸浸铅—沉铅液循环浸出—贵金属富集熔炼工艺,系统优化各工艺参数,实现金、银的高效富集与回收。结果表明,硫酸化焙烧(焙烧温度 600 ℃、硫酸用量 0.8 L/kg、焙烧时间 2 h)有效将方铅矿转化为硫酸铅;铅物相转化(转化温度 60 ℃、碳酸钠用量 400 g/kg、反应时间 2 h)及醋酸浸出(浸出温度 70 ℃、醋酸用量 0.6 L/kg、液固比 5:1、浸出时间 2 h)实现铅的选择性浸出,铅浸出率达 90 % 以上,浸渣产率为 39.32 %;贵金属富集熔炼获得的合质金中金、银品位分别为 86.43 % 和 2.29 %,金、银回收率分别为 99.93 % 和 98.96 %。该工艺通过多环节协同优化,兼具高效性与工程可行性,为重砂及同类复杂物料的高值化利用提供了可靠技术方案,具有显著的工业应用价值。

关键词:重砂;硫酸化焙烧;铅物相转化;铅分离;醋酸浸出;贵金属富集;熔炼

中图分类号:TD953

文献标志码:A

文章编号:1001-1277(2025)07-0091-07

doi:10.11792/hj20250714

引言

以某金矿重选工艺获得的高铅重砂精矿为对象,该精矿铅含量显著高于常规冶金原料(>30 %),且金品位极高(远高于常规金矿金品位(1~10 g/t))^[1-2],单位经济价值巨大^[3]。直接采用传统火法冶炼工艺处理此类精矿面临严峻挑战:高铅易导致炉料软化温度降低,形成低熔点共晶物,引发炉况恶化^[4-5];铅挥发(15 %~20 %)损失严重,显著降低金属回收率并加剧环保压力^[6];伴生杂质(如锌、砷)形成有害烟尘增加烟气处理难度;铁硅酸盐等脉石矿物则易与铅形成渣相,造成渣含铅损失;整体能耗高,且产出的粗铅品位低,需额外精炼工序。

鉴于此类高铅重砂精矿区别于常规矿产的核心特征及其冶炼难度^[7],本研究旨在开发一种高效、环保的铅金协同回收新工艺。该工艺的核心目标是克服高铅带来的操作难题,提高金、铅回收率,降低能耗与环境风险,并产出高品质产品。

1 试验部分

1.1 试验原料

试验原料是某企业尼尔森重选—摇床精选产生的重砂,其化学成分分析结果见表1。由表1可知:该重砂金品位高达 18.88 %,银品位为 0.51 %,铅品位为 51.75 %,而铜、锌等金属含量较少,为高铅重砂精矿。

硫品位为 12.75 %,表明金属元素主要以硫化物形态存在,这对后续冶金工艺选择具有决定性影响^[8]。

表1 重砂化学成分分析结果

Table 1 Chemical composition analysis results of gravity

concentrate							
元素	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	S
w/%	18.88	0.51	0.58	51.75	0.031	8.58	12.75

重砂铅物相分析结果见表2,重砂矿物组成分析结果见表3。由表2、表3可知:重砂中铅主要以硫化物(分布率 71.13 %)、硫酸盐(分布率 20.23 %)和氧化物(分布率 8.64 %)形式存在。其中,方铅矿(占比 60.03 %)为优势金属矿物,伴生金银矿物(占比 19.70 %)及黄铁矿,脉石矿物以石英为主。

表2 重砂铅物相分析结果

Table 2 Phase analysis results of lead

指标	硫化物	硫酸盐	氧化物	总铅
w(Pb)/%	36.81	10.47	4.47	51.75
分布率/%	71.13	20.23	8.64	100.00

1.2 工艺流程

基于物相分布特征、矿物共生关系,设计了重砂预处理—硫酸化焙烧—铅物相转化—醋酸浸铅—沉铅液循环浸出—贵金属富集熔炼工艺。首先,通过焙烧^[9]实现硫化物脱硫并调控铅物相转化;其次,采用

表3 重砂矿物组成分析结果

Table 3 Mineral composition analysis results of gravity concentrate

矿物	方铅矿	金银矿物	铁锰矿	黄铁矿、磁黄铁矿	黄铜矿
相对含量/%	60.03	19.70	1.52	8.58	0.08

矿物	碲铋矿	石英	云母	铅石、绿泥石及其他	氧化铜
相对含量/%	0.17	3.57	0.51	0.07	0.74

酸性溶液选择性浸出,使铅高效分离;最后,通过熔炼富集贵金属。该工艺既解决了目标金属硫化矿无法湿法浸出的问题,又实现了铅与金、银的阶梯式回收,使重砂资源中各元素得到最大化提取^[10],工艺流程见图1。

