新疆某地氧化铅锌矿选矿试验研究*

黄晓锋[1],冯程[2],段语嫣[3]

(1.沈阳有色冶金设计研究院, 辽宁 沈阳 110003;
2.长沙矿山研究院有限责任公司, 湖南 长沙 410012;
3.湖南省矿山固废综合利用工程技术研究中心, 湖南 长沙 410012)

摘要:针对新疆某地氧化铅锌矿碳酸盐脉石含量高、氧化率高、泥化严重等问题,开展了详细的选矿工艺流程试验研究。矿石中具有选矿回收价值的主要金属元素是铅、锌,含量分别为6.90%和6.06%,氧化铅中铅分布率为81.30%,锌氧化矿中锌分布率为95.04%。采用铅氧硫混合浮选—浮选脱泥—氧化锌浮选的工艺流程,通过使用对碳酸盐泥质脉石具有良好抑制效果的复合磷酸盐,有效抑制了碳酸盐脉石矿物的上浮,保证了浮选过程的选择性,提高了铅锌精矿品位。通过全流程闭路试验,获得了铅精矿铅品位为50.32%,锌品位为3.76%,铅回收率为80.84%,氧化锌精矿锌品位为35.73%,铅品位为4.21%,锌回收率为75.62%的指标,实现了该氧化铅锌矿的高效浮选回收。

关键词:氧化铅锌矿;复合磷酸盐;抑制剂;浮选

中图分类号:TD952 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2026)05-0278-09

Experimental Study on Mineral Processing of Lead-Zinc Oxide Ore in Xinjiang

Huang Xiaofeng[1], *Feng Cheng*[2], *Duan Yuyan*[3]

(1.Shenyang Nonferrous Metallurgy Engineering & Research Institute, Shenyang, Liaoning 110003, China;
2.Changsha Institute of Mining Research Co., Ltd., Changsha, Hunan 410012, China;
3.Hunan Engineering and Technology Research Center for Comprehensive Utilization of Mine Solid Waste, Changsha, Hunan 410012, China)

Abstract: To address the problems of high content of carbonate gangue, high oxidation rate, and severe mudding of lead-zinc oxide ore in Xinjiang, a detailed experimental study on mineral processing technology was carried out. The primary metallic elements in the ore that are of value for mineral processing and recovery are lead and zinc, with concentrations of 6.90% and 6.06%, respectively. Lead is present in lead oxide at a rate of 81.30%, and zinc is present in zinc oxide at a rate of 95.04%. By employing a process flow consisting of lead-oxygen-sulfur mixed flotation, flotation desliming and zinc oxide flotation, and using a compound phosphate that effectively suppresses carbonate gangue minerals, the process successfully prevented the flotation of carbonate gangue minerals, ensured the selectivity of the flotation process, and improved the grade of the lead-zinc concentrate. Through full closed-circuit process test, indicators of 50.32% lead grade, 3.76% zinc grade, and 80.84% lead recovery rate were achieved for the lead concentrate, while the zinc concentrate from the lead-zinc oxide ore exhibited a zinc grade of 35.73% with a lead grade of 4.21% and a zinc recovery rate of 75.62%, achieving efficient flotation recovery of this lead-zinc oxide ore.

Key words: Lead-zinc oxide ore, Compound phosphate, Inhibitor, Flotation

0 引言

铅、锌作为重要的有色金属,在冶金、电子、化工等众多领域应用广泛[1]。我国铅、锌资源储量丰富,铅锌总储量均位居世界第二,但我国人均铅锌储量仅为世界平均水平的60%。随着国内铅、锌需求量增长,铅、锌冶炼产能不断扩张,导致铅锌矿资源进口量显著增加[2]。随着经济的发展,对铅、锌金属的需求量持续增长,易选的硫化铅锌矿资源日益枯竭,亟需提高氧化铅锌矿的资源利用率。由于矿石性质复杂,铅锌矿物氧化程度高[3]、嵌布粒度细且与脉石矿物共生关系密切,选冶难度较大。随着技术的不断进步,氧化铅锌矿的开发利用也逐渐受到重视。新疆地区矿产资源丰富,氧化铅锌矿是该地区的重

* **收稿日期**:2025-10-15
作者简介:黄晓锋(1983—),男,河北抚宁人,高级工程师,主要从事有色金属选矿工艺与设计研究。E-mail:272598932@qq.com

