

高铁低品位红土镍矿酸浸工艺研究

郭佳文^{1,2,3,4}, 陈进中^{1,2,3}, 冯吉福⁴

- 桂林理工大学 材料科学与工程学院, 广西 桂林 541004;
- 桂林理工大学 有色金属及材料加工新技术教育部重点实验室, 广西 桂林 541004;
- 桂林理工大学 有色金属矿产勘查与资源高效利用省部共建协同创新中心, 广西 桂林 541004;
- 中国有色桂林矿产地质研究院有限公司, 广西 桂林 541004)

摘要:研究了用硫酸从印尼某高铁低品位红土镍矿中加压酸浸镍、钴、铁,并探讨了浸出渣中铁品位变化及常压、加压下的浸出动力学。结果表明:在酸矿比 260 kg/t、温度 250 °C(对应水蒸气压力 4.0 MPa)、液固体积质量比 3/1、搅拌速度 300 r/min、粒度 100 目、反应时间 1 h 条件下,镍、钴、铁浸出率分别为 98.1%、98.3%、4.7%,铁品位可达 51.3%;加压和常压下,镍、钴浸出过程均符合界面化学反应控制的收缩核模型,加压下反应活化能分别为 116、91 kJ/mol,常压下反应活化能分别为 41、53 kJ/mol;常压下主要是针铁矿的浸出,高压下主要是铬铁矿、磁铁矿等矿相的浸出。

关键词:红土镍矿;高铁;低品位;镍;钴;酸浸;动力学

中图分类号:TF815;TF816;TF803.21 **文献标识码:**A **文章编号:**1009-2617(2024)01-0020-09

DOI:10.13355/j.cnki.sfyj.2024.01.004

世界镍资源主要分为硫化镍矿和红土镍矿,随着高品位硫化镍矿的日渐枯竭,高效开发利用红土镍矿显得尤为重要。红土镍矿可分为 3 种类型:褐铁矿型、中间过渡型和硅镁镍矿型(蛇纹石型)。褐铁矿型红土镍矿主要位于矿床的偏上部,以针铁矿、赤铁矿等矿物为主,镍质量分数较低,一般为 0.6%~1.4%,铁质量分数较高,一般为 36%~50%^[1]。高品位红土镍矿可通过火法工艺得到镍铁,但该方法却不适用于低品位红土镍矿,直至加压酸浸技术的出现,才使得低品位红土镍矿中的镍钴能以硫酸盐形式产出,经后续处理后可用作新能源电池材料^[2-5]。低品位红土镍矿的开发和利用在全球范围内正在逐渐兴起,且随着技术的不断进步和政策的支持力度加大,未来低品位红土镍矿的开发利用前景将更加广阔。我国也在积极探索低品位红土镍矿的开发和利用,如一些企业正在菲律宾和印尼开发低品位红土镍矿,

并利用这些矿石生产出镍铁合金等产品,以满足国内市场需求。

红土镍矿浸出渣中铁含量未达铁矿品位要求,硫含量也较高,难以实现资源化利用,目前主要处理方式仍为堆存或深海填埋,易造成资源浪费和环境污染^[2]。如果能将含高铁浸出渣作为一种铁资源加以利用,如通过协同浸出^[6-8]进一步提高铁品位,并用碳酸盐作为脱硫剂对浸出渣进行脱硫处理^[9],则有望缓解目前红土镍矿冶炼成本高、环境污染大等问题。

为实现高铁低品位红土镍矿的高效开发利用,试验对印尼某高铁低品位红土镍矿加压浸出工艺、浸出渣中铁品位变化,以及常压、加压下浸出动力学进行研究,分析了常压、加压下的浸出特征,以期为高铁低品位红土镍矿后续协同浸出及资源化利用提供数据支撑和技术参考。

收稿日期:2023-09-22

基金项目:桂林理工大学科研启动基金资助项目(GLUTQ2017099);广西重点研发计划项目(桂科 AB21076013);广西科技基地和人才专项项目(桂科 AD22035105);国家环境保护矿冶资源利用与污染控制重点实验室开放基金课题资助项目(HB202105)。

第一作者简介:郭佳文(1998—),女,硕士研究生,主要研究方向为湿法冶金。

通信作者简介:陈进中(1968—),男,博士,教授级高级工程师,主要研究方向为有色金属冶金。E-mail:2017099@glut.edu.cn。

1 试验部分

1.1 试验原料、试剂及设备

试验用原料为印尼某高铁低品位的红土镍矿,矿物粒度为 0.15~0.28 mm,化学成分见表 1,物相分析结果如图 1 所示。

Ni	Co	Fe	Mg	Ca	Si	Al	Cr	Mn
0.83	0.069	44.97	1.02	0.06	1.34	3.08	2.19	0.69

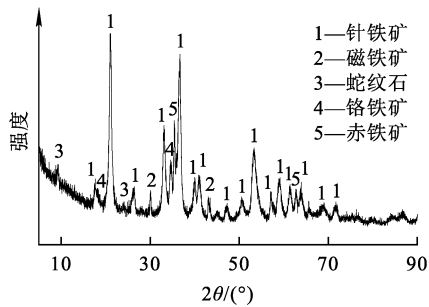


图 1 矿样的 XRD 图谱

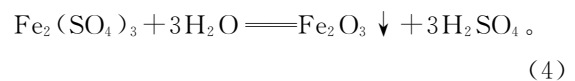
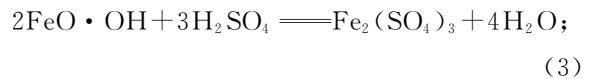
由表 1 看出:试验用红土镍矿含铁量较高,镍、钴、镁含量较低。由图 1 看出:红土镍矿主要成分为针铁矿、磁铁矿、蛇纹石、铬铁矿和赤铁矿。

