

低品位氧化锌矿处理方法研究进展

李磊¹, 韩硕², 高映辉², 张治和¹, 黄四兰¹, 杨春龙^{1*}, 和春平¹

¹云南金鼎锌业有限公司, 云南 怒江

²昆明理工大学冶金与能源工程学院, 云南 昆明

收稿日期: 2026年6月3日; 录用日期: 2026年7月9日; 发布日期: 2026年7月30日

摘要

低品位氧化锌矿存在品位低、矿物组成复杂和锌赋存状态分散等问题, 导致单一选矿或冶金方法难以获得理想回收效果。文章综述了低品位氧化锌矿主要处理方法的研究进展, 重点分析了酸法浸出、碱法浸出、选矿预富集、硫化转化与浮选、焙烧-浸出、回转窑挥发、选矿-回转窑挥发联合工艺及其他强化处理方法的工艺特点与适用条件。结果表明, 酸法浸出工艺成熟、反应速率快, 但易受酸耗高、硅胶形成和杂质共浸影响; 碱法浸出选择性较好, 适合高硅、高钙镁矿石, 但仍需解决试剂循环和工业放大问题; 选矿预富集和硫化转化浮选可改善入冶物料性质; 焙烧-浸出和回转窑挥发适用于复杂难处理矿石, 但能耗及烟尘处理压力较大。未来低品位氧化锌矿处理应向矿物学精准识别、低耗选择性浸出、选冶联合、多金属综合回收和绿色低碳利用方向发展。

关键词

低品位氧化锌矿, 湿法冶金, 浸出, 回转窑挥发, 绿色冶金

Research Progress on Processing Methods for Low-Grade Zinc Oxide Ores

Lei Li¹, Shuo Han², Yinghui Gao², Zhihe Zhang¹, Silan Huang¹, Chunlong Yang^{1*}, Chunping He¹

¹Yunnan Jinding Zinc Industry Co., Ltd., Nujiang Yunnan

²School of Metallurgy and Energy Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming Yunnan

Received: June 3, 2026; accepted: July 9, 2026; published: July 30, 2026

Abstract

Low-grade zinc oxide ores suffer from problems such as low grade, complex mineral composition,

*通讯作者。

文章引用: 李磊, 韩硕, 高映辉, 张治和, 黄四兰, 杨春龙, 和春平. 低品位氧化锌矿处理方法研究进展[J]. 矿山工程, 2026, 14(4): 1088-1103. DOI: 10.12677/me.2026.144108

and dispersed zinc occurrence, making it difficult to achieve ideal recovery results with single beneficiation or metallurgical methods. This paper reviews the research progress on major processing methods for low-grade zinc oxide ores, focusing on analyzing the process characteristics and applicable conditions of acid leaching, alkaline leaching, beneficiation pre-enrichment, sulfide conversion and flotation, roasting-leaching, rotary kiln volatilization, combined beneficiation-rotary kiln volatilization process, and other enhanced processing methods. The results show that acid leaching is a mature process with a fast reaction rate, but it is easily affected by high acid consumption, silica gel formation, and co-leaching of impurities. Alkali leaching has better selectivity and is suitable for high-silica and high-calcium-magnesium ores, but the issues of reagent recycling and industrial scale-up still need to be addressed. Pre-enrichment in mineral processing and sulfide conversion flotation can improve the properties of feed materials. Roasting-leaching, and rotary kiln volatilization are suitable for complex and difficult-to-process ores, but they have high energy consumption and significant challenges in dust treatment. Future treatment of low-grade zinc oxide ore should develop towards precise mineralogical identification, low-consumption selective leaching, integrated beneficiation and metallurgy, comprehensive recovery of multiple metals, and green and low-carbon utilization.

Keywords

Low-Grade Zinc Oxide Ore, Hydrometallurgy, Leaching, Rotary Kiln Volatilization, Green Metallurgy

Copyright © 2026 by author(s) and Hans Publishers Inc.

This work is licensed under the Creative Commons Attribution International License (CC BY 4.0).

<http://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>



Open Access

1. 引言

锌是国民经济和现代工业体系中重要的基础有色金属,广泛应用于镀锌防腐、合金制造、电池材料、化工产品及设备制造等领域[1]-[3]。传统锌工业高度依赖以闪锌矿为代表的硫化锌资源,其配套的选矿及湿法冶金技术已高度成熟。但在高品位硫化矿持续耗竭的背景下,行业供给端被迫寻求新的增长极,低品位氧化锌矿的开发利用因此被提上日程,成为锌资源接续的重要一环[4][5]。我国氧化锌矿资源分布较广,在云南、四川、贵州、广西等地区均有赋存,但这类资源中相当部分属于低品位、复杂难处理矿石,长期未能得到高效开发[6]-[8]。面对这一现状,如何针对性地解决低品位氧化锌矿在矿物解离、清洁浸出以及多金属综合回收等方面的工艺瓶颈,已成为锌资源高效利用领域极具现实意义的研究课题。

低品位氧化锌矿的处理难度,不能简单归咎于锌品位的低下。与硫化矿相比,其真正的挑战在于复杂的矿物组成及其引发的特殊冶金响应[9][10]。低品位氧化锌矿中含锌矿物通常包括菱锌矿、异极矿、硅锌矿、水锌矿以及少量残余硫化锌等,锌的赋存状态分散且嵌布关系复杂[11];这种复杂的矿物学特性带来了双重工艺难题:一方面,矿石易泥化的特质及细泥、铁质矿物的干扰,严重削弱了浮选的选择性与精矿质量[12][13];另一方面,在酸法浸出体系中,碳酸盐脉石导致酸耗激增,而硅酸盐溶解形成的硅胶则会造成严重的过滤堵塞与净化障碍。由此可见,低品位氧化锌矿的开发利用本质上是一个涉及矿物解离、界面调控、选择性浸出和杂质控制的综合性问题。

针对上述问题,直接浸出法[14]是低品位氧化锌矿湿法冶金研究中最基础的方向,其中,酸法浸出凭借其优异的反应动力学速率、较高的锌回收率及良好的工艺兼容性占据重要地位,但其短板同样显著:在处理高硅、高钙镁矿石时,不仅面临酸耗激增与杂质大量共浸的困境,溶解的硅酸盐还极易聚合生成

硅胶, 严重制约固液分离效率。相对而言, 碱法浸出[15]展现出更强的化学选择性, 能够在一定程度上降低 Fe、Ca、Mg 等杂质进入溶液的程度, 表现出较好的选择性, 但仍面临试剂循环、氨挥发、铅锌分离和工业放大等问题[16]。除直接浸出外, 选矿预富集[17]、硫化转化浮选[18]、焙烧-浸出、回转窑挥发以及选冶联合流程等方法也被广泛研究。基于此, 本文拟以低品位氧化锌矿处理技术为综述对象, 对相关研究进展进行系统梳理。全文重点讨论直接浸出法中酸法浸出与碱法浸出的作用机制、适用条件及存在问题; 分析选矿冶金法中预富集、硫化转化与焙烧-浸出工艺对提高锌回收率和降低后续冶金负担的作用; 总结回转窑挥发法及选矿-回转窑挥发联合工艺在复杂低品位氧化锌矿处理中的应用特点; 并对生物浸出、外场强化浸出、络合浸出、溶剂萃取等其他新型方法进行补充评述。在此基础上, 比较不同工艺路线的优势、局限与适用对象, 探讨低品位氧化锌矿未来向高效浸出、低耗净化、多金属综合回收和绿色低碳利用方向发展的可能路径。

2. 浸出方法

2.1. 直接浸出法

2.1.1. 酸法浸出

酸法浸出是低品位氧化锌矿湿法处理体系中研究最早、应用基础最成熟的一类方法, 其核心在于利用酸性介质将菱锌矿、异极矿、硅锌矿等氧化态含锌矿物转化为可溶性锌盐, 从而实现锌与脉石矿物的初步分离。赵金忠[19]在研究低品位氧化锌矿提锌工艺时指出, 酸性浸出的目标不仅是使锌尽可能进入溶液, 同时还应尽量抑制有害杂质溶出, 使其留在浸出渣中。酸法浸出的工艺强化通常首先围绕酸度、粒度、液固比、温度和浸出时间等参数展开, 其本质是提高含锌矿物与 H^+ 的接触效率, 并通过维持适宜的酸度条件促进难溶锌相溶解。因此, 酸法浸出不能简单追求高酸度, 而应在锌浸出率、酸耗和杂质进入溶液之间取得平衡。沈卫卫等[20]采用硫酸浸出新疆紫金低品位氧化锌矿及含锌废石制备碱式碳酸锌, 在磨矿细度为 $74\ \mu m$ 占 30%、液固比为 2、硫酸用量 $52\ kg/t$ 、浸出时间为 2 h、终点 pH 为 1.5~2.0 的条件下, 锌浸出率为 63%, 氧化锌浸出率达到 97% (图 1); 进一步采用碳酸钙预中和-碳酸钠沉锌工艺, 使浸出液中锌沉淀率达到 99%, 获得锌品位约 50% 的碱式碳酸锌产品。该研究表明, 对于含锌废石或极低品位氧化锌矿, 酸浸并不一定追求总锌完全浸出, 而是优先实现易浸氧化锌相的高效回收, 并通过后续沉锌过程获得可返回电锌系统的中间产品。

