

某难选钼矿强化浸出工艺研究

康绍辉,牛玉清,康修铭,张佳宇,原 渊,李大炳,王 皓,
叶开凯,刘 康,任 燕

(核工业北京化工冶金研究院,北京 101149)

摘要:针对某矿床钼品位低、矿性复杂、选矿方式富集效果不佳等问题,以矿石矿性研究结果为基础,分别进行酸法浸出、碱法浸出及强化浸出研究,优选出了高酸强化浸出工艺,并考察了硫酸用量、矿石粒度、浸出温度、氧化剂用量、液固体积质量比、浸出时间等对钼浸出效果的影响,确定了浸出工艺参数。结果表明:采用高酸强化浸出工艺时,在矿石粒度 -100 目、硫酸用量 20% 、软锰矿用量 3% 、浸出温度 $80\text{ }^{\circ}\text{C}$ 、液固体积质量比 $1.5:1$ 、浸出时间 3 h 适宜条件下,钼渣计浸出率达 71.18% ;针对高酸强化浸出液余酸过高的问题,采用两段逆流浸出工艺可将钼平均渣计浸出率提升至 72.16% ,较单段浸出高出约 1 个百分点,且余酸质量浓度降低 40% 以上,同时硫酸总用量减少 25% ;两段逆流浸出工艺的吨级扩大试验结果表明,适宜条件下,硫酸总用量为 15% ,浸出液余酸质量浓度为 48.7 g/L ,钼渣计浸出率可达 71% 以上。该工艺稳定可靠,浸出指标重现性好,可作为该矿床工业设计依据。

关键词:难选钼矿;褐铁矿;低品位;高酸强化浸出;两段逆流浸出

中图分类号:TF803.21;TF841.2 **文献标识码:**A **文章编号:**1009-2617(2026)04-0484-08

DOI:10.13355/j.cnki.sfyj.2026.04.004

钼作为战略性稀缺金属,地壳丰度仅为 1.1×10^{-6} ,但却凭借高强度、高熔点、耐腐蚀等优异特性,成为钢铁合金、航空航天、半导体、新能源等关键领域不可或缺的核心材料^[1]。近年来,其全球消费量持续攀升并逐年扩大,战略资源属性日益凸显。我国钼资源储量虽位于世界前列,但消耗过快,近年钼矿地勘投入持续降低,钼资源增长后继乏力^[2]。随着主力矿种——辉钼矿的大量消耗,难处理、低品位钼资源甚至钼尾矿的开发利用逐渐受到重视^[3]。

河北某矿床钼资源总量很高,具有极大开发利用价值,但品位较低,矿性复杂,黏土矿物多,易泥化,重选、磁选、浮选等选矿方式效果均不理想,难以富集得到钼精矿。在分析该矿床中钼矿物矿性基础上,进行了多种浸出方案试验对比,以选定适合的浸出工艺,并考察了该工艺的试验条件对

钼渣计浸出率的影响,并提出了优选条件和降低试剂消耗的技术措施,以期为该矿床的开发提供一条可选择的新途径。

1 试验部分

1.1 试验原料

难选钼矿石:取自河北某钼矿床,由该矿床的地质资料可知,其为中低温热液斑岩型矿床,主要赋存于次流纹斑岩体内接触带中。钼矿物嵌布较细,氧化态钼占比较大,少部分钼以胶状矿物存在。主要脉石矿物为石英、黏土矿物、长石、褐铁矿、黄铁矿等。其中,褐铁矿为主要金属矿物之一,占比约为 6% 。钼与铁矿物关系密切,有相当一部分钼赋存于褐铁矿、黄铁矿中。矿石化学组分分析结果见表1,粒度分析结果见表2,褐铁矿中钼含量测定结果见表3。

收稿日期:2026-03-12;修订日期:2026-04-27

基金项目:国家重点研发计划(2023YFC2907802);国家自然科学基金(U2267225)。

第一作者简介:康绍辉(1978—),男,本科,研究员级高工,主要研究方向为钼纯化转化、钼及伴生钼资源开发。

通信作者简介:康修铭(1995—),男,硕士,助理工程师,主要研究方向为钼纯化转化。

表 1 钼矿石化学组分分析结果
Table 1 Chemical composition analysis results of molybdenum ore %