要矿产类型之一,开展选矿试验研究对于高效开发利用该地区的氧化铅锌矿资源具有重要意义。

氧化铅锌矿通常具有以下特点:一是矿石中铅锌氧化率高,氧化铅锌矿物可浮性差[4-5],氧化铅锌矿表面性质不稳定,容易形成亲水的表面膜,使矿物的天然可浮性变差,例如,菱锌矿表面的氢氧化锌薄膜会降低其与捕收剂的吸附能力,导致浮选效果不佳;二是矿物种类复杂[6-7],氧化铅锌矿中除了常见的铅锌氧化矿物,如白铅矿、铅矾、菱锌矿、异极矿等[8-9],还伴生有少量的方铅矿、闪锌矿等硫化金属矿物,以及大量的脉石矿物,如方解石、白云石、石英、黏土矿物等,不同的矿物在物理和化学性质上差异较大,增加了选矿的难度,同时,菱锌矿和白铅矿与方解石等碳酸盐脉石矿物的结构相同,矿物表面性质接近,分离难度大;三是细粒效应显著,泥化现象严重[10-11],氧化铅锌矿在形成过程中,由于地质作用和风化作用,常产生大量的细粒和微细粒矿物,这些细粒矿物的比表面积大、表面能高,使其在选矿过程中容易发生团聚,影响矿物的分选效果。原矿碳酸盐泥质脉石含量高,在磨矿过程中容易泥化,形成大量的次生矿泥。矿泥会覆盖在有用矿物表面,阻碍药剂与矿物表面的吸附[12-13],降低矿物的可浮性,导致药耗量大,浮选富集比低、分选效果差;同时,矿泥还会增加矿浆的黏度,影响浮选过程中的气泡稳定性和泡沫层的质量,导致精矿品位和回收率降低。

常见的氧化铅锌矿选矿方法有重选法和浮选法[14-16]。重选法主要是利用矿物之间的密度差异进行分离。对于高泥质高氧化铅锌矿中的粗粒铅锌矿物,重选法可以作为一种预选方法,提前富集粗粒的铅锌矿物,减少后续浮选的处理量。常用的重选设备有摇床、螺旋溜槽等。然而,由于高泥质高氧化铅锌矿中,铅锌矿物嵌布粒度细,重选的回收率相对较低,一般只能作为辅助工艺与其他工艺联合使用。传统的浮选法是在高泥质高氧化铅锌矿中加入硫化剂,如硫化钠,将氧化矿物硫化后再用黄药、脂肪胺等捕收剂进行浮选[17]。但在高泥质情况下,矿泥会吸附大量的硫化剂和捕收剂,导致药剂用量大幅增加,且浮选效果不佳。近年来,通过优化药剂制度,如采用新型的硫化剂和高效的捕收剂[18-19],一定程度上提高了浮选指标。联合工艺在氧化铅锌矿的回收利用中也有报道,采用浮选-重选联合工艺,可以充分发挥浮选法和重选法的优势,提高铅锌的综合回收率。对于一些难选的高泥质高氧化铅锌矿,浮选难以获得理想的指标时,可以采用选冶联合工艺[20]。先通过浮选富集部分铅锌矿物得到粗精矿,然后对粗精矿进行冶金浸出处理,进一步提取铅锌金属。

目前,高泥质高氧化铅锌矿选矿工艺在处理矿泥方面仍存在不足,矿泥对选矿指标的影响仍然较大,导致精矿品位和回收率难以进一步提高。选矿药剂的选择性和针对性还不够强,在复杂的矿石性质和高泥质条件下,药剂的作用效果受到限制。高泥质高氧化铅锌矿选矿工艺的发展趋势一方面是研发新型高效的选矿药剂[16],提高药剂对氧化铅锌矿物的选择性和捕收能力,同时减少矿泥对药剂的影响;另一方面是进一步优化联合工艺[15],将不同的选矿方法有机结合,充分发挥各自的优势,提高铅、锌的综合回收利用率。

新疆某氧化铅锌矿具有碳酸盐脉石含量高、氧化率高、泥化严重的特点,选矿回收难度较大。本文以新疆某氧化铅锌矿为研究对象,采用复合磷酸盐作为脉石抑制剂,有效抑制了脉石矿物方解石,降低其对氧化铅锌矿浮选的影响,实现了氧化铅锌矿的浮选分离回收。

1 试验方法

试验样品取自新疆和田地区某氧化铅锌矿,经实验室破碎后得到浮选原矿。浮选试验采用 XFD 型单槽式浮选机,每次称取 500.0 g 原矿样并放置于 XFD-1.5 L 型单槽浮选机中。根据试验条件,按先后顺序加入相应的浮选药剂,搅拌一定时间后,再进行充气刮泡,精选采用 XFD-0.75 L 和 XFD-0.5 L 单槽浮选机,浮选所得的各产品经烘干、称取质量后,计算产率,经化学分析化验精矿品位并计算回收率。

