从某炭浸尾渣中提金及其动力学研究

胡瑞彪[1],高东星[2],霍玉宝[2],鄂建新[3]

(1.长沙有色冶金设计研究院有限公司,湖南 长沙 410011;
2.中核沽源铀业有限责任公司,河北 张家口 076561;
3.贵州锦丰矿业有限公司,贵州 黔西南 562200)

摘要:针对河北某金品位较高的炭浸尾渣,在进行理化性质分析和金的化学物相分析基础上,研究了采用超细磨—化学预氧化—氰化浸出工艺提取其中的金。考察了超细磨磨矿细度、矿浆 pH、氰化钠用量、浸出温度和时间等因素对提金的影响,并探讨了化学预氧化—氰化浸金过程动力学。研究结果表明:在超细磨磨矿细度-10 μm 占 80%、空气流量为 0.3 m^3/h 条件下预氧化 14 h 后,再在氰化钠用量为 1.5 kg/t、浸出时间为 24 h、矿浆 pH=12.5、浸出温度为 303 K、通入 0.1 m^3/h 空气条件下进行氰化浸出,金浸出率可达 70.23%。动力学研究结果表明,浸金过程符合经典的未反应收缩核模型,浸出反应速率受界面化学反应和扩散混合控制。SEM 和浸出渣金化学物相分析结果表明,该炭浸尾渣中存在极其微细嵌布金或晶格金,难以浸出。研究结果可为该尾渣进一步提金提供一定理论指导和技术参考。

关键词:炭浸尾矿;预氧化;氰化浸出;包裹金;动力学

中图分类号:TF803.21;TF831 **文献标识码**:A **文章编号**:1009-2617(2026)05-0658-10

DOI:10.13355/j.cnki.sfyj.2026.05.005

随着易选易浸金矿资源的日益减少,以及金价的持续上涨,难选、难浸、难回收的低品位金矿逐渐成为主要的开发利用对象,并成为当前选冶研究的热点和焦点[1-2]。金矿的选矿方法主要包括物理选矿法与化学选矿法。其中,物理选矿法主要有浮选法和重选法[3-4];化学选矿法则涵盖预处理工艺、浸出及多种方法相结合的联合工艺等[5-6]。化学选矿法是处理复杂难选低品位金矿资源的核心手段。其中,预处理工艺主要包括焙烧氧化预处理、湿法化学预处理和细菌氧化预处理[7],其目的在于破坏载金矿物的包裹嵌布结构,使金充分裸露,从而为后续浸出创造有利条件。浸出工艺则主要包括氰化浸出与非氰浸出两大类。氰化物虽具有强毒性,可能给生态环境和人体健康带来潜在危害,但氰化浸出工艺具有浸金效果好、化学性质稳定、工艺成熟可靠及生产成本低廉等优势,目前仍是难选冶黄金提取领域的主流方法[8-9]。

河北某难选金矿浮选尾矿经炭浸提金后的尾渣中金品位仍高达 1.33 g/t,且氧化严重、金嵌布粒度微细导致提金难度大。针对这些问题,在系统分析尾渣理化性质的基础上,研究人员开展了以物理选矿和氰化浸出为主的多种工艺技术研究。结果表明,由于尾渣中金赋存状态复杂,浮选和磁选等物理选矿技术对金的富集效果较差,而氰化浸出对尾渣中金的提取效果更佳。因此,研究构建了“超细磨—化学预氧化—氰化浸出”工艺,系统考察了超细磨磨矿细度、化学预氧化剂种类与氧化时间、氰化浸出中氰化钠用量、pH 及温度对金浸出效果的影响,并对该过程的反应动力学进行了系统研究,旨在探明影响化学预氧化—氰化浸金过程的动力学因素,为该尾渣的后续提金生产实践提供技术与理论参考。

收稿日期:2025-07-25;**修订日期**:2026-07-03

基金项目:中铝集团外基本业务科研项目(100226202440304)。

第一作者简介:胡瑞彪(1985—),男,硕士,高级工程师,主要研究方向为有色及贵、重金属选冶技术与生产设计。

通信作者简介:高东星 1986—),男,本科,高级工程师,主要研究方向为稀有与放射性金属选冶技术与生产。E-mail:89730569@qq.com。

1　试验部分

1.1　试验原料、试剂与设备

原料：河北某难选金矿浮选尾矿经炭浸法提金后尾渣，呈红色粉末状，粒度较细，经晾晒、粉碎、混匀、缩分后进行化学多元素分析，结果见表 1。

表 1　炭浸尾渣的化学多元素分析结果

Table 1　Chemical multi-element analysis results of carbon-in-leach tailings　%

Au*	Ag*	S	As	Fe	SiO_2	Al_2O_3
1.327	1.872	0.10	0.007	2.12	30.97	0.80
Cu	Zn	Pb	P	MgO	CaO	TC
0.01	0.01	0.004	0.051	13.21	21.33	8.21

*. 单位为 g/t。

由表 1 可知：该尾渣中主要有价元素为 Au，品位为 1.327 g/t；其他金属元素 Ag、Cu、Pb、Zn 品位较低，不具有回收价值；元素 Fe 质量分数为 2.12%，表明其与金的成矿环境相关；S 质量分数较低，表明硫化物含量较少。这可能是因为部分金会与铁的氧化物（赤铁矿、褐铁矿）紧密伴生；同时，脉石元素主要为 Si、Ca、Mg、Al 等，说明尾渣主要脉石矿物为石英、长石、白云石、蛇纹石等。

为进一步研究该尾渣中金的赋存状态、金载体矿物组成及其在矿物中分布比例，对该炭浸尾渣中金的化学物相进行分析，结果见表 2。可知：该尾渣中金赋存形式以包裹金为主，其次为连生金和单体金；其中包裹金中硫化物包裹金含量和分布率最高；单体金品位最低，仅为0.09 g/t，分布率为6.77%；连生金品位为0.15 g/t，分布率为11.28%。综合来看，提金效果主要受包裹金制约，尤其以氧化物和硫化物包裹金的影响最为显著。