Mo	SiO ₂	Fe	Al	Ca	Na
0.21	71.0	3.52	6.91	0.03	0.10
F	Mg	As	S	Zn	K
0.13	0.21	0.01	0.51	0.89	1.46

表 2 钼矿石粒级筛析结果
Table 2 Particle size screening analysis results of molybdenum ore

粒级/目	产率/%	钼品位/%	钼分布率/%
—80~+100	6.25	0.122	3.72
—100~+150	9.53	0.132	6.14
—150~+200	14.98	0.147	10.75
—200	69.24	0.235	79.39
合计	100.00	—	100.00

表 3 褐铁矿中钼含量电子探针分析结果
Table 3 EPMA analysis results of molybdenum content in limonite

序号	$w(\text{钼})/\%$
1	0.78
2	1.84
3	2.22
4	1.57
5	3.63
6	1.02
7	3.51
8	4.46
9	4.09
10	4.63
平均	2.78

由表 1 看出:该矿石属于硅酸盐型,在常规碱性浸出条件下难以实现硅酸盐矿物的有效溶蚀;同时,矿石中钙、镁等耗酸组分含量较低,因此试验确定以酸法浸出进行研究。由表 2 看出,钼的分布随矿石粒级的细化而呈现富集趋势,近 80% 的钼分布于—200 目的矿石中,故需将矿石磨细以使钼矿物充分暴露,再进行搅拌浸出。由表 3 看出,褐铁矿中钼平均质量分数为 2.78%,根据褐铁矿约占矿石量 6% 计算可知,褐铁矿中的钼约占矿石中钼总量的 79.4%。结合矿床地质资料

中钼的价态综合来看,研究重点应集中于与其关系密切的褐铁矿的破解,而非强氧化措施的开发。

1.2 试验试剂及设备

主要试剂:硫酸,分析纯,西陇化工股份有限公司;氢氧化钠、碳酸钠、碳酸氢钠、高锰酸钾,均为分析纯,国药集团化学试剂有限公司。

浸出工艺和参数试验主要设备:电动振动筛,XDB050502X,唐山杰斯德科技有限公司;数显恒温磁力搅拌水浴锅,SHJ-A6,常州市亿能实验仪器厂;电子天平,BS2245,沈阳龙威电子有限公司;隔膜真空泵,MPC1201E,威伊真空设备(上海)有限公司;真空干燥箱,DZF-6050,杭州川一实验仪器有限公司。

浸出扩大试验主要设备:制浆搅拌槽, $\phi 1\,560\text{ mm}\times 2\,716\text{ mm}$,2 个,扬州庆松化工设备有限公司;浸出反应釜, 2.2 m^3 ,4 个,淄博塘联化工装备有限公司;酸性板框压滤机, 15 m^2 ,1 台,景津环保设备有限公司;隔隔板框压滤机, 15 m^2 ,1 台,景津环保设备有限公司;冷却釜, 1.245 m^3 ,2 个,淄博塘联化工装备有限公司;滤液储罐, $\phi 1\,616\text{ mm}\times 3\,010\text{ mm}$,10 个,扬州庆松化工设备有限公司;硫酸储罐, $\phi 1\,616\text{ mm}\times 2\,010\text{ mm}$,1 个,扬州庆松化工设备有限公司;泵,若干。

1.3 试验方法

首先,称取一定量的钼矿石置于烧杯中;然后加入浸出剂,如为固体试剂,称取一定量,加入烧杯中;如为液体试剂,先量取一定体积的水,将其与液体试剂搅拌均匀,并预热到设定温度,之后加入到烧杯中。搅拌均匀后,将烧杯放入已预热好的搅拌水浴锅中,开始计时浸出。浸出一定时间后,过滤,滤饼用 $\text{pH}=1.0$ 的酸化水洗涤,洗涤后的滤饼烘干,称重,分析其中钼含量;浸出液视需求分析相应组分浓度。钼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 —钼浸出率,%; m_1 —钼矿石质量,g; w_1 —钼矿石中钼质量分数,%; m_2 —浸出渣质量,g; w_1 —浸出渣中钼质量分数,%。