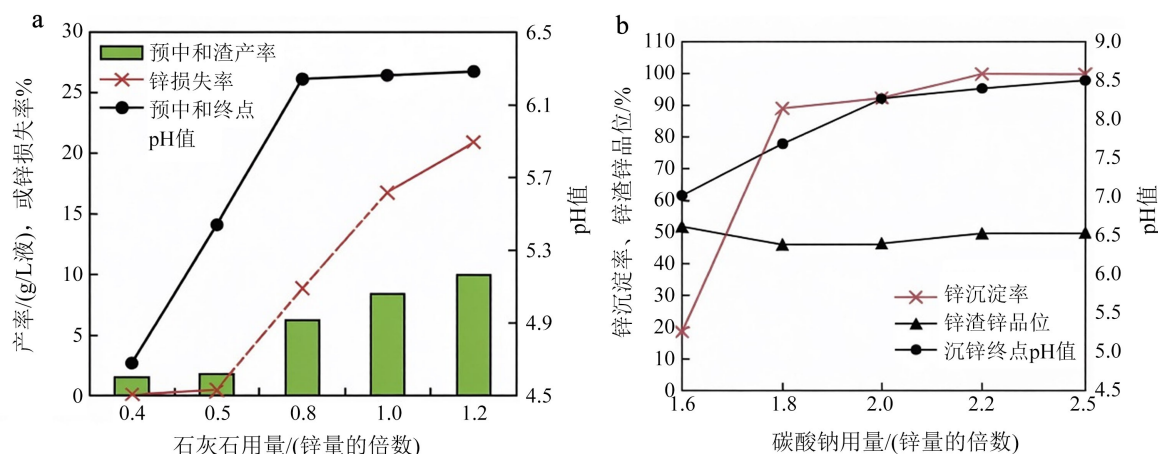


Figure 1. (a) Results of calcium carbonate pre-neutralization test; (b) Results of sodium carbonate zinc precipitation test [20]
图 1. (a) 碳酸钙预中和试验结果; (b) 碳酸钠沉锌试验结果[20]

高硅型低品位氧化锌矿是酸法浸出中最具代表性的难处理对象,其硅酸盐锌矿物溶解过程中易形成胶体硅,导致矿浆黏度升高、过滤困难,并进一步影响萃取、电积等后续工序。Zhang 等[21]采用硫酸熟化-水浸处理高硅低品位氧化锌矿,在缺水体系中进行硫酸熟化后再水浸,最优条件下锌提取率达到 99.22%,该过程通过矿相重构实现了锌与硅的有效分离,可在较大程度上避免传统酸浸中硅胶生成问题。对于氧硫混合型氧化锌矿,单纯酸浸通常只能有效处理氧化锌相,而残余硫化锌、锌铁尖晶石或与锰氧化物结合的锌相难以完全溶出。杨洋[22]以兰坪低品位氧硫混合锌矿为对象,将浸出过程分为两段:第一段采用硫酸浸出氧化锌矿,第二段利用 $\text{SO}_2\text{-Air-Fe(III)}$ 协同体系浸出硫化锌矿,并在浸出后采用中和絮凝法除铁、除硅。其结果显示,在粒度小于 0.074 mm 占 77.55%、液固比为 7:1、 $\text{pH} = 1.0$ 、温度 70°C 、浸出 2 h 的条件下,氧化锌矿基本全部浸出,总锌浸出率达到 86.58%。因此,酸法浸出在处理此类矿石时往往需要与氧化浸出、还原浸出或分段浸出相结合,以提高不同赋存状态锌的综合回收率。酸法浸出的另一类强化方向是针对铁锰等杂质包裹或共生导致的难浸锌,通过调控氧化还原环境释放被束缚的锌。Soltani 等[23]研究了含 5.9% Zn、33.4% Fe 和 13.7% Mn 的低品位氧化锌矿直接浸出行为,常规硫酸浸出条件下,锌浸出率约为 60%,加入 Na_2SO_3 进行还原浸出后,锌和锰浸出率分别提高至约 82.7% 和 96.2%。该研究揭示了还原浸出可有效破坏 Zn-Mn 复合氧化物结构,提高锌浸出率,但同时也会造成大量锰进入溶液,增加后续净化负担和酸耗。

2.1.2. 碱法浸出

碱法浸出是针对高硅、高钙镁及高碱性脉石低品位氧化锌矿发展起来的重要湿法冶金方法。与硫酸浸出相比,碱法体系的核心优势在于利用锌及部分铅化合物的两性特征或络合溶解行为,使 Zn 选择性进入溶液,而 Fe、Ca、Mg 等杂质多以固相形式留在浸出渣中,从而降低酸耗、硅胶生成和后续净化压力。根据浸出剂类型,碱法浸出主要包括 NaOH 浸出、氨-铵盐浸出以及有机络合强化浸出等。Feng 等[24]较早提出对粉状低品位氧化锌矿进行造粒后氨性柱浸,证明了碱性体系对细粒粉状矿的适应潜力;Liu 等[25]则采用 NaOH 浸出-硫化物两段沉淀流程,从贫氧化锌矿中分别制备铅、锌精矿,说明碱法浸出不仅可用于锌浸出,也可与后续沉淀分离相结合实现铅锌综合回收。

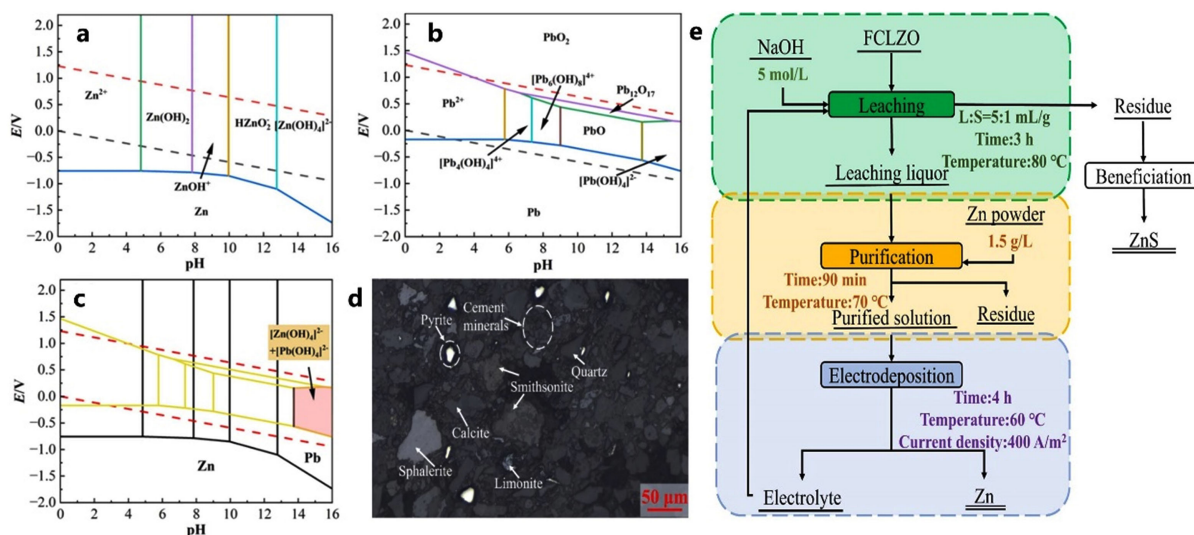


Figure 2. E-pH stability field diagram: (a) Zn-H₂O, (b) Pb-H₂O, (c) Zn-Pb; (d) Optical microscopic image of low-grade zinc oxide ore flotation concentrate; (e) Technical route of metallurgy followed by beneficiation [26]

图 2. E-pH 稳定场图: (a) Zn-H₂O、(b) Pb-H₂O、(c) Zn-Pb; (d) 低品位氧化锌矿浮选精矿的光学显微镜图像; (e) 先冶金后选矿的技术路线[26]

NaOH 浸出主要依靠锌氧化物、碳酸盐及部分硅酸盐锌矿物在强碱条件下生成可溶性锌酸根离子, 从而实现锌的溶出。该方法设备腐蚀性相对较低, 且 Fe、Mg、Ca 等非两性杂质溶出较少, 适合处理酸耗高或含碱性脉石较多的氧化锌矿。针对菱锌矿, Zhang 等[27]采用煅烧联合 NaOH 浸出路线, 先将 ZnCO_3 转化为活性更高的 ZnO , 再进行碱浸, 锌浸出率可超过 92%, 表明热预处理能够显著改善碳酸锌矿物的碱浸行为。Wu 等[26]提出 NaOH 浸出先冶后选工艺(图 2), 利用强碱条件下 Zn 易形成 $[\text{Zn}(\text{OH})_4]^{2-}$ 的特征, 优先浸出氧化态锌, 而将未反应的硫化锌保留于浸出渣中并进入后续选矿回收。其工艺流程包括 NaOH 浸出、锌粉置换除铅和电积回收锌三个阶段: 在 5 mol/L NaOH、液固比 1 mL/g、80℃、2 h 条件下浸出, 随后以 1.5 g/L 锌粉在 70℃ 下净化 90 min, 使溶液中 Pb 通过置换反应去除, 再进行电积制备金属锌。该研究表明, NaOH 浸出不仅可降低传统酸浸中的硅胶和杂质溶出问题, 还可通过氧化锌碱浸-硫化锌选矿的分步路径提高复杂锌矿物的综合回收效率。Peng 等[28]从动力学和密度泛函理论角度阐明了 NaOH 对低品位硅酸盐型氧化锌矿的选择性浸出机制。如图 3 所示, 研究发现 NaOH 在 Zn_2SiO_4 表面的吸附能为 -2.27 eV, 明显强于其在 FeOOH 和 Fe_2O_3 表面的吸附作用, 说明 NaOH 更易优先破坏硅酸锌相中的 Zn-O-Si 结构, 而铁氧化物相较难被浸出。结合动力学分析, 预热浸出剂可降低反应活化能, 使锌浸出率由 83.54% 提高至 90.39%。该研究表明, 强碱浸出高硅氧化锌矿的关键不只是提高 NaOH 浓度, 更在于强化 NaOH 与硅酸锌表面的界面反应, 从而实现锌与铁等杂质的选择性分离。

