某低品位金氰化尾渣的空白焙烧—炭浸工艺研究

郭拴全[1,2],郭　梅[1,2],康　敏[1,2],王勇海[1,2],宁新霞[1,2]

(1.西安西北有色地质研究院有限公司,陕西 西安　710054;
2.陕西省矿产资源综合利用工程技术研究中心,陕西 西安　710054)

摘要:研究了采用空白焙烧—炭浸工艺从某低品位金氰化尾渣中提取金,考察了焙烧温度、焙烧时间、"金蝉"选矿剂用量、浸出时间和液固体积质量比对金浸出率的影响,且在小型试验基础上进行了扩大试验。结果表明:焙烧优化工艺参数为焙烧温度 550 ℃、焙烧时间 20 min;炭浸优化工艺参数为"金蝉"选矿剂用量 500 g/t、浸出时间 12 h、矿浆 pH =12、底炭密度 15 g/L、液固体积质量比 2∶1;在优化的焙烧—炭浸工艺条件下,Au 浸出率可达 60%以上,比氰化浸出渣在未焙烧下直接用"金蝉"浸出所得金浸出率有明显提升;回转窑焙烧扩大试验连续作业时,每个焙砂流程样中 Au 品位及相应的浸出渣中 Au 品位波动均不大,相应的 Au 浸出率在59.79%～62.11%之间,连续作业指标稳定。该法可为低品位金氰化尾渣中金的回收提供技术参考。

关键词:低品位金氰化尾渣;空白焙烧;炭浸;浸出;金

中图分类号:TF831　　**文献标识码**:A　　**文章编号**:1009-2617(2026)02-0190-06

DOI:10.13355/j.cnki.sfyj.2026.02.008

金作为一种贵金属,不仅在国际储备和珠宝装饰领域占据重要地位,更因其具有优良的耐腐蚀性、导电性、导热性、可锻性和易加工性,而被广泛应用于电子通讯、医疗和化工等高新产业中[1-2]。目前,国内金提取的主流工艺为氰化浸出法[3-5],但受金矿性质及浸出工艺条件等因素制约,难以彻底回收金矿中的金,导致部分金残留在氰化尾渣中。大量氰化尾渣的堆存不仅占用土地资源,还可能对周边生态环境构成安全隐患。因此,对氰化尾渣等二次资源进行合理处置,并综合回收利用其中的金具有重要意义。

根据氰化尾渣性质不同,可采用浮选法[6]、浮选—浸出法[7]、湿法预处理—浸出法[8-9]、细磨—浸出法[10]、氧化焙烧—浸出法[11]等从中回收金。目前,市售的环保选矿剂主要有"金蝉"[12]、"敏杰"[13]、"CG505"[14]和"喜金"[15]等。近年来,"金蝉"因具有对矿石种类和浸出方式适应性较强、稳定性较好、运输储存方便等优点得到了广泛关注。

针对某低品位金氰化尾渣(Au 品位<1 g/t),研究了采用空白焙烧—炭浸工艺从中提取金,并在小型试验基础上进行了焙烧扩大试验,旨在为该类低品位金氰化尾渣的二次回收利用提供相关技术支撑。

1　试验部分

1.1　试验原料、试剂及设备

氰化尾渣为某金矿氰化浸出渣,粒度为-0.038 mm占 95%,其化学成分见表 1。可知,该氰化尾渣中 Au 品位为 0.95 g/t,有害元素硫、砷含量较低。氰化尾渣中金物相分布见表 2,可知,裸露金及半裸露金占比很低,Au 元素主要以包裹金形式存在。氰化尾渣的扫描电镜分析结果如图 1 所示。可知,放大 5 000 倍和 10 000倍情况下均未观察到金,结合氰化尾渣粒度和金物相分析结果可知,渣中金为细粒包裹金,提取难度较大。氰化尾渣的 XRD 图谱如图 2 所示。可知,主要物相为滑石、白云石、方解石、菱镁矿和石英。