2 浸出工艺试验结果与讨论

2.1 常规搅拌浸出试验

为探索矿石中钼的浸出性能,首先进行常规搅拌浸出试验。浸出温度为 $80\text{ }^\circ\text{C}$,浸出剂体积与

矿石质量比(液固体积质量比, L : kg, 下同)为 1.5 : 1, 其他试验条件与结果见表 4。

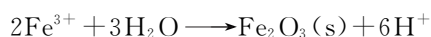
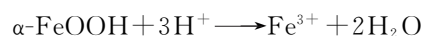
表 4 常规搅拌浸出试验条件及结果
Table 4 Conditions and results of conventional agitation leaching tests

序号	矿石粒度/目	浸出试剂及用量	氧化剂及用量	浸出时间/h	钼渣计浸出率/%
1	—100	硫酸, 10%	高锰酸钾, 0%	3	32.58
2	—100	硫酸, 10%	高锰酸钾, 1%	3	35.91
3	—100	硫酸, 10%	高锰酸钾, 2%	3	37.53
4	—200	碳酸钠, 9%; 碳酸氢钠, 3%	高锰酸钾, 1%	6	42.96
5	—200	碳酸钠, 9%; 碳酸氢钠, 3%	高锰酸钾, 2%	6	43.27
6	—200	氢氧化钠, 10%	高锰酸钾, 1%	6	42.75
7	—200	硫酸, 10%	高锰酸钾, 1%	3	36.42
8	—400	硫酸, 10%	高锰酸钾, 1%	3	41.67

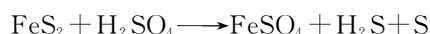
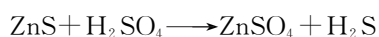
由表 4 看出: 无论是采用常规酸法搅拌浸出还是常规碱法搅拌浸出, 钼浸出率均不理想, 最高仅为 43%; 从矿石粒度对比来看, 矿石磨细至—400 目时的钼矿物解离度比矿石细度为—100 目的有所改善, 钼浸出率也有一定程度提高, 但仍维持在较低水平, 只有 41%; 由于矿石中氧化态钼占比较大, 氧化剂的加入对提升钼浸出率的促进作用有限; 在酸法浸出条件下, 加入矿石质量 2% 的高锰酸钾, 钼浸出率仅提高约 5 个百分点, 这进一步验证了前述关于矿石特性的判断。

2.2 高酸强化浸出试验

由前述研究结果可知, 钼的浸出与褐铁矿、黄铁矿等矿物的破解关系密切。褐铁矿型红土镍矿中的铁经高浓度硫酸加压浸出而实现有效分解后, 可再于高温条件下重新水解沉淀。反应方程式^[4]如下:



较高硫酸浓度能够有效破解硫化矿(如闪锌矿, 黄铁矿), 其中锌浸出率可达 90%。反应方程式^[5-9]如下:



综上可知, 高浓度酸浸出有望实现褐铁矿、黄铁矿的有效破解。因此进行了高浓度硫酸强化搅拌浸出试验, 结果见表 5。浸出方式为搅拌浸出, 浸出条件为: 矿石粒度—100 目, 软锰矿用量 2%,

浸出温度 90 ℃, 液固体积质量比 1.5 : 1, 浸出时间 3 h。

表 5 高酸强化浸出试验条件及结果
Table 5 Conditions and results of highacid intensified leaching tests

序号	硫酸用量/%	钼渣计浸出率/%
1	10	40.48
2	15	51.62
3	20	70.10
4	25	71.43

由表 5 看出, 随硫酸用量增加, 钼浸出率升高; 硫酸用量增至 20% 时, 钼浸出率约为 70%, 相较硫酸用量 10% 时, 提高约 30 个百分点, 说明适当加大硫酸用量对褐铁矿、黄铁矿能起到有效破解作用, 达到提高钼浸出率目的; 但进一步增加硫酸用量, 钼浸出率提升幅度有限。综合考虑后续钼的回收难度及成本, 暂选硫酸用量为 20% 进行下一步研究。