主要试剂:浓硫酸,98%;纯水。

主要设备:GSH-1 型高压釜;DHLT-9076A 型干燥箱;725-ICPOES 型电感耦合等离子体发射光谱仪。

1.2 试验方法及原理

称取 200 g 原料置于高压釜中,依照设定条件加入硫酸与纯水,设置温度与搅拌速度开始反应。反应结束后,保留滤液,对矿浆进行过滤、冲洗;浸出渣烘干、称量、溶解,测定浸出液中镍、钴、铁浓度,计算浸出率。加压酸浸过程中的主要化学反应如下^[10]:



金属浸出率计算公式为

$$x = \frac{m_1}{m} \times 100\%. \quad (5)$$

式中: x —金属浸出率,%; m_1 —浸出液中金属质量,g; m —矿样中金属质量,g。

2 试验结果与讨论

2.1 高铁低品位红土镍矿的加压酸浸

2.1.1 酸矿比对浸出率的影响

在反应温度 230 °C(对应水蒸气压力 2.8 MPa),浸出时间 1 h、搅拌速度 400 r/min、液固体积质量比 3/1、矿物粒度 100 目条件下,酸矿比对镍、钴、铁浸出率和浸出渣铁品位的影响试验结果如图 2 所示。

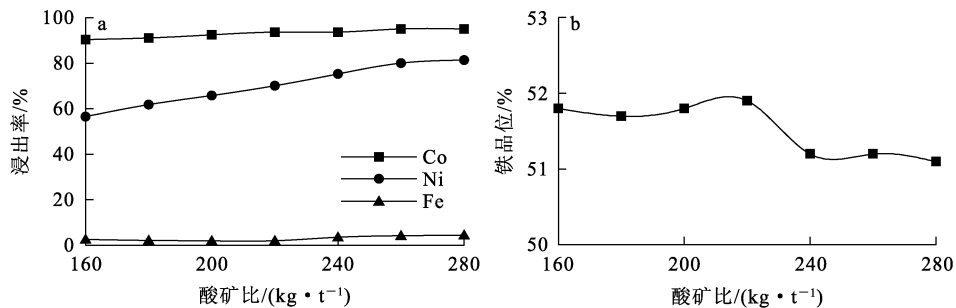


图 2 酸矿比对镍、钴、铁浸出率(a)和浸出渣中铁品位(b)的影响

由图 2(a)看出,镍、钴浸出率均随酸矿比增大而明显升高;酸矿比增至 260 kg/t 时,镍、钴浸出率趋于平稳;继续增大酸矿比,镍、钴浸出率基本不受影响。这是由于随酸矿比增大,反应体系中矿物与硫

酸接触概率增大,有利于金属浸出。铁浸出率随酸矿比增大略有升高。综合考虑,选择酸矿比为 260 kg/t 较合适,此条件下镍、钴、铁浸出率分别为 80.0%、95.1%、3.5%。由图 2(b)看出:铁品位随酸

矿比增大而降低,这是由于溶液中 H^+ 浓度随酸矿比增大而升高,对铁的水解反应有一定抑制作用,使得液相中铁含量增加,浸出渣中铁品位升高。在酸矿比 260 kg/t 下,铁品位达 51.2%,渣率为 84.8%。

2.1.2 温度对浸出率的影响

在酸矿比 260 kg/t、浸出时间 1 h、搅拌速度 400 r/min、液固体积质量比 3/1、矿物粒度 100 目条件下,温度对镍、钴、铁浸出率和浸出渣中铁品位的影响试验结果如图 3 所示。

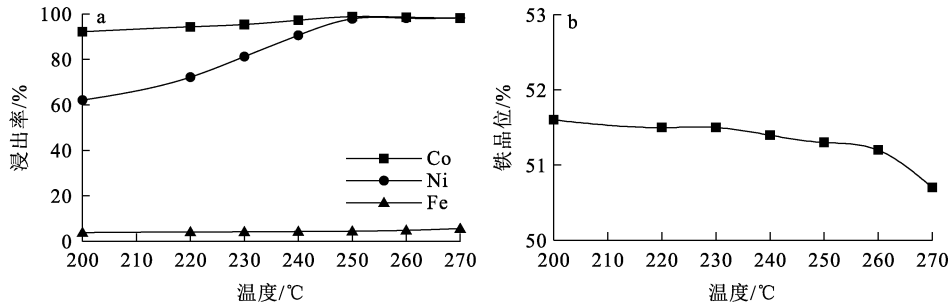


图 3 温度对镍、钴、铁浸出率(a)和浸出渣中铁品位(b)的影响

由图 3(a)看出:镍、钴浸出率均随温度升高而升高,在 250 °C 时,浸出率逐渐趋于平稳;继续升温,浸出率随之变化幅度很小。这是由于随温度升高,红土镍矿在浸出剂中的浸出反应活性增加,各反应更易进行,从而使镍、钴浸出率提高。铁浸出率随温度升高变化不大。综合考虑,选择温度为 250 °C 较为合适,此条件下镍、钴、铁浸出率分别为 98.1%、98.8%、4.7%。由图 3(b)看

