

# 复杂铅锌矿浮选分离工艺优化及药剂制度研究

郑宇光 羌志文 邱昊洪  
云南黄金集团鹤庆北衙矿业有限公司  
DOI:10.32629/gmsm.v8i6.2382

**[摘要]** 随着优质易选铅锌矿资源的持续消耗,当前选矿生产中所处理的原矿类型正逐步向“低品位、细嵌布、多金属共生”的复杂矿石转变。此类铅锌矿往往表现出铅、锌矿物嵌布关系紧密,黄铁矿、黄铜矿、闪锌矿等多种硫化矿物共生,部分矿区还伴随一定比例的氧化矿或次生矿物,导致矿物表面性质差异减弱,浮选分离难度显著提升。在传统浮选工艺条件下,铅锌矿物之间易出现浮选行为交叉,抑制不彻底或误抑现象频发,直接制约了分离指标的进一步提升。本文围绕浮选分离过程中存在的解离不足、流程适应性差及药剂制度稳定性不足等问题,分析磨矿—分级控制、铅优先浮选与锌浮选流程重构、中矿再磨以及作业条件协同调节等关键环节,提出相应的工艺优化方法;同时从捕收、抑制、活化及药剂加入方式等方面,对药剂制度进行针对性改善。研究表明,工艺流程与药剂制度的协同优化,是提升复杂铅锌矿浮选分离稳定性和选择性的关键途径。

**[关键词]** 铅锌矿; 浮选分离; 药剂

**中图分类号:** K261.35 **文献标识码:** A

## Optimization of flotation separation process and reagent system for complex lead-zinc ore

Yuguang Zheng Zhiwen Qiang Haoqi Qiu  
Yunnan Gold Group Heqing Beiya Mining Co., Ltd.

**[Abstract]** With the continuous depletion of high-quality and easily accessible lead-zinc ore resources, the types of raw ores processed in current mineral processing production are gradually shifting towards complex ores characterized by "low grade, fine dissemination, and polymetallic association". Such lead-zinc ores often exhibit closely intertwined lead and zinc minerals, with various sulfide minerals such as pyrite, chalcopyrite, and sphalerite coexisting. Some mining areas also contain a certain proportion of oxidized ores or secondary minerals, leading to reduced differences in mineral surface properties and significantly increased difficulty in flotation separation. Under traditional flotation process conditions, cross-flotation behavior between lead and zinc minerals is prone to occur, with frequent occurrences of incomplete suppression or false suppression, directly restricting the further improvement of separation indicators. This paper focuses on issues such as insufficient dissociation, poor process adaptability, and instability in reagent systems during the flotation separation process. It analyzes key links such as grinding-classification control, lead-preferential flotation and zinc flotation process reconstruction, middlings regrinding, and collaborative adjustment of operating conditions, and proposes corresponding process optimization methods. At the same time, targeted improvements are made to the reagent system from aspects such as collection, suppression, activation, and reagent addition methods. The research shows that the collaborative optimization of process flow and reagent system is a key approach to enhancing the stability and selectivity of flotation separation for complex lead-zinc ores.

**[Key words]** lead-zinc mine; flotation separation; reagent

### 前言

在全球铅锌资源开发由“易选矿”向“难选矿”转型的背景下,复杂铅锌矿逐渐成为选矿生产的主要处理对象。此类矿石普遍具有品位低、矿物组成复杂、铅锌嵌布关系紧密以及伴生

硫化矿多等特点,导致传统浮选分离工艺在实际运行中面临分选指标不稳定、精矿品位波动大和药剂消耗高等问题。尤其是在铅锌矿物表面性质相近、浮选行为高度耦合的条件下,单纯依赖经验性调节操作参数或增加药剂用量,已难以满足现代选矿

对资源利用效率和生产稳定性的双重要求。在当前绿色矿山建设和精细化管理要求不断提升的背景下,选矿工艺的优化目标也逐渐由“追求极限指标”转向“指标稳定性与运行可控性并重”。这要求浮选工艺不仅具备较高的理论回收能力,还应在长期运行中表现出良好的抗扰动能力和参数适应性。基于上述背景,从工艺流程结构与药剂制度协同优化的角度,对复杂铅锌矿浮选分离技术进行系统研究,具有重要的工程应用价值和现实意义。