2.3 浸出工艺参数的确定

2.3.1 矿石粒度

矿石粒度关系到矿石中矿物的解离程度, 影响钼的浸出效果, 同时矿石粒度还关系矿石破磨的经济性, 一定程度上需要综合多方因素选定。因此, 首先进行矿石粒度的考察试验。浸出条件: 硫酸用量 20%, 软锰矿用量 2%, 浸出温度 90 ℃, 液固体积质量比 1.5 : 1, 浸出时间 3 h。矿石粒度对钼浸出的影响试验结果见表 6。

表 6 矿石粒度对钼浸出的影响
Table 6 Effect of ore particle sizes on leaching of molybdenum

序号	矿石粒度/目	钼渣计浸出率/%
1	—60	49.52
2	—80	56.67
3	—100	70.10
4	—120	70.48
5	—150	71.38

由表 6 看出:随矿石粒度逐渐磨细,钼矿物暴露程度逐渐增加,钼浸出率也随之逐渐提高;当矿石磨细至—100 目以下时,再进一步磨细,钼浸出率提高幅度较小,只有 1~2 个百分点。综合考虑磨矿能耗及后续矿浆固液分离等因素,选定矿石粒度以—100 目为宜。

2.3.2 浸出温度

温度影响扩散速率和化学反应速率;矿石浸出过程首先包括浸出剂向矿石颗粒及其内部扩散、与目标矿物及脉石发生化学反应、反应物从矿石颗粒内部扩散至浸出液等步骤。在限定的时间内,温度可能对浸出率产生较大影响,因此进行浸出温度影响的考察试验。浸出条件:硫酸用量 20%,矿石粒度—100 目,软锰矿用量 2%,液固体积质量比 1.5 : 1,浸出时间 3 h。浸出温度对钼浸出的影响试验结果见表 7。

表 7 浸出温度对钼浸出的影响
Table 7 Effect of leaching temperature on leaching of molybdenum

序号	浸出温度/℃	钼渣计浸出率/%
1	50	56.67
2	60	63.36
3	70	67.14
4	80	69.90
5	90	70.10

由表 7 看出:随温度升高,钼浸出率也随之升高,这是因为温度升高,使矿石浸出过程的扩散速率与化学反应速率提升,从而促进了钼的浸出;当温度低于 80 ℃时,随温度升高,钼浸出率提高较为明显;而当温度高于 80 ℃时,钼浸出率随温度升高幅度较小。综合考虑能耗和钼浸出率,选定浸出温度以 80 ℃为宜。

2.3.3 氧化剂用量

鉴于矿石中仍存在一定量的低价钼矿物和一

些硫化矿脉石,在矿石有效破解情况下,氧化剂的加入可能对改善钼的浸出起到一定促进作用,因此进行氧化剂软锰矿用量影响的考察试验。浸出条件:硫酸用量 20%,矿石粒度—100 目,浸出温度 80 ℃,液固体积质量比 1.5 : 1。浸出时间 3 h,氧化剂用量对钼浸出的影响试验结果见表 8。

表 8 氧化剂用量对钼浸出的影响
Table 8 Effect of oxidant dosage on leaching of molybdenum

序号	软锰矿用量/%	钼渣计浸出率/%
1	0	64.14
2	1	67.76
3	2	69.90
4	3	71.18
5	5	71.43

由表 8 看出:软锰矿用量从 0 增至 3%时,钼浸出率提高约 7 个百分点,这是因为软锰矿对矿石中硫化矿物具氧化作用,能促进相关矿物分解,使被包裹或赋存于其中的钼被释放,从而促进钼的浸出;但软锰矿用量从 3%增至 5%时,钼浸出率仅提高 0.25 个百分点,说明软锰矿用量过量对钼浸出提升效果不明显。综合考虑浸出效果和成本,选定氧化剂软锰矿用量以 3%为宜。

2.3.4 液固体积质量比

考虑到液固体积质量比在浸出过程中对传质有一定影响,进而会影响浸出效果,因此进行液固体积质量比影响的考察试验。浸出条件:硫酸用量 20%,矿石粒度—100 目,浸出温度 80 ℃,软锰矿用量 3%,浸出时间 3 h。液固体积质量比对钼浸出的影响试验结果见表 9。