出:铁品位随温度的升高变化不大,反应温度 250 °C(对应水蒸气压力 4.0 MPa)时,铁品位达 51.3%,渣率为 83.6%。

2.1.3 液固体积质量比对浸出率的影响

在温度 250 °C(对应水蒸气压力 4.0 MPa)、酸矿比 260 kg/t、反应时间 1 h、搅拌速度 400 r/min、矿物粒度 100 目条件下,液固体积质量比对镍、钴、铁浸出率和浸出渣中铁品位的影响试验结果如图 4 所示。

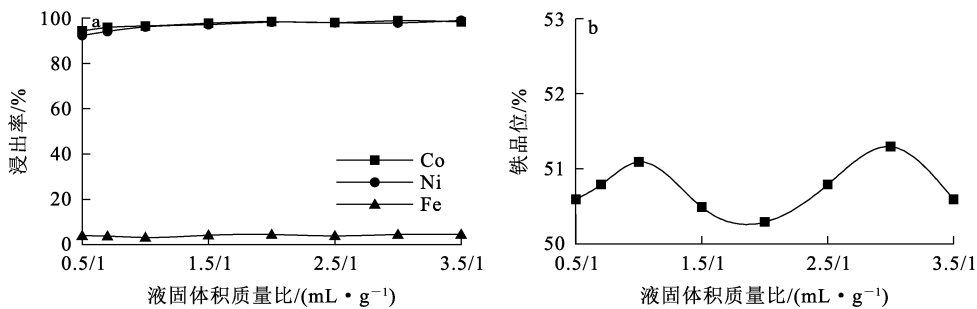


图 4 液固体积质量比对镍、钴、铁浸出率(a)和浸出渣中铁品位(b)的影响

由图 4(a)看出:液固体积质量比从 0.5/1 增至 2/1,镍、钴浸出率均呈小幅上升趋势;继续增大液固体积质量比,镍、钴对浸出率变化不大;随液固体积质量比增大,铁浸出率变化不大。液固体积质量比过小会使溶液黏度增大,影响浸出效率,且试验操作难度增大;而液固体积质量比过大会使过滤及后续工艺操作成本增加。综合考虑,选择液固体积质量比为 3/1 较为合适,此条件下镍、钴、铁浸出率分别为 98.1%、98.82%、4.7%。

由图 4(b)看出:液固体积质量比对铁品位影响不大,液固体积质量比为 3/1 条件下,铁品位 51.3%,渣率为 83.6%。

2.1.4 搅拌速度对浸出率的影响

在温度 250 °C(对应水蒸气压力 4.0 MPa)、酸矿比 260 kg/t、反应时间 1 h、液固体积质量比 3/1、矿物粒度 100 目条件下,搅拌速度对镍、钴、铁浸出率和浸出渣中铁品位的影响试验结果如图 5 所示。

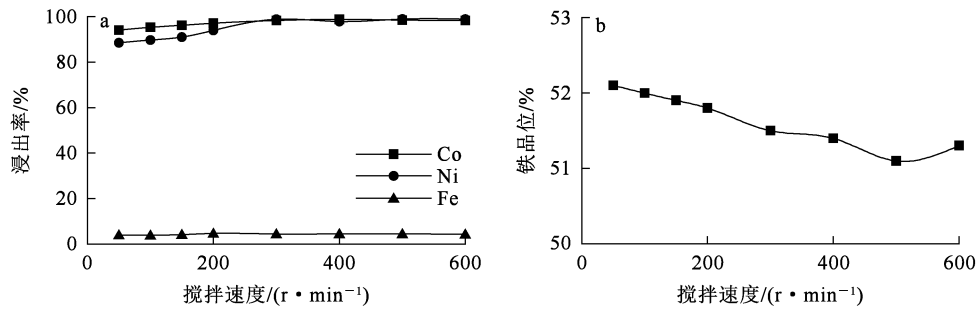


图 5 搅拌速度对镍、钴、铁浸出率(a)和浸出渣中铁品位(b)的影响

由图 5(a)看出:搅拌速度从 50 r/min 增至 300 r/min 时,镍、钴浸出率也随之增加;继续增大搅拌速度,镍浸出率逐渐趋于平稳;铁浸出率受搅拌速度的影响不大。搅拌速度过大,会使能耗增大、成本增加;搅拌速度过小,可能会造成搅拌不充分,矿浆中颗粒发生沉积,影响浸出效率。综合考虑,选择搅拌速度为 300 r/min 较合适,此条件下镍、钴、铁浸出率分别为 98.1%、98.3%、4.7%。由图 5(b)看出:搅拌速度对铁品位影响