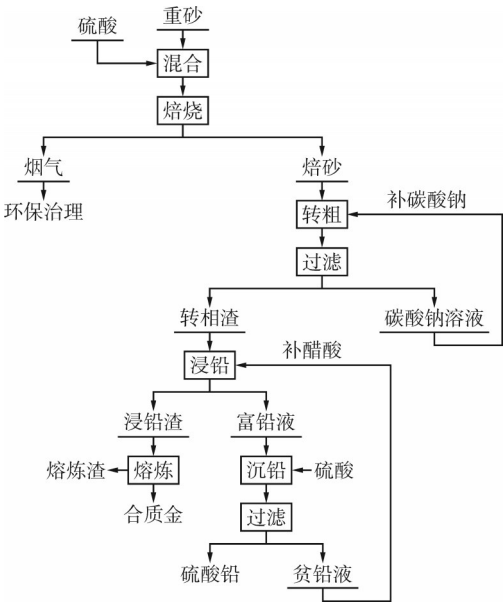


图1 工艺流程
Fig. 1 Process flow

1.3 试验方法

焙烧:采用马弗炉,设定焙烧温度,控制精度为10℃。当达到预设的焙烧温度后,焙烧特定时间。焙烧效果根据浸渣产率确定。

硫酸铅转化:焙砂水洗至中性后,调整液固比例,加入碳酸钠,在特定转相温度条件下搅拌预定反应时间,将硫酸铅转化为易溶的碳酸铅。其中,碳酸钠用量、转相温度、反应时间等参量根据具体试验调整。

醋酸选择性浸铅:将铅转化后的物料,进行固液分离,洗涤至中性。随后加水调整液固比,添加适量醋酸,在特定温度条件下,浸出特定时间。反应结束,过滤收集固体,称量干焙砂浸渣,计算浸渣产率。

贵金属富集熔炼:将除杂后的浸渣、硼砂(0.5%)与石英(1.0%)混合均匀,在1200℃条件下熔炼2h,获得含贵金属的合金产品,金、银采用GB/T 11066.12—2024《金化学分析方法 第12部分:银、铜、铁、铅、

铋、锑、镁、镍、锰、钨、铬、铂、铈、钛、锌、砷、锡、硅、钴、钙、钾、锂、钠、碲、钒、锆、钨、钼、铌、铝含量的测定 电感耦合等离子体原子发射光谱法》进行分析^[11-12]。

2 试验结果与讨论

2.1 焙烧方式对比试验

对比直接焙烧、硫酸化焙烧、钙化焙烧的效果,均在800℃下焙烧3h,结果见图2。

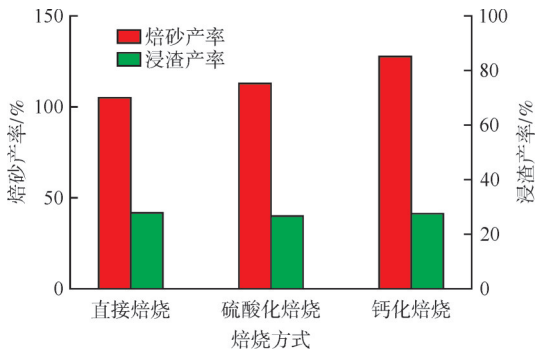


图2 焙烧方式的影响
Fig. 2 Effect of roasting methods

由图2可知:直接焙烧、硫酸化焙烧和钙化焙烧3种工艺均能实现有效除杂,但表现出不同的技术特点。硫酸化焙烧效果最为显著,其浸渣产率仅为39.96%,低于直接焙烧和钙化焙烧,表明硫酸的加入显著促进了杂质的转化与脱除。然而,高温导致直接焙烧和硫酸化焙烧产物出现明显烧结现象,可能阻碍后续浸出过程的传质效率^[13]。相比之下,钙化焙烧因生成高熔点硅酸钙和硫酸钙等化合物,烧结率控制在5%以下,但渣中难溶物比例相应增加。硫酸化焙烧通过金属氧化物与硫酸反应生成可溶性硫酸盐,在浸出阶段实现杂质高效脱除^[14-15];钙化焙烧则借助CaO与SiO₂等酸性杂质反应形成稳定硅酸盐相;而直接焙烧主要依靠硫化物氧化挥发,但金属氧化物间固相扩散易导致烧结^[16]。综合比较,硫酸化焙烧在除杂效率和金属回收率方面优势明显。