表 9 液固体积质量比对钼浸出的影响
Table 9 Effect of liquid volume to solid mass ratio on leaching of molybdenum

序号	液固体积质量比/(L · kg ⁻¹)	钼渣计浸出率/%
1	0.5 : 1	—
2	1 : 1	66.47
3	1.5 : 1	71.18
4	2 : 1	71.03
5	2.5 : 1	68.26

由表 9 看出:液固体积质量比为 0.5 : 1 时,浸出率未计算出,这是因为此时加入浸出剂用量不足,矿浆搅拌困难,难以工业实施;当液固体积

质量比增至 1 : 1 时,浸出率为 66.47%,这是因为在此条件下,矿浆虽可搅动,但仍较黏稠,传质阻力较大,不利于浸出反应进行,钼浸出率较低;进一步增加液固体积质量比至 1.5 : 1 时,浸出率达最高,为 71.18%,这是因为在此条件下,矿浆搅拌顺畅,黏稠度适中,传质条件较好;再进一步增大液固体积质量比时,浸出率反而呈下降趋势,这是因为在此条件下,扩散条件虽得到改善,但浸出剂浓度下降,导致浸出率有所降低。考虑到液固体积质量比过大会导致最终浸出液体积增大,增加后续工序负担,因此选定液固体积质量比以 1.5 : 1 为宜。

2.3.5 浸出时间

浸出时间涉及将来工业实施设备大小和相关工序衔接,因此进行浸出时间影响的考察试验。浸出条件:硫酸用量 20%,矿石粒度—100 目,浸出温度 80 ℃,软锰矿用量 3%,液固体积质量比 1.5 : 1。浸出时间对钼浸出的影响试验结果见表 10。

表 10 浸出时间对钼浸出的影响
Table 10 Effect of leaching time on leaching of molybdenum

序号	浸出时间/h	钼渣计浸出率/%
1	2	67.14
2	3	71.18
3	4	71.95
4	5	72.38

由表 10 看出:酸法浸出体系反应速率较快,浸出 2 h 时,浸出率已达 67.14%;延长浸出时间至 3 h 时,浸出率进一步升至 71% 以上;进一步延长浸出时间,浸出率升幅较小。综合考虑浸出效果与工业生产经济性,选定浸出时间以 3 h 为宜。

3 两段逆流浸出降酸试验

在上述选定的试验条件下进行浸出,结果发现,由于浸出过程中硫酸用量较大,浸出液中剩余硫酸质量浓度达 80 g/L,会对后续浸出液回收处理带来一定困难。因此,为充分利用浸出液中剩余硫酸,降低其浓度,同时减少硫酸总用量,进行两段逆流浸出试验。两段逆流浸出是利用二段浸出液的剩余硫酸预浸出原矿石(称为一段浸出),将所得浸出液作为最终浸出液,浸出渣再进行二段浸出;一段浸出渣加入氧化剂后,与含硫酸的新浸出剂进行再次浸出(称为二段浸出),得到的浸出液作为一段浸出的浸出剂,浸出渣作为最终的浸出渣,过程示意如图 1 所示。

一段浸出条件:矿石粒度—100 目,浸出温度 80 ℃,液固体积质量比 1.7 : 1,浸出时间 3 h。二段浸出条件:矿石粒度—100 目,硫酸用量 15%,软锰矿用量 3%,浸出温度 80 ℃,液固体积质量比 1.2 : 1,浸出时间 3 h。共进行 5 次试验,结果见表 11。

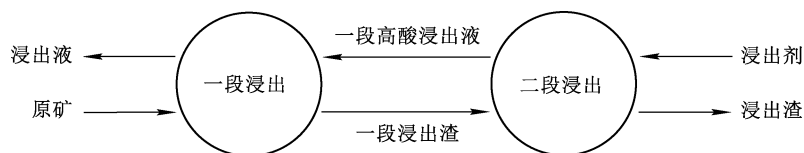


图 1 两段逆流浸出示意

Fig. 1 Schematic diagram of two-stage countercurrent leaching

表 11 两段逆流浸出试验结果
Table 11 Test results of two-stage countercurrent leaching

序号	钼渣计浸出率/%	浸出液中硫酸质量浓度/(g · L ⁻¹)
1	74.38	46.9
2	69.84	47.2
3	73.37	49.5
4	70.85	45.6
5	72.36	48.5
平均	72.16	47.5