不大,搅拌速度为 300 r/min 条件下,铁品位为 51.3%,渣率为 83.6%。

2.1.5 反应时间对浸出率的影响

在温度 250 °C(对应水蒸气压力 4.0 MPa)、酸矿比 260 kg/t、液固体积质量比 3 : 1、矿物粒度 100 目、搅拌速度 300 r/min 条件下,反应时间对镍、钴、铁浸出率和浸出渣中铁品位的影响试验结果如图 6 所示。

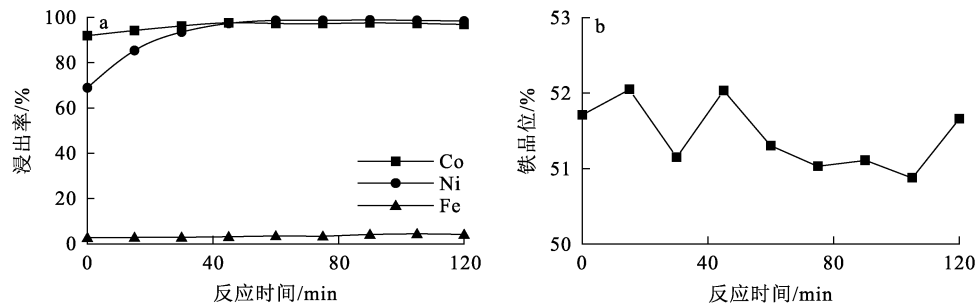


图 6 反应时间对镍、钴、铁浸出率(a)和浸出渣中铁品位(b)的影响

由图 6(a)看出:随反应时间延长,镍、钴浸出率升高,反应 60 min 时镍、钴浸出率达最大;继续延长反应时间,浸出率无明显变化。随反应时间延长,反应体系传质更加均匀,有利于矿物中金属的浸出,反应 60 min 时,浸出达到平衡。铁浸出率随时间延长无明显变化。综合考虑,选择反应时间为 60 min 较合适,此条件下镍、钴、铁浸出率分别为 98.1%、98.3%、4.7%。由图 6(b)看出:铁品位随反应时间延长变化不大,反应 60 min 时,铁品位为 51.3%,渣率为 83.6%。

2.1.6 原矿粒度对浸出率的影响

在温度 250 °C(对应水蒸气压力 4.0 MPa)、酸

矿比 260 kg/t、液固体积质量比 3 : 1、搅拌速度为 300 r/min、反应时间 60 min 条件下,原矿粒度对镍、钴、铁浸出率和浸出渣中铁品位的影响试验结果如图 7 所示。由图 7(a)看出:原矿粒度由 40 目减小至 100 目,镍、钴浸出率升高,继续减小原矿粒度,镍、钴浸出率基本保持不变;铁浸出率随原矿粒度变化不大。粒度过小不仅会增加磨矿加工成本,而且会造成后续液固分离困难,降低经济效益。综合考虑,原矿粒度选择 100 目较合适,此条件下镍、钴、铁浸出率分别为 98.1%、98.3%、4.7%。由图 7(b)看出:原矿粒度对铁品位影响很小,原矿粒度 100 目条件下,铁品位为 51.3%,渣率为 83.6%。

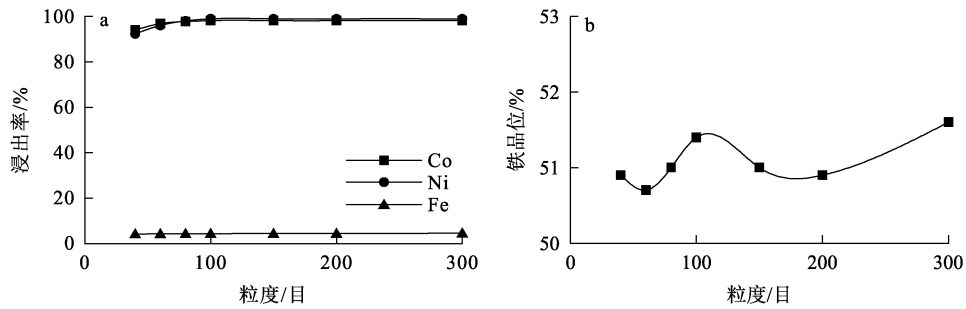


图7 原矿粒度对镍、钴、铁浸出率(a)和浸出渣中铁品位(b)的影响

2.1.7 浸出渣的 XRD 表征

在温度 250 °C(对应浸出压力 4.0 MPa)、酸矿比 260 g/t、液固体积质量比 3/1、搅拌速度 300 r/min、反应时间 60 min、矿物粒度 100 目最优工艺条件下,所得浸出渣的 XRD 图谱如图 8 所示。

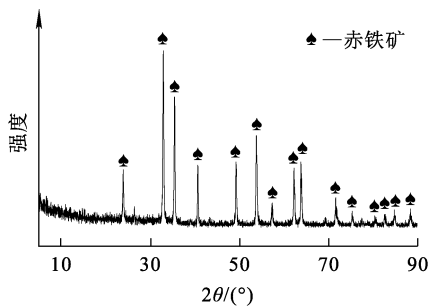


图8 浸出渣的 XRD 图谱

由图 8 看出:浸出渣中的物相主要为赤铁矿。加压酸浸过程中,硫酸破坏矿物结构,使存在于铁矿物中的镍、钴、铁等金属转化为离子进入到浸出液中,之后在高温下,浸出液中的铁发生强烈的水解反应,生成赤铁矿进入浸出渣中。