表 2　炭浸尾渣的金化学物相分析结果

Table 2　Chemical phase analysis results of gold of carbon-in-leach tailings

物相		w(Au)/(g·t^{-1})	物相占比/%
单体金		0.09	6.77
连生金		0.15	11.28
包裹金	氧化物	0.49	36.84
	硫化物	0.50	37.59
	硅酸盐	0.10	7.52
合计		1.33	100.00

主要试剂：氰化钠（NaCN，化学纯，国药集团化学试剂有限公司），过氧化钙（CaO_2，化学纯，科密欧化学试剂有限公司），氧化钙（CaO，化学纯，科密欧化学试剂有限公司）。

主要设备：XMQ-240×90 型锥形球磨机，武汉探矿机械有限公司；JM-2L 型立式搅拌磨机，长沙天创粉末公司；XJT 型充气式浸出槽，1.5 L，吉林省吉探机械有限公司；pHS-3C 型 pH 计，上海雷磁仪器有限公司；KC-MD3 型尼尔森离心选矿机，艾弗史密斯（FLSmidth）公司。

1.2　试验原理及方法

磨矿原理及方法：在磨机内部，磨矿过程依赖于磨矿介质持续施加的冲击与研磨作用，从而实现物料粒度的减小及不同矿物间的解离。针对试验用炭浸尾渣中金主要以包裹金形式存在的特点，为提升金浸出效果，须进一步强化磨矿以最大限度地暴露金颗粒，从而有利于后续氰化浸出提金。基于此，采用锥形球磨机、立式搅拌磨机作为细磨、超细磨设备，固定每次处理矿量为300 g，磨矿矿浆质量浓度控制在 65%。

化学预氧化和氰化浸出原理及方法：针对硫化物型难浸金或包裹金，需通过预氧化处理破坏硫化物结构，使金裸露出来。在碱性条件下，借助预氧化剂（如空气）中氧的作用，尾渣中含金的硫化物（如黄铁矿）可被氧化成铁氧化物，同时生成可溶性硫酸根、硫代硫酸根等离子，其化学反应可表示为[10]：

$$4FeS_2+16OH^-+15O_2\longrightarrow 2Fe_2O_3+8SO_4^{2-}+8H_2O$$

$$4FeS_2+8OH^-+7O_2\longrightarrow 2Fe_2O_3+4S_2O_3^{2-}+4H_2O$$

预氧化处理后，包裹金中的金裸露，当与浸出剂接触后金被浸出，从而提高浸出率。在添加氰化钠条件下，金与氰化钠发生电化学腐蚀反应[11]：

$$4Au+8NaCN+O_2+2H_2O\longrightarrow 4Na[Au(CN)_2]+4NaOH$$

浸出过程中通入空气，在充足的氧气参与下，金与硫代硫酸根离子也会发生配合反应而被浸出，从而进一步提高金浸出率，其化学反应式如下[12]：

$$4Au+O_2+8S_2O_3^{2-}+2H_2O\longrightarrow 4Au(S_2O_3)_2^{3-}+4OH^-$$

化学预氧化和氰化浸出试验步骤为：将炭浸尾渣磨至一定细度后置于充气式浸出槽中，依次

进行预氧化和氰化浸出试验。控制矿浆浓度，按设定用量加入氧化剂，待预氧化反应达到规定时间后，开始氰化浸出试验，首先添加氧化钙，将矿浆 pH 调节至强碱性(11.5 以上)，之后加入设定量的浸出剂氰化钠，并在预先设定的搅拌转速与浸出时间等条件下进行氰化浸出。试验结束后，分别取适量浸前原矿与浸后尾渣，用清水充分洗涤，经破氰、烘干处理后送检，根据测定结果计算金浸出率。计算公式如下：

$$x = (1 - \frac{m_2 w_2}{m_1 w_1}) \times 100\%$$

式中：x—金浸出率，%；m_1—炭浸尾渣原矿质量，g；w_1—炭浸尾渣原矿中金品位，g/t；m_2—氰化浸出后尾渣质量，g；w_2—氰化浸出后尾渣中金品位，g/t。

2 试验结果与讨论

2.1 尾矿细磨—直接氰化浸出对浸金效果的影响

由该尾矿中金的化学物相和先前对该矿提金的选矿试验可知，金的载体矿物为黄铁矿和赤(褐)铁矿等。因此，前期开展了一系列物理选矿试验研究：1)浮选＋硫化浮选，用于富集其中硫化物和氧化物中的金；2)强磁选，用于富集氧化物中的金；3)重选，采用尼尔森离心选矿机富集含金矿物。但由于尾矿泥化严重，赤(褐)铁矿的嵌布粒度微细、磁性微弱，加之金的嵌布粒度更细，导致上述物理选矿对金的富集效果均不理想。基于此，结合尾渣中的金主要以微细包裹金形式存在的特点，开展了细磨—直接氰化浸出金试验，探索了氰化浸出该尾渣中金的可行性。细磨可有效解离尾渣中的包裹金，有利于后续氰化浸出回收金。因此，在浸出搅拌时间为 20 h、矿浆浓度为 20%、氰化钠用量为 2 kg/t、pH＝11.5 条件下，采用锥形球磨机作为细磨设备，进行了常规细磨—直接氰化浸出试验，结果见表 3。

表 3 细磨—直接氰化浸出试验结果

Table 3 Experimental results of fine grinding－direct cyanide leaching

磨矿细度	浸出渣中 w(Au)/(g·t^{-1})	金浸出率/%
－37 μm 占 84.6%	1.08	18.80
－23 μm 占 90%	0.90	32.33
－13 μm 占 90%	0.82	38.35

由表 3 可知，随磨矿细度由－37 μm 占 84.6%提高至－13 μm 占 90.0%，金浸出率从 18.8%提升至 38.35%，升幅有限。这主要是由于随磨矿细度增加，部分包裹金得以解离并裸露，金浸出率有所提升，但尾矿中金的嵌布粒度极微细，单纯依靠细磨难以使金充分暴露，因此矿石细度对浸出率影响不明显，有必要在浸出过程引入其他强化措施。此外，采用锥形球磨机作为细磨设备，其选择性磨矿作用较弱，极易发生过磨并产生大量细泥，使矿浆黏度增大，甚至可能加重发生团聚现象，一旦细泥覆盖在含金颗粒表面，便会阻碍金与氰化钠接触，从而降低浸出效果[13]。相比之下，立式搅拌磨机具有选择性磨矿作用强、磨矿产品粒度分布窄、过磨轻等优势，可在较低过磨程度下实现微细粒矿物的有效解离。因此，试验具有选择性磨矿作用的立式搅拌磨机作为超细磨设备，旨在控制过磨的前提下提升磨矿细度，以最大限度暴露包裹金，同时避免因过磨带来的不利影响。