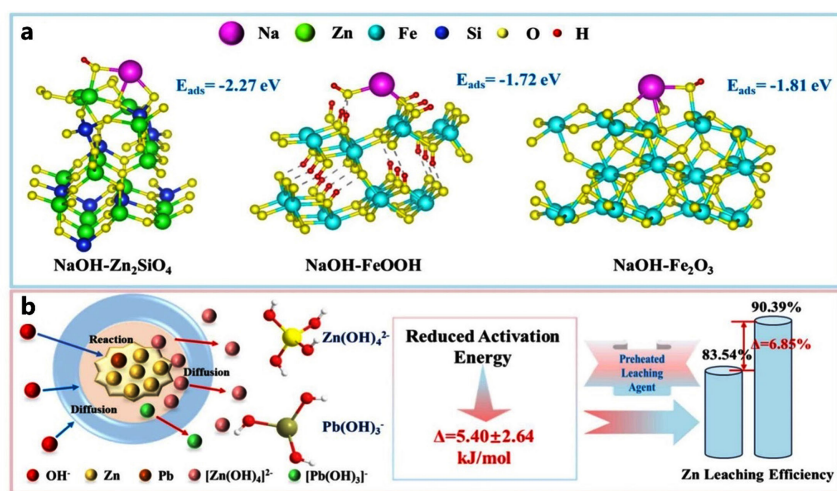


Figure 3. Schematic diagram of the leaching mechanism of low-grade silicate zinc oxide ore in NaOH solution [28]
图 3. 低品位硅酸盐型氧化锌矿在 NaOH 溶液中的浸出机理示意图[28]

刘羽溪等[29]采用氨-铵体系处理兰坪低品位难选氧化锌矿, 利用锌氨络离子形成实现锌与脉石的分离; Rao 等[30]在 $\text{NH}_4\text{Cl}-\text{NH}_3$ 体系中加入氨三乙酸作为络合剂, 使锌浸出率达到 90.3%, 表明提高络合稳定性可强化难浸锌矿物溶解; Chen 等[31]研究 $\text{NH}_3-(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$ 体系浸出低品位氧化锌矿, 在优化条件下锌浸出率达到 96.76%, 且铅、铁、钙在浸出液中的浓度均较低, 体现出氨性体系在复杂低品位矿处理中的选择性优势。为了进一步提高氨性浸出体系对异极矿、硅锌矿等难浸矿物的溶解能力, 研究者常引入柠檬酸盐、氨三乙酸等有机络合剂。Li 等[32]采用柠檬酸铵强化氨性浸出, 在较温和条件下获得较高锌浸出率; Yang 等[33]研究柠檬酸钠对氨-硫酸铵循环浸出的影响, 认为柠檬酸根可增强对难浸锌相的络合作用, 从而促进多相氧化锌矿中锌的溶解; Ma 等[34]在 $\text{NH}_3-\text{H}_3\text{C}_6\text{H}_5\text{O}_7-\text{H}_2\text{O}$ 体系中浸出低品位氧化锌矿, 指出柠檬酸与锌离子形成络合物后, 可显著改善异极矿等硅酸盐锌矿物的浸出效果。此类研究说明, 碱法浸出已由传统的氨络合逐渐发展为氨性介质-有机配体协同络合的强化浸出体系。

2.2. 选矿冶金法

2.2.1. 选矿预富集

选矿预富集的主要作用在于提高入冶物料锌品位、减少脉石进入后续浸出体系,并降低酸耗、碱耗和浸出液净化负担。对于低品位氧化锌矿而言,直接浸出虽然流程短,但当原矿中含有大量石英、方解石、白云石、褐铁矿及黏土矿物时,大量无效脉石会参与反应或影响固液分离,使湿法处理的经济性明显下降。因此,在浸出前通过浮选、脱泥、磁选等方法进行预富集,是提高后续冶金过程稳定性的重要手段。Ejtemaei 等[35]在氧化锌矿浮选综述中指出,低品位氧化锌矿全矿浸出往往不具备经济性,先通过浮选脱除酸耗脉石并获得较高锌品位精矿,再进入湿法处理,可显著改善试剂消耗、工厂规模和后续冶金适应性。

低品位氧化锌矿浮选的难点首先来自矿泥。He 等[36]针对高泥、高铁氧化锌矿提出水力旋流器脱泥-分散剂调浆-磁选除铁-浮选的预处理流程,在优化条件下获得 Zn 品位 34.66%、回收率 73.41%的锌精矿,说明对矿泥和铁质矿物进行前端控制,可明显改善氧化锌矿浮选指标。Navidi Kashani 和 Rashchi [37]在处理铅浮选尾矿中氧化锌矿物时也发现,细泥并不一定都应直接脱除;当细粒级中含有较多锌时,盲目脱泥会造成金属损失,采用六偏磷酸钠分散可获得 Zn 品位 40.7%、回收率 70%的较好指标。浮选是氧化锌矿预富集中最常用的方法。Mehdilo 等[38]研究菱锌矿浮选时指出,硫化钠用量、捕收剂类型和脱泥是影响锌品位与回收率的主要因素,采用 Armac C 与 Armac T 混合捕收剂时,在不添加脉石抑制剂的情况下,得出 Zn 回收率为 94.4%、精矿品位为 42.3%,同时降低捕收剂消耗。这表明,混合捕收剂并非简单叠加药剂作用,而是通过改善矿物表面疏水性和泡沫选择性,提高氧化锌矿预富集效率。

针对相对复杂的低品位氧化锌矿,单一常规捕收剂往往难以兼顾品位与回收率,组合药剂和新型捕收剂成为提高浮选选择性的重要方向。张谌虎等[8]研究贵州某低品位氧化锌矿时发现,采用水杨醛缩氨基-2-硫酚与椰油胺组成的螯合类组合药剂,可获得 Zn 品位 25.97%、回收率 75.64%的精矿。靳晨曦等[39]针对 Zn 品位仅 1.26%的极低品位泥质氧化锌矿,采用脱泥和硫化-胺法浮选柱流程,得到 Zn 品位 28.64%、回收率 52.24%的锌精矿,说明即使对于超低品位尾矿资源,只要矿泥控制和药剂制度合理,仍具有一定预富集价值。除经验筛选药剂外,浮选药剂设计正逐渐向分子结构调控和界面作用机理方向发展。Zhao 等[40]基于键价模型和密度泛函理论设计氧化锌矿浮选捕收剂,发现羧基、酰胺基等官能团与异极矿表面 Zn 位点的作用强度会影响捕收剂浮选性能,为捕收剂分子设计提供了理论依据。Song 等[41]系统总结了螯合药剂在氧化锌矿浮选中的应用,如图 4 指出羟肟酸、磷酸类、酰胺类、8-羟基喹啉类等药剂因具有较强配位能力和较好选择性,是改善氧化锌矿浮选分离的重要方向。其作用机制表明,螯合药剂可作为捕收剂、活化剂或抑制剂参与浮选,关键在于分子中的 O、N、S、P 等配位原子能够与矿物表面金属活性位点发生选择性作用。以螯合抑制剂为例,1-羟基乙叉-1,1-二膦酸、聚天冬氨酸钠和亚氨基二琥珀酸四钠等药剂可调控石英等脉石表面性质,削弱油酸钠在脉石表面的吸附,从而扩大菱锌矿与脉石矿物的可浮性差异。该类研究表明,螯合药剂设计的重点不仅在于增强氧化锌矿物捕收能力,更在于通过表面选择性作用提高浮选分离精度。Jia 等[42]进一步提出以氨基酸作为可降解活化剂促进菱锌矿浮选,如图 5 所示,其中色氨酸可与菱锌矿表面 Zn 位点配位,增强油酸钠在矿物表面的吸附,体现出绿色药剂在氧化锌矿预富集中的应用潜力。

对于氧硫混合型或强风化低品位氧化锌矿,预富集流程通常需要兼顾硫化锌和氧化锌两类矿物的回收。罗仙平等[43]针对四川某难选低品位氧化锌矿,提出硫化锌优先浮选-尾矿摇床脱泥-氧化锌硫化浮选流程,在原矿 Zn 品位仅 1.45%的条件下,获得硫化锌精矿和氧化锌精矿,累计 Zn 回收率达到 68.36%。该类流程说明,选矿预富集并非只服务于氧化锌矿物本身,也可通过分步回收不同锌相,降低后续冶金处理物料的复杂性。

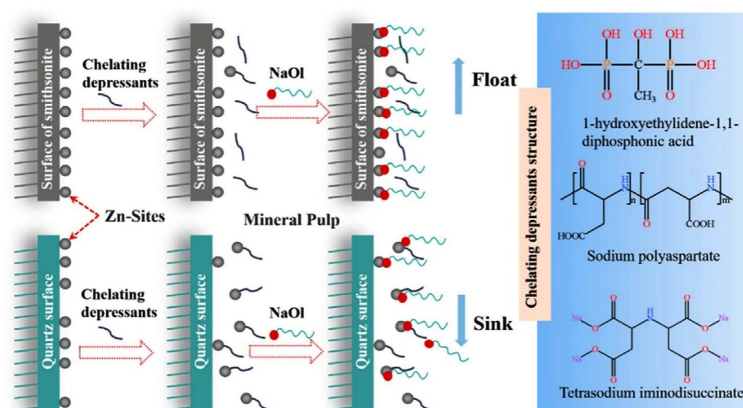


Figure 4. Structure of the chelation inhibitor and its interaction model with Smithsonian stone and quartz [41]

图 4. 螯合抑制剂的结构及其与史密森石和石英的相互作用模型[41]

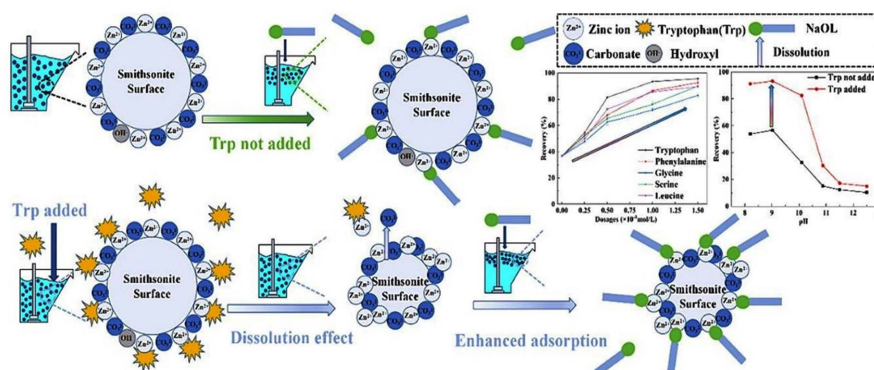


Figure 5. Application and mechanism of tryptophan, a biodegradable activator and small organic molecule, in Smithsonian flotation [42]