收稿日期:2025-12-16;**修订日期**:2026-01-04

第一作者简介:郭拴全(1991—),男,硕士,高级工程师,主要研究方向为冶金。

表 1　氰化尾渣的化学成分

Table 1　Chemical composition of cyanide tailing　%

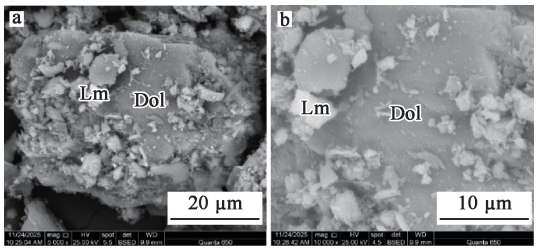
Au*	Pb	Zn	Sb	P	As	SiO_2	K_2O	Na_2O
0.95	0.004	0.016	0.002	0.13	0.08	24.70	0.11	0.08
Cu	CaO	MgO	∑Fe	Al_2O_3	Mn	TC	S	LOI
0.006	18.52	17.60	3.91	1.43	0.09	2.37	0.08	29.98

*.单位为 g/t。

表 2　氰化尾渣中的金物相分布

Table 2　Distribution of gold phases in cyanide tailings　%

裸露金及半裸露金	硫化物包裹金	赤褐铁矿包裹金	碳酸盐包裹金	硅酸盐包裹金
25.80	17.94	23.68	18.29	14.29



Lm—褐铁矿；Dol—白云石

图 1　氰化尾渣的 SEM 照片

Fig. 1　SEM photos of cyanide tailings

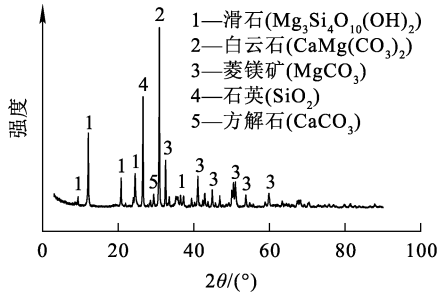


图 2　氰化尾渣的 XRD 图谱

Fig. 2　XRD pattern of cyanide tailings

主要试剂："金蝉"环保选矿剂(广西森合高新科技股份有限公司)，石灰(分析纯，济南鸿宇化工有限公司)，椰壳活性炭(1～2 mm，河南彤鑫新材料有限公司)。

主要设备及仪器：PE150×250 型鄂式破碎机(河南圣恒智能装备制造有限公司)，XMQ-φ460×600 型筒形球磨机(武汉探矿机械厂)，XJT-Ⅱ型实验室湿式浸出搅拌机(苏州奇乐电子科技有限公司)，DL-5C 型盘式实验室真空抽滤机(江西龙中机械设备有限公司)，BR-17M 型实验室马弗炉(郑州博纳热窑炉有限公司)，φ2 000 型圆锅造粒机(河南众览机械制造有限公司，单锅处理量约 500 kg)，φ800×15 000 型中试回转窑(河南众览机械制造有限公司)，FEI Quanta650 型扫描式电子显微镜和 D8 Advance Eco 型 X 射线衍射仪(步长 0.02°，扫描范围 3°～90°)。焙烧扩大试验用回转窑实物照片如图 3 所示，窑体外径 800 mm，长度15 000 mm，高温区长度约 5 000 mm，最大填充率 200 kg/h，料仓下料和筒体走料速率均为变频控制。



图 3　焙烧扩大试验用回转窑实物照片

Fig. 3　Physical photo of rotary kiln used in expanded roasting test

1.2　试验原理

焙烧原理：氰化尾渣在空气气氛下焙烧时，硫化物和部分碳酸盐被氧化分解，金赋存状态得以改善，使硫化物包裹金和碳酸盐包裹金被释放出来，有利于金的浸出。

"金蝉"炭浸原理：试验选用"金蝉"环保浸金剂浸出金，其核心成分为碳化三聚氰酸钠($Na_3(CN)_3C_3H_3N_6O_3$)、碱性聚合铁、碱、碱性硫脲和碳酸盐等。其中，碳化三聚氰酸钠具有配合、溶解金等作用；其他辅助成分由少量保护剂和配合剂组成，能起到辅助浸出、溶解金和提高碳化三聚氰酸钠稳定性的作用。碳化三聚氰酸钠中的氰基以共价键方式连接在一起，在碱性条件下一般不会解离出游离的氰根离子，与氰化物相比，毒性极低。浸出时，在"金蝉"辅助成分的协同作用下能溶解、配合焙砂中的金，使其浸出进入溶液，最后吸附于多孔结构的活性炭中。主要化学反应方程式[12]为：

$$4Na_3(CN)_3C_3H_3N_6O_3+12Au+3O_2+6H_2O\longrightarrow 4Au_3(CN)_3C_3H_3N_6O_3+12NaOH \quad (1)$$