2 矿石性质

对矿石进行了原矿性质分析研究,查明了该矿石的化学组成、矿石结构、矿物组成、主要矿物的产出特征等,分析影响铅、锌元素选矿指标的矿物学因素,为选矿试验研究提供指导。矿石的化学多元素分析结果见表 1,铅、锌的物相分析结果分别见表 2 和表 3。

表 1 矿石的化学多元素分析结果

Table 1 Results of chemical multi-element analysis of ores

%

Pb	Zn	SiO_2	MgO	CaO	K_2O	Na_2O
6.90	6.06	7.67	0.62	37.08	0.55	0.14
Cd	Al_2O_3	TiO_2	As	S	P	F
0.013	1.30	0.071	<0.001 0	0.57	0.021	0.063
Mn	Cu	TFe	In	Au*	Ag*	$CaCO_3$
0.018	0.008 7	1.07	<0.001 0	<0.10	<1.0	62.35

注：*单位为 g/t。

表 2 矿石中铅的化学物相分析结果

Table 2 Results of chemical phase analysis of lead in ores

%

铅相	含量	分布率
硫化铅中铅	1.05	15.22
氧化铅中铅	5.61	81.30
硫酸铅(铅矾)中铅	0.18	2.61
铅铁矾中的铅	0.06	0.87
总铅	6.90	100.00

表 3 矿石中锌的化学物相分析结果

Table 3 Results of chemical phase analysis of zinc in ores

%

锌相	含量	分布率
硫化锌中锌	0.09	1.49
氧化锌中锌	5.76	95.04
硫酸锌中锌	0.20	3.30
锌铁尖晶石中锌	0.01	0.17
总锌	6.06	100.00

矿石中具有回收价值的金属主要是 Pb 和 Zn，含量分别为 6.90%、6.06%，其他有价元素含量较低，暂不具备综合回收利用价值。需要通过选矿排除的主要脉石矿物为方解石，含量高达 60%以上，其次是石英。铅主要赋存在氧化铅中，约占总铅的 81.30%，白铅矿是氧化铅的主要载体矿物，硫化铅中的铅占比为 15.22%。赋存于氧化锌中的锌占比为 95.04%，锌的氧化率极高，氧化锌主要以菱锌矿为主，是锌的主要载体矿物。

利用光学显微镜观察矿物中的锌矿物、铅矿物等主要矿物的产出特征，结果如图 1 至图 6 所示。矿石中部分白铅矿与方铅矿连生较为常见，白铅矿沿方铅矿边缘形成氧化交代边，说明方铅矿向白铅矿的次生氧化，部分方铅矿充填于白铅矿裂隙。白铅矿与菱锌矿连生关系最为紧密，这种情况较为常见，多见白铅矿与菱锌矿连生，或菱锌矿包裹细粒白铅矿，形成“包裹-被包裹”结构，粒径小于 10 μm 的白铅矿多呈细粒状、孤岛状包裹于菱锌矿或方解石中，需细磨才能解离。

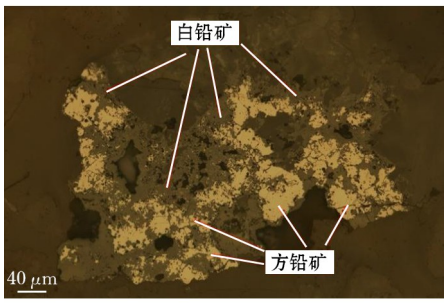


图 1 方铅矿周边氧化为白铅矿

Fig.1 Galena periphery oxidized to cerussite

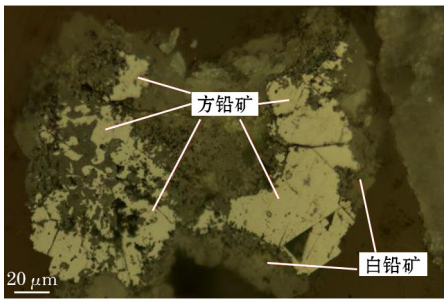


图 2 白铅矿沿方铅矿边缘和裂隙进行交代氧化

Fig.2 Cerussite is metasomatically oxidized along the edge and fissure of galena

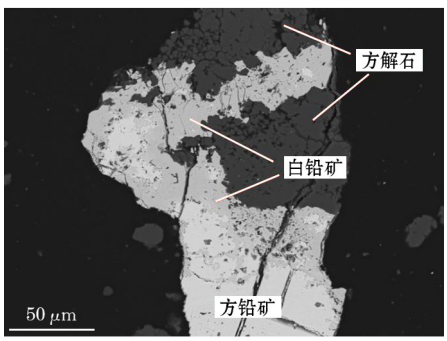


图 3 白铅矿与方铅矿以相邻共生的形式分布于方解石中

Fig.3 Cerussite and galena are distributed in calcite in the form of adjacent symbiosis