2.2 尾矿化学预氧化—氰化浸出对浸金的影响及动力学分析

尾矿细磨—氰化浸出试验结果表明，金浸出率有所提高，但提升幅度有限，仍有大部分金留在尾矿中，须采取预处理措施，使尾矿中更多的金尽可能解离裸露，以提高浸金效果。常用预处理措施有焙烧、预氧化等方法[10,14-15]。其中，焙烧法因能耗较高，且存在烟气污染等问题[16-17]，加之尾矿细度较细导致焙烧操作难度较大，故现有提金生产实践中已较少采用。因此，试验采用化学预氧化处理技术强化氰化浸金效果。

2.2.1 化学预氧化条件的影响

细磨预处理后，在氰化浸出前引入化学预氧化步骤，以氧化尾渣中硫化物，促使包裹金进一步暴露，增强其与氰化钠的接触概率，从而提升金浸出效果。试验选用 3 种氧化剂，即过氧化钙(18 kg/t)、纯氧(0.3 m^3/h)和空气(0.3 m^3/h)。

在磨矿细度为－13 μm 占 90%、浸出搅拌时间为 20 h、浸出矿浆浓度为 20%、氰化钠用量为 2 kg/t、pH＝11.5 条件下，考察了氧化剂种类及预氧化时间对金浸出率的影响，结果如图 1 所示。可知：引入化学预氧化步骤后，金浸出效果显著提高；在以空气为氧化剂、流量为 0.3 m^3/h、预氧化时间为 14 h 条件下，金浸出率达最高，为 63.91%，因此确定该条件为化学预氧化的最佳条件。

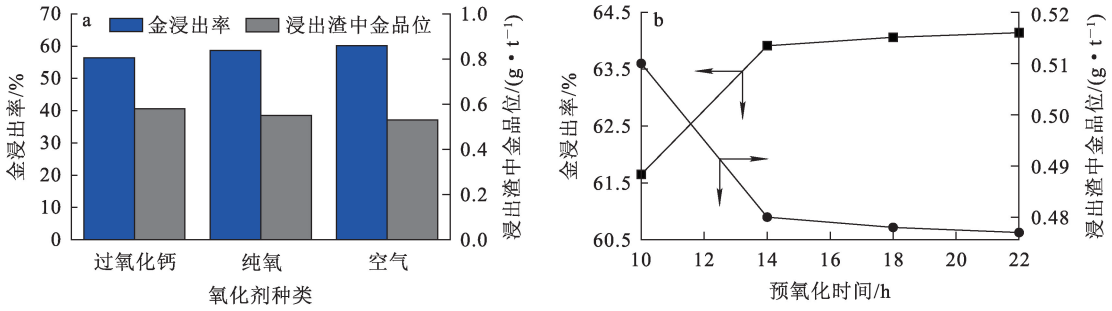


图 1　氧化剂种类(a)及预氧化时间(b)对金浸出率的影响

Fig. 1　Effects of oxidant type (a) and pre-oxidation time (b) on leaching rate of gold

2.2.2　超细磨磨矿细度的影响

采用立式搅拌磨机对尾渣进行超细磨，并将不同细度的矿石在氧化剂空气通入量为 0.3 m^3/h条件下预氧化 14 h，再在 pH＝11.5、矿浆浓度为 20%、氰化钠用量为2 kg/t、搅拌时间为 20 h 条件下进行氰化浸出，考察超细磨磨矿细度(－10 μm 占比)对氰化浸金的影响，结果如图 2 所示。

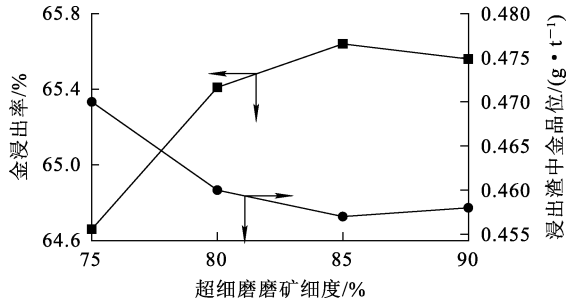


图 2　超细磨磨矿细度对化学预氧化—氰化浸金的影响

Fig. 2　Effects of chemical pre-oxidation－cyanide leaching of gold with different ultrafine grinding fineness

由图 2 可知：随超细磨磨矿细度增大，金浸出率升高；但当超细磨细度－10 μm 占比超过 85% 时，金浸出率反而有所下降。分析其原因：一方面，细度过高导致矿浆泥化现象加剧，使矿浆黏度增大、细泥覆盖严重并增加药剂消耗，进而降低金与氰化钠的接触概率；另一方面，尾矿中部分金粒度极细，甚至可能存在晶格金，难以通过磨矿解离裸露，造成难以被浸出。综合考虑磨矿成本和浸出效果，确定超细磨磨矿细度以－10 μm 占 80% 为宜，此时金浸出率可达 65.41%。后续拟对氰化浸出条件进行优化，以确定最佳工艺参数，进一步提高金浸出率；同时将应用浸金动力学模型拟合不同条件下的试验数据，解析浸出过程的速率控制步骤，揭示该尾矿中金难浸的原因，进而为该尾矿浸金实践提供理论依据。