2.2 浸出反应机制

2.2.1 加压浸出动力学

在温度 250 °C(对应浸出压力 4.0 MPa),酸矿比 260 kg/t、液固体积质量比 3/1、搅拌速度 300 r/min、反应时间 60 min、矿物粒度 100 目条件下进行加压浸出动力学试验。不同温度下镍、钴浸出率随反应时间的变化趋势如图 9 所示。可以看出:温度相同时,镍、钴浸出率随反应时间的延长而逐渐升高;反应时间相同时,温度越高,镍、钴浸出率越高。

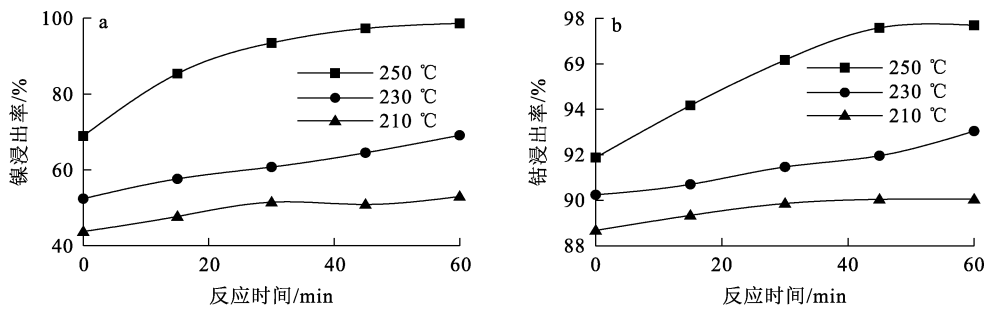


图9 不同温度下镍(a)、钴(b)浸出率随反应时间的变化趋势

采用收缩核模型^[11-15]对镍、钴的浸出动力学曲线进行拟合,动力学方程如式(6)所示,拟合曲线如图 10 所示,相关拟合参数见表 2、3。

$$1 - (1 - x)^{\frac{1}{3}} = k_r t \quad (6)$$

式中: x —金属浸出率,%; k_r —界面化学反应速率常数, min^{-1} ; t —浸出时间, min 。

由表 2、3 看出:镍、钴的加压浸出界面化学反应控制动力学拟合相关系数都在 0.97 以上,表明镍、钴的浸出受界面化学反应控制^[11-15];随温度升高,化学反应速率常数逐渐增大,说明加压酸浸反应是吸热过程,升温有利于反应进行。

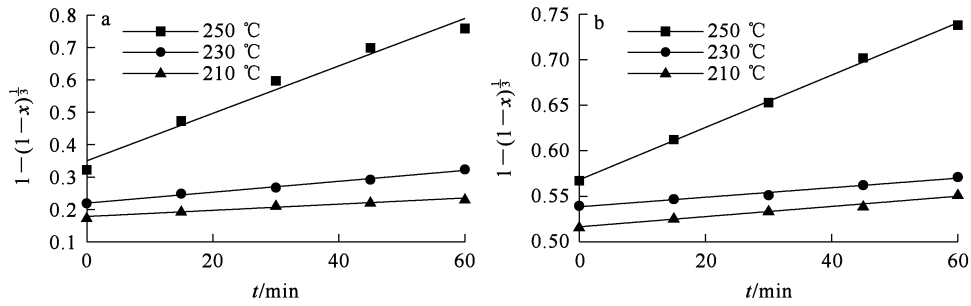


图 10 不同温度下镍(a)、钴(b)的界面化学反应控制模型的拟合曲线

表 2 不同温度下镍的浸出动力学拟合速率常数及相关系数

温度/°C	$k_r/10^{-3}$	R^2
210	0.91	0.97
230	2.48	0.99
250	7.32	0.97

表 3 不同温度下钴的浸出动力学拟合速率常数及相关系数

温度/°C	$k_r/10^{-3}$	R^2
210	0.56	0.99
230	1.40	0.97
250	2.87	0.98

通过阿伦尼乌斯方程:

$$\ln k = \ln A - \frac{E}{RT} \quad (7)$$

式中: k —反应速率常数, min^{-1} ; A —指数因子, min^{-1} ; R —理想气体常数, $8.314 \text{ J}/(\text{mol} \cdot \text{K})$; T —热力学温度, K ; E —表观活化能, kJ/mol 。

以 $\ln k$ 为 y 轴, $1/T$ 为 x 轴作图, 采用阿伦尼乌斯方程对镍、钴浸出反应速率常数进行拟合, 结果如图 11 所示。通过计算可以得出, 镍、钴的浸出反应表观活化能分别为 116、91 kJ/mol , 计算所得活化能介于 40~300 kJ/mol 范围内, 因此判断, 镍和钴浸出反应受界面化学反应控制。