1.3 试验方法

1.3.1 小型试验

焙烧试验：取一定质量氰化尾渣置于瓷坩埚中，再将瓷坩埚置于马弗炉中，在一定温度下焙烧一定时间，之后取出焙砂，混合混匀，取样分析其中 Au 含量。然后取一定质量焙砂，在常温、“金蝉”选矿剂用量 500 g/t(1 t 焙砂中加入“金蝉”质量，下同)、液固体积质量比 2∶1、矿浆 pH=12、底炭密度 15 g/L(1 L 浸出剂溶液对应活性炭克数，下同)条件下浸出 24 h，浸出时用无纺布包裹活性炭形成“活性炭包”(底炭)并固定于浸出槽内壁，吸附溶液中的目标成分。浸出结束后对料浆过滤，滤渣经洗涤、烘干后称重，分析其中 Au 含量，计算 Au 浸出率。计算公式如下：

$$\mu = \left(1 - \frac{m_2 w_2}{m_1 w_1}\right) \times 100\% \qquad (2)$$

式中：μ—金浸出率，%；m_1—焙砂质量，g；w_1—焙砂中金质量分数，g/t；m_2—浸出渣质量，g；w_2—浸出渣中金品位，g/t。

“金蝉”炭浸试验：取一定质量焙砂于烧杯中，加入一定量“金蝉”，再按一定液固体积质量比加入水，浸出一定时间后过滤，浸出渣经洗涤、烘干后称重，分析其中 Au 含量，按式(2)计算 Au 浸出率。

1.3.2 焙烧扩大试验

称取一定质量氰化尾渣置于圆锅造粒机中，采用一边团球一边造粒的方式，控制造粒机转速约 40 r/min，同时配加约 8%的工业水，使形成的球团直径约 20 mm，造粒结束后，热风烘干球团。然后将球团置于回转窑上料仓中，控制填充率200 kg/h，在小型试验选定的焙烧条件下进行焙烧球团，出料开始后，每隔 30 min 取一个流程样，出料结束后，混匀焙砂，取一个综合样。对流程样和综合样破球、混匀，取样分析其中的 Au 含量，并取一定质量的样品在小型试验选定的浸出条件下进行浸出试验。浸出结束后过滤，浸出渣经洗涤、烘干后称重，分析其中 Au 含量，并按式(2)计算 Au 浸出率。

2 试验结果与讨论

2.1 小型试验

2.1.1 焙烧温度对金浸出率的影响

在焙烧时间 20 min 条件下，焙烧温度对金浸出率的影响试验结果如图 4 所示。可知：在温度低于 550 ℃时，随焙烧温度升高，金浸出率逐渐升高；当温度超过 550 ℃后，金浸出率不升反降。这是因为焙烧温度较低时，氰化尾渣中硫化物包裹金和碳酸盐包裹金未能充分暴露，进而影响浸出指标；焙烧温度过高时，由于过烧会形成低熔点共熔体，对金造成二次包裹，从而影响金浸出率[16]。因此，确定适宜的焙烧温度为 550 ℃。

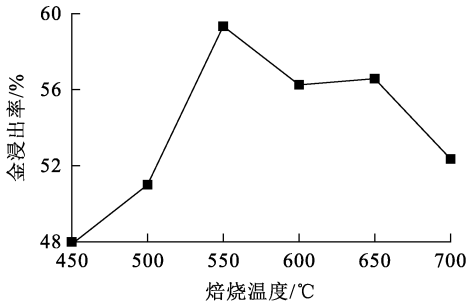


图 4 焙烧温度对金浸出率的影响

Fig. 4 Effect of roasting temperature on gold leaching rate

2.1.2 焙烧时间对金浸出率的影响

在焙烧温度 550 ℃条件下，焙烧时间对金浸出率的影响试验结果如图 5 所示。可知，随焙烧时间延长，金浸出率逐渐升高，这是因为随焙烧时间延长，包裹金的结构逐渐被高温氧化破坏，金逐渐释放出来，浸出率逐渐升高；焙烧时间延长至 20 min 后，金浸出率变化较小，逐渐趋于稳定，这是此时高温氧化对包裹金结构的破坏已基本达到极限所致。因此，确定适宜的焙烧时间为 20 min。