化学预氧化—氰化浸金过程属于液-固非均相反应，通常符合未反应收缩核模型[18]。根据该模型，浸出反应速率主要控制步骤为反应物与生成物在液相中的外扩散、在固相中的内扩散，反应物之间的界面化学反应[19]，外扩散、内扩散、界面化学反应和界面化学反应-扩散混合控制模型的方程分别为：

$$x=kt$$

$$1-2x/3-(1-x)^{2/3}=kt$$

$$1-(1-x)^{1/3}=kt$$

$$\ln(1-x)/3+(1-x)^{-1/3}-1=kt$$

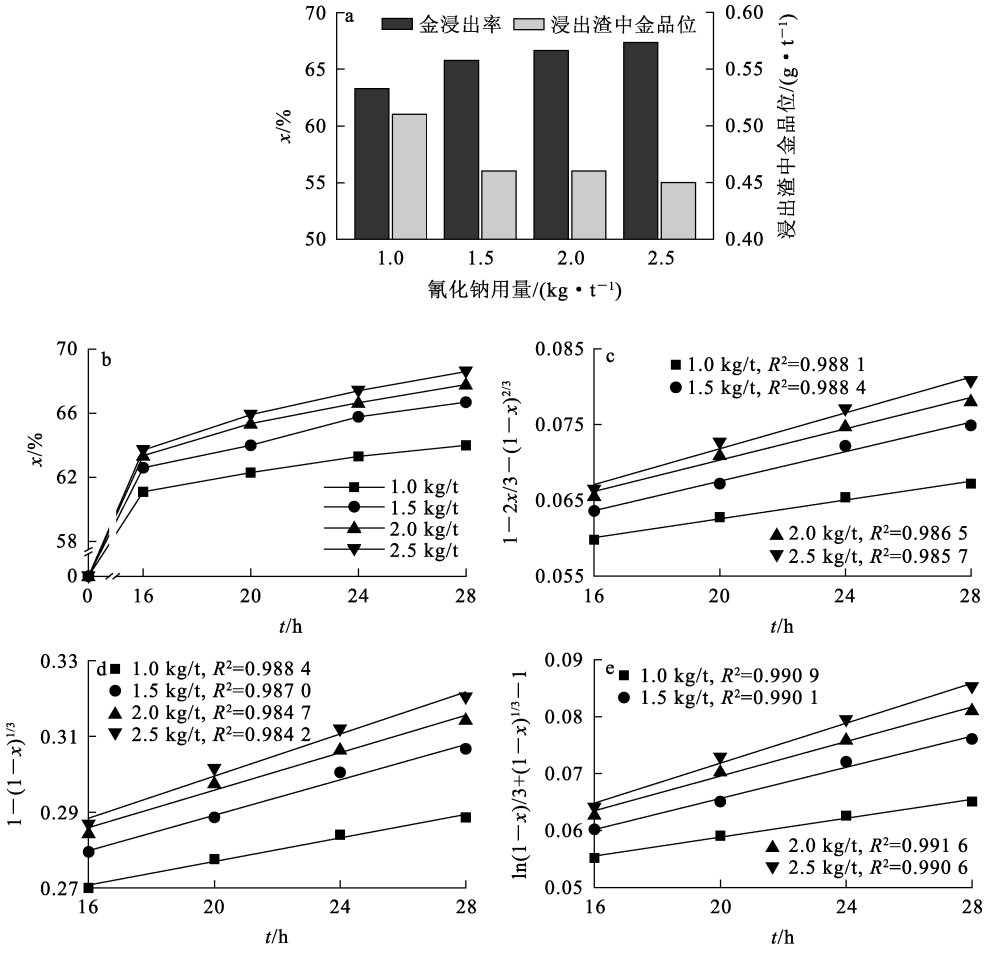
式中：x—浸出率，%；t—浸出时间，min；k—表观速率常数，min^{-1}。

由微细粒金浸出的湿法冶金动力学原理可知，金浸出过程一般受外扩散控制的影响较小，很大程度上受内扩散、界面化学反应及其化学反应-扩散混合控制[20-21]。基于上述动力学方程，分别研究了浸出过程中氰化钠用量、溶液 pH 和氰化浸出温度在该尾矿浸金时的动力学行为，探究适合描述该尾渣化学预氧化-氰化浸金过程的动力学模型。

2.2.3　氰化钠用量的影响

在超细磨磨矿细度－10 μm 占 80%、空气流量为 0.3 m^3/h 条件下预氧化 14 h，之后在矿浆浓度为 20%、pH＝11.5、浸出温度为 298 K、浸出搅拌时间为 24 h 条件下氰化浸出。不同氰化钠用量下的金浸出率变化趋势如图 3(a)所示。根据不同氰化钠用量下金浸出率的变化趋势，进一步研究不同氰化钠用量下 x-t 关系的变化，结果如

图 3(b)所示。通过内扩散控制、界面化学反应控制及化学反应-扩散混合控制 3 种模型对不同氰化钠用量下的浸出过程进行线性拟合，拟合曲线如图 3(c)～(e)所示。



a—不同氰化钠用量下的浸出率变化；b—浸出速率；c—内扩散控制模型拟合曲线；
d—界面化学反应控制模型拟合曲线；e—混合控制模型拟合曲线

图 3 氰化钠用量对氰化浸金效果的影响

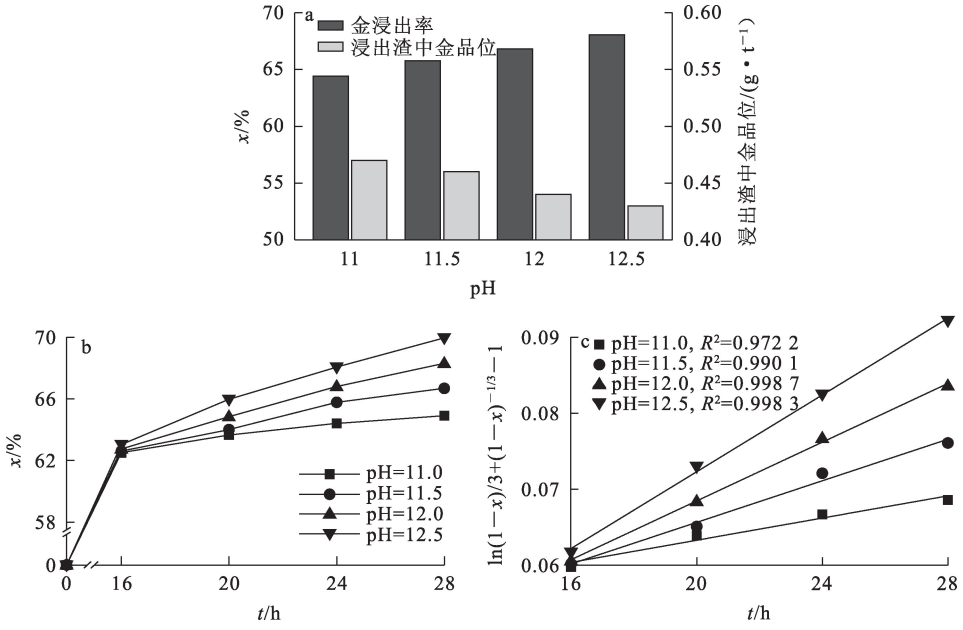
Fig. 3 Effects of sodium cyanide dosage on gold cyanidation efficiency