2.2 硫酸化焙烧试验

2.2.1 焙烧温度试验

主要考察焙烧温度为550℃、600℃、650℃、700℃、750℃条件下的焙烧效果,焙烧时间为3h,结

果见图3。

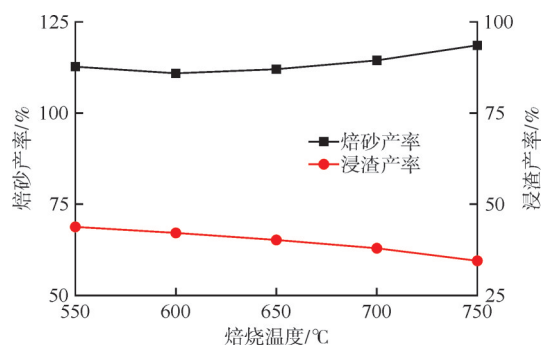


图3 温度对焙烧效果的影响

Fig. 3 Effect of temperature on roasting results

由图3可知:在硫酸焙烧过程中,方铅矿与硫酸反应生成硫酸铅,从而实现铅转化,同时硫以二氧化硫形式挥发脱除,降低浸渣产率。随着焙烧温度从550 °C升至750 °C,硫化铅转化率提高,浸渣产率逐渐降低,但焙烧温度超过600 °C后,PbSO₄开始部分分解为PbO和SO₃,且杂质组分(如Fe₂O₃、SiO₂)与PbO或PbSO₄形成低熔点共晶物,导致焙砂严重结块,不利于后续浸出。因此,600 °C是较优的焙烧温度,既能保证较高的PbS转化率和较低的浸渣产率,又可避免因烧结而影响除杂效率。

2.2.2 硫酸用量试验

在600 °C、焙烧3 h条件下,考察硫酸用量分别为0.2 L/kg、0.4 L/kg、0.6 L/kg、0.8 L/kg、1.0 L/kg对焙烧效果的影响,结果见图4。

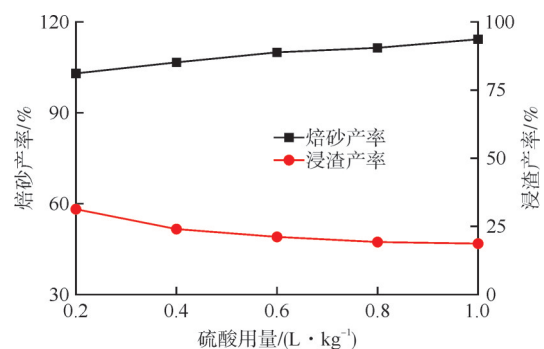


图4 硫酸用量对焙烧效果的影响

Fig. 4 Effect of H₂SO₄ dosage on roasting results

由图4可知:硫酸用量的增加显著提升了重砂的除杂效果,其机理主要基于硫酸对杂质的化学转化作用。在焙烧过程中,硫酸首先与方铅矿反应生成硫酸铅,同时与其他金属氧化物反应生成相应的可溶性硫酸盐,这些硫酸盐在后续浸出阶段可被有效溶解脱除,从而降低浸渣产率。当硫酸用量(0.2~0.6 L/kg)较低时,硫酸不足以完全转化杂质矿物,导致浸渣产率较高;而当硫酸用量增至0.8 L/kg时,杂质矿物的转化趋于完全,除杂效果达到较优水平。继续增加硫酸

用量(1.0 L/kg)虽可能进一步提高杂质去除率,但经济性降低,且过量硫酸可能导致设备腐蚀或引入新的杂质。因此,0.8 L/kg硫酸在保证高效除杂的同时,兼顾了工艺的经济性与可行性。

2.2.3 焙烧时间试验

在600 °C、硫酸用量为0.8 L/kg条件下,考察焙烧时间分别为1.5 h、2 h、2.5 h、3 h的焙烧效果,结果见图5。

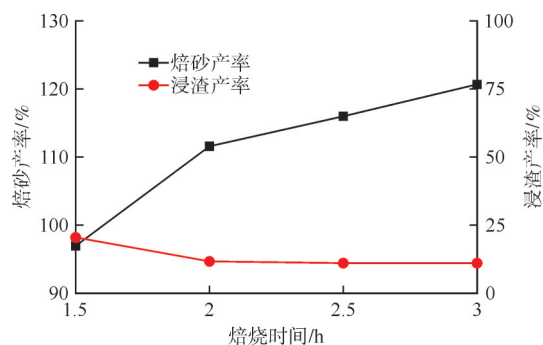


图5 焙烧时间对焙烧效果的影响

Fig. 5 Effect of roasting time on roasting results

由图5可知:在固定焙烧温度和硫酸用量的条件下,焙烧时间对重砂除杂效果具有显著影响。从反应动力学角度分析,随着焙烧时间从1.5 h延长至3 h,硫酸与重砂中方铅矿及其他杂质矿物的固-液反应程度逐渐加深,表现为浸渣产率先降低后维持稳定。这一过程主要遵循扩散控制机制:在初始阶段(1.5~2 h),反应主要发生在颗粒表面,杂质去除率提升较快;当焙烧时间延长至2 h时,硫酸充分渗透至矿物内部,PbS转化为可溶性PbSO₄的反应趋于完全,同时其他金属氧化物的硫酸盐化反应也基本达到平衡,此时渣产率降至最低水平。继续延长焙烧时间(2.5~3 h)虽可能促进少量残余杂质的进一步转化,但效果提升有限,且会导致能耗增加和硫酸的无效分解。因此,综合考虑反应效率和经济效益,确定2 h为最优焙烧时间,既可确保充分的杂质去除,又能避免过长的无效反应时间。焙烧前后重砂元素分析与铅物相分析结果见图6。由图6可知:在最佳条件(焙烧温度600 °C、硫酸用量0.8 L/kg、焙烧时间2 h)下,实现深度脱硫(硫去除率约60%)和关键物相转化(硫化铅高效转化为硫酸铅)。尽管金、铅、铁的绝对品位略有下降,但在焙砂中的相对含量因硫的大量脱除而得到富集,这有利于后续的回收工序。此外,铅物相数据清晰揭示了硫化铅向硫酸铅转化的主导反应路径。