图 5. 可降解活化剂生物小分子有机酸色氨酸在史密森浮选中的应用及其机制[42]

2.2.2. 硫化转化与浮选

硫化转化-浮选的核心在于通过表面改性或矿相重构,将亲水性较强的氧化锌矿物转化为具有硫化矿浮选特征的可浮物相,从而提高其浮选回收效果。王利飞等[18]将低品位氧化锌矿经硫化转化后,发现该方式可改善铅锌矿物表面疏水性,提高后续浮选回收效果。但常温表面硫化对矿浆 pH、硫化剂用量和矿泥含量较敏感,硫化剂不足会导致硫化不完全,过量又可能抑制上浮或恶化泡沫状态。为提高硫化层稳定性,硫化焙烧-浮选逐渐用于难选氧化锌矿处理。该方法通过硫磺、黄铁矿等硫化剂在一定温度下与氧化锌矿物反应,使 ZnCO_3 、 ZnO 等转化为 ZnS 或在表面形成较稳定的硫化层,再按硫化锌矿浮选方式回收。孔燕等[44]以黄铁矿为硫化剂处理低品位氧化锌矿,焙烧后 ZnCO_3 衍射峰消失并出现 ZnS 衍射峰,说明氧化锌矿物发生明显硫化转化;同时,焙烧产物呈疏松多孔结构,有利于后续磨矿和浮选。其进一步研究指出,硫磺硫化速度较快、锌硫化率较高,而黄铁矿释放硫组分较缓慢,在足够反应时间下硫利用率较高,但可能因引入铁相而增加浮选分离难度。

传统硫化焙烧往往需要较高温度和较长时间,能耗及 SO_2 排放风险较高。为此,研究者将微波、流态化等强化手段引入硫化焙烧过程,以提高气固传质效率并降低反应温度。Chen 等[45]提出基于流态化焙烧的菱锌矿硫化重构方法,如图 6 所示,在 450°C 、25% H_2 气氛下焙烧 20 min 后,以丁基黄药为捕收剂可获得 89% 的浮选回收率;研究认为 450°C 时菱锌矿表面形成疏水性闪锌矿层,而过高温下易生成

亲水性纤锌矿, 说明焙烧温度对硫化产物晶相和浮选行为具有决定作用。微波硫化焙烧则利用选择性加热和快速升温促进矿相转化, 可在较低温度下强化菱锌矿硫化。Kang 等[46]采用微波焙烧使菱锌矿先分解为 ZnO , 再与黄铁矿反应形成 ZnS , 最优条件为 400°C 和 $\text{ZnCO}_3:\text{FeS}_2$ 质量比 1:1.5; 与常规硫化相比, 微波硫化焙烧后浮选所得锌精矿品位为 50.21%、回收率为 90.32%, 回收率提高明显。该结果说明, 微波场不仅促进硫化反应发生, 也通过改变矿物表面形貌和硫元素分布提高了浮选响应。

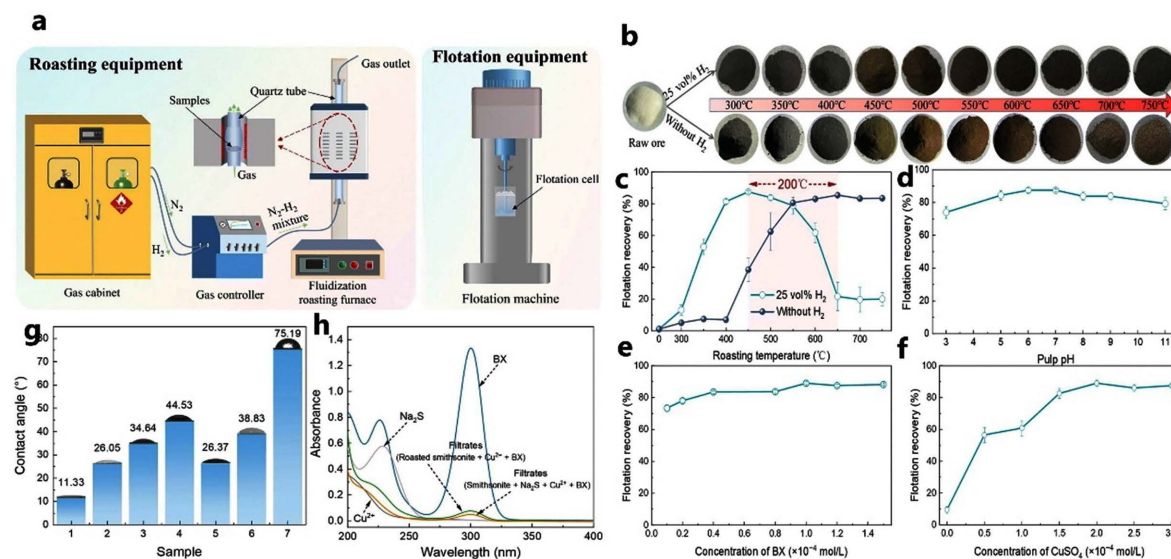


Figure 6. (a) Schematic diagram of roasting and flotation equipment; (b) Photographs of roasted smithsonite products at different temperatures; (c) Roasting temperature; (d) Pulp pH; (e) BX concentration; (f) Effect of CuSO_4 concentration on flotation recovery of roasted smithsonite products; (g) Contact angle of smithsonite sample; (h) UV-Vis spectrum of filtrate after adsorption of flotation reagents and minerals [45]

图 6. (a) 焙烧和浮选设备示意图; (b) 不同温度下焙烧菱锌矿产物的照片; (c) 焙烧温度; (d) 矿浆 pH 值; (e) BX 浓度; (f) CuSO_4 浓度对菱锌矿焙烧产物浮选回收率的影响; (g) 菱锌矿样品的接触角; (h) 浮选药剂与矿物吸附后滤液的紫外 - 可见光谱[45]

2.2.3. 焙烧 - 浸出工艺

焙烧 - 浸出工艺通过热处理改变低品位氧化锌矿中锌的赋存状态, 使难浸的碳酸盐、硅酸盐或硫化态锌转化为更易溶出的氧化物、硫酸盐或其他活性物相, 再经水浸、酸浸、碱浸或氨浸实现锌提取。王乐[47]以兰坪低品位氧化锌矿为对象, 采用浓硫酸焙烧 - 浸出工艺处理铅锌资源, 锌浸出率达到 83.91%, 说明焙烧预处理对复杂氧化锌矿提锌具有一定强化作用。硫酸铵焙烧 - 水浸是该类工艺中较具代表性的路线, 其原理是利用 $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ 与 ZnCO_3 、 ZnO 、 Zn_2SiO_4 等锌矿物反应生成水溶性 ZnSO_4 , 而 Si、Ca 等脉石组分主要保留在浸出渣中。Sun 等[48]研究表明, 该反应在 573~723 K 范围内具有热力学可行性, 焙烧过程受表面化学反应控制, 优化条件下锌提取率可达 92%。Shao 等[49]进一步确定了硫酸铵焙烧的主要影响因素, 认为 $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4/\text{Zn}$ 摩尔比和焙烧温度对锌提取影响最显著(图 7), 较优条件为摩尔比 1.4:1、焙烧温度 440°C 、保温 60 min。

硫酸铵焙烧的优势不仅在于锌转化率较高, 还在于有利于试剂循环和多组分综合利用。Shen 等[50]提出硫酸铵焙烧 - 水浸 - 沉锌 - 残渣综合利用流程, 锌最大提取率可达 96%, 并将 Pb、Sr、Si、Fe 等组分纳入后续回收体系, 体现出该工艺对复杂氧化锌矿的综合利用潜力。除硫酸铵焙烧外, 碱焙烧和矿相重构焙烧也可用于提高氧化锌矿的可浸性。碱焙烧通常利用 NaOH 与矿物中 Zn、Si、Pb 等组分反应, 使其转化为可溶性钠盐, 再通过水浸、碳分和苛化等步骤回收产品并循环碱液; 陈兵等[51]采用 NaOH 碱熔

融焙烧处理低品位氧化锌矿, 提出了溶出液制备 ZnO 、 SiO_2 产品及 NaOH 循环利用的思路, 说明碱焙烧更适合多组分综合回收型矿石。对于特定难浸锌矿物, 煅烧和微波焙烧可通过矿相转化提高后续浸出效率。Zhang 等[27]研究表明, 菱锌矿在 400°C 煅烧后基本转化为 ZnO , 再经 NaOH 浸出时锌浸出率可超过 92%; Yang 等[52]采用微波焙烧相变-浸出处理氧硫混合锌矿, 使难处理 ZnS 等锌相转化为易浸形态, 锌浸出率达到 82.06%, 明显高于传统电阻炉焙烧样品。