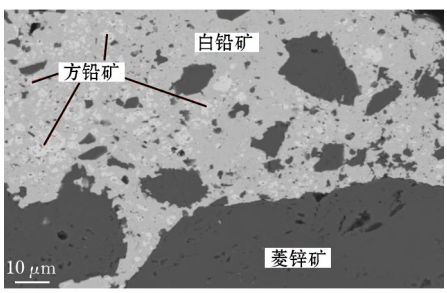


图 4 白铅矿沿菱锌矿集合体的晶界或裂隙充填，包裹有氧化残余的方铅矿

Fig.4 Cerussite fills along the grain boundaries or fractures of the smithsonite aggregates, encapsulating oxidized residual galena

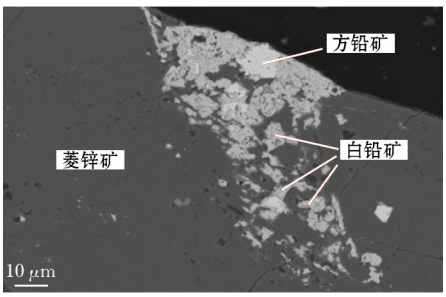


图 5 白铅矿以斑点状分散于菱锌矿集合体中

Fig.5 Cerussite is dispersed in spots in the smithsonite aggregate

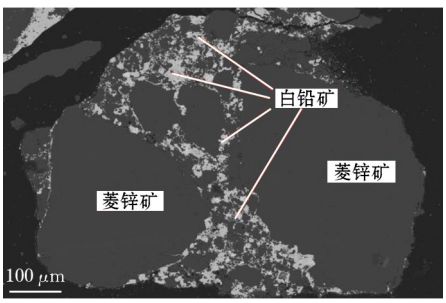


图 6 白铅矿以不连续条带状沿菱锌矿集合体的晶界或裂隙分布

Fig.6 Cerussite is distributed along the grain boundaries or fractures of smithsonite aggregates in discontinuous strips

3 选矿试验研究

3.1 铅浮选条件试验

3.1.1 工艺结构试验

由于原矿含少量的方铅矿,针对铅氧硫混合浮选和先浮选硫化铅、后浮选氧化铅这两种工艺开展了选矿工艺结构试验,试验工艺流程见图 7 和图 8,试验结果见表 4。从试验结果可以看出,采用铅氧硫混合浮选工艺获得的铅粗精矿品位和回收率均高于先浮选硫化铅、后浮选氧化铅工艺。

通过工艺结构试验,验证了铅氧硫混合浮选工艺优于分步浮选工艺,铅氧硫混合浮选工艺在铅回收率和精矿品位方面更具优势。核心流程为同步回收硫化与氧化铅矿物,具有工艺流程短、结构简单、药剂种类少的优点。采用“先铅后锌”原则流程,即铅氧硫混合浮选—脱泥—氧化锌浮选,该工艺先混合浮选硫化铅及氧化铅矿物,对铅尾再脱除硫化矿物和部分可浮性较好的脉石矿物,最终尾矿再选氧化锌。