由表 11 看出:两段浸出相当于矿石浸出两次,钼浸出率得到一定程度的强化,5 次两段逆流浸出后钼平均渣计浸出率达 72.16%,较单段浸出高出约 1 个百分点;经一段的预浸出,浸出液中剩余硫酸得到较大程度的再利用,最终浸出液中硫酸平均质量浓度为 47.5 g/L,较单段浸出降低 40% 以上;二段浸出通过减小液固体积质量比,在降低硫酸用量条件下,仍保持原单段浸出的高硫酸浓度,从而保障了钼的强化浸出效果。

4 浸出扩大试验

为进一步验证所研发的两段逆流浸出工艺效果,进行了扩大试验。扩大试验共处理矿石样品 10 t,化学分析结果见表 12。

表 12 矿石化学组分分析结果

Table 12 Chemical composition analysis results of ore %

取样批次	Mo	SiO ₂	Fe	Al	S	P
1	0.168	78.18	1.87	6.81	0.087	0.040
2	0.129	82.66	1.47	5.27	0.055	0.034
3	0.139	79.85	1.65	6.38	0.054	0.053
4	0.151	81.26	1.58	7.12	0.062	0.039
平均	0.147	80.49	1.64	6.40	0.065	0.042

将扩大试验和工艺开发试验所用矿样进行对比发现,虽然组分比例有所变化,但仍主要是硅、铝、铁等,总体变化有限,仍属硅酸盐矿石,可以判定扩大试验矿样具有代表性。

控制扩大试验工艺参数如下:

表 14 扩大试验浸出液主要组分

Table 14 Main composition results of leaching solution in scale-up test

试验批次	$\rho(\text{钼})/(\text{g} \cdot \text{L}^{-1})$	$\rho(\text{铁})/(\text{g} \cdot \text{L}^{-1})$	$\rho(\text{铝})/(\text{g} \cdot \text{L}^{-1})$	$\rho(\text{SiO}_2)/(\text{g} \cdot \text{L}^{-1})$	$\rho(\text{磷})/(\text{g} \cdot \text{L}^{-1})$	$\rho(\text{余酸})/(\text{g} \cdot \text{L}^{-1})$
1	0.761	7.30	2.98	0.069	0.236	43.9
2	0.715	8.28	2.49	0.078	0.301	46.2
3	0.721	7.39	2.36	0.089	0.289	51.2
4	0.765	7.82	2.53	0.078	0.305	52.8
5	0.807	7.98	2.69	0.081	0.269	49.5
6	0.835	8.51	2.52	0.080	0.310	48.7
平均	0.767	7.88	2.595	0.079	0.285	48.7

由表 13 看出:浸出扩大试验中钼平均浸出率(渣计)达 70%以上,最高达 78%,浸出结果优于工艺条件试验。研判其原因如下:浸出扩大试验矿样和浸出工艺开发试验矿样相比,钼品位从 0.21%降至 0.141%,铁质量分数由 3.52%降至 1.64%,硫质量分数由 0.51%降至 0.065%。硫含量的降低可能意味着还原态钼占比减少,氧化钼浸出更易进行;铁含量下降说明铁矿物对钼的包裹作用减弱。上述因素共同作用,使得矿石中钼的浸出相对容易,从而使浸出率相应提高。

由表 14 看出:扩大试验浸出液余酸质量浓度

1)一段浸出:矿样为原矿浆过滤所得滤饼,含水率 25%;浸出剂为二段浸出液和一次洗水,矿石粒度—100 目占比 85%,浸出温度 80℃,液固体积质量比 1.7:1,浸出时间 3 h。