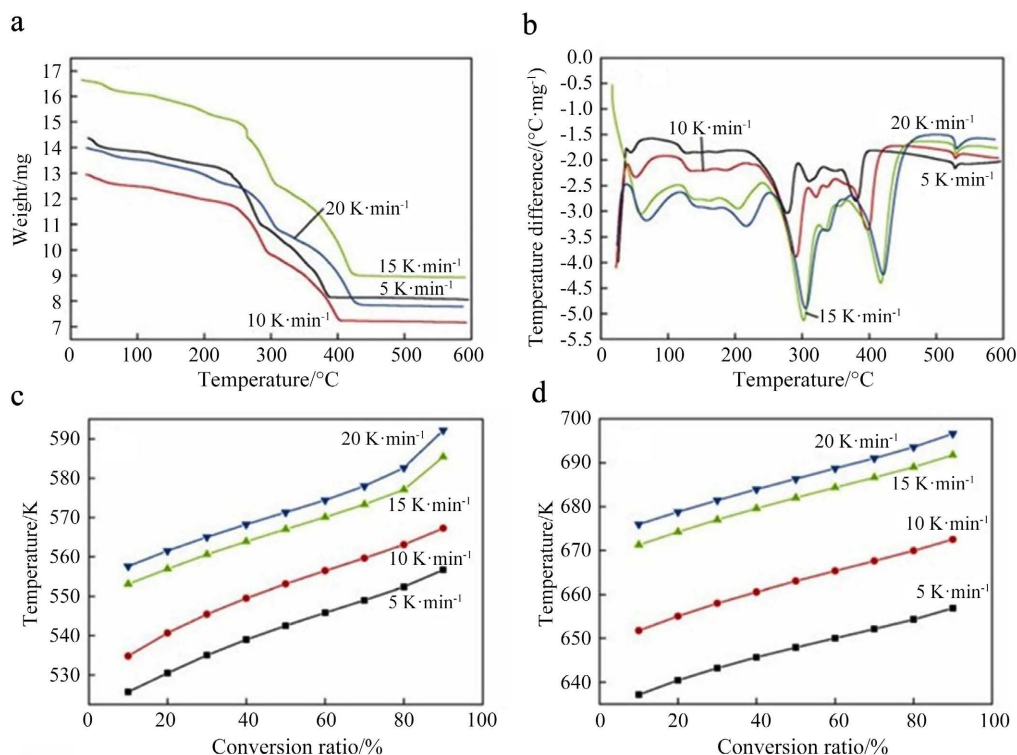


Figure 7. TG-DTA curves of $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ roasted zinc oxide ore: (a) TG, (b) DTA; (c)~(d) Relationship between conversion rate and temperature corresponding to endothermic peaks TG-DTA peaks [49]

图 7. $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ 焙烧氧化锌矿的 TG-DTA 曲线: (a) TG、(b) DTA; (c)~(d) 吸热峰对应的转化率与温度的关系 TG-DTA 峰[49]

2.3. 回转窑挥发法

回转窑挥发法是一种典型的火法富集-湿法回收联合路线, 适用于锌品位低、脉石含量高、直接选矿或直接浸出效果较差的复杂氧化锌矿。其基本原理是在高温还原气氛下, 使矿石中的 ZnO 、 ZnCO_3 、 Zn_2SiO_4 及部分 ZnS 被还原为金属锌蒸气, 随后在气相中重新氧化生成氧化锌烟尘, 并由收尘系统捕集, 实现锌与大量脉石矿物的分离。赵金忠[19]指出, 回转窑挥发法通常在 1000°C ~ 1200°C 高温区进行, 锌化合物经 C 或 CO 还原进入气相, 再氧化为氧化锌粉尘, 铅、镉等易挥发金属也可能进入烟尘产品, 而铜、金、银等多留在窑渣中。丰奇成等[53]也指出, 氧化锌矿火法处理主要依靠还原挥发使锌进入烟气, 所得氧化锌粉尘经脱氟、脱氯等处理后可进入湿法炼锌流程。该方法的优势在于原料适应性强, 可将低品位、难选难浸物料中的锌富集到烟尘中; 陈志红[54]的工业生产研究表明, 回转窑法可获得含氧化锌和金属锌的烟尘, 锌回收率约为 85%, 显示出较好的工业可行性。

回转窑挥发的效果主要受还原剂用量、反应温度、停留时间、矿石粒度和窑内气氛控制等影响。温度过低时, 铁酸锌、硅酸锌等难处理锌相分解和还原不足; 温度过高则可能引起结窑、积铁或 Zn-Fe 合

金生成，不利于稳定挥发。韦响等[55]采用高温挥发法处理难选低品位氧化锌矿，在烟煤作还原剂、煤矿质量比 1:2、反应温度 1200℃、反应时间 40 min 条件下，锌挥发率达到 85.3%，说明温度和还原气氛是影响挥发效率的关键因素。从湿法冶金角度看，回转窑挥发并不以烟尘捕集为终点，富锌烟尘的后续浸出和净化才决定锌的最终回收效果。金鑫[56]以低品位回转窑挥发氧化锌为原料开展常压富氧浸出研究，指出高残硫、低锌氧化锌在常规两段酸浸中锌浸出率仅约 80%，而在高酸浸出阶段通入富氧空气可强化含硫锌相溶解并降低锌损失，结果发现烟尘湿法处理需针对 Zn、S、Cl、F、Pb、Cd 等组分特征进行调控。

2.4. 选矿 - 回转窑挥发联合工艺

选矿 - 回转窑挥发联合工艺主要面向低品位、泥化严重、脉石含量高且单一浮选或直接浸出效果有限的复杂氧化锌矿。其基本思路是先通过选矿提高含锌物料品位、降低无效脉石含量，再利用回转窑还原焙烧或碳热还原挥发使锌、铅等易挥发组分进入烟尘或挥发产物，最后经湿法浸出和净化回收。Shang 和 Tan [57]针对云南某低品位难处理氧化锌矿指出，该矿泥质和碱性脉石含量高，直接堆浸并不适宜，需采用选矿与冶金相结合的新工艺实现锌资源回收。Zeng 等[58]以低品位铅锌氧化矿浮选产品为对象，研究 Pb、Zn 和 S 在碳热还原过程中的挥发行为，表明浮选产品仍可通过还原挥发进一步实现铅锌富集。其关于锌挥发动力学的进一步研究也说明，浮选产品中锌的挥发行为与还原过程中的物相演变密切相关。对于氧硫混合型铅锌矿，选矿产品或中矿中往往仍含有氧化态和硫化态锌，后续挥发过程需要考虑不同锌相的转化与挥发行为。Hou 等[59]研究低品位氧硫混合铅锌矿碳热还原过程的热力学行为和动力学规律，指出该研究可为此类矿石的大规模火法处理提供理论支撑。

2.5. 其他处理方法

Table 1. Comprehensive comparison of major processing technologies for low-grade zinc ore
表 1. 低品位氧化锌矿主要处理技术综合对比

原理技术	优先适用对象	主要优势	主要限制/判断	参考文献
酸浸/熟化 - 水浸	菱锌矿、易浸 ZnO 较多；高硅矿宜熟化	反应快、流程成熟、锌提取率高	高 Ca/Mg 酸耗高；高硅易过滤困难	[19] [21]
NaOH 碱浸	高硅、高钙镁、酸耗型矿石	选择性好，Fe/Ca/Mg 共浸少	碱液循环、Pb-Zn 分离是关键	[19] [26]
氨 - 铵盐/络合浸出	杂质多、需选择性浸出的复杂矿	温和、选择性强，可强化硅酸锌溶解	需控制氨逸散和络合剂成本	[19]
浮选预富集	品位低、泥化重、全矿浸出不经济	降低后续药耗、能耗和渣量	矿泥和药剂制度决定效果	[35]
焙烧 - 浸出	难浸硅酸锌、氧硫混合矿	矿相重构后可浸性提高	热耗、尾气和盐循环压力较大	[19] [21]
回转窑挥发	极复杂、低品位、难选难浸矿或含锌尘泥	原料适应性强，TRL 最高	能耗高，烟尘脱氯脱氟脱砷要求高	[19]

表 1 展示了低品位氧化锌矿主要处理技术的综合对比。除了直接浸出、选矿冶金和火法挥发等方式之外，各类强化及非传统技术途径已逐渐形成体系，例如低品位原矿直接处理产出效益低、浸出液杂质干扰因素多、难溶锌矿物反应活性受限、试剂消耗规模大及环境压力指标高等难点。其中，浸出和萃取的联合技术以及堆浸搭配萃取方案具备明显长处，其运行逻辑是先由浸出工序产出含锌液相，进而依托溶剂萃取手段达成锌元素提纯与除杂。许晓阳等[60]提出低品位氧化锌矿在浆萃取新工艺，将浸出与萃取

过程耦合,以提高低浓度含锌体系的分离效率。Qin 等[61]提出了一套整合堆浸、D2EHPA 萃取、反萃和电积工序的综合处理方案。结果表明浸出液经萃取净化后可获得适合电积的硫酸锌溶液,说明该工艺在低品位资源湿法富集方面具有一定适用性。即便小型模拟试验显示堆浸集成选择性萃取可促进锌的不断浓缩,然而实际应用仍受制于若干主要问题,包括浸出时间跨度不一、矿堆渗透性能起伏、杂质浓度攀升以及萃取剂损失风险,均为主要障碍[62]。

绿色络合浸出是近年来较受关注的方向,其目标是以选择性更高、环境负荷更低的有机配体替代强酸或高浓度碱液。该类体系通过有机配体与 Zn^{2+} 形成稳定可溶络合物,推动氧化锌矿物溶解,同时抑制部分杂质进入溶液。Yang 等[63]采用氨三乙酸溶液浸出低品位氧化锌矿,在 0.25 mol/L NTA、40℃、2 h 条件下,锌浸出率为 91.0%,铁浸出率仅 4.1%,体现出较好的选择性。Sun 等[64]以甘氨酸作为绿色浸出剂处理氧化锌矿,如图 8 所示,锌浸出率达到 95.07%,并通过硫化沉淀获得高品位硫化锌产品,说明绿色络合浸出与沉淀富集可作为低品位氧化锌矿清洁回收的新思路。不过,有机络合体系仍需解决配体成本、循环再生、络合剂损失和溶液稳定性等问题。