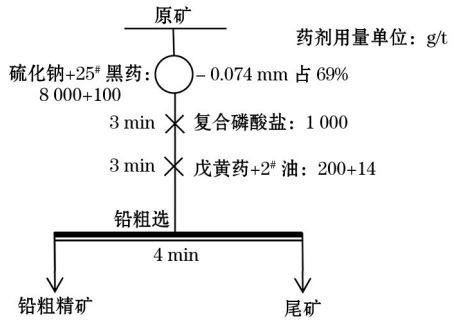


图 7 铅氧硫混合浮选工艺流程

Fig.7 Lead-oxygen-sulfur mixed flotation process

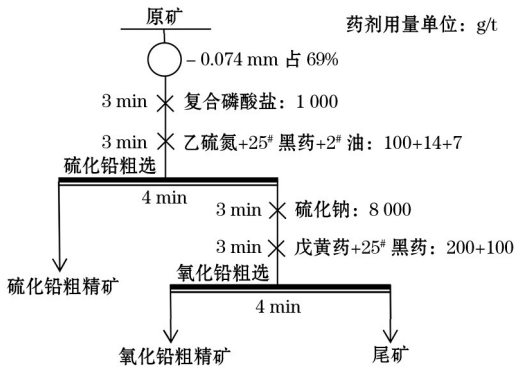


图 8 先浮选硫化铅、后浮选氧化铅工艺流程

Fig.8 Flotation of lead sulfide first, then flotation of lead oxide process

表 4 选矿工艺结构试验结果

Table 4 Results of beneficiation process structure test %

工艺	产品	产率	品位		回收率	
			Pb	Zn	Pb	Zn
铅氧硫混合浮选工艺	铅粗精矿	15.95	36.79	4.78	85.04	12.60
	尾矿	84.05	1.23	6.29	14.96	87.40
	合计	100.00	6.90	6.05	100.00	100.00
先浮选硫化铅、后浮选氧化铅工艺	硫化铅粗精矿	4.14	35.16	4.05	21.06	2.77
	氧化铅粗精矿	12.86	34.16	6.13	63.56	13.03
	尾矿	83.00	1.28	6.14	15.38	84.20
	合计	100.00	6.91	6.05	100.00	100.00
	总铅粗精矿	17.00	34.40	5.62	84.63	15.80

3.1.2 铅浮选磨矿细度试验

磨矿是选矿过程中的关键环节,磨矿细度直接影响后续的选矿效率和金属回收率。磨矿的目的是使铅矿物与脉石矿物充分解离,合适的磨矿细度能够让铅矿物尽可能地从脉石中解离出来,使有用矿物处于合适的粒度范围内,以便在后续的选别作业中更容易被回收。同时,应避免过磨现象的发生,并减少脉石矿物的泥化程度。

磨矿细度试验结果如图 9 所示。由图 9 可知,磨矿细度对铅回收率有显著影响。随着磨矿细度的增加,铅回收率随之增加,当磨矿细度为 -0.074

mm 占 69%时,铅回收率最高。在该磨矿细度条件下,铅矿物达到了较为理想的解离状态,大部分铅矿物以单体形式存在,能够在后续的浮选过程中被捕收剂有效地富集和回收。进一步增加磨矿细度会产生过磨现象,反而降低选矿效率。从经济和效率的角度考虑,继续增加磨矿细度会增加磨矿成本,包括能源消耗、设备磨损和药剂消耗等,但铅回收率的提升却不显著。因此,磨矿细度试验确定 -0.074 mm 占 69%为适宜的磨矿细度,可以实现铅矿物的高效回收。

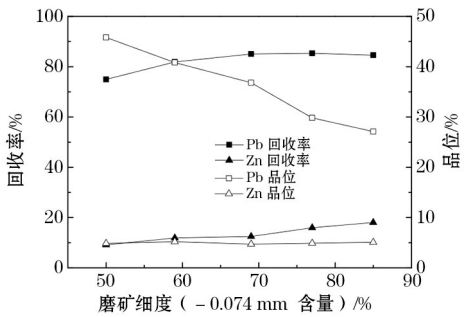


图 9 磨矿细度试验结果

Fig.9 Results of grinding fineness test

3.1.3 铅浮选药剂用量试验

硫化钠作为一种调整剂,在浮选过程中会对矿物表面性质产生影响。硫化钠用量合适时,能够有效活化氧化铅矿物。通过试验分析了硫化钠用量对铅选矿指标的影响,结果如图 10 所示。由图 10 可知,随着硫化钠用量的增加,氧化铅矿物的可浮性逐渐增强,铅粗精矿的品位和回收率不断增加,但当硫化钠用量超过 8 kg/t 后,铅回收率提升幅度较小。继续增加用量,部分脉石矿物也开始上浮,从而降低了铅粗精矿的品位。因此适宜的硫化钠用量为 8 kg/t。

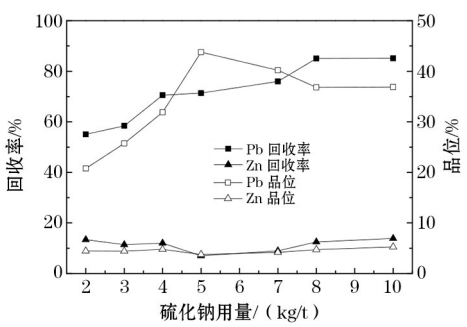


图 10 选铅硫化钠用量试验结果

Fig.10 Results of sodium sulfide dosage test for lead flotation

戊黄药是一种常用的捕收剂,能够同时捕收硫化铅矿物和被硫化钠硫化后的氧化铅矿物。本研究开展了选铅捕收剂戊黄药的用量试验,结果见图 11。从图 11 中可以看出,随着戊黄药用量的增加,铅粗精矿中的铅回收率呈现上升趋势,而铅品位随之下降。综合考虑,选铅捕收剂戊黄药的适宜用量为 200 g/t。

