doi: 10.3969/j.issn.1005-7854.2026.01.006

引用格式：向宇龙，梁溢强，孙建军，何海洋，黄庆霖，赖浩，申培伦，刘殿文. 某难选氧化铅锌矿跳汰预富集工艺研究[J]. 矿冶，2026，35(1)：42-45.

XIANG Yulong , LIANG Yiqiang, SUN Jianjun, HE Haiyang, HUANG Qinglin, LAI Hao, SHEN Peilun, LIU Dianwen. Jigging pre-enrichment process for a refractory oxidized lead-zinc ore[J]. Mining and Metallurgy, 2026, 35(1): 42-45.

某难选氧化铅锌矿跳汰预富集工艺研究

向宇龙[1,2] 梁溢强[3] 孙建军[1,2] 何海洋[1,2] 黄庆霖[1,2]
赖 浩[1,2] 申培伦[1,2] 刘殿文[1,2]

（1. 昆明理工大学 国土资源工程学院，昆明 650093；
2. 云南省战略金属矿产资源绿色分离与富集重点实验室，昆明 650093；
3. 昆明冶金研究院有限公司，昆明 650031）

摘 要：氧化铅锌矿是重要的铅锌资源，然而，其物质组成复杂、矿物嵌布粒度细、与脉石矿物共生关系紧密且易泥化的特性，导致常规选矿工艺难以获得高品位与高回收率的铅、锌精矿。为解决这一难题，本研究以高氧化率、高含泥的难选氧化铅锌矿为对象，提出采用跳汰预富集工艺，旨在预先抛除大量矿泥、提升铅锌品位，为后续浮选作业提供合格原料。研究首先通过工艺矿物学系统解析了矿石性质；继而依据重选可选性准则，详细考察了给矿量、人工床层厚度及水量等关键参数对铅、锌富集行为的影响。试验结果表明，在最佳工艺条件下，铅、锌品位可分别由原矿的1.15%和6.13%显著提高至1.76%和11.11%，回收率分别达到85.04%和83.33%。同时，尾矿产率达41.30%，在实现铅、锌高效富集的同时，有效达到了大量抛尾的目的。本研究为难选氧化铅锌矿的高效利用提供了一条具有潜力的技术途径。

关键词：氧化铅锌矿；跳汰；预富集；抛尾；工艺矿物学

中图分类号：TD952；TD455 **文献标志码：**A **文章编号：**1005-7854（2026）01-0042-04

Jigging pre-enrichment process for a refractory oxidized lead-zinc ore

XIANG Yulong [1,2] LIANG Yiqiang[3] SUN Jianjun[1,2] HE Haiyang[1,2] HUANG Qinglin[1,2]
LAI Hao[1,2] SHEN Peilun[1,2] LIU Dianwen[1,2]

(1. Faculty of Land Resource Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming 650093, China;
2. Yunnan Key Laboratory of Green Separation and Enrichment of Strategic Mineral Resources, Kunming 650093, China;
3. Kunming Metallurgical Research Institute, Kunming 650031, China)

Abstract: Oxidized lead-zinc ores represent an important source of lead and zinc resources. However, their complex material composition, fine mineral dissemination, close association with gangue minerals, and susceptibility to sliming make it difficult for conventional beneficiation processes to obtain lead and zinc concentrates with both high grade and high recovery. To address this challenge, this study focuses on a refractory oxidized lead-zinc ore characterized by a high oxidation rate and high slime content. A jigging pre-enrichment process is proposed, aiming to pre-remove a significant amount of slime and upgrade the lead-zinc grade, thereby providing qualified feed for subsequent flotation operations. The research began with a systematic analysis of the ore properties through process mineralogy. Subsequently, guided by the principles of gravity separation feasibility, the effects of key parameters-including feed rate, artificial bed thickness, and water flow rate-on the enrichment behavior of lead and zinc were

收稿日期：2024-10-06

基金项目：云南省基础研究计划项目(202401AT070398)