由图 3(a)可知：随氰化钠用量增加，金浸出率升高，浸出渣中金品位明显下降；当氰化钠用量增至 1.5 kg/t 时，金浸出率可达 65.77%，之后继续增加氰化钠，金浸出率仅有小幅升高，说明氰化钠用量过大对促进金浸出率效果有限。因此，确定适宜的氰化钠用量为 1.5 kg/t。

由图 3(c)～(e)可知：内扩散控制、界面化学反应、混合控制 3 种模型的相关系数 R^2 分别大于等于 0.985 7、0.984 2、0.990 1。可见，混合控制模型的拟合程度均优于内扩散、界面化学反应控制模型，表明混合控制模型更适合描述该尾矿的化学预氧化—氰化浸金过程。

2.2.4 氰化浸出 pH 的影响

在超细磨磨矿细度－10 μm 占 80%，空气流量为 0.3 m^3/h 条件下预氧化 14 h，之后用 CaO 调节矿浆初始 pH 为 11.0、11.5、12.0 和 12.5，并在浸出时间为 10 h 时测试矿浆 pH，保持矿浆 pH 不变，在矿浆浓度为 20%、浸出温度为 298 K、浸出搅拌时间为 24 h 条件下氰化浸出。不同 pH 下的金浸出率变化趋势如图 4(a)所示。根据不同 pH 下金浸出率的变化趋势，进一步研究 pH 对 x-t 关系的影响，结果如图 4(b)所示。基于 2.2.3 中已确定反应更符合混合控制模型的结论，通过该模型对不同 pH 下的浸出过程进行线性拟合，拟合曲线如图 4(c)所示。



a—不同 pH 下的浸出率变化；b—浸出速率变化曲线；c—混合控制模型拟合曲线

图 4　pH 对氰化浸金效果的影响

Fig. 4　Effects of pH on gold cyanidation efficiency

由图 4(a)可知：随 pH 升高，金浸出率呈不断上升趋势，保持矿浆 pH 为强碱性时，金浸出率得到进一步提高，最高可达 68.06%，因此在后续浸金时保持矿浆 pH 在 12.5 左右，且在浸出过程中时刻关注 pH 变化，尽可能维持矿浆 pH 不低于12.0。由图 4(c)看出：预氧化—氰化浸金过程跟界面化学反应与扩散混合控制模型吻合较好，进一步说明该模型同样适合描述不同 pH 条件下的浸出过程。

2.2.5　氰化浸出温度的影响

在超细磨磨矿细度－10 μm 占 80%、空气流量为 0.3 m^3/h 条件下预氧化 14 h，之后在氰化钠用量为 1.5 kg/t、pH＝12.5、浸出搅拌时间为 24 h条件下氰化浸出。不同浸出温度下的金浸出率变化趋势如图 5(a)所示。根据不同浸出温度下金浸出率的变化趋势，进一步研究不同浸出温度下 x-t 关系的变化，结果如图 5(b)所示。基于 2.2.3 和 2.2.4 中已确定反应更符合混合控制模型的结论，通过该模型对不同浸出温度下的浸出过程进行线性拟合，拟合曲线如图 5(c)所示。

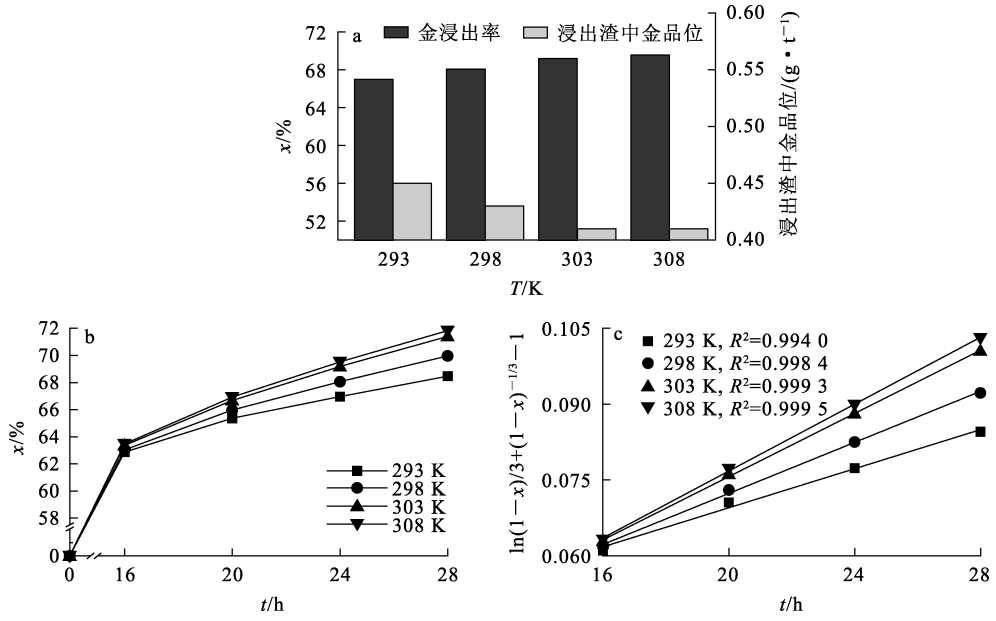
由图 5(a)可知，浸出温度对浸金过程有一定的影响：随温度逐渐升高，金浸出率呈上升趋势；当浸出温度升至 303 K 后，继续升温对金浸出率的提升效果减弱。因此，确定预氧化—氰化浸金过程适宜的温度为 303 K，此时金浸出率为 69.17%。由图 5(c)可知，混合控制模型拟合相关系数 $R^2>0.99$，进一步证明预氧化—氰化浸金反应过程的速率控制步骤为界面化学反应-扩散混合控制。