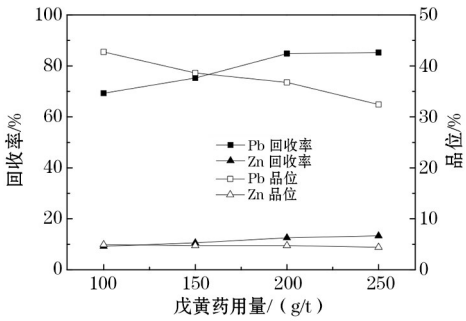


图 11 戊黄药用量试验结果

Fig.11 Results of sodium amyl xanthate dosage test

25# 黑药是一种常用的硫化矿捕收剂,对硫化铅矿物有较好的捕收性能,用量过少会导致捕收能力不足,用量过多则可能会影响其选择性。25# 黑药用量试验如图 12 所示,由图 12 可知,25# 黑药的适宜用量为 100 g/t。戊黄药和 25# 黑药组合使用时,产生了协同作用,增强了对铅矿物的选择性捕收能力。

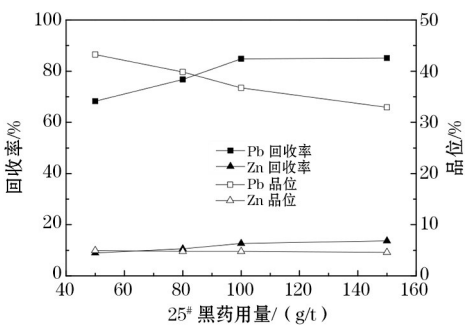


图 12 25# 黑药用量试验结果

Fig.12 Results of dithiophosphate 25 dosage test

3.1.4 选铅抑制剂种类及用量试验

相关研究表明,磷酸盐对碳酸盐脉石具有较好的抑制效果。本研究采用复合磷酸盐作为方解石抑制剂,并开展了抑制剂种类试验,复合磷酸盐由三聚磷酸钠、六偏磷酸钠和焦磷酸钠组成,三种药剂比例为 2∶2∶1。对比了复合磷酸盐与常见的脉石抑制剂(如六偏磷酸钠、CMC、和水玻璃等)的抑制效果,选铅抑制剂种类试验结果见图 13,选铅复合磷酸盐用量试验结果见图 14。结果表明,复合磷酸盐抑制效果最好,能够显著降低脉石矿物的浮选活性。复合磷酸盐对方解石等碳酸盐脉石矿物的抑制效果显著,适合作为该矿石的脉石抑制剂,能够有效提高铅

粗精矿的品位和回收率,通过用量试验确定适宜的复合磷酸盐用量为 1 000 g/t。

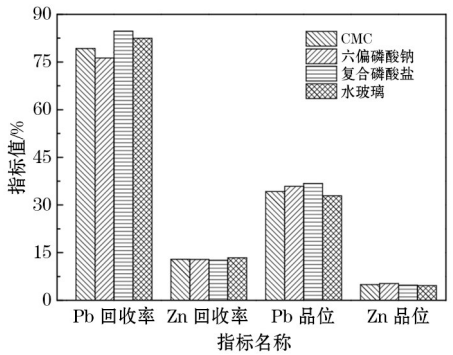


图 13 选铅抑制剂种类试验结果

Fig.13 Results of depressant type test for lead flotation

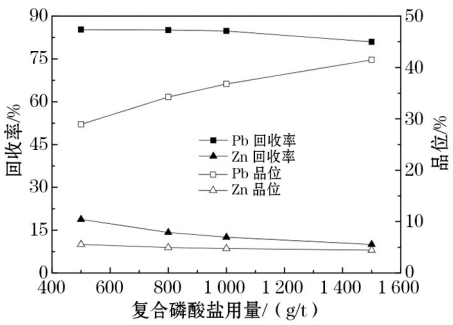


图 14 选铅复合磷酸盐用量试验结果

Fig.14 Results of compound phosphate dosage test for lead flotation

3.2 锌浮选条件试验

3.2.1 脱泥方式试验

氧化锌浮选前通常会进行脱泥,脱泥方式分为物理脱泥和浮选脱泥,物理脱泥一般是无选择性地脱除细粒级矿物,而浮选脱泥是采用捕收剂脱除可浮性较好的矿物,包括硫化物和可浮性好的脉石矿物。脱泥方式试验结果如图 15 所示。