2.3 铅物相转化试验

2.3.1 转化温度试验

在最佳焙烧条件(焙烧温度600 °C、硫酸用量

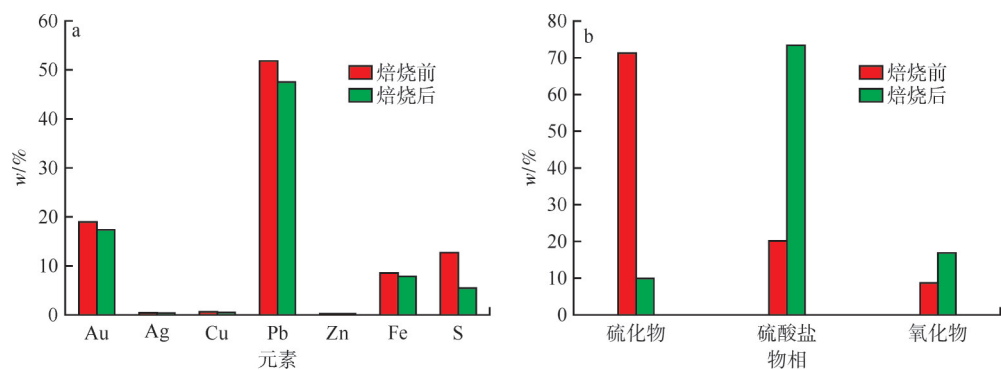


图6 焙烧前后重砂元素分析与铅物相分析

Fig. 6 Elemental analysis and phase analysis of lead in gravity concentrate before and after roasting

0.8 L/kg、焙烧时间 2.0 h)下,进行硫酸铅转化,考查转化温度分别为 30 ℃、40 ℃、50 ℃、60 ℃、70 ℃对铅去除效果的影响,结果见图 7。

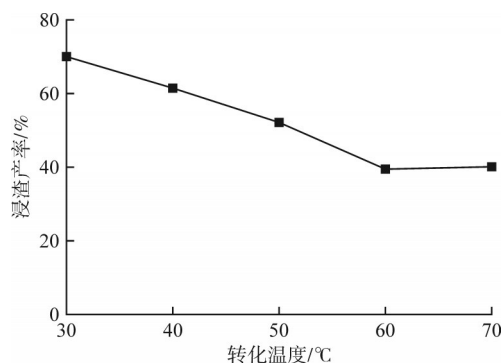


图7 转化温度对铅去除效果的影响

Fig. 7 Effect of converting temperature on lead removal efficiency

由图 7 可知:随着转化温度提高,除杂效果变好,且转化温度为 60 ℃时,除杂效果基本达到较优。从反应机理分析,硫酸铅需先通过碳酸化反应转化为更易与醋酸反应的碳酸铅,这一转化过程受温度影响显著。在转化温度为 30 ℃~70 ℃,随着温度升高,置换反应速率加快,离子扩散增强,促使硫酸铅更加完全地转化为碳酸铅,从而在后续醋酸浸出中浸渣产率逐渐降低。当转化温度达到 60 ℃时,反应接近平衡状态,硫酸铅转化率趋于稳定,此时除铅效果达到较优水平(浸渣产率最低)。继续升温至 70 ℃虽可略微提升反应速率,但效果改善有限,且增加能耗。因此,确定 60 ℃为最佳转化温度,既能保证高效的铅相转化,又具有较好的工艺经济性。

2.3.2 碳酸钠用量试验

在最佳焙烧条件(焙烧温度 600 ℃、硫酸用量 0.8 L/kg、焙烧时间 2 h)下,进行硫酸铅转化,考察碳酸钠用量分别为 100 g/kg、200 g/kg、300 g/kg、400 g/kg、500 g/kg 对铅去除效果的影响,结果见图 8。