第一作者：向宇龙，硕士研究生，研究方向为浮选理论与工艺。E-mail：yulongxiangybyb@163.com

通信作者：申培伦，博士，教授；E-mail：peilunshen@kust.edu.cn

investigated in detail. Experimental results indicate that under optimal conditions, the grades of lead and zinc were significantly increased from 1.15% and 6.13% in the raw ore to 1.76% and 11.11%, respectively, with recoveries reaching 85.04% and 83.33%. Concurrently, the tailings yield reached 41.30%, effectively achieving the dual objectives of efficiently enriching lead and zinc while discarding a large proportion of tailings. This study provides a promising technical pathway for the efficient utilization of refractory oxidized lead-zinc ores.

Key words: oxidized lead-zinc ore; jigging; pre-enrichment; tailing rejection; process mineralogy

铅和锌是国民经济发展的关键基础金属原料，具有重要战略意义。铅以其密度高、熔点低及延展性良好等特点，广泛应用于铅酸电池、辐射屏蔽及建筑材料领域；锌则因其优异的耐腐蚀性、耐磨性及延展性，被大量用于金属镀层、合金制造及干电池生产[1-3]。我国铅锌消费量巨大，位居铁、铝、铜、锰之后。在自然界中，铅锌常以多金属共生矿形式存在，其资源主体以硫化铅锌矿（主要矿物为方铅矿和闪锌矿）为主，贡献了全球80%以上的铅锌金属产量[4]。然而，随着高品位、易选硫化矿资源的日益枯竭，铅锌金属供应缺口不断扩大。在此背景下，储量可观的氧化铅锌矿资源的开发利用受到广泛关注[5]。

我国虽为铅锌资源大国，但资源分布分散（主要集中于云南、内蒙古、甘肃等地），且普遍存在贫矿多、富矿少、开采难度大等问题。尤为突出的是，氧化铅锌矿因矿物组成复杂、嵌布粒度微细、与脉石紧密共生且易泥化，导致其分选效率低下，未能得到充分有效利用。目前，浮选法因工艺成熟、成本相对较低，是氧化锌矿石预富集的主流方法[6]，其中以“硫化—胺法”应用最为广泛[7]。该方法通过硫化预处理活化矿物表面，再利用长碳链胺类捕收剂进行回收[8]。尽管已实现工业化，但该工艺仍普遍面临药剂消耗量大、选择性欠佳、分选指标不理想等问题。究其原因，除矿石本身性质复杂、难免离子干扰外，磨矿过程中产生的大量细泥对浮选过程的负面影响不容忽视[9]。

为应对上述挑战，本研究提出采用跳汰预富集工艺处理难选氧化铅锌矿。通过工艺矿物学研究厘清矿石特性，以重选理论为指导，系统开展跳汰条件试验，旨在实现铅锌的高效预富集与同步大量抛尾。该工艺不仅能为后续浮选作业提供脱泥提质后的给矿，降低矿泥干扰，而且通过预先抛除大量尾矿，可显著减少后续磨浮处理的矿量，从而降低整体能耗与成本，为氧化铅锌矿的高效、经济利用提供了解决方案。

1 原矿性质

试验用氧化铅锌矿呈褐黄色，含大量微细粒。XRD与XRF分析（图1、表1）表明，矿石主成分为碳酸钙、二氧化硅与碳酸锌，有价金属锌、铅含量分别为6.13%和1.15%。化学物相分析（表2、表3）显示，铅主要赋存于铅钒（39.16%）、方铅矿（26.98%）及白铅矿（26.10%）中；锌则以氧化锌（77.22%）和硫化锌（21.22%）为主。粒度分析（表4）表明，矿石易碎，破碎后粒度−74 μm粒级含量达23.01%，该粒级铅、锌金属分布率分别为30.13%和27.57%。鉴于−74 μm粒级难以通过重选有效分离，控制破碎粒级对后续铅锌预富集具有重要意义。