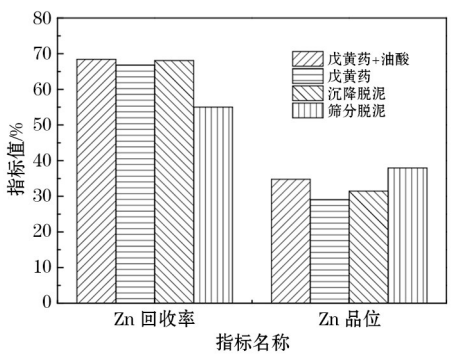


图 15 脱泥方式试验结果

Fig.15 Results of desliming test

试验结果表明,物理脱泥效果有限,戊黄药+油酸组合在脱泥过程中能够同时脱除硫化物和可浮性好的脉石矿物,降低矿泥对氧化锌浮选的干扰,显著改善氧化锌的浮选效果。采用戊黄药+油酸组合脱泥后,氧化锌的浮选回收率显著提高,精矿品位也有所提升。

3.2.2 锌浮选药剂用量试验

复合磷酸盐抑制剂在选锌过程中主要起到抑制碳酸盐脉石矿物上浮的作用,提高氧化锌矿物浮选的选择性。开展了选锌的复合磷酸盐抑制剂用量试验,结果见图 16。随着复合磷酸盐用量的增加,锌粗精矿的品位呈现增加的趋势,但回收率随之下降。当用量为 1 000 g/t 时达到合适的效果,因此确定锌浮选的复合磷酸盐抑制剂用量为 1 000 g/t。

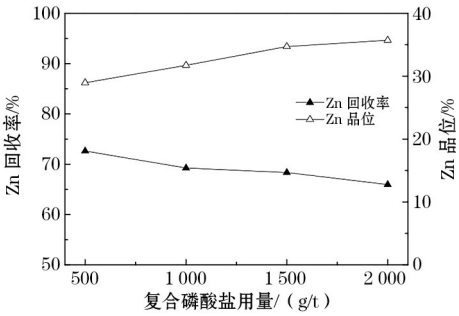


图 16 选锌复合磷酸盐用量试验结果

Fig.16 Results of compound phosphate dosage test for zinc flotation

混合胺是氧化锌矿物浮选的常用捕收剂,进行了混合胺用量试验,结果见图 17。随着混合胺用量的增加,氧化锌粗精矿回收率逐渐升高,品位逐渐下降,用量增加到 600 g/t 后,回收率增加幅度不明显,说明在捕收剂用量为 600 g/t 的条件下,大部分锌矿物能够被有效地捕收,从而保证了较高的锌回收率。用量超过 600 g/t 后,锌品位下降,捕收剂过量后对脉石矿物的捕收能力增强,降低了浮选的选择性,使锌精矿品位下降。因此,确定混合胺的合适用量为 600 g/t。

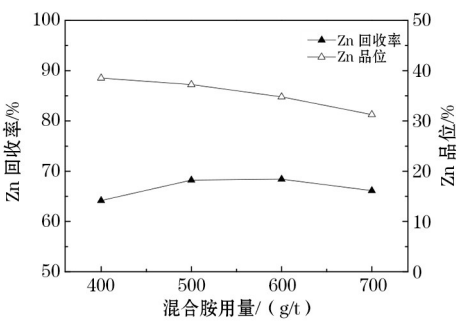


图 17 混合胺用量试验结果

Fig.17 Results of mixed amine dosage test

硫化钠在选锌过程中有多种作用。一方面,硫化钠作为硫化剂,对氧化锌矿物进行硫化,使其表面性质更接近硫化锌矿物,从而提高其可浮性;另一方面,硫化钠可以调节矿浆的酸碱度,影响捕收剂的作用效果。硫化钠用量试验结果见图 18。由图 18 可以看出,随着硫化钠用量的增加,锌品位呈现上升的趋势,硫化钠能够有效地对氧化锌矿物进行硫化,硫化作用的增强提高了锌矿物的可浮性。硫化钠用量增加到 6 000 g/t 后,氧化锌回收率受到了影响,说明过量的硫化钠对氧化锌产生一定的抑制作用。因此,确定硫化钠的合适用量为 6 000 g/t。