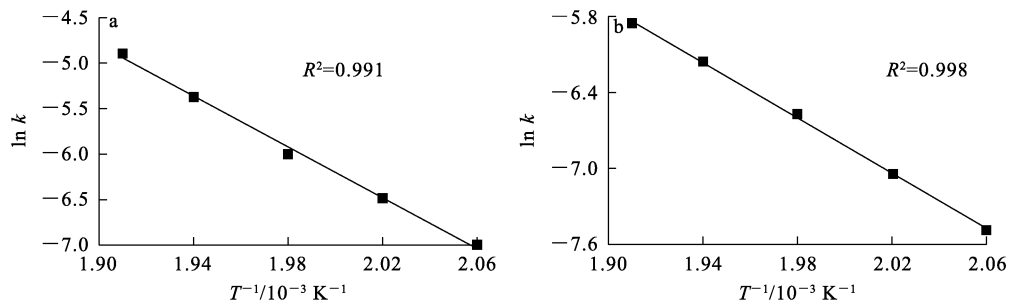


图 11 镍(a)、钴(b)浸出反应的 $\ln k-T^{-1}$ 拟合曲线

2.2.2 常压浸出动力学

在酸矿比 260 kg/t 、液固体积质量比 4/1、搅拌速度 400 r/min 、矿物粒度 100 目条件下进行常压动力学试验, 不同温度下镍、钴浸出率随浸出时间的变化趋势如图 12 所示。可以看出, 温度相同

时, 镍、钴浸出率随浸出时间延长逐渐升高; 浸出时间相同时, 温度越高, 镍、钴浸出率越高。

采用收缩核模型对镍、钴的浸出动力学曲线进行拟合^[16], 拟合曲线如图 13 所示, 相关拟合参数见表 4、5。

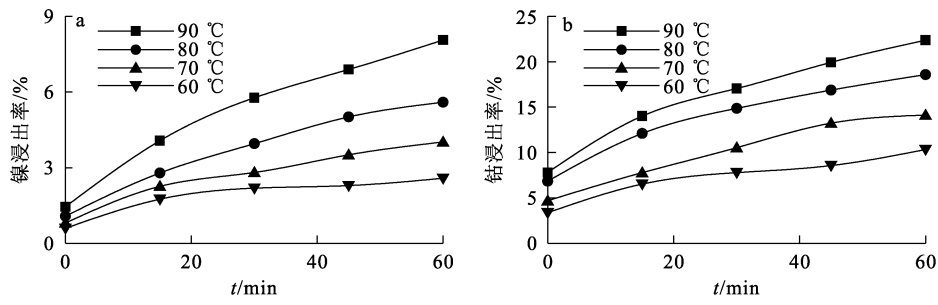


图 12 不同温度下镍(a)、钴(b)浸出率随浸出时间的变化趋势

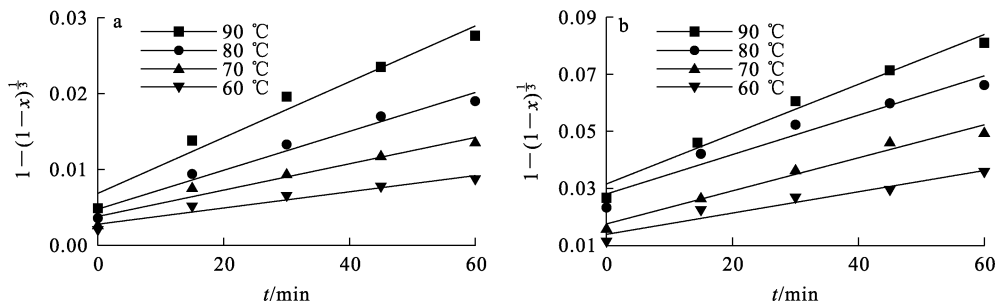


图 13 不同温度下镍(a)、钴(b)的界面化学反应控制模型的拟合曲线

表 4 不同温度下镍的浸出动力学拟合速率常数及相关系数

温度/°C	$k_r/10^{-3}$	R^2
60	0.106	0.92
70	0.173	0.94
80	0.256	0.96
90	0.367	0.96

表 5 不同温度下钴的浸出动力学拟合速率常数及相关系数

温度/°C	$k_r/10^{-3}$	R^2
60	0.186	0.93
70	0.345	0.97
80	0.691	0.93
90	0.872	0.95

由表 4、5 看出：镍、钴的常压浸出界面化学反应控制动力学拟合相关系数都在 0.9 以上，表明镍、钴的浸出同样受界面化学反应控制；随温度升高，化学反应速率常数 k 也逐渐增大，这是由于常压浸出反应是吸热过程，升温有利反应进行。

以 $\ln k$ 为 y 轴， $1/T$ 为 x 轴作图，采用阿伦尼乌斯方程对镍和钴浸出反应速率常数进行拟合，结果如图 14 所示。通过计算可以得出，镍、钴的浸出过程表观活化能分别为 41、53 kJ/mol，计算所得活化能介于 40~300 kJ/mol 范围内，因此判断，常压下镍和钴浸出过程受界面化学反应控制。