## 1 复杂铅锌矿浮选分离工艺流程

### 1.1 原矿破碎—磨矿—分级的基础解离

复杂铅锌矿浮选分离的首要前提在于实现铅、锌矿物的有效单体解离,因此破碎—磨矿—分级流程的设计应围绕“解离而非单纯细化”的原则展开。原矿经粗碎、中碎后粒度通常控制在 $\leq 12\text{mm}$ ,再进入闭路磨矿系统。磨矿细度一般以 $-0.074\text{mm}$ 占65%~75%作为初始控制区间,该范围能够在避免严重矿泥化的前提下,使方铅矿与闪锌矿获得较高比例的单体解离。分级设备多采用水力旋流器,其溢流粒度 $d_{50}$ 宜稳定在 $0.06\sim 0.08\text{mm}$ 区间,返砂比通常控制在250%~350%。若返砂比过高,将导致过磨和能耗上升;若返砂比偏低,则连生体比例增加,不利于后续浮选分离。

### 1.2 铅优先浮选流程及其关键控制参数

在完成基础解离后,浮选流程通常采用“铅优先浮选”的分离策略,以充分利用方铅矿较高的天然可浮性。铅粗选作业矿浆浓度一般控制在28%~35%,该浓度区间既有利于气泡—矿粒碰撞,又能避免因矿浆黏度过大而影响泡沫稳定性。矿浆pH值多控制在 $8.0\sim 9.5$ 范围内,通过调节pH抑制闪锌矿的同时,保证方铅矿保持较高的浮选活性。充气量通常控制在 $0.8\sim 1.2\text{m}^3/(\text{m}^2\cdot\text{min})$ ,以防止过度扰动导致锌矿物夹带上浮。铅粗选后设置1~2次精选作业,通过逐级降低捕收剂用量、提高矿浆清洁度,使铅精矿品位稳定在55%~65%区间。

### 1.3 中矿再磨—再选的连生体处理流程

表1 中矿再磨—再选工艺关键技术参数及控制区间

工艺环节	控制指标	控制区间 / 典型值
中矿来源	Pb 品位 / %	8.5~15.0
	Zn 品位 / %	6.0~12.0
再磨设备	磨机类型	小型球磨机 / 立式磨
再磨入料	入料粒度 $d_{50}$ / mm	0.10~0.15
再磨细度	$-0.045\text{mm}$ 含量 / %	75~85
再磨时间	单段再磨时间 / min	6~10
再磨介质	介质填充率 / %	28~32
再选入料	矿浆浓度 / %	22~28
再选流程	再选方式	独立浮选回路
再选效果	连生体解离率 / %	65~80
指标反馈	再选尾矿 Pb / %	$\leq 0.35$
	再选尾矿 Zn / %	$\leq 0.60$

针对复杂铅锌矿中普遍存在的铅锌连生体问题,单一浮选流程往往难以实现彻底分离,因此需引入中矿再磨—再选工艺作为重要补充。铅粗选或精选产生的中矿,通常富集大量未完全解离的铅锌连生颗粒,其直接返回系统将显著降低分离效率。再磨流程一般采用小型球磨机或立式磨,将中矿粒度进一步细化

至 $-0.045\text{mm}$ 占75%~85%。再磨后的矿浆进入独立浮选作业,可重新进行铅回收或直接进入锌浮选系统。中矿再磨—再选工艺关键技术参数及控制区间如表1所示。

### 1.4 锌浮选流程及活化—分离控制策略

在铅矿物基本回收后,尾矿系统进入锌浮选阶段。由于前段抑制剂的残留作用,闪锌矿往往处于“可浮性被压制”状态,因此锌浮选流程需在稳定活化条件下进行。锌粗选矿浆浓度通常控制在25%~30%,pH值调整至 $10.0\sim 11.5$ 区间,以抑制铁硫化物并增强锌矿物的选择性浮选行为。活化后锌粗选精矿一般需经2~3次精选,使锌精矿品位稳定在45%~55%。

### 1.5 尾矿处理与流程稳定性保障环节

复杂铅锌矿浮选流程的闭合不仅仅体现在精矿回收指标方面,还包括尾矿管理与系统的稳定性控制。浮选尾矿通常经浓缩、过滤后进行排放,其固体质量分数大多维持在55%~65%之间,以保障尾矿库的安全服役性能。此外,定期对尾矿品位进行测定可用于考察浮选流程的稳定性,若尾矿中铅或锌含量显著上升(如 $\text{Pb}>0.30\%$ 、 $\text{Zn}>0.50\%$ ),则表明磨矿粒度或相关浮选指标出现偏差,应及时调整相应的工艺参数。