此外，表观活化能作为分析浸出机制的基本参数之一，其取值因不同的动力学模型而异。为此，采用 Arrhenius 方程计算该尾渣化学预氧化—氰化浸金反应的表观活化能[21]，Arrhenius 方程式为：

$$k = k_0 \exp\left(\frac{-E_a}{RT}\right)$$

式中：k_0—频率因子；E_a—反应的表观活化能，kJ/mol；k—反应速率常数，min^{-1}；T—热力学温度，K；R—摩尔气体常数，8.314 J/(mol·K)。

根据 Arrhenius 方程式并结合图 5(c)，以－ln k 对 1/T 作图，并进行线性拟合，结果如图 6 所示。可以看出：－ln k 与 1/T 为线性关系，通过线性拟合求得斜率为 E_a/R，截距为－ln k_0。经计算可得，化学预氧化—氰化浸金反应过程的活化能E_a＝25.74 kJ/mol。由于预氧化—氰化浸出过程受化学反应和扩散混合控制时，表观活化能为 10～40 kJ/mol[22]，进一步说明该尾渣提金的化学预氧化—氰化浸金过程适合用界面化学反应-扩散混合控制模型描述。



a—不同浸出温度下的浸出率变化曲线;b—浸出速率变化曲线;c—混合控制模型拟合曲线

图 5 浸出温度对氰化浸金效果的影响

Fig. 5 Effect of leaching temperature on gold cyanidation efficiency

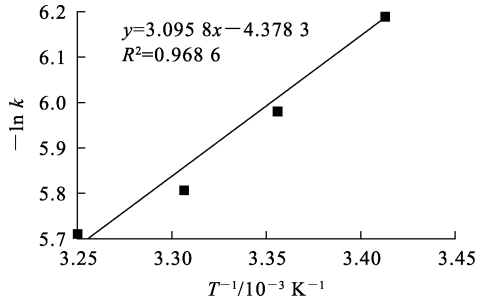


图 6 $-\ln k$ 与 $1/T$ 的关系曲线

Fig. 6 Relationship curve between $-\ln k$ and $1/T$

为进一步提高该尾渣中金浸出效果,在氰化试验过程中也通入空气。这不仅能增加氧气在矿浆中的浓度,为金的氰化浸出提供充足氧化剂,同时也有利于进一步氧化可能残留的硫化物包裹金[12,23-24]。试验结果表明,当空气通入量为 0.1 m^3/h时,金浸出率可进一步提升至 70.30%,浸出渣品位可降至 0.395 g/t。

2.3 氰化浸出产品分析

将超细磨磨矿细度−10 μm 占 80%、空气流量 0.3 m^3/h、预氧化时间 14 h、氰化钠用量 1.5 kg/t、浸出时间 24 h、浸出温度 303 K、pH=12.5 最佳试验条件下的氰化浸出矿浆进行过滤、洗涤,得贵液和浸出渣。对贵液进行多元素分析,结果见表 4。对浸出渣进行化学多元素和金化学物相分析,结果分别见表 5、6。同时,对浸出渣进行扫描电镜(SEM)分析,以探讨剩余金难以浸出的原因,结果如图 7 所示。

表 4 贵液的多元素分析结果

Table 4 Multi-element analysis results of noble liquid μg/L

Au^+	Ag^+	Fe^{3+}	Cu^{2+}	Pb^{2+}	Zn^{2+}	Ni^{2+}
261.01	5.21	20.12	60.78	0.98	41.21	12.31

表 5 浸出渣的多元素分析结果

Table 5 Multi-element analysis results of leaching residue %

Au*	SiO_2	Fe	Al_2O_3	MgO	CaO	S
0.395	26.37	1.42	0.34	18.26	15.11	0.05

*.单位为 g/t。

表 6 浸出渣中金的化学物相分析结果

Table 6 Chemical phase analysis results of gold in leaching residue

名称		w_B/(g·t^{-1})	分布率/%	浸出率/%
单体金		0.001	0.25	98.89
连生金		0.007	1.77	95.33
包裹金	氧化物	0.226	57.07	53.88
	硫化物	0.070	17.68	86.00
	硅酸盐	0.092	23.23	8.00
总金		0.396	100.00	70.23

由表 4 可知，贵液中金质量浓度高达 261.01 μg/L。由表 5、6 可知：经超细磨—化学预氧化—氰化浸出工艺处理后，浸出渣中金品位为 0.395 g/t，金浸出率达 70.23%；浸出渣中单体金与连生金品位之和仅为 0.008 g/t，二者浸出率均超过 90%，浸出效果较好；包裹金品位为 0.388 g/t。在各类包裹金中，金浸出率由高到低依次为硫化物包裹金、氧化物包裹金、硅酸盐包裹金，其中硅酸盐包裹金与氧化物包裹金浸出率相对较低，这是影响该尾矿中金浸出效果的主要因素。推测其原因可能是这部分金的嵌布粒度极其微细，难以通过解离暴露于浸出液环境中，甚至可能以隐晶质金或晶格金形式存在。该推测可由图 7 得到证实：浸出前，炭浸尾渣表面相对光滑，粒度微细，仅可见少量硫化矿（黄铁矿，图中呈灰白色）；浸出后，颗粒表面粗糙，并出现浸蚀坑或溶蚀孔洞，表明表面发生了金或其他矿物的溶解，而浸出渣中未发现明显的金颗粒存在。

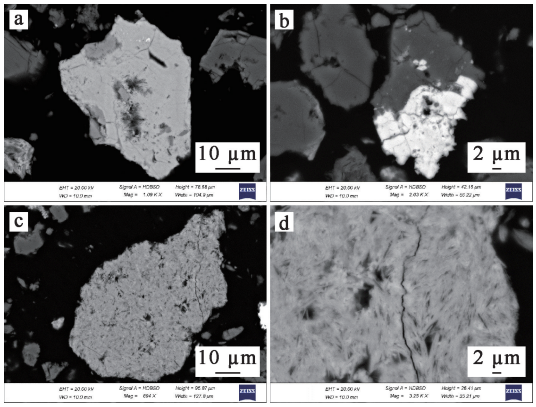


图 7　炭浸尾渣浸出前(a,b)、后(c,d)的 SEM 照片

Fig. 7　SEM images of carbon-in-leach tailings before (a,b) and after (c,d) leaching