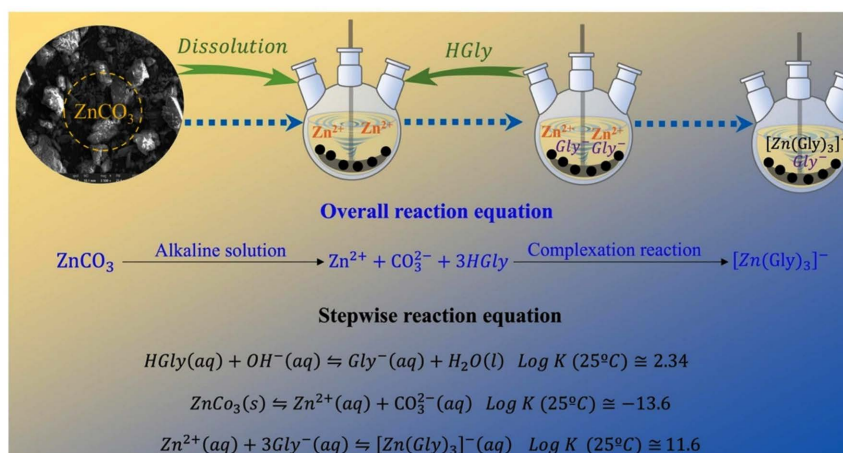


Figure 8. Mechanism of efficient leaching of zinc from zinc oxide minerals by glycine [64]

图 8. 甘氨酸高效浸出氧化锌矿物中锌的机理[64]

外场强化和机械活化则主要用于提高难浸锌相的反应活性。低品位氧化锌矿中锌常以细粒嵌布、硅酸盐结合或被脉石包裹形式存在,常规搅拌浸出容易受界面传质和产物层扩散限制。相比单纯提高酸碱浓度,机械、微波和超声等强化手段更强调通过改变矿物结构、破坏惰性界面和强化传质过程来提高浸出效率。Yu 等[65]提出磨浸协同工艺,在 NaOH 体系中利用机械活化破坏矿物表面惰性层并暴露含锌相,使锌浸出率较常规浸出明显提高。Li 等[66]采用微波预处理强化氨浸,使菱锌矿等难浸相发生相变,从而提高后续氨性浸出效率。超声强化浸出研究则表明,超声空化作用可改善矿浆传质条件并加快锌溶解过程,在优化条件下锌回收率达到 83.33%。Zhang 等[67]进一步将微波焙烧和超声浸出引入氨-柠檬酸铵体系,锌回收率可达 88.57%,说明外场强化可通过“矿相活化-传质强化”的协同作用改善复杂氧化锌矿浸出。

生物浸出和真空碳热还原则分别代表低环境负荷湿法路线和非常规火法路线。生物浸出利用微生物代谢产生的有机酸溶解氧化矿物,环境友好,但反应速率较慢。Shabani 等[68]采用对锌氧化矿进行生物浸出,在优化条件下锌浸出率为 41%,说明其更适合作为低品位废石或尾矿长期处理的辅助技术。真空碳热还原则利用锌易挥发特性,在低压条件下还原并蒸馏回收金属锌。Xiong 等[69]采用真空碳热还原处理氧化锌矿,在优化条件下锌产率超过 95%,产品纯度超过 99.995%,表明该方法可直接制备高纯锌,

但其对设备密封、真空系统和能耗控制要求较高。

综上所述, 图 9 给出了低品位氧化锌矿处理技术选择流程。该流程以矿物学特征为主要判据, 首先根据锌品位、矿泥含量和脉石比例判断是否需要预富集。当原矿品位较低、矿泥含量高或无效脉石比例大时, 应优先采用脱泥、分散、浮选或磁选等方法提高入冶物料质量, 以降低后续浸出药耗和渣量。

在冶金路线选择上, 若矿石以菱锌矿或易浸 ZnO 为主, 且 Ca/Mg 和硅酸盐脉石含量较低, 可优先采用酸浸路线; 若方解石、白云石等高酸耗脉石含量较高, 则宜采用 NaOH 浸出或氨-铵盐浸出, 以提高锌与 Ca、Mg、Fe 等杂质的选择性分离。对于异极矿、硅锌矿等硅酸锌相占比较高的矿石, 应考虑硫酸熟化-水浸、碱浸、络合浸出、机械活化或微波预处理等强化方法, 以缓解硅胶生成和固液分离困难。当矿石中含有残余 ZnS、ZnFe₂O₄、Zn-Mn 复合氧化物等难浸相时, 可采用氧化/还原浸出、焙烧-浸出或硫化转化-浮选等方法提高锌相反反应活性。若伴生 Pb、In、Ge、Cd、Ag 等有价值元素含量较高, 则应考虑预富集、焙烧、回转窑挥发和富锌烟尘湿法净化等联合流程。最终工艺仍需结合回收率、药剂消耗、能耗、三废排放和伴生金属收益进行综合评价。

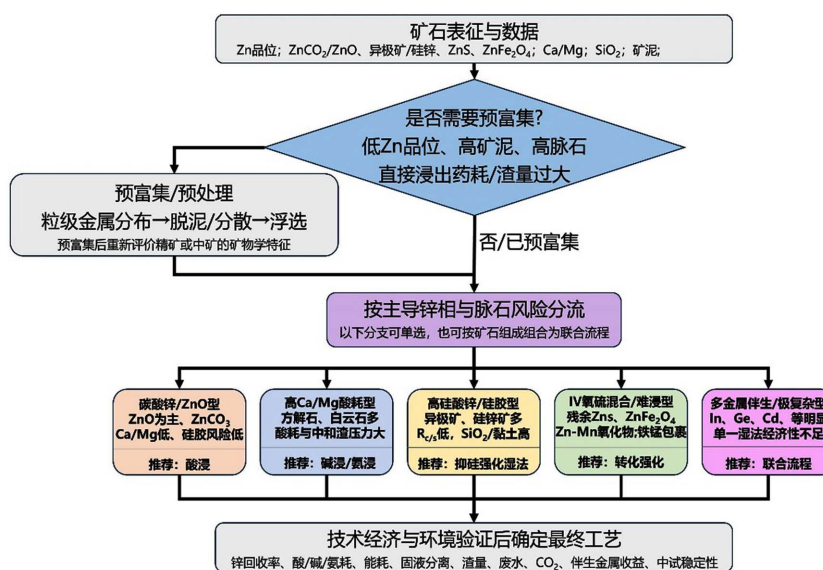


Figure 9. Flowchart for the decision-making process of low-grade zinc oxide ore treatment technology
图 9. 低品位氧化锌矿处理技术选择决策流程图

2.6. 经济性与环境影响评估

低品位氧化锌矿的经济性不能只看锌浸出率, 还要看矿石中 Ca/Mg、Si、Fe、Mn、Cl、F、As 等组分给后续流程带来的附加成本。对于酸浸路线, 酸耗、中和剂消耗、除铁锰和固液分离往往决定吨锌成本; 对于碱浸或氨浸路线, 若 NaOH、氨和络合剂不能有效闭路循环, 试剂损失会抵消选择性浸出的优势; 对于焙烧和回转窑挥发路线, 燃料、还原剂、窑衬、收尘和烟尘净化是主要成本项, 同时也带来粉尘、SO_x/NH₃、氯氟砷和窑渣治理压力。

已有研究发现(表 2), Soltani 等[70]处理 Mehdiabad 复杂氧化锌矿时, 采用硫酸浸出-除铁-D2EHPA 萃取净化, 浸出液中 Fe、Mn 等杂质需要专门净化, 说明酸浸流程的经济性取决于“浸出+净化”整体效果, 而非单一浸出率。沈卫卫等[20]用酸浸处理低品位氧化锌矿及含锌废石, 并通过碳酸钙预中和与碳酸钠沉锌制备碱式碳酸锌, 说明极低品位物料可先转化为中间产品, 但酸耗、中和剂和沉锌药剂必须纳

入成本核算。在火法富集方面, Li 等[71]针对 Waelz 氧化锌烟尘开展微波焙烧脱氯, Li 等[72]又采用 NaOH-Na₂S 体系脱砷, 表明回转窑或威尔兹法不是收尘后即完成资源化, 其后续脱卤、脱砷和湿法净化同样是环境与成本控制重点。王利飞等[18]采用硫化转化-浮选回收低品位氧化锌矿中铅锌, 说明预富集可降低进入冶金段的无效脉石量, 但会引入浮选药剂废水和尾矿管理问题。

Table 2. Economic and environmental constraints of different processes
表 2. 不同工艺的经济与环境约束表

工艺	经济性关键点	突出环境问题	治理重点	参考文献
酸浸	酸耗、中和剂、除铁锰和固液分离	酸性尾液、铁锰硅渣	控酸浸出、中和除铁、尾液回用	[20] [70]
碱浸/氨浸	NaOH/氨/络合剂循环效率	高碱液、氨氮废水/废气	碱液闭路、密闭吸收、沉锌除杂	[20]
浮选预富集	磨矿和药剂成本, 但可降低下游规模	尾矿、药剂废水	脱泥优化、回水利用、尾矿稳定化	[18]
焙烧-浸出	燃料/电耗、焙烧剂再生	SO _x /NH ₃ /粉尘	余热利用、尾气吸收、盐循环	[71]
回转窑挥发	燃料、还原剂、窑衬、收尘净化	烟尘、氯氟砷、窑渣	布袋收尘、脱卤脱砷、渣安全处置	[71] [72]

3. 结论

低品位氧化锌矿具有锌品位低、矿物组成复杂、脉石含量高、泥化严重和锌赋存状态分散等特点, 单一处理方法往往难以兼顾锌回收率和环境效益。酸法浸出工艺成熟、反应速率快, 适用于易浸型氧化锌矿, 但存在酸耗高、硅胶生成和杂质共浸等问题; 碱法浸出选择性较好, 适合高硅、高钙镁矿石, 但仍需解决试剂循环、氨挥发和铅锌分离等问题。改善复杂矿石可选性及可浸性的路径涉及选矿预富集、硫化转化浮选以及焙烧浸出工艺, 在应对难选难浸及多金属共伴生原矿过程中, 回转窑挥发法联用选冶联合工艺显示出更好兼容性, 但依然存在能耗巨大、工艺繁琐和净化技术短板。