## 2 复杂铅锌矿浮选分离工艺优化方法

### 2.1 以解离效率为导向的磨矿—分级结构优化方法

影响复杂铅锌矿浮选分离性能的关键因素在于矿物解离状态,因此工艺改进应优先考量磨矿—分级流程结构,而非仅改变浮选条件。基于方铅矿、闪锌矿细粒嵌布的特点,应借助矿相学研究确定理想的解离粒度范围,并据此制定合理的磨矿流程。具体实施中,一段磨矿细度可设定为 $-0.074\text{mm}$ 占65%~70%,以防止过细磨导致的矿泥化;同时通过调节旋流器规格、给料压力及溢流口径,将分级粒径 $d_{50}$ 固定在 $0.06\sim 0.08\text{mm}$ 之间。

当返砂中连生体含量超过30%时,需引入分级效率修正手段。例如,将给矿浓度降至60%~65%,以提升分级的切割精度。通过结构调整实现“粗粒充分解离、细粒受控生成”,为后续浮选分离提供稳定的入选条件,这是复杂铅锌矿工艺优化的重要基石。

### 2.2 基于浮选动力学差异的流程分段与重构优化方法

对于复杂铅锌矿而言,不同矿物间的浮选动力学性能存在显著差异,采用单段浮选易导致易浮矿物过磨或慢浮矿物回收率偏低。因此,工艺优化需通过流程分段与重组,扩大矿物间的浮选速率差。在优先选铅过程中,可将粗选时间限定在 $6\sim 8\text{min}$ ,快速选出易浮方铅矿,减少无效循环;针对粗选尾矿或中矿部分,设立独立的再精选流程,将浮选时间延长至 $10\sim 12\text{min}$ ,以提升慢速铅矿物的捕获概率。在锌浮选作业中亦可采取“粗—扫分离”式流程设计,使不同动力学特征的闪锌矿实现分步提取。

### 2.3 中矿再磨粒度区间的精准控制优化方法

中矿再磨是处理难选铅锌矿连生体的关键技术,但不应盲目追求极细粒度,而应对细度范围实施精准控制。生产实践表明,中矿再磨产物中 $-0.045\text{mm}$ 占比控制在75%~85%时,可获得较优的连生体解离度并有效控制矿泥产出;若进一步细化至 $-0.038$

mm占比达90%以上,矿泥大量增加会导致抑制剂与捕收剂的选择性受损。为此,可通过缩短磨矿时长、降低球磨机充填率(通常为28%~32%)及采用分级再磨方式防止过粉碎。再磨产品应尽量独立进行选别,避免返回主浮选流程造成细泥干扰。

#### 2.4 作业条件协同调节与过程稳定性优化方法

在复杂的浮选体系中,局部参数最优往往难以保证全流程稳定,必须通过作业条件的协同调节实现系统优化。需将矿浆浓度、pH值、充气量及搅拌强度进行综合管控。例如,铅粗选时保持矿浆浓度在30%~35%,同时将充气量控制在 $1.0\text{m}^3/(\text{m}^2\cdot\text{min})$ 左右,有利于提高气泡的选择性粘附作用;锌精选时则将矿浆浓度降至25%~28%并配合低充气量以减少机械夹杂。实时监测尾矿品位波动(如 $\text{Pb}>0.30\%$ 或 $\text{Zn}>0.50\%$ ),可作为操作条件修正的指引信号。

### 3 复杂铅锌矿浮选分离工艺中药剂制度改善策略

#### 3.1 面向铅优先浮选的捕收—抑制协同优化策略

复杂铅锌矿铅优先浮选的药剂优化核心在于:在保障铅回收率的前提下,最大限度抑制闪锌矿与铁硫化物的混入。捕收剂选用应遵循“低剂量、高选择性”原则,使捕收作用聚焦于方铅矿活性基团。铅粗选捕收剂用量应控制在30~60g/t,超出此范围将削弱抑制系统的效能。此外,抑制剂应采取多机理联合作用,通过离子螯合与表面吸附在闪锌矿表面生成稳定的抑制膜。抑制剂的添加顺序应先于捕收剂,以提前占据锌矿物表面的活性位点。当矿浆pH值恒定在8.5~9.5范围内时,抑制效果方能充分发挥,实现捕收与抑制的定量平衡,有效降低铅精矿中的锌含量。