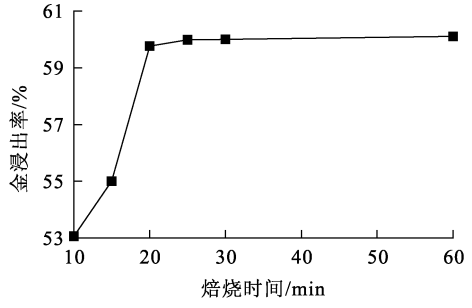


图 5 焙烧时间对金浸出率的影响

Fig. 5 Effect of roasting time on gold leaching rate

2.1.3 选矿剂用量对金浸出率的影响

针对氰化尾渣在焙烧温度 550 ℃、焙烧时间 20 min条件下得到的焙砂，加入不同质量的“金蝉”选矿剂，在液固体积质量比 2∶1、矿浆 pH=12、底炭密

度 15 g/L、浸出时间 12 h 条件下，考察选矿剂用量对金浸出率的影响，试验结果如图 6 所示。可知：随“金蝉”用量增加，金浸出率逐渐升高；当“金蝉”用量超过 500 g/t 后，金浸出率升幅很小，趋于稳定，这是因为此时焙砂中的裸露金和半裸露金已几乎被完全溶出，再增加“金蝉”用量，对金浸出影响不大。因此，确定适宜的“金蝉”选矿剂用量为 500 g/t。

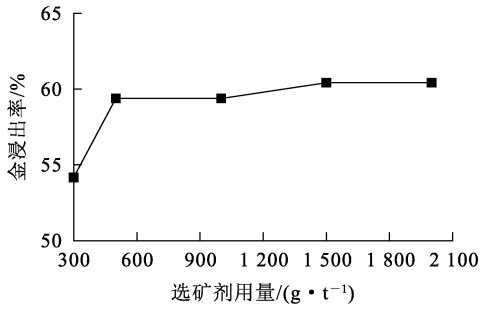


图 6　选矿剂用量对金浸出率的影响

Fig. 6　Effect of gold leaching reagent dosage on gold leaching rate

2.1.4　浸出时间对金浸出率的影响

针对氰化尾渣在焙烧温度 550 ℃、焙烧时间 20 min 条件下得到的焙砂，在“金蝉”选矿剂用量 500 g/t、液固体积质量比 2∶1、矿浆 pH＝12、底炭密度 15 g/L 条件下，考察浸出时间对金浸出率的影响试验结果如图 7 所示。可知：随浸出时间延长，金浸出率逐渐升高；当浸出时间超过 12 h 后，金浸出率趋于稳定，基本不再升高。因此，确定适宜的浸出时间为 12 h。

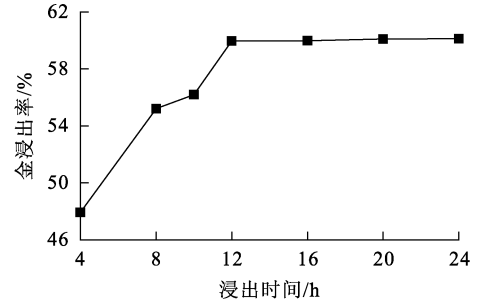


图 7　浸出时间对金浸出率的影响

Fig. 7　Effect of leaching time on gold leaching rate

2.1.5　液固体积质量比对金浸出率的影响

针对氰化尾渣在焙烧温度 550 ℃、焙烧时间 20 min 条件下得到的焙砂，在“金蝉”选矿剂用量 500 g/t、浸出时间 12 h、矿浆 pH＝12、底炭密度 15 g/L 条件下浸出，通过加水调节液固体积质量比，考察其对金浸出率的影响试验结果如图 8 所示。可知，随液固体积质量比增大，金浸出率先升高后降低：液固体积质量比从 0.8∶1 增至 2∶1 时，金浸出率升高；液固体积质量比为 2∶1～3∶1 时，金浸出率稳定不变；继续增大液固体积质量比，金浸出率呈下降趋势。这是因为液固体积质量比过小时，矿浆黏度较大、流动性也较差，会恶化“金蝉”浸金反应的动力学条件，对金浸出不利；而随液固体积质量比增大，矿浆流动性变好，“金蝉”向焙砂的扩散阻力变小，有利于金的浸出；但当液固体积质量比过大时，“金蝉”浓度较低，会影响对金的浸出，同时还会增加浸出作业的处理量。可见，选择液固体积质量比在 2∶1 和 3∶1 时，金浸出率较好，但考虑到浸出成本等因素，确定适宜的液固体积质量比为 2∶1。