在选锌过程中,复合磷酸盐、硫化钠和混合胺的用量相互关联、相互影响。复合磷酸盐通过有效抑制碳酸盐脉石的上浮保证了浮选的选择性,硫化钠改善氧化锌矿物的可浮性和矿浆环境,混合胺负责捕收氧化锌矿物,通过确定合适的药剂用量,实现了锌回收率和品位的综合优化,提高了选锌工艺的效率。

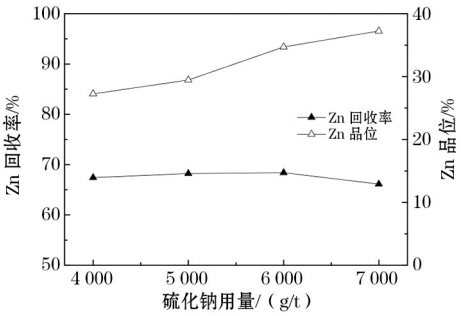


图 18 选锌硫化钠用量试验结果

Fig.18 Results of sodium sulfide dosage test for zinc flotation

3.3 全流程闭路试验

在确定了适宜的浮选条件后,进行了全流程闭路试验,试验的工艺流程如图 19 所示,试验结果见表 5。

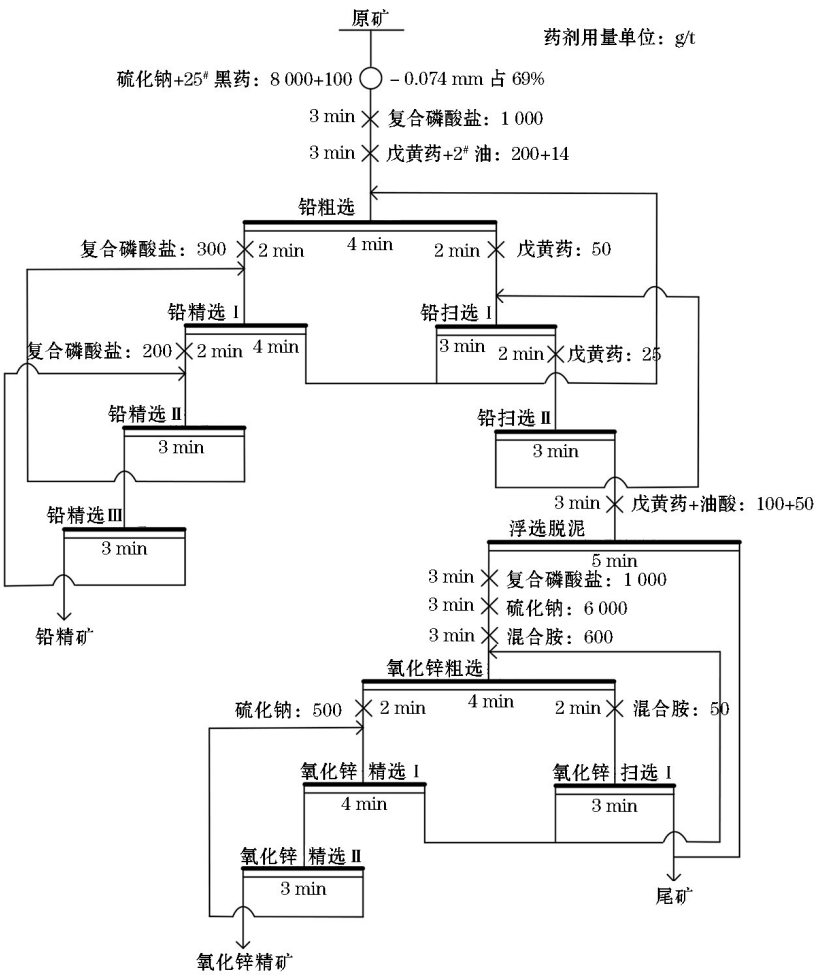


图 19 全流程闭路试验工艺流程

Fig.19 Process of full closed-circuit test

表 5 全流程闭路试验结果

Table 5 Results of full closed-circuit test %

产品	产率	品位		回收率	
		Pb	Zn	Pb	Zn
铅精矿	11.10	50.32	3.76	80.84	6.91
氧化锌精矿	12.79	4.21	35.73	6.70	75.62
尾矿	76.11	1.13	1.39	12.46	17.47
原矿	100.00	6.91	6.05	100.00	100.00

全流程闭路试验表明,采用铅氧硫混合浮选—浮选脱泥—氧化锌浮选的工艺流程,获得了铅精矿铅品位为 50.32%,锌品位为 3.76%,铅回收率为 80.84%,氧化锌精矿锌品位