综上所述, 低品位氧化锌矿处理技术应向低耗选择性浸出、选冶联合强化、多金属综合回收和绿色低碳利用等方向发展, 并且应同步报告酸/碱/氨/络合剂单位消耗、能源消耗、尾液成分、渣量和渣中有害元素稳定性, 并开展技术经济评价(TEA)和生命周期评价(LCA), 避免仅以实验室最高锌浸出率判断工艺优劣。重点加强低耗浸出剂开发、外场强化浸出、低温矿相转化、富锌烟尘湿法净化及伴生金属回收研究, 以提高低品位氧化锌矿资源化利用水平, 并推动从实验室工艺向连续化中试放大。

参考文献

[1] Li, C., Shao, Q., Luo, K., Gao, Y., Zhao, W., Cao, N., *et al.* (2023) A Lean-Zinc and Zincophilic Anode for Highly Reversible Zinc Metal Batteries. *Advanced Functional Materials*, **33**, Article 2305204. <https://doi.org/10.1002/adfm.202305204>

[2] Tanapornchinpong, P., Yang, C.W., Zhao, Y.H., *et al.* (2025) Enhanced Zn Plating and Stripping Behavior of the Utilized Fly Ash-Coated Zn Anode for Zinc-Ion Batteries. *Rare Metals*, **44**, 4621-4630. <https://doi.org/10.1007/s12598-025-03298-8>

[3] Wei, J., Xia, H., Pei, Q., Xu, Y., Chun, W., Dai, L., *et al.* (2026) Optimization of Ultrasonic Synergistic Reducing Agent Leaching of Zinc and Germanium in Zinc Leaching Residue by Response Surface Method. *Chemical Engineering and Processing—Process Intensification*, **219**, Article 110620. <https://doi.org/10.1016/j.cep.2025.110620>

[4] Yang, F., Deng, Z., Wei, C., Zhu, B., Li, X., Li, M., *et al.* (2023) Reductive Leaching of Indium and Zinc from Zinc Neutral Leach Residue with Sulphuric Acid and Sulphur Dioxide. *Canadian Metallurgical Quarterly*, **62**, 125-133. <https://doi.org/10.1080/00084433.2022.2054587>

[5] Dang, Y., Yang, Z., Lin, G., Zhai, B., Zhang, H., Sheng, X., *et al.* (2025) Mechanism of Leaching Zinc from Low-Grade Zinc Oxide by Ultrasonic Enhancement. *Chemical Engineering and Processing—Process Intensification*, **209**, Article 110203. <https://doi.org/10.1016/j.cep.2025.110203>

- [6] 敖顺福. 兰坪氧化铅锌矿浮选研究进展[J]. 有色金属(选矿部分), 2026(6): 1-11.
- [7] 环艳, 魏志聪, 刘洋, 等. 氧化锌矿浮选调整剂研究进展[J]. 化工矿物与加工, 2026, 55(2): 65-78.
- [8] 张逮虎, 刘中一, 朱山, 等. 贵州某低品位氧化锌矿浮选试验研究[J]. 六盘水师范学院学报, 2024, 36(6): 27-39.
- [9] 王玉芳, 叶岳华, 秦树辰, 等. 选冶联合处理复杂低品位氧化锌矿[J]. 矿冶, 2026, 35(3): 455-460.
- [10] 张红英, 高连启, 惠世和, 等. 某低品位难选氧化锌矿选矿试验研究[J]. 矿业研究与开发, 2022, 42(7): 56-60.
- [11] 陈伟恒. 外场强化低品位氧化锌矿浸出锌新工艺研究[D]: [硕士学位论文]. 昆明: 昆明理工大学, 2017.
- [12] 季登会, 罗文波, 龙潇, 等. 高铁低品位氧化锌矿的水热硫化试验研究[J]. 湿法冶金, 2023, 42(2): 199-204.
- [13] 王明飞, 龙泉, 张红英, 等. 云南某低品位难选氧化锌矿反浮选综合回收试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2026(1): 120-128.
- [14] 唐双华. 低品位氧化锌矿浸出萃取工艺基础研究[D]: [硕士学位论文]. 长沙: 中南大学, 2008.
- [15] 任晋. 碱性谷氨酸钠体系处理低品位氧化锌矿的基础理论和工艺[D]: [硕士学位论文]. 长沙: 中南大学, 2011.
- [16] 龙双. 氧化锌矿物碱法提取新工艺研究[D]: [硕士学位论文]. 长沙: 中南大学, 2011.
- [17] 刘志国, 邓朝安, 王传龙, 等. 云南某氧化铅锌矿选矿预富集试验研究[J]. 中国矿山工程, 2021, 50(1): 1-4.
- [18] 王利飞, 邓志敢, 魏昶. 低品位氧化锌矿硫化转化-浮选工艺回收铅锌[J]. 矿冶, 2019, 28(3): 71-74.
- [19] 赵金忠. 低品位氧化锌矿提锌工艺方法研究[D]: [硕士学位论文]. 西安: 西安建筑科技大学, 2017.
- [20] 沈卫卫, 沈贤德, 林海彬, 等. 酸浸法从低品位氧化锌矿及含锌废石制备碱式碳酸锌[J]. 中国矿业, 2022, 31(S1): 444-450.
- [21] Zhang, Y., Hua, Y., Gao, X., Xu, C., Li, J., Li, Y., et al. (2016) Recovery of Zinc from a Low-Grade Zinc Oxide Ore with High Silicon by Sulfuric Acid Curing and Water Leaching. *Hydrometallurgy*, **166**, 16-21. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2016.08.010>
- [22] 杨洋. 低品位氧硫混合锌矿的浸出工艺研究[D]: [硕士学位论文]. 沈阳: 东北大学, 2024.
- [23] Soltani, F., Aram, R., Aazami, M., Darabi, H., Ghadiri, M., Hemmati Chegeni, M., et al. (2019) Direct Leaching of Low-Grade Zinc Oxide Ore Containing High Amounts of Iron and Manganese. *Transactions of the Indian Institute of Metals*, **72**, 1371-1380. <https://doi.org/10.1007/s12666-019-01635-x>
- [24] Feng, L., Yang, X., Shen, Q., Xu, M. and Jin, B. (2007) Pelletizing and Alkaline Leaching of Powdery Low Grade Zinc Oxide Ores. *Hydrometallurgy*, **89**, 305-310. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2007.08.002>
- [25] Liu, Q., Zhao, Y. and Zhao, G. (2011) Production of Zinc and Lead Concentrates from Lean Oxidized Zinc Ores by Alkaline Leaching Followed by Two-Step Precipitation Using Sulfides. *Hydrometallurgy*, **110**, 79-84. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2011.08.009>
- [26] Wu, T., Ma, B., Liu, Y., Cao, Z., Chen, Y. and Wang, C. (2026) Selective Extraction of Zinc from Low-Grade Zinc Oxide Ores via NaOH Leaching. *Minerals Engineering*, **237**, Article 109966. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2025.109966>
- [27] Zhang, Y., Deng, J., Chen, J., Yu, R. and Xing, X. (2013) Leaching of Zinc from Calcined Smithsonite Using Sodium Hydroxide. *Hydrometallurgy*, **131**, 89-92. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2012.10.007>
- [28] Peng, X., Chen, Y., Ma, X., Zhang, C., Liu, Y., Fan, Y., et al. (2026) Mechanism of NaOH Efficient Leaching of Zinc from Low-Grade Silicate-Type Zinc Oxide Ore. *Minerals Engineering*, **245**, Article 110312. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2026.110312>
- [29] 刘羽溪, 章晓林, 孙宁, 等. 兰坪低品位难选氧化锌矿浸出试验研究[J]. 科技创新与应用, 2015(36): 73.
- [30] Rao, S., Yang, T., Zhang, D., Liu, W., Chen, L., Hao, Z., et al. (2015) Leaching of Low-Grade Zinc Oxide Ores in $\text{NH}_4\text{Cl-NH}_3$ Solutions with Nitrilotriacetic Acid as Complexing Agents. *Hydrometallurgy*, **158**, 101-106. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2015.10.013>
- [31] Chen, Q., Yang, J., Sun, B., Wu, S., Jin, B., Zhang, Y., et al. (2026) Zinc Leaching from Low-Grade Oxide Ores in $\text{NH}_3\text{-(NH}_4)_2\text{CO}_3$ Medium: Thermodynamics, Kinetics, and Process Analysis. *Chemical Engineering Journal*, **531**, Article 173847. <https://doi.org/10.1016/j.cej.2026.173847>
- [32] Li, S., Ma, A., Yang, K., Yin, S., Zhang, L., Peng, J., et al. (2015) Alkaline Leaching of Zinc from Low-Grade Oxide Zinc Ore Using Ammonium Citrate as Complexing Agent. *Green Processing and Synthesis*, **4**, 219-223. <https://doi.org/10.1515/gps-2015-0023>
- [33] Yang, K., Zhang, L., Lv, C., Peng, J., Li, S., Ma, A., et al. (2017) Role of Sodium Citrate in Leaching of Low-Grade and Multiphase Zinc Oxide Ore in Ammonia-Ammonium Sulfate Solution. *Hydrometallurgy*, **169**, 534-541. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2017.03.013>