由图 8 可知:随着碳酸钠用量增加,硫酸铅转化

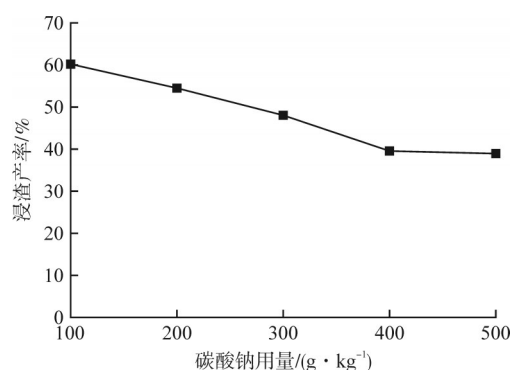


图8 碳酸钠用量对铅去除效果的影响

Fig. 8 Effect of Na₂CO₃ dosage on lead removal results

率逐渐提高,这一现象可以归结为,碳酸钠与硫酸铅发生转化反应,生成更易溶于醋酸的碳酸铅,通过铅离子固-液界面转化,实现铅的高效回收。当碳酸钠用量为 100~400 g/kg,随着碳酸钠用量增加,碳酸根离子浓度显著提高,推动反应平衡正向移动,硫酸铅转化率持续提升,表现为醋酸浸出后浸渣产率逐步降低。当碳酸钠用量达到 400 g/kg 时,反应趋于完全,此时硫酸铅转化率达到较优水平,继续增加碳酸钠用量至 500 g/kg 时,除铅效果提升有限,说明 400 g/kg 碳酸钠能提供足够的碳酸根离子,使反应接近完全。

2.3.3 反应时间试验

在最佳焙烧条件(焙烧温度 600 ℃、硫酸用量 0.8 L/kg、焙烧时间 2 h)下,考察反应时间分别为 1.5 h、2 h、2.5 h 对铅去除效果的影响,结果见图 9。

由图 9 可知:反应时间为 2 h 时,铅物相转化趋于完全;继续延长反应时间对浸渣产率影响较小,表明反应时间 2 h 已满足扩散反应平衡。

2.4 醋酸浸出试验

基于最佳焙烧工艺参数(焙烧温度 600 ℃、硫酸用量 0.8 L/kg、焙烧时间 2 h),进行醋酸选择性浸铅。焙砂经醋酸浸出时,碳酸铅与醋酸发生固-液反应生成可溶性醋酸铅,该化合物在 25 ℃~80 ℃条件下溶

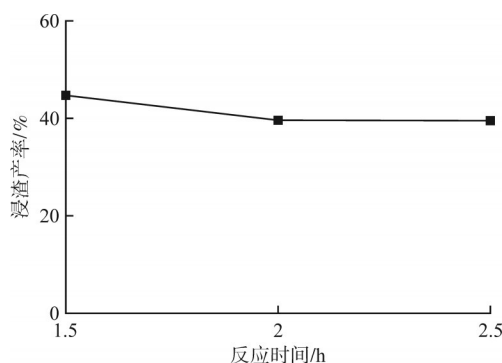


图9 反应时间对铅去除效果的影响

Fig. 9 Effect of reaction time on lead removal results

解度变化率小于5%，表现出优异的热稳定性，这一特性显著降低了工业过程中温度控制的工艺难度。

2.4.1 浸出温度试验

基于最佳焙烧工艺参数(焙烧温度 600℃、硫酸用量 0.8 L/kg、焙烧时间 2 h)，进行醋酸选择性浸铅，考察浸出温度分别为 50℃、60℃、70℃、80℃对浸出效果的影响，结果见图 10。

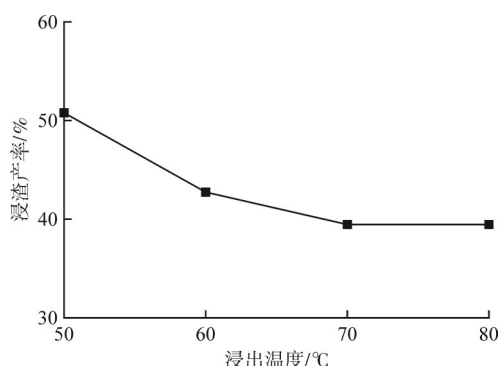


图10 浸出温度对浸出效果的影响

Fig. 10 Effect of leaching temperature on leaching results

由图 10 可知：浸出温度对醋酸浸出效果具有显著影响，在浸出温度为 50℃~80℃时，浸渣产率随温度升高呈下降趋势，浸渣产率由 50.67% 降至 39.38%。当浸出温度超过 70℃后，浸渣产率变化趋于平缓(70℃与 80℃浸渣产率仅相差 0.04 百分点)，说明在此浸出温度下铅的浸出反应已接近完全。从动力学角度分析，温度升高促进了分子热运动，加速了醋酸向固相界面的传质速率及固-液反应界面 PbCO_3 的溶解过程；当浸出温度达到 70℃以上时，反应可能已由扩散控制转为反应控制，继续升温对浸出效果的提升有限。因此，宜选择 70℃作为最佳浸出温度。

2.4.2 醋酸用量试验

基于最佳焙烧工艺参数(焙烧温度 600℃、硫酸用量 0.8 L/kg、焙烧时间 2 h)，进行醋酸选择性浸铅，考察醋酸用量分别为 0.4 L/kg、0.6 L/kg、0.8 L/kg、1.0 L/kg 对浸出效果的影响，结果见图 11。