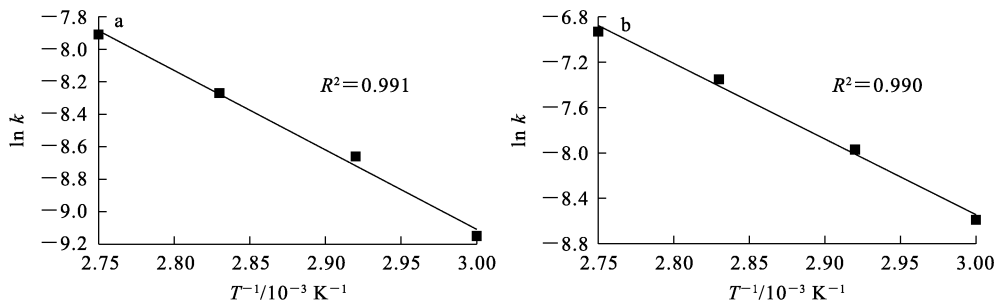
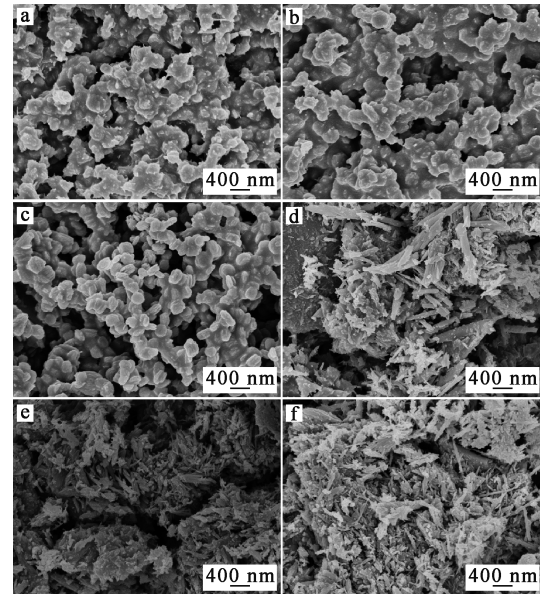


图 14 镍(a)、钴(b)浸出反应的 $\ln k-T^{-1}$ 拟合曲线

2.2.3 加压与常压浸出渣的表征

在不同反应时间条件下,加压 250 °C、常压 90 °C 的浸出渣的 SEM 照片如图 15 所示,XRD 图谱如图 16 所示。可以看出:加压酸浸过程中,矿石结构破坏程度较完全,针铁矿基本消失,浸出渣以粒状、块状的铬铁矿和磁铁矿为主。在高温下 Fe^{3+} 水解沉淀生成赤铁矿,随反应时间延长,赤铁矿的衍射峰逐渐增强,加压浸出逐渐完全,实现了浸出液中的铁在浸出渣中的富集,后续可通过协同浸出进一步提高铁品位以达到铁矿品位要求,从而实现对废物的资源化利用。常压浸出过程中,由于温度较低,导致矿石结构很难被破坏,浸出过程以针状、柱状的针铁矿溶解为主。因此,大量铁尚未发生水解沉淀,留在浸出液中^[17],造成了部分铁资源浪费;同时,浸出渣中由于铁品位过低也很难实现资源化利用。



a、d—0 min; b、e—反应 30 min; c、f—反应 60 min。

图 15 在不同反应时间下加压 250 °C (a~c)、常压 90 °C (d~f) 浸出渣的 SEM 照片

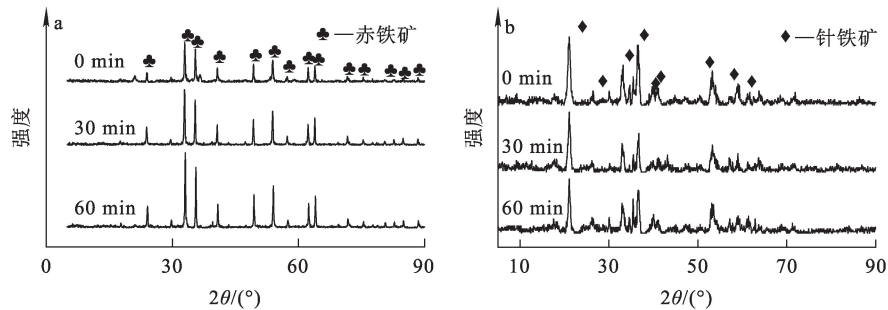


图 16 不同反应时间下加压 250 °C (a)、常压 90 °C (b) 浸出渣的 XRD 图谱

3 结论

1) 用硫酸加压浸出印尼某高铁低品位红土镍矿中的镍、钴是可行的。在酸矿比 260 kg/t、温度 250 °C (对应水蒸气压力 4.0 MPa)、液固体积质量比 3/1、搅拌速度 300 r/min、矿物粒度 100 目、浸出时间 1 h 最佳条件下,镍浸出率为 98.1%、钴浸出率为 98.3%,镍、钴浸出效果较满意。

2) 加压和常压下,镍、钴的浸出过程均符合收缩核模型,受界面化学反应控制。加压下反应活化能分别为 116.91 kJ/mol;常压下反应活化能分别为 41.53 kJ/mol。此外,在常压下主要是针铁矿的溶解;在加压下主要是铬铁矿、磁铁矿等的溶解。

3) 对比加压和常压条件下的浸出渣可知,加压浸出过程有利于铁的水解沉淀,浸出渣中铁品位可提高至 51% 左右,较原矿品位约提高 6%,后续可通过协同浸出进一步提高铁品位以满足铁矿品位要求,从而实现废物的资源化利用。