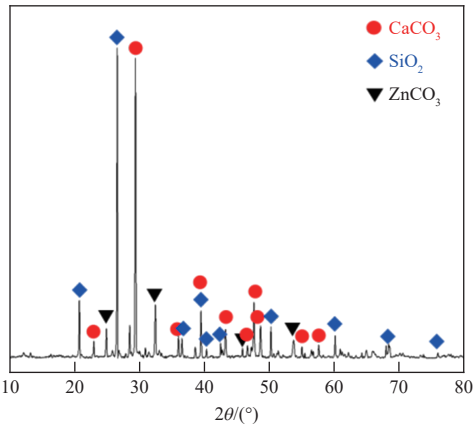


图1 氧化铅锌矿的XRD图谱

Fig. 1 XRD pattern of lead-zinc oxide ore

表1 原矿的主要化学成分

Table 1 Main chemical compositions of the raw ore /%

成分	Zn	Pb	Fe	S	Ca	MgO	Al_2O_3	SiO_2
含量	6.13	1.15	4.04	2.09	16.77	0.75	4.10	30.27

表2 原矿铅的化学物相

Table 2 Chemical phase of lead in the raw ore /%

物相	方铅矿	铅钒	白铅矿	其它	总铅
含量	0.31	0.45	0.30	0.089	1.15
分布率	26.98	39.16	26.10	7.46	100.0

表3 原矿锌的化学物相

Table 3 Chemical phase of zinc in the raw ore /%

物相	硫化锌	氧化锌	硫酸锌	其它	总锌
含量	1.30	4.73	0.042	0.053	6.13
分布率	21.22	77.22	0.69	0.86	100.0

表4 不同粒级产品产率与铅锌品位、金属分布率

Table 4 Yield, lead and zinc grades, and metal distribution rates of products in different size fractions

粒级/μm	产率/%	品位/%		金属分布率/%	
		Pb	Zn	Pb	Zn
245≤d	54.47	1.22	6.62	54.57	57.24
165≤d<245	11.18	0.85	4.56	7.84	8.10
74≤d<165	11.07	0.81	4.00	7.40	7.03
48≤d<74	7.42	1.34	6.48	8.17	7.64
38≤d<48	2.23	1.60	7.98	2.93	2.82
d<38	13.36	1.70	7.91	19.03	17.11
合计	100.0	1.22	6.30	100.0	100.0

2 试验结果与讨论

依据重选可选性准则，物料分选的难易程度与颗粒粒度直接相关，且粒度越细，分选难度通常越大。常规重选方法往往难以实现对−74 μm粒级物料的有效分离。本研究通过系列试验发现，对−3 mm全粒级物料开展跳汰分选试验时，铅、锌品位几乎未实现富集，尾矿产率偏高，且金属回收率与产率呈正相关。为探究该现象的成因，本研究对跳汰尾矿进行筛分试验，结果表明，尾矿中−1 mm粒级颗粒占比较高。为消除−1 mm粒级颗粒对分选效果的干扰，后续试验预先筛除该粒级物料，选取1≤d<3 mm粒级物料开展系统研究。

破碎后的物料筛分、分析结果如表5所示，表5表明，1≤d<3 mm粒级物料的铅、锌品位分别为1.15%和6.73%，铅品位与原矿一致，锌品位较原矿略微提高0.6%；−1 mm粒级物料的铅、锌品位分别为1.15%和5.62%，铅品位与1≤d<3 mm粒级物料一致，锌品位降低0.51%。

表5 不同粒级物料的铅锌品位

Table 5 Lead and zinc grades of materials in different size fractions

粒级/mm	品位/%	
	Pb	Zn
1≤d<3	1.15	6.73
d<1	1.15	5.62

在固定冲程16 mm、冲次346 次·min^{-1}条件下，系统考察了给矿量、人工床层厚度及水量对分选指标的影响。

2.1 给矿量的影响

固定人工床层厚度70 mm、总水量8 L·min^{-1}、冲程16 mm、冲次346次·min^{-1}，探究给矿量对富集的影响，结果如表6所示。由表6可知，给矿量在20~60 kg·h^{-1}时，精矿产率、品位及回收率均无显著波动。立足实际生产实际，并使试验更具有代表性，后续试验给矿量确定为60 kg·h^{-1}。