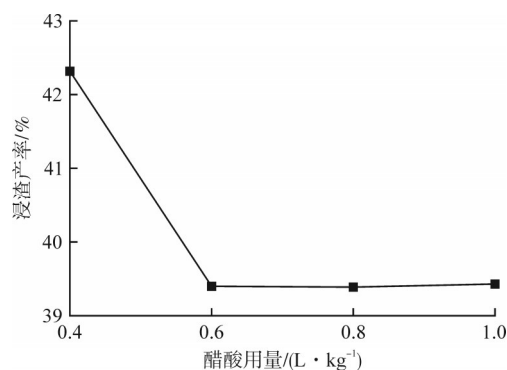


图11 醋酸用量对浸出效果的影响

Fig. 11 Effect of CH_3COOH dosage on leaching results

由图 11 可知：醋酸用量对铅浸出效果呈先显著提升后趋于稳定的特征。当醋酸用量从 0.4 L/kg 增至 0.6 L/kg 时，浸渣产率由 42.31% 显著降至 39.40%，降幅达 6.88%，表明该阶段醋酸用量是控制浸出反应的关键因素；继续增加醋酸用量至 0.8 L/kg 时，浸渣产率仅降 0.02 百分点，且当醋酸用量提升至 1.0 L/kg 时，浸渣产率(39.42%)反而略有回升，说明醋酸用量在 0.6 L/kg 时已基本达到化学计量平衡。从反应机理分析，0.6 L/kg 醋酸已满足化学当量需求，过量醋酸不仅不会提升浸出率，反而可能因溶液离子强度增大导致扩散系数降低。因此，醋酸用量以 0.6 L/kg 为最优。

2.4.3 液固比试验

基于最佳焙烧工艺参数(焙烧温度 600℃、硫酸用量 0.8 L/kg、焙烧时间 2 h)，进行醋酸选择性浸铅，考察液固比对浸出效果的影响，试验结果见图 12。

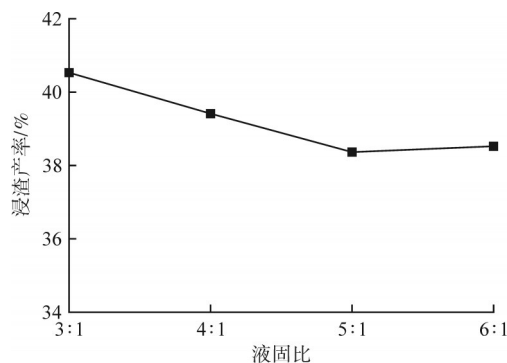


图12 液固比对浸出效果的影响

Fig. 12 Effect of liquid-solid ratio on leaching results

由图 12 可知：液固比对浸出效果的影响呈先显著降低后平缓增加的特征。当液固比从 3:1 提升至 5:1 时，浸渣产率由 40.91% 降至 39.28%，这主要归因于液相比比例增加，显著改善了传质条件：一方面，增大了固-液接触面积；另一方面，降低了液相黏度，促进了醋酸分子向矿物表面的扩散速率和反应产物的反向扩散。然而，当液固比继续增至 6:1 时，浸渣产率反而略升至 39.40%，这可能是过高的液固比导致有效

反应物浓度被稀释,使得单位体积内醋酸分子与碳酸铅的碰撞频率降低。从动力学和经济效益综合考虑,液固比 5:1 实现了传质效率与反应物浓度的最佳平衡,可作为最优工艺参数。

2.4.4 浸出时间试验

基于最佳焙烧工艺参数(焙烧温度 600 ℃、硫酸用量 0.8 L/kg,焙烧时间 2 h),进行醋酸选择性浸铅,考察浸出时间对浸出效果的影响,试验结果见图 13。

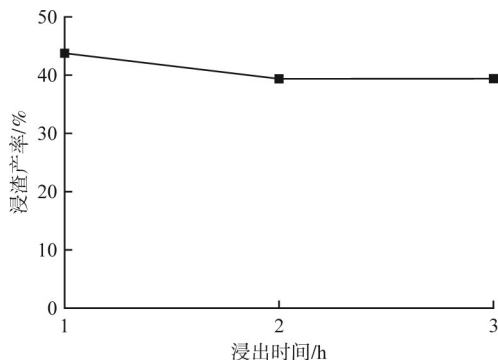


图 13 浸出时间对浸出效果的影响

Fig. 13 Effect of time on leaching results

由图 13 可知:浸出时间对铅浸出表现出典型的动力学控制特征^[17]。当浸出时间从 1 h 延长至 2 h 时,浸渣产率由 43.65 % 显著下降至 39.32 %,说明该阶段反应处于动力学控制区^[18],延长浸出时间可有效促进碳酸铅的溶解和扩散。然而,当浸出时间继续延长至 3 h 时,浸渣产率仅微降 0.04 百分点,表明反应已接近平衡状态,继续延长浸出时间对提升浸出效果贡献有限。因此,宜选择 2 h 作为最佳浸出时间。

2.5 醋酸浸出液中铅的回收

基于醋酸铅易溶于水而硫酸铅微溶于水的特性,通过向醋酸铅溶液中添加硫酸,实现铅的选择性沉淀回收且生成的醋酸可循环浸出。考察硫酸添加量分别为理论值的 0.8 倍、1.0 倍、1.2 倍对浸出液中铅沉淀回收效果的影响,结果见图 14。