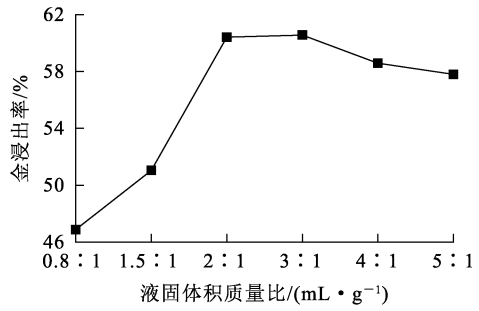


图 8　液固体积质量比对金浸出率的影响

Fig. 8　Effect of liquid volume to solid mass ratio on gold leaching rate

2.1.6　优化条件平行试验

在焙烧温度 550 ℃、焙烧时间 20 min、“金蝉”选矿剂用量 500 g/t、浸出时间 12 h、矿浆 pH＝12、底炭密度 15 g/L、液固体积质量比 2∶1 优化条件下进行 3 次平行试验。结果表明：3 次试验的金浸出率分别为 60.58%、60.76% 和 60.32%，平均值为 60.55%。说明该工艺稳定性良好，金浸出率可达 60.55%。

2.1.7　焙烧后焙砂分析

该氰化尾渣未经焙烧而直接用“金蝉”选矿剂浸出时，金浸出率仅为 26%，而焙烧后采用“金蝉”选矿剂浸出时可提升至 60.55%。为分析金浸出率提高原因，通过 XRD 分析了氰化浸出渣焙烧前、后的物相，结果如图 9 所示。对比图 2 和图 9 看出：焙砂中菱镁矿物相消失，这是因为菱镁矿在焙

烧过程中发生分解反应，使部分碳酸包裹金裸露出来，有利于后续提高金浸出效果。

另外，金矿石中最为常见的硫化物为黄铁矿，黄铁矿等硫化物在氧化焙烧过程中能转化为氧化物，使得部分硫化物包裹金裸露出来。结合表 2 中金物相分析结果可知，焙烧使得部分硫化物包裹金和碳酸盐包裹金裸露，也进一步提高了后续金浸出率。若要进一步提高该氰化尾渣的金浸出率，可考虑采用氧压浸出等方式破坏硅酸盐相，使得硅酸盐包裹金裸露出来。

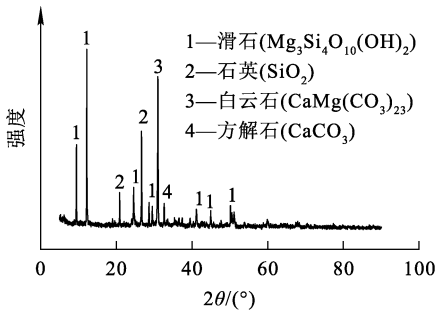


图 9 焙砂的 XRD 图谱

Fig. 9 XRD pattern of roasting sand

2.2 焙烧扩大试验结果

在回转窑填充率 200 kg/h、焙烧温度 550 ℃和焙烧时间 20 min 条件下进行焙烧连续作业，自出料开始后，每隔 30 min 取一个流程样，共取 10 个流程样，等焙烧结束对所有焙砂取一个综合样，对流程样和综合样处理后，在“金蝉”选矿剂用量 500 g/t、浸出时间 12 h、矿浆 pH＝12、底炭密度 15 g/L、液固体积质量比 2∶1 条件下浸出。综合样对应的 Au 浸出率为 61.05%，流程样对应的试验结果见表 3。