表6 给矿量对铅锌富集和抛尾的影响

Table 6 Effect of feed rate on lead-zinc enrichment and tailing rejection

给矿量/(kg·h^{-1})	产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			Pb	Zn	Pb	Zn
20	精矿	71.17	1.18	6.47	79.52	77.41
	尾矿	28.83	0.75	4.66	20.48	22.59
	给矿	100.0	1.05	5.92	100.0	100.0
40	精矿	73.19	1.28	6.69	81.56	80.02
	尾矿	26.81	0.79	4.56	18.44	19.98
	给矿	100.0	1.14	6.15	100.0	100.0
60	精矿	72.33	1.34	6.84	83.13	80.92
	尾矿	27.67	0.67	4.51	16.87	19.08
	给矿	100.0	1.18	6.32	100.0	100.0

2.2 人工床层厚度的影响

在给矿量60 kg·h^{-1}、总水量8 L·min^{-1}、冲程16 mm、冲次346次·min^{-1}，探究人工床层厚度（30、40、50 mm）对试验的影响，结果如表7所示。由表7可知，人工床层厚度由30 mm增至40 mm时，铅、锌品位由1.41%、8.77%升至1.69%、10.51%；继续增至50 mm时，品位虽进一步提高至2.19%、11.38%，但尾矿中铅锌损失率也由16.07%、19.81%升至20.97%、27.46%。综合考虑品位与回收率，最佳人工床层厚度选定为40 mm。

表7 人工床层厚度对铅锌富集和抛尾的影响

Table 7 Effect of artificial bed thickness on lead-zinc enrichment and tailing rejection

人工床层厚度/mm	产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			Pb	Zn	Pb	Zn
30	精矿	75.96	1.41	8.77	90.27	87.33
	尾矿	24.04	0.48	4.02	9.73	12.67
40	精矿	58.71	1.69	10.51	83.93	80.19
	尾矿	41.29	0.46	3.69	16.07	19.81
50	精矿	47.71	2.19	11.38	79.03	72.54
	尾矿	52.29	0.53	3.93	20.97	27.46

2.3 水量的影响

作为分选介质，水量的大小直接决定跳汰分选指标。在给矿量60 kg·h^{-1}、人工床层40 mm、冲程16 mm、冲次346次·min^{-1}，探究水量（10~ 24 L·min^{-1}）

对试验的影响，结果如表8所示。由表8可知，水量从10 L·min^{-1}增至14 L·min^{-1}时，铅锌品位由1.14%、6.20%升至1.76%、11.11%，回收率由20.76%、19.61%大幅提高至85.04%、83.33%，这主要源于床层松散促进按密度分层，且冲洗水有助于产物及时排出。水量继续增至24 L·min^{-1}时，品位与回收率均呈下降趋势，因床层过度松散导致部分重矿物进入尾矿。综上，最佳水量确定为14 L·min^{-1}。

表8 水量对铅锌富集和抛尾的影响

Table 8 Effect of water volume on lead-zinc enrichment and tailing rejection

水量/(L·min^{-1})	产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			Pb	Zn	Pb	Zn
10	精矿	21.33	1.14	6.20	20.76	19.61
	尾矿	78.67	1.18	6.89	79.24	80.39
14	精矿	58.70	1.76	11.11	85.04	83.33
	尾矿	41.30	0.44	3.16	14.96	16.67
18	精矿	58.70	1.69	10.51	83.93	80.19
	尾矿	41.30	0.46	3.69	16.07	19.81
24	精矿	47.6	1.72	10.91	71.92	70.64
	尾矿	52.4	0.61	4.12	28.08	29.36