2)二段浸出:硫酸用量 15%,软锰矿用量 3%,浸出温度 80℃,液固体积质量比 1.2:1,浸出时间 3 h。

浸出结果见表 13,浸出液主要组分见表 14。

表 13 扩大试验浸出结果

Table 13 Leaching results of scale-up test

试验批次	原矿钼品位/%	浸出渣钼品位/%	钼渣计浸出率/%
1	0.142	0.041	71.13
2	0.137	0.031	77.37
3	0.140	0.040	71.43
4	0.136	0.032	76.47
5	0.144	0.031	78.47
6	0.149	0.034	77.18
平均	0.141	0.037	75.35

在 43.9~52.8 g/L 范围内,与工艺条件试验结果基本一致;浸出液中铁、铝、硅、磷等质量浓度均不高,后续可采用萃取法或离子交换法对浸出液中的钼进行回收^[10-11]。

通过钼浸出率(渣计)和浸出液组分分析结果可知,所开发的两段逆流浸出工艺稳定可靠,可作为今后工业设计的依据。

5 结论

1)针对某低品位、矿性复杂、难选别富集的钼矿石,采用高酸强化浸出工艺能够有效破

解褐铁矿,实现低品位难选钼矿石的有效浸出。在矿石粒度—100目、硫酸用量20%、软锰矿用量3%、浸出温度80℃、液固体积质量比1.5:1、浸出时间3h适宜条件下,钼渣计浸出率达71.18%。

2)针对高酸浸出液中余酸质量浓度高(约80g/L)的问题,提出了采用两段逆流浸出工艺浸出钼。适宜条件下,钼平均渣计浸出率达72.16%,较单段浸出高出约1个百分点,与单段浸出相比,两段逆流浸出能使浸出液余酸浓度降低40%以上,硫酸总用量减少25%。

3)吨级扩大试验验证结果表明:在适宜条件下,钼渣计浸出率达71%以上,浸出液余酸平均质量浓度为48.7g/L,工艺运行稳定,浸出指标重现性好,可作为该矿床工业开发的技术依据。

4)两段逆流浸出工艺虽大幅降低了浸出液余酸,但浸出液剩余硫酸质量浓度仍高达48g/L,部分需中和外排,造成浪费。因此,有必要进一步探索余酸资源化利用或回收技术,以提高过程的整体经济性与环保性。

参考文献:

- [1] 栗万仁,魏刚,姚守忠. 有色金属冶金、材料、再生与环保[M]. 北京:化学工业出版社,2003:222-223.
- [2] 李政,吴琪,张必欣,等. 中国钼矿开发利用现状及资源形势分析[J]. 科技导报,2024,42(5):47-52.
Li Zheng, Wu Qi, Zhang Bixin, et al. On the current situation and resource situation of molybdenum mining development and utilization in China[J]. Science and Technology Review, 2024, 42(5): 47-52.
- [3] 高莲凤,田释梦,张振国,等. 钼尾矿资源综合利用研究进展[J]. 吉林大学学报(地球科学版),2024,54(5):1544-1557.
Gao Lianfeng, Tian Shimeng, Zhang Zhenguo, et al. Research progress on comprehensive utilization of molybdenum tailings resources[J]. Journal of Jilin University: Earth Science Edition, 2024, 54(5): 1544-1557.
- [4] 李丹. 低品位褐铁矿型红土镍矿湿法工艺研究进展及应用前景展望[J]. 湿法冶金, 2024, 43(4): 345-356.
Li Dan. Research progress and application prospect of hydrometallurgy for low grade laterite nickel ore [J]. Hydrometallurgy of China, 2024, 43(4): 345-356.
- [5] 王燕,欧阳剑,龚禹,等. 褐铁矿型红土镍矿中有价金属的酸浸工艺[J]. 有色金属科学与工程, 2024, 15(2): 274-284.
Wang Yan, Ouyang Jian, Gong Yu, et al. Acid leaching process of valuable metals from limonite-type laterite nickel ore[J]. Nonferrous Metals Science and Engineering, 2024, 15(2): 274-284.
- [6] 刘建辉. 闪锌矿-软锰矿湿法冶金浸出制备MnO₂、ZnO[J]. 广东化工, 2010(4): 70-71.
Liu Jianhui. Preparation of zinc oxide and manganese dioxide by acid leach of manganese oxide ore and sphalerite[J]. Guangdong Chemical Industry, 2010(4): 70-71.
- [7] 陈永强,邱定蕃,王成彦,等. 常压装置富氧浸出闪锌矿[J]. 有色金属, 2009, 61(4): 60-64.
Chen Yongqiang, Qiu Dingfan, Wang Chengyan, et al. Oxygen-enriched leaching of zinc sulfide concentrate in atmospheric pressure equipment[J]. Nonferrous Metals, 2009, 61(4): 60-64.
- [8] 梁泽强,王吉坤,周延熙,等. 闪锌矿与中性浸出渣合并氧压酸浸[J]. 有色金属冶炼, 2009(4): 72-76.
Liang Zeqiang, Wang Jikun, Zhou Yanxi, et al. Simultaneous pressure oxidation leaching of zinc sulfide concentrate and neutral leaching residue[J]. Nonferrous Metals Smelting, 2009(4): 72-76.
- [9] 杨伯和. 铀矿加工工艺学[M]. 北京:核工业北京化工冶金研究院, 2002: 186.
- [10] 徐琼,张如金. 从铀矿石浸出液中回收钼的实验方法[J]. 东华理工大学学报(自然科学版), 2014, 37(3): 328-332.
Xu Qiong, Zhang Rujin. Experimental methods of recovering molybdenum from uranium ore leaching liquid[J]. Journal of East China University of Technology (Natural Science), 2014, 37(3): 328-332.
- [11] 李大炳,孟晋,康绍辉,等. 用分步萃取法从某铀钼矿浸出液中分离回收钼钼[J]. 铀矿冶, 2015, 34(3): 178-183.
Li Dabing, Meng Jin, Kang Shaohui, et al. Separation and recovery of U-Mo by fractional extraction from leach liquor of one uranmolybdatite ore[J]. Uranium Mining and Metallurgy, 2015, 34(3): 178-183.