表 3 焙烧扩大试验流程样对应的试验结果

Table3 Test results corresponding to expanded roasting test process sample

取样序号	焙砂中 Au 品位/(g·t^{-1})	浸出渣中 Au 品位/(g·t^{-1})	Au 浸出率/%
1	0.95	0.38	60.00
2	0.96	0.38	60.42
3	0.95	0.37	61.05
4	0.96	0.37	61.46
5	0.95	0.36	62.11
6	0.95	0.38	60.00
7	0.97	0.37	61.86
8	0.97	0.39	59.79
9	0.96	0.37	61.46
10	0.95	0.37	61.05

由表 3 可知：连续作业时，每个焙砂样品中 Au 品位及其对应的浸出渣中 Au 品位波动均不大，相应的 Au 浸出率在 59.79%～62.11%之间，说明连续作业指标稳定。

3 结论

采用空白焙烧—炭浸工艺从低品位氰化尾渣中提取金是可行的。在焙烧温度 550 ℃、焙烧时间 20 min、“金蝉”选矿剂用量 500 g/t、浸出时间 12 h、矿浆 pH＝12、底炭密度 15 g/L、液固体积质量比 2∶1 优化条件下，Au 浸出率可达 60%以上。回转窑焙烧扩大试验连续作业时，每个焙砂流程样中 Au 品位及其对应的浸出渣中 Au 品位波动均不大，相应的 Au 浸出率在 59.79%～62.11%之间，说明连续作业指标稳定。

参考文献：

[1] 颜艺. 黄金选冶的新技术与发展趋势[J]. 冶金与材料，2024，44(2)：133-135.
YAN Yi. New Technology and development trend of gold mineral processing and smelting[J]. Metallurgy and Materials，2024，44(2)：133-135.

[2] 马悦. 新型非氰浸出剂浸金过程的研究[D]. 沈阳：东北大学，2018.

[3] 张博，张雁生，张家明，等. 氰化尾渣提金选矿试验研究[J]. 矿冶工程，2017，37(6)：60-62.
ZHANG Bo，ZHANG Yansheng，ZHANG Jiaming，et al. Flotation technology for gold reclaiming from cyanide tailings[J].Mining and Metallurgical Engineering，2017，37(6)：60-62.

[4] 高向东，王阳，杨延宙，等. 采用压热氧化预处理—全泥氰化浸出工艺从硫砷金精矿中浸出金[J]. 湿法冶金，2020，39(6)：473-477.
GAO Xiangdong，WANG Yang，YANG Yanzhou，et al. Leaching of gold in S-As gold concentrate by hot-pressure oxidation－full mud cyanidation process[J]. Hydrometallurgy of China，2020，39(6)：473-477.

[5] 伍赠玲，王乾坤，王弘，等. 从高盐矿区难处理金矿石中浸出金试验研究[J]. 湿法冶金，2023，42(4)：341-346.
WU Zengling，WANG Qiankun，WANG Hong，et al. Leaching of gold from refractory gold ores in high salt mining area[J]. Hydrometallurgy of China，2023，42(4)：341-346.

[6] 喻明军，焦芬. 从某氰化尾渣中回收金的研究[J]. 矿冶工程，2018，38(2)：66-69.
YU Mingjun，JIAO Fen. Experimental research on recycling gold from cyanide residue[J]. Mining and Metallurgical Engineering，2018，38(2)：66-69.

[7] 宋超，陈小辉，张晗，等. 某金矿尾矿综合回收试验研究[J]. 黄金，2022，43(7)：80-83.

SONG Chao, CHEN Xiaohui, ZHANG Han, et al. Experimental research on comprehensive recovery of tailings from a gold mine[J]. Gold, 2022, 43(7): 80-83.

[8] 张福元，张玉华. 氰渣综合利用提取金银的试验研究[J]. 稀有金属材料与工程，2007(增刊 3)：335-338.
ZHANG Fuyuan, ZHANG Yuhua. Study on the recovery of gold and silver from cyanide residue[J]. Rare Metal Materials and Engineering, 2007(Sup. 3): 335-338.

[9] 史娟华，于先进，张亚莉. 氯化钠—次氯酸钠法从氰化渣中回收金[J]. 有色金属(冶炼部分)，2013(3)：35-37.
SHI Juanhua, YU Xianjin, ZHANG Yali. Sodium chloride-sodium hypochlorite method for gold recovery from cyanide residue[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2013(3): 35-37.