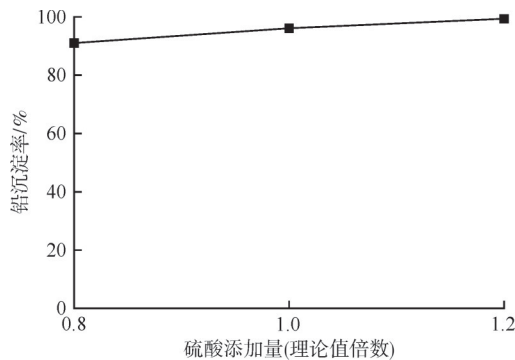


图 14 硫酸添加量对浸出液中铅沉淀回收效果的影响

Fig. 14 Effect of H₂SO₄ dosage on lead precipitation and recovery from leachate

由图 14 可知:随着硫酸添加量从理论值的 0.8 倍

增至 1.2 倍,铅沉淀率从 91.09 % 提升至 99.30 %,这主要归因于硫酸用量的增加推动了沉淀反应向生成硫酸铅的方向进行。值得注意的是,当硫酸添加量达到理论值的 1.0 倍时,铅沉淀率已达 96.14 %,继续增加至 1.2 倍,虽可进一步提高沉淀率,但会导致溶液中残留过量硫酸,影响后续醋酸溶液的循环利用效率。因此,综合考虑铅回收率和醋酸循环利用的经济性,硫酸添加量选择理论值的 1.0 倍。

2.6 浸渣熔炼试验

将除杂后的浸渣进行熔炼,并对获得的合质金进行分析,结果见表 4。

表 4 浸渣熔炼试验结果

Table 4 Smelting test results of leach residue

指标	数值
金品位/%	86.43
银品位/%	2.29
铅品位/%	7.68
杂质金属(碲、铋、锰、铁、铜等)总品位/%	3.60
金回收率/%	99.93
银回收率/%	98.96

由表 4 可知:熔炼获得的合质金中金品位为 86.43 %,银品位为 2.29 %,熔炼过程中金、银回收率较高,分别为 99.93 %、98.96 %,表明浸渣中的贵金属得到了高效回收。

2.7 沉铅后尾液分析及中和

针对醋酸浸出液(含洗水),采用硫酸(添加量理论值的 1.0 倍)沉铅后,分析沉铅后尾液中主要元素含量;沉铅后尾液可循环使用,因洗水的添加,需定期开路取出部分液体进行中和后作为洗水或排放。针对沉铅后尾液,采用氧化钙进行中和,调整溶液 pH 值为 7,搅拌反应 2 h,沉铅后尾液及中和液主要元素分析结果见表 5。

由表 5 可知:沉铅后尾液中主要杂质为 Fe (987.62 mg/L)、Pb(542.63 mg/L)、Cu(32.14 mg/L)和 Zn (12.06 mg/L),而贵金属 Au、Ag 质量浓度(<0.01 mg/L)极低。经氧化钙中和至 pH 值为 7 后,各金属离子含量显著降低。其中,Fe、Pb、Cu、Zn 的去除率分别达 99.9 %、99.9 %、99.3 % 和 92.0 %,表明中和工艺能有效沉淀重金属,中和液残留的重金属质量浓度均低于 1 mg/L,虽然因重金属超标^[19]而无法直接排放,但可作为系统内循环用水。

3 结 论

1)通过重砂预处理—硫酸化焙烧—铅物相转化—醋酸浸铅—沉铅液循环浸出—贵金属富集熔炼工艺,

表 5 沉铅后尾液及中和液主要元素分析结果

Table 5 Elemental analysis of barren solution and neutralized solution after lead precipitation

指标	Au	Ag	Cu	Fe	Pb	Zn
ρ (沉铅后尾液)/(mg·L ⁻¹)	0.005 2	0.002 3	32.14	987.62	542.63	12.06
ρ (中和液)/(mg·L ⁻¹)			0.24	0.87	0.48	0.96

系统优化了各工序的工艺条件,确立了重砂冶炼的最佳技术参数体系。

2)通过硫酸化焙烧(焙烧温度 600 ℃、硫酸用量 0.8 L/kg、焙烧时间 2 h),实现了方铅矿向硫酸铅的高效转化,为后续浸出工序创造了有利条件。铅物相转化(转化温度 60 ℃、碳酸钠用量 400 g/kg、反应时间 2 h)实现了铅的高效转化;醋酸浸出(浸出温度 70 ℃、醋酸用量 0.6 L/kg、液固比 5:1、浸出时间 2 h)可实现铅高效浸出,浸渣产率仅为 39.32 %。最终,贵金属富集熔炼获得的合质金中金品位为 86.43 %,银品位为 2.29 %,金、银回收率分别为 99.93 %、98.96 %。