参考文献:

- [1] 朱德庆,田宏宇,潘建,等.低品位红土镍矿综合利用现状及进展[J].钢铁研究学报,2020,32(5):351-362.
- [2] 牛泽锟,田磊,刘燕.铜镍硫化矿浸出技术研究进展[J].湿法冶金,2023,42(4):323-329.
- [3] 常龙娇,伞欣悦,梁栋,等.红土镍矿冶金技术研究现状[J].矿冶,2020,29(5):63-68.
- [4] 田庆华,李中臣,王亲猛,等.红土镍矿资源现状及冶炼技术

- 研究进展[J]. 中国有色金属学报, 2023, 33(9): 2975-2997.
- [5] KAYA S, TOPKAYA Y A. High pressure acid leaching of a refractory lateritic nickel ore [J]. Minerals Engineering, 2011, 24(11): 1188-1197.
- [6] 康金星. 大洋多金属结核—低品位硫化镍矿协同生物浸出基础研究[D]. 北京: 北京科技大学, 2019.
- [7] 明键伟, 卢苏君, 宛顺磊, 等. 红土镍矿浸出液中钴、锰、铁的协同萃取[J]. 有色金属工程, 2020, 10(2): 41-45.
- [8] 马华菊, 卢友志, 陈东莲, 等. 甲醛-硫酸亚铁协同还原浸出低品位氧化锰矿[J]. 材料与冶金学报, 2017, 16(1): 47-52.
- [9] 郭冬冬, 秦庆伟, 湛宏海, 等. 铜冶炼烟尘加压浸出渣湿法脱硫研究[J]. 有色金属(冶炼部分), 2021(12): 105-111.
- [10] 皮关华, 孔凡祥, 贾露萍, 等. 瑞木红土镍矿高压酸浸的生产实践[J]. 中国有色冶金, 2015, 44(6): 11-14.
- [11] 黄诗汉, 吴浩, 郑江峰, 等. 硝酸常压浸出红土镍矿特性及镍浸出动力学[J]. 矿冶, 2021, 30(5): 70-76.
- [12] 郭学益, 吴展, 李栋, 等. 红土镍矿常压盐酸浸出工艺及其动力学研究[J]. 矿冶工程, 2011, 31(4): 69-72.
- [13] CAO S, CHANG L, BI X, et al. Alkaline hydrothermal treatment and leaching kinetics of silicon from laterite nickel ore[J]. Mining, Metallurgy & Exploration, 2022, 39(1): 129-138.
- [14] PRAMESWARA G, TYASSENA F Y P, PASARIBU M, et al. Nickel recovery optimization and kinetic study of morowali laterite ore [J]. Transactions of the Indian Institute of Metals, 2023, 76(5): 1341-1348.
- [15] 伍博克. 云南元江红土镍矿加压酸浸研究[D]. 长沙: 中南大学, 2010.
- [16] 郭欢, 付海阔, 靖青秀, 等. 用硫酸从红土镍矿中常压浸出镍钴铁试验研究[J]. 湿法冶金, 2020, 39(3): 190-193.
- [17] 蔡文. 褐铁矿型红土镍矿中镍和铁的常压酸浸行为研究[D]. 长沙: 中南大学, 2013.

Acid Leaching Process of Laterite Nickel Ore with High Iron Content and Low Grade

GUO Jiawen^{1,2,3,4}, CHEN Jinzhong^{1,2,3}, FENG Jifu⁴

- (1. College of Materials Science and Engineering, Guilin University of Technology, Guilin 541004, China;
2. Key Laboratory of New Technology for Non Ferrous Metals and Materials Processing, Guilin University of Technology, Guilin 541004, China;
3. Collaborative Innovation Center for Exploration of Nonferrous Metal Deposits and Efficient Utilization of Resources, Guilin University of Technology, Guilin 541004, China;
4. China Nonferrous Guilin Institute of Mineral Geology Co., Ltd., Guilin 541004, China)

Abstract: The change of iron grade in the leaching residue and the leaching kinetics under normal pressure and pressure were examined. The pressure leaching of nickel and cobalt from a high iron and low grade laterite nickel ore in Indonesia with sulfuric acid was studied. The results show that under the conditions of acid/ore ratio of 260 kg/t, leaching temperature of 250 °C (corresponding to water vapor pressure of 4.0 MPa), liquid volume/solid mass ratio of 3/1, stirring speed of 300 r/min, particle size of 100 mesh and reaction time of 1 h, the leaching rates of nickel, cobalt and iron are 98.1%, 98.3% and 4.7%, respectively, and the iron grade can reach 51.3%. The leaching processes of nickel and cobalt under pressure and atmospheric pressure are in line with the shrinkage kernel model of interfacial chemical reaction control, and the activation energies of the reactions are 116 kJ/mol and 91 kJ/mol under pressure, respectively, and the activation energies of the reaction under atmospheric pressure are 41 kJ/mol and 53 kJ/mol, respectively. The leaching is mainly goethite under normal pressure, and chromite, magnetite and other mineral phases under high pressure.

Key words: laterite nickel ore; high iron content; low grade; nickel; cobalt; acid leaching; dynamics