[10] 薛光，李先恩. 从焙烧氰化尾渣中回收金、银的试验研究[J]. 黄金，2012，33(8)：41-42.
XUE Guang, LI Xianen. Experimental research on gold and silver recovery from roasted cyanidation slags[J]. Gold, 2012, 33(8): 41-42.

[11] 宋岩，赵冰，李艳军，等. 某金矿氰化尾渣氧化焙烧无害化处置及机理研究[J]. 东北大学学报(自然科学版)，2024，45(2)：262-269.
SONG Yan, ZHAO Bing, LI Yan, et al. Study on harmless disposal and mechanism of cyanide tailings of a gold mine by oxidation roasting[J]. Journal of Northeastern University (Natural Science), 2024, 45(2): 262-269.

[12] 李和付，孙皞，叶国华，等. 环保药剂“金蝉”取代氰化钠处理夏家店金矿的研究[J]. 黄金科学技术，2018，26(5)：682-688.
LI Hefu, SUN Hao, YE Guohua, et al. Treatment of xiajiadian gold mine with environment-friendly reagent jinchan as a substitute for sodium cyanide[J]. Gold Science and Technology, 2018, 26(5): 682-688.

[13] 张明洋，周桂军，井维和. “敏杰”提金剂在大白阳金矿的试验及应用[J]. 黄金，2018，39(11)：64-66.
ZHANG Mingyang, ZHOU guijun, JING Weihe. Experiment and application of minjie gold extraction agent in dabaiyang gold mine[J]. Gold, 2018, 39(11): 64-66.

[14] 梁国海，苑兴伟，刘强，等. 新型环保浸金剂在排山楼公司的应用与实践[J]. 黄金，2017，38(9)：62-64.
LIANG Guohai, YUAN Xingwei, LIU Qiang, et al. Application of innovative environmentally friendly leaching agent in paishanlou company[J]. Gold, 2017, 38(9): 62-64.

[15] 吴弋. 某环保型药剂在全泥炭浆提金工艺中的试验研究与生产实践[J]. 黄金，2013，34(5)：52-53.
WU Yi. Experimental study and production practice of one environmental friendly reagent in whole-ore CIP process[J]. Gold, 2013, 34(5): 52-53.

[16] 张世镖. 氰化尾渣中金的回收试验研究[J]. 黄金，2020，41(4)：71-74.
ZHANG Shibiao. Experimental study on recovery of gold from cyanide tailings[J]. Gold, 2020, 41(4): 71-74.

Blank Roasting—Carbon Leaching Process for Low-grade Gold Cyanide Tailings

GUO Shuanquan[1,2], GUO Mei[1,2], KANG Min[1,2], WANG Yonghai[1,2], NING Xinxia[1,2]

(1. *Xi'an Northwest Nonferrous Geological Research Institute Co., Ltd., Xi'an* 710054, *China*;
(2. *Shaanxi Engineering and Technology Research Center for Comprehensive Utilization of Mineral Resources, Xi'an* 710054, *China*)

Abstract: Blank roasting — carbon leaching process was used to extract gold from low-grade gold cyanide tailings in a certain place. The effects of roasting temperature, roasting time, dosage of 'Jinchan' mineral processing agent, leaching time and liquid volume to solid mass ratio on gold leaching rate were investigated. On the basis of small-scale experiments, an expanded experiment was carried out. The results show that the optimal roasting process parameters are roasting temperature of 550 ℃ and roasting time of 20 min. The optimum carbon leaching process parameters are as follows: dosage of 'Jinchan' mineral processing agent is 500 g/t, leaching time is 12 h, pulp pH is 12, bottom carbon density is 15 g/L, and liquid volume to solid mass ratio is 2∶1. Under the optimized roasting—carben leaching process parameters, Au leaching rate can reach more than 60%, which is significantly higher than the gold leaching rate obtained by direct leaching of cyanidation leaching residue without roasting. During the continuous operation of the rotary kiln roasting expansion test, the Au grade in each calcine process sample and the corresponding Au grade in the leaching residue fluctuate little, and the corresponding Au leaching rate is between 59.79% and 62.11%, and the continuous operation index is stable. The method can provide a technical reference for the recovery of gold from low-grade gold cyanide tailings.

Key words: low-grade gold cyanide tailings; blank roasting; carbon leaching; leaching; gold