#### 3.2 锌浮选阶段活化—捕收制度的针对性重构策略

铅浮选尾矿进入锌浮选工序后,闪锌矿常因受到前期残留抑制剂的影响,存在可浮性难以迅速恢复的问题。因此,锌浮选药剂制度的改进应侧重于活化效率与选择性恢复,而非盲目增加捕收剂用量。

活化剂的添加点宜设于矿浆调整阶段,即进入锌粗选槽之前的关键节点,从而确保活化剂与残留抑制剂有充分的相互作用时间,再参与后续的捕收流程。活化剂用量控制在80~150g/t之间较为合理;若低于该区间,则无法实现闪锌矿的有效活化;若用量过高,则易导致部分脉石矿物被同步活化。

捕收剂应采取分段添加方案,在粗选及精选阶段分别实施管控,以达到循序渐进提高锌矿物活跃度的目的。锌浮选工序的矿浆pH值通常控制在10.0~11.5区间,既能保障已活化锌矿物的后续浮选顺畅,又能有效抑制伴生的铁硫化物共浮。通过建立“活化—捕收—分级富集”的药剂序贯体系,可显著提升锌精

矿品位及回收率的稳定性。

#### 3.3 药剂加入方式与制度稳定性的系统化改进策略

在复杂铅锌矿浮选分离过程中,药剂制度失效往往并非药剂本身性能不足,而是加入方式与工艺节奏不匹配所致。因此,药剂制度改善还应从加入位置、加入频率与药剂浓度稳定性等系统层面进行优化。对于抑制剂和活化剂这类对矿物表面状态影响显著的药剂,应优先采用分点、多次加入方式,使其在关键浮选段内保持有效浓度区间,避免因一次性加入导致的前强后弱现象。捕收剂则可根据浮选段泡沫负荷情况进行微调,使其消耗与矿物回收节奏相匹配。此外,通过将尾矿中Pb、Zn品位作为药剂制度调节的反馈指标(如 $\text{Pb}>0.30\%$ 、 $\text{Zn}>0.50\%$ 作为异常信号),可实现对药剂制度的动态修正。

### 4 结语

复杂铅锌矿浮选分离的技术难点,根源在于多矿物体系中浮选行为的高度耦合以及工艺响应的非线性特征。本文立足工程实践,从整体工艺系统出发,对浮选分离流程、关键工艺参数及药剂制度进行了系统性梳理与优化思考,强调通过流程结构调控与药剂作用机制的协同设计,逐步放大矿物之间的浮选差异,而非依赖单一手段实现分离强化。相关研究表明,只有在解离状态受控、流程分段合理、作业条件稳定的前提下,药剂制度的选择性调控作用才能得到充分发挥。该研究为复杂铅锌矿浮选由经验调节向系统优化转变提供了技术思路,也为类似多金属复杂矿石的选矿工艺设计与运行优化提供了可借鉴的工艺框架。

#### [参考文献]

- [1]敖顺福.兰坪铅锌矿资源特点与选矿技术进展[J/OL].矿产保护与利用,2025,(06):73-94[2026-01-09].
- [2]杨娟,章晓林,余娟,等.中山寨含银铅锌硫化矿高效浮选分离研究[J/OL].有色金属(选矿部分),1-16[2026-01-09].
- [3]赵汝全.含碳铅锌矿分段浮选—中矿再磨工艺及锌回收指标强化试验研究[J/OL].有色金属(选矿部分),1-14[2026-01-09].
- [4]席宁喜,席小荣,王瑞恒.氧化铅锌矿浮选废水净化处理及回用技术研究进展[J].山东化工,2025,54(21):105-107+111.
- [5]周仕娇,陈杰江,童雄,等.低品位氧—硫混合铅锌矿重—浮联选工艺综合回收试验研究[J].有色金属(中英文),2025,15(12):2223-2238.

#### 作者简介:

郑宇光(1988--),男,汉族,云南丽江人,本科,助理工程师,研究专业研究方向:矿物加工工程。