3 结论

1）试验用矿铅品位为1.15%，锌品位为6.13%。铅主要赋存于铅钒（分布率39.16%）、方铅矿（26.98%）和白铅矿（26.10%）中；锌则主要以氧化锌（分布率77.22%）和硫化锌（21.22%）形式存在。主要脉石矿物为碳酸钙和二氧化硅。

2）通过逐因素条件优化，确定了最佳跳汰参数：给矿量60 kg·h^{-1}，人工床层厚度40 mm，总水量14 L·min^{-1}，冲程16 mm。在此条件下，可获得铅品位1.76%、锌品位11.11%的预富集精矿，铅、锌回收率分别达85.04%和83.33%。

3）该预富集工艺同步产出了产率为41.33%的尾矿，在显著提高铅锌品位与回收率的同时，实现了大量抛尾，达到了为后续浮选作业提供合格原料、降低处理成本的核心目标，为难选氧化铅锌矿的资源化利用提供了有效的技术选择。

参考文献

[1] 胡盘金，郑永兴，包凌云，等. 硫化铅锌矿物浮选药剂应用研究进展[J]. 矿冶，2021, 30(3): 123-128, 144.
HU P J, ZHENG Y X, BAO L Y, et al. Advances in reagent applications for flotation of lead-zinc sulfide minerals[J]. Mining and Metallurgy, 2021, 30(3): 123-128, 144.

[2] 赵杰，赵志强，罗思岗，等. 某低品位铜铅锌硫化矿浮选分离[J]. 矿冶，2023, 32(4): 40-45, 63.
ZHAO J, ZHAO Z Q, LUO S G, et al. Flotation separation of a low-grade copper-lead-zinc sulfide ore[J]. Mining and Metallurgy, 2023, 32(4): 40-45, 63.

[3] 苏风波，许宏图，李敏，等. 硫化铅锌矿“优先选铅—选铅尾矿选锌”回收铅锌[J]. 矿冶，2024, 33(3): 391-398.
SU F B, XU H T, LI M, et al. Selective lead-zinc flotation process: Pb-Priority flotation followed by Zn recovery from Pb Tailings[J]. Mining and Metallurgy, 2024, 33(3): 391-398.

[4] CHEN Y G, SUN Y S, HAN Y X. Efficient flotation separation of lead–zinc oxide ores using mineral sulfidation reconstruction technology: a review[J]. Green and Smart Mining Engineering, 2024, 1(2): 175-189.

[5] 张爱萍，王仁东，谭兵. 西南某高铁银铅锌氧化矿浮选试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2013(2): 30-32.
ZHANG A P, WANG R D, TAN B. Experimental study on flotation of a high-iron silver-lead-zinc oxide ore from southwest China[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2013(2): 30-32.

[6] 武鲁庆，章晓林，李康康，等. 我国氧化铅锌矿的选矿工艺概述[J]. 矿产综合利用，2016(5): 19-22.
WU L Q, ZHANG X L, LI K K, et al. Overview of beneficiation technologies for lead-zinc oxide ores in China[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2016(5): 19-22.

[7] 罗云波，石云良，刘苗华，等. 氧化锌矿浮选研究现状与进展[J]. 铜业工程，2013(4): 21-25.
LUO Y B, SHI Y L, LIU M H, et al. Research status and advances in flotation of zinc oxide ores[J]. Copper Engineering, 2013(4): 21-25.

[8] YI Y H, LI P X, ZHANG G, et al. Stepwise activation of hemimorphite surfaces with lead ions and its contribution to sulfidization flotation[J]. Separation and Purification Technology, 2022, 299: 121679.

[9] LIAO R P, WEN S M, LIU J, et al. Synergetic adsorption of dodecylamine and octyl hydroxamic acid on sulfidized smithsonite: insights from experiments and molecular dynamics simulation[J]. Separation and Purification Technology, 2023, 329: 125106.