3　结论

针对河北某炭浸尾渣，在进行理化性质和化学物相分析基础上，开展了以氰化浸出为主线的提金试验研究。通过对细磨、化学预氧化和氰化浸出等过程影响浸金因素的优化，确定了较佳的工艺条件，并分析了该浸金过程的反应动力学，主要结论如下：

1）该炭浸尾渣中金品位为 1.33 g/t，金多以包裹金形式存在。其中，硫化物和氧化物包裹金占比最高，为 74.43%；还有少量的单体金和连生金，占比为 18.05%。嵌布粒度微细，需细磨以解离暴露，但采用常规球磨机过磨严重，不利于后续浸出，因此采用立式搅拌磨机作为超细磨设备，在控制过磨的前提下可实现微细粒金的解离。

2）采用超细磨—化学预氧化—氰化浸出工艺，在超细磨磨矿细度－10 μm 占比 80%、以空气作为氧化剂、其通入流量为 0.3 m^3/h 条件下预氧化 14 h，之后在氰化钠用量为 1.5 kg/t、浸出时间为 24 h、矿浆 pH 保持在 12.5、浸出温度为 303 K条件下，通入 0.1 m^3/h 空气进行氰化浸出，金浸出率达 70.23%，能实现该尾渣中金的良好回收。

3）通过分析氰化钠用量、氰化浸出 pH 及氰化浸出温度等因素对预氧化—氰化浸金效果的影响，并结合动力学分析结果和活化能计算结果得出，该反应过程适合用界面化学反应-扩散混合控制模型描述。

4）浸出渣的金化学物相检测和 SEM 分析结果表明，浸出渣中未发现明显金颗粒，即尾矿中剩余金难浸的原因是金的嵌布粒度极其微细，可能以隐晶质金或晶格金形式存在，不能充分与氰化钠接触，导致难以被浸出。

该工艺为炭浸尾渣中金的有效提取提供了一种可靠的技术途径，未来的研究重点将关注如何强化提高尾渣中隐晶质金的浸出效果，从而进一步提高金资源回收利用率。

参考文献：

[1] Zhang Xuebin, Tao Youjun. Application and mechanism of a compound collector for the beneficiation of low-grade gold ore[J]. Particulate Science and Technology, 2024, 42(2): 233-243.

[2] 郭拴全，郭梅，康敏，等. 某低品位金氰化尾渣的空白焙烧—炭浸工艺研究[J]. 湿法冶金，2026，45(2)：190-195.
Guo Shuanquan, Guo Mei, Kang Min, et al. Blank roasting-carbon leaching process for low-grade gold cyanide tailings [J]. Hydrometallurgy of China, 2026, 45(2): 190-195.

[3] 杨方圆，代淑娟，周南，等. 吉尔吉斯斯坦卡玛托尔金矿选矿试验研究[J]. 湿法冶金，2025，44(6)：717-723.
Yang Fangyuan, Dai Shujuan, Zhou Nan, et al. Mineral processing of Kamtor gold ore in Kyrgyzstan[J]. Hydrometallurgy of China, 2025, 44(6): 717-723.

[4] 张明炜，谭璐，黄业. 某金矿尼尔森重选试验研究[J]. 金属矿山，2022，51(9)：94-99.
Zhang Mingwei, Tan Lu, Huang Yehao. Study on gravity separation test of a gold ore with Knelson concentrator[J].

Metal Mine,2022,51(9):94-99.

[5] Kenzhaliyev B,Koizhanova A,Surkova T,et al. Extraction of gold from gravity-flotation concentrates via surfactant and oxidation reagents[J]. Discover Applied Sciences,2024. 6(11):598.

[6] 吕艳蕾,刘杰,吕良,等.内蒙古某金矿石重选—浮选联合工艺试验[J].金属矿山,2022,51(12):108-114.
Lü Yanlei,Liu Jie,Lü Liang,et al. Experiment on gravity separation-flotation separation of a gold ore from Inner Mongolia[J]. Metal Mine,2022,51(12):108-114.

[7] 刘霖宇,谢兵,毛益林,等.我国金矿资源现状及选冶技术研究进展[J/OL].矿产综合利用,2026-03-03. https://link.cnki.net/urlid/51.1251.TD.20260303.1033.002.
Liu Muyu,Xie Bing,Mao Yilin,et al. Research progress on the current situation of gold ore resources and beneficiation-metallurgy technology in China[J/OL]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources,2026-03-03.https://link.cnki.net/urlid/51.1251.TD.20260303.1033.002.

[8] 张高民,马敬海,苏渭超,等.含砷硫难处理金矿强碱预处理先氰后浮协同工艺回收金研究及生产实践[J].黄金,2026,47(1):47-56.
Zhang Gaomin,Ma Jinghai,Su Weichao,et al. Research and production practice of a synergistic process for gold recovery from arsenic-sulfur-bearing ores via strong alkali pretreatment,cyanidation,and flotation[J]. Gold,2026,47(1):47-56.

[9] 苑林松,代淑娟,周南,等.辽宁某金矿浮选及非氰浸出试验研究[J].中国矿业,2026,35(1):268-274.
Yuan Linsong,Dai Shujuan,Zhou Nan,et al. Experimental study on flotation and non-cyanide leaching of a gold mine in Liaoning Province[J]. ChinaMining Magazine,2026,35(1):268-274.

[10] 车贤.氰化浸金的三大机理及强化工艺研究进展[J].中国资源综合利用,2024,42(7):174-180.
Che Xian. Research progress on the three major mechanisms and strengthening processes of cyanide leaching of gold[J].China Resources Comprehensive Utilization,2024,42(7):174-180.

[11] 陈文祥,余红林,朱志雄,等.贵州某浮选金(砷)精矿预氧化无氰浸出试验研究[J].湿法冶金,2018,37(4):271-275.
Chen Wenxiang,Yu Honglin,Zhu Zhixiong,et al. Pre-oxidation and cyanide-free leaching of flotation arsenic-bearing gold concentrate from Guizhou Province[J]. Hydrometallurgy of China,2018,37(4):271-275.