Intensified Leaching Process for Refractory Molybdenum Ore

KANG Shaohui, NIU Yuqing, KANG Xiuming, ZHANG Jiayu, YUAN Yuan,

LI Dabing, WANG Hao, YE Kaikai, LIU Kang, REN Yan

(*Beijing Research Institute of Chemical Engineering and Metallurgy, CNNC, Beijing 101149, China*)

Abstract: Aiming at the problems of low molybdenum grade, complex ore properties and poor enrichment effect by conventional mineral processing methods for a certain molybdenum deposit, on the basis of ore property research, acid leaching, alkaline leaching and enhanced leaching tests were carried out respectively. The high-acid enhanced leaching process was optimally selected. The effects of sulfuric acid dosage, ore particle size, leaching temperature, oxidant dosage, liquid volume to solid mass ratio and leaching time on molybdenum leaching efficiency were investigated, and the optimal leaching process parameters were determined. The results show that under the optimal conditions of ore particle size of -100 mesh, sulfuric acid dosage of 20% , pyrolusite dosage of 3% , leaching temperature of $80\text{ }^{\circ}\text{C}$, liquid volume to solid mass ratio of $1.5:1$ and leaching time of 3 h , the molybdenum leaching rate calculated by leaching residue reaches 71.18% via the high-acid enhanced leaching process. To solve the problem of excessive residual acid in high-acid enhanced leaching solution, a two-stage countercurrent leaching process is adopted. The average molybdenum leaching rate calculated by leaching residue increases to 72.16% , which is about 1 percentage point higher than that of single-stage leaching. Meanwhile, the mass concentration of residual acid decreases by more than 40% , and the total consumption of sulfuric acid reduces by 25% . The ton-scale pilot test results of the two-stage countercurrent leaching process indicate that under suitable conditions, the total sulfuric acid dosage is 15% , the residual acid mass concentration of leaching solution is 48.7 g/L , and the molybdenum leaching rate calculated by leaching residue remains above 71% . This process proves stable and reliable with good reproducibility of leaching indexes, which serves as the technical basis for the industrial design of this molybdenum deposit.

Key words: refractory molybdenum ore; limonite; low-grade; high-acid enhanced leaching; two-stage countercurrent leaching