- [34] Ma, A.Y., Peng, J.H., Zhang, L.B., et al. (2016) Leaching Zn from the Low-Grade Zinc Oxide Ore in $\text{NH}_3\text{-H}_3\text{C}_6\text{H}_5\text{O}_7\text{-H}_2\text{O}$ Media. *Brazilian Journal of Chemical Engineering*, **33**, 907-917. <https://doi.org/10.1590/0104-6632.20160334s20150376>
- [35] Ejtemaei, M., Gharabaghi, M. and Irannajad, M. (2014) A Review of Zinc Oxide Mineral Beneficiation Using Flotation Method. *Advances in Colloid and Interface Science*, **206**, 68-78. <https://doi.org/10.1016/j.cis.2013.02.003>
- [36] He, D.S., Chen, Y., Xiang, P., Yu, Z.J. and Potgieter, J.H. (2018) Study on the Pre-Treatment of Oxidized Zinc Ore Prior to Flotation. *International Journal of Minerals, Metallurgy, and Materials*, **25**, 117-122. <https://doi.org/10.1007/s12613-018-1554-2>
- [37] Navidi Kashani, A.H. and Rashchi, F. (2008) Separation of Oxidized Zinc Minerals from Tailings: Influence of Flotation Reagents. *Minerals Engineering*, **21**, 967-972. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2008.04.014>
- [38] Mehdilo, A., Zarei, H., Irannajad, M. and Arjmandfar, H. (2012) Flotation of Zinc Oxide Ores by Cationic and Mixed Collectors. *Minerals Engineering*, **36**, 331-334. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2012.05.013>
- [39] 靳晨曦, 马子龙, 曹亦俊, 等. 极低品位泥质难选氧化锌矿浮选试验研究[J]. 矿产综合利用, 2017(1): 70-75.
- [40] Zhao, L., Liu, W., Duan, H., Wang, X., Fang, P., Liu, W., et al. (2021) Design and Selection of Flotation Collectors for Zinc Oxide Minerals Based on Bond Valence Model. *Minerals Engineering*, **160**, Article 106681. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2020.106681>
- [41] Song, Z., Wen, S., Han, G. and Feng, Q. (2023) Recent Progress on Chelating Reagents in Flotation of Zinc Oxide Ores: A Review. *Minerals*, **13**, Article 1278. <https://doi.org/10.3390/min13101278>
- [42] Jia, K., Jin, Y., Liu, S., Qin, W., Zhang, C., Li, G., et al. (2024) The Application and Mechanism of Degradable Activator Biologically Small Molecule Organic Acids in Smithsonite Flotation. *Applied Surface Science*, **660**, Article 159907. <https://doi.org/10.1016/j.apsusc.2024.159907>
- [43] 罗仙平, 罗礼英, 杨备, 等. 四川某难选低品位氧化锌矿选矿工艺试验研究[J]. 矿冶工程, 2012, 32(6): 40-43.
- [44] 孔燕. 低品位氧化锌物料硫化焙烧-浮选工艺及理论研究[D]: [硕士学位论文]. 长沙: 中南大学, 2015.
- [45] Chen, Y., Han, R., Sun, Y., Gao, P. and Li, Y. (2025) Efficient Flotation of Smithsonite Using Sulfidation Reconstruction Based on Fluidization Roasting. *Green Chemistry*, **27**, 4632-4643. <https://doi.org/10.1039/d4gc06359g>
- [46] Kang, J., Yin, S., Li, M., Zhang, X., Wen, X., Zhang, H., et al. (2024) Sulfidation of Smithsonite via Microwave Roasting under Low-Temperature Conditions. *Minerals*, **14**, Article 855. <https://doi.org/10.3390/min14090855>
- [47] 王乐. 低品位氧化锌矿提取铅锌的研究[D]: [博士学位论文]. 沈阳: 东北大学, 2019.
- [48] Sun, Y., Shen, X.Y. and Zhai, Y.C. (2015) Thermodynamics and Kinetics of Extracting Zinc from Zinc Oxide Ore by the Ammonium Sulfate Roasting Method. *International Journal of Minerals, Metallurgy, and Materials*, **22**, 467-475. <https://doi.org/10.1007/s12613-015-1095-x>
- [49] Shao, H., Shen, X., Sun, Y., Liu, Y. and Zhai, Y. (2016) Reaction Condition Optimization and Kinetic Investigation of Roasting Zinc Oxide Ore Using $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$. *International Journal of Minerals, Metallurgy, and Materials*, **23**, 1133-1140. <https://doi.org/10.1007/s12613-016-1332-y>
- [50] Shen, X., Shao, H., Ding, J., Liu, Y., Gu, H. and Zhai, Y. (2020) Zinc Extraction from Zinc Oxidized Ore Using $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ Roasting-Leaching Process. *International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials*, **27**, 1471-1481. <https://doi.org/10.1007/s12613-020-2015-2>
- [51] 陈兵, 申晓毅, 顾惠敏, 等. 碱焙烧法综合利用低品位氧化锌矿[J]. 矿产综合利用, 2016(5): 30-33.
- [52] Yang, K., Li, S., Zhang, L., Peng, J., Chen, W., Xie, F., et al. (2016) Microwave Roasting and Leaching of an Oxide-Sulphide Zinc Ore. *Hydrometallurgy*, **166**, 243-251. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2016.07.012>
- [53] 丰奇成, 文书明, 柏少军, 等. 低品位难处理氧化锌矿综合利用现状[J]. 矿产综合利用, 2013(1): 4-8.
- [54] 陈志红. 低品位氧化锌矿资源化利用的工业生产研究[D]: [硕士学位论文]. 西安: 西安建筑科技大学, 2020.
- [55] 韦响, 何启贤, 覃永奔. 高温挥发法处理难选低品位氧化锌矿[J]. 山西冶金, 2017, 40(2): 3-5.
- [56] 金鑫. 低品位回转窑挥发氧化锌常压富氧浸出试验研究[J]. 世界有色金属, 2018(6): 19-21.
- [57] Shang, Y.B. and Tian, X. (2016) Study of New Process Technology for Low-Grade Refractory Zinc Oxide Ore. *Procedia Environmental Sciences*, **31**, 195-203. <https://doi.org/10.1016/j.proenv.2016.02.026>
- [58] Zeng, P., Wang, C., Li, M., Wei, C., Ma, B., Li, X., et al. (2024) Volatilization Behavior of Lead, Zinc and Sulfur from Flotation Products of Low-Grade Pb-Zn Oxide Ore by Carbothermic Reduction. *Powder Technology*, **433**, Article 119185. <https://doi.org/10.1016/j.powtec.2023.119185>
- [59] Hou, K., Liu, B., Zhou, Z., Guo, S., Gong, S., Liu, J., et al. (2024) Thermodynamic Behavior and Kinetic Analysis of Carbothermal Reduction Process of Low-Grade Oxysulfur Lead-Zinc Ore. *Journal of Analytical and Applied Pyrolysis*, **177**, Article 106277. <https://doi.org/10.1016/j.jaap.2023.106277>

- [60] 许晓阳, 李黎婷, 谢洪珍, 等. 低品位氧化锌矿新工艺研究[J]. 矿产综合利用, 2017(5): 52-54+62.
- [61] Qin, W., Lan, Z. and Li, W. (2003) Recovery of Zinc from Low-Grade Zinc Oxide Ores by Solvent Extraction. *Journal of Central South University of Technology*, **10**, 98-102. <https://doi.org/10.1007/s11771-003-0047-1>
- [62] Qin, W.Q., Li, W.Z., Lan, Z.Y. and Qiu, G.Z. (2007) Simulated Small-Scale Pilot Plant Heap Leaching of Low-Grade Oxide Zinc Ore with Integrated Selective Extraction of Zinc. *Minerals Engineering*, **20**, 694-700. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2007.01.004>
- [63] Yang, T., Rao, S., Zhang, D., Wen, J., Liu, W., Chen, L., *et al.* (2016) Leaching of Low-Grade Zinc Oxide Ores in Nitrilotriacetic Acid Solutions. *Hydrometallurgy*, **161**, 107-111. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2016.01.024>
- [64] Sun, J., Shen, P. and Liu, D. (2026) Experimental and Mechanistic Studies on the Efficient Leaching of Zinc from Zinc Oxide Minerals Using Glycine. *Minerals Engineering*, **236**, Article 109901. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2025.109901>
- [65] Yu, Y., Cui, L., Zhang, L. and Wang, Y. (2024) Improvement of Mechanochemical Leaching of Zinc Oxide Ore—Optimization of Grinding Parameters for Basket Grinder. *Journal of Cleaner Production*, **469**, Article 143132. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2024.143132>
- [66] Li, S., Li, H., Chen, W., Peng, J., Ma, A., Yin, S., *et al.* (2017) Ammonia Leaching of Zinc from Low-Grade Oxide Zinc Ores Using the Enhancement of the Microwave Irradiation. *International Journal of Chemical Reactor Engineering*, **16**, Article 20170055. <https://doi.org/10.1515/ijcre-2017-0055>
- [67] Zhang, L., Li, H., Peng, J., Srinivasakannan, C., Li, S. and Yin, S. (2017) Microwave and Ultrasound Augmented Leaching of Complicated Zinc Oxide Ores in Ammonia and Ammonium Citrate Solutions. *Metals*, **7**, Article 216. <https://doi.org/10.3390/met7060216>
- [68] Shabani, M.A., Irannajad, M., Meshkini, M. and Azadmehr, A.R. (2019) Investigations on Bioleaching of Copper and Zinc Oxide Ores. *Transactions of the Indian Institute of Metals*, **72**, 609-611. <https://doi.org/10.1007/s12666-018-1509-3>
- [69] Xiong, L.Z., Xiang, Y.H., Wu, X.W., He, Z.Q. and Yin, Z.L. (2017) Preparation of High Purity Zinc from Zinc Oxide Ore by Vacuum Carbothermic Reduction. *Vacuum*, **146**, 200-205. <https://doi.org/10.1016/j.vacuum.2017.09.050>
- [70] Soltani, F., Darabi, H., Aram, R. and Ghadiri, M. (2021) Leaching and Solvent Extraction Purification of Zinc from Mehdiabad Complex Oxide Ore. *Scientific Reports*, **11**, Article No. 1566. <https://doi.org/10.1038/s41598-021-81141-7>
- [71] Li, Z., Zhang, L., Ma, A., Peng, J., Li, J. and Liu, C. (2015) Dechlorination of Zinc Oxide Dust from Waelz Kiln by Microwave Roasting. *High Temperature Materials and Processes*, **34**, 291-297. <https://doi.org/10.1515/htmp-2013-0131>
- [72] Li, Y., Liu, Z., Li, Q., Zhao, Z., Liu, Z. and Zeng, L. (2011) Removal of Arsenic from Waelz Zinc Oxide Using a Mixed NaOH-Na₂S Leach. *Hydrometallurgy*, **108**, 165-170. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2011.04.002>