[12] 李勇,彭伟,刘洪波,等.从贵州某金矿石中氰化浸出金试验研究[J].湿法冶金,2019,38(2):84-87.
Li Yong,Peng Wei,Liu Hongbo,et al. Leaching of gold from a gold ore in Guizhou using cyanide[J]. Hydrometallurgy of China,2019,38(2):84-87.

[13] Zhang Xiaolong,Wei Hongquan,Han Yuexin,et al. Effect of different mills on the fine grinding characteristics and leaching behavior of gold ore[J]. Minerals Engeering,2024,215(9):1-10.

[14] 霍明春,陆兆锋,杨晓龙,等.某金精矿焙烧氧化—氰化浸金试验研究[J].黄金,2023,44(11):44-47.
Huo Mingchun,Lu Zhaofeng,Yang Xiaolong,et al. Experimental study on the roasting oxidation－cyanidation gold leaching process for a gold concentrate[J]. Gold,2023,44(11):44-47.

[15] 刘佳兴,谢昊宇,韩百岁.基于氧压水浸预处理的难选金精矿氰化浸出优化研究[J].湿法冶金,2026,45(2):183-189.
Liu Jiaxing,Xie Haoyu,Han Baisui. Optimization research on cyanide leaching of refractory gold concentrate based on oxygen pressure water leaching pretreatment[J]. Hydrometallurgy of China,2026,45(2):183-189.

[16] Zhang Zhaohui,Liu Bailong,Ju Jiantao,et al. Behavior of arsenic and aurum leaching by roasting arsenic gold ore[J]. Advanced Materials Research,2011,1266(233/234/235):644-647.

[17] 朱幸福,钟寿国,徐超,等.难处理金矿预处理技术研究进展及工业应用现状[J].有色金属(冶炼部分),2025(12):123-136.
Zhu Xinfu,Zhong Shouguo,Xu Chao. Research progress and industrial application status of pretreatment technologies for refractory gold ores[J]. Nonferrous Metals(Extractive Metallurgy),2025(12):123-136.

[18] 杨利姣,陈南春,钟夏平,等.NaCl-HCl 体系浸出铅渣中铅的动力学分析[J].中国有色金属学报,2015,25(6):1705-1712.
Yang Lijiao,Chen Nanchun,Zhong Xiaping,et al. Kinetics analysis of leaching lead from lead residue in NaCl-HCl solution[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals,2015,25(6):1705-1712.

[19] 田庆华,王浩,王恒利,等.盐酸体系中辉锑矿的臭氧协同氧化浸出动力学[J].中国有色金属学报,2018,28(6):1242-1249.
Tian Qinghua,Wang Hao,Wang Hengli,et al. Ozonation synergistic leaching kinetics of stibnite in system of hydrochloric acid[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals,2018,28(6):1242-1249.

[20] 李绍英.含铜难处理金矿碘化浸出工艺及机理研究[D].北京:北京科技大学,2015.

[21] 董再蒸,朱一民,高鹏,等.微细浸染型金矿石二氧化氯预氧化—浸出动力学[J].中国有色金属学报,2023,33(1):172-179.
Dong Zaizheng,Zhu Yiming,Gao Peng,et al. Kinetics of peroxidation leaching of micro-disseminated gold ores with chlorine dioxide[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals,2023,33(1):172-179.

[22] 杨凯华,张文娟,何利华,等.硫磷混酸浸出黑钨矿动力学[J].中国有色金属学报,2018,28(1):175-182.

Yang Kaihua，Zhang Wenjuan，He Lihua，et al. Leaching kinetics of wolframite with sulfuric-phosphoric acid[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals，2018，28(1)：175-182.

[23] 袁浩，褚立金，曲维明，等. 基于加压浸出技术的内蒙古某砷精矿除砷提金试验研究[J]. 湿法冶金，2026，45(2)：230-236.
Yuan Hao，Chu Lijin，Qu Weiming，et al. Arsenic removal and gold extraction from a certain arsenic concentrate in inner mongolia based on pressure leaching technology[J]. Hydrometallurgy of China，2026，45(2)：230-236.

[24] 白成庆，陈国兰，付绸琳，等. 某浮选尾矿氧压预处理—氰化浸出金银试验研究[J]. 黄金，2021，42(9)：103-105.
Bai Chengqing，Chen Guolan，Fu Choulin，et al. Experimental research on gold and silver recovery from certain flotation tailings with oxygen pressure pretreatment-cyanidation leaching[J]. Gold，2021，42(9)：103-105.

Extraction of Gold from a Carbon-in-Leach Tailings and Its Kinetics

HU Ruibiao[1]，GAO Dongxing[2]，HUO Yubao[2]，E Jianxin[3]

(1. *CINF Engineering Co.，Ltd.，Changsha*　410011，*China*；
2. *CNNC Guyuan Uranium Industry Co.，Ltd.，Zhangjiakou*　076561，*China*；
3. *Guizhou Jinfeng Mining Co.，Ltd.，Qianxinan*　562200，*China*)

Abstract：Aiming at a carbon-in-leach tailings with relatively high gold grade in Hebei Province，based on the analysis of physicochemical properties and gold chemical phase，the process of ultrafine grinding—chemical pre-oxidation—cyanide leaching was adopted to extract gold from the tailings. The effects of ultrafine grinding fineness，pulp pH，sodium cyanide dosage，leaching temperature and time on gold extraction were investigated，and the kinetics of the chemical pre-oxidation—cyanide leaching process was discussed. The results show that under the conditions of ultrafine grinding fineness of −10 μm accounting of 80%，pre-oxidation of 14 h at an air flow rate of 0.3 m^3/h，followed by cyanide leaching with sodium cyanide dosage of 1.5 kg/t，leaching time of 24 h，pulp pH of 12.5，leaching temperature of 303 K，and air flow rate of 0.1 m^3/h，the gold leaching rate can reach 70.23%. The kinetic results indicate that the gold leaching process conforms to the classical unreacted shrinking core model，and the leaching reaction rate is controlled by the mixed control of interfacial chemical reaction and diffusion. The SEM and gold chemical phase analysis of the leaching residue show that there exist extremely finely disseminated gold or lattice gold in the carbon-in-leach tailings，which are difficult to leach. The research results can provide certain theoretical guidance and technical reference for further gold extraction from these tailings.

Key words：carbon-in-leach tailings；pre-oxidation；cyanide leaching；occluded gold；kinetics