3)该工艺在实现贵金属回收率超过 98 %的同时,通过系统优化反应温度、浸出时间和试剂配比等关键参数,显著提升了工艺稳定性和可操作性,为重砂资源的高值化利用提供了可靠的技术方案,对同类复杂物料的处理具有重要参考价值。

[参 考 文 献]

[1] 杨建文,肖骏,陈代雄. 尼尔森离心重砂有价金属分离试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2018(5): 58-63, 71.
[2] 郝明阳,芦新根,陈永红,等. 基于过筛预处理提高重砂中金量的测定准确性探讨[J]. 冶金分析, 2024, 44(3): 77-83.
[3] 董国臣,李景朝,张虹,等. 自然重砂的应用现状与前景[J]. 资源与产业, 2015, 17(2): 1-7.
[4] 中国有色金属学会. 有色金属提取冶金手册: 铅锌卷[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2012.

[5] 孙倬. 重有色金属冶炼设计手册: 铅锌铋卷[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1996.
[6] 柴立元. 重金属冶金工厂环境保护[M]. 北京: 科学出版社, 2013.
[7] 秦冠迎. 河南某金矿尼尔森重砂催化盐酸除杂试验[J]. 现代矿业, 2024, 40(8): 151-153, 161.
[8] 白健,杨磊,徐靓,等. 湿法冶金过程除铁净化技术的应用研究进展[J]. 化工设计通讯, 2020, 46(10): 69-70.
[9] 常耀超,王云,余群波. 制酸烧渣综合回收铜钴实验[J]. 有色金属(冶炼部分), 2010(5): 12-14.
[10] 曹耀华,王威,刘红召,等. 刚果(金)某铜钴矿浸出新工艺[J]. 矿产综合利用, 2024(1): 135-138.
[11] 郭家凡,来新泽,王琳,等. 火试金反应原理及熔渣影响因素探究[J]. 冶金分析, 2022, 42(12): 1-11.
[12] 陈永红,孟宪伟,王立臣. 2019—2020 年中国金分析测定的进展[J]. 黄金, 2022, 43(1): 105-112.
[13] 王建政,朱德兵,孔令强,等. 某铜钴精矿硫酸化焙烧—酸浸试验研究[J]. 黄金, 2020, 41(12): 69-71, 88.
[14] 刘科伟,陈天朗. 硫酸铵的热分解[J]. 化学研究与应用, 2002(6): 737-738, 765.
[15] 孙晨藤. 铵盐与氧化铜、硫化铜焙烧行为研究[D]. 沈阳: 东北大学, 2015.
[16] 李硕夫,朱景和. 富钴铜冶炼渣预浸—氧压浸出工艺研究[J]. 有色金属(冶炼部分), 2024(5): 34-38.
[17] DICKINSON C F, HEAL G R. Solid-liquid diffusion controlled rate equations[J]. Thermochimica Acta, 1999, 340/341: 89-103.
[18] 彭祥玉. 萤石对蛇纹石浸出过程的强化机制研究[D]. 沈阳: 东北大学, 2022.
[19] 国家环境保护总局, 国家质量监督检验检疫总局. 城镇污水处理厂污染物排放标准: GB 18918—2002[S]. 北京: 中国环境科学出版社, 2002.

Study on the smelting process of high-lead gravity concentrate

Chen Fashang¹, Zhang Shibiao², Guo Jiadong³

(1. Zhongjin Song County Songyuan Gold Smelting Co., Ltd.; 2. Changchun Gold Research Institute Co., Ltd.;
3. Henan Jinyuan Gold Mining Co., Ltd.)

Abstract: To address the challenge of efficient separation of precious metals and impurities in gravity concentrate, a process involving gravity concentrate pretreatment-sulfuric acid roasting-lead phase transformation-acetic acid lead leaching-lead-bearing solution cyclic leaching-precious metal enrichment smelting was developed. The process parameters were systematically optimized to achieve efficient enrichment and recovery of gold and silver. Results show that sulfuric acid roasting (roasting temperature 600 °C, sulfuric acid dosage 0.8 L/kg, roasting time 2 h) effectively converts galena into lead sulfate; lead phase transformation (conversion temperature 60 °C, Na₂CO₃ dosage 400 g/kg, reaction time 2 h) and acetic acid leaching (leaching temperature 70 °C, acetic acid 0.6 L/kg, liquid-solid ratio 5:1, leaching time 2 h) realize selective lead leaching, with a lead leaching rate exceeding 90 % and a leaching residue yield of 39.32 %. The alloy gold obtained by precious metal enriched smelting contains 86.43 % Au and 2.29 % Ag, with gold and silver recovery rates of 99.93 % and 98.96 %, respectively. This multi-stage synergistic optimization process combines high efficiency with engineering feasibility, providing a reliable technical solution for high-value utilization of gravity concentrate and similar complex materials, and holds significant industrial application value.

Keywords: gravity concentrate; sulfuric acid roasting; lead phase conversion; lead separation; acetic acid leaching; precious metal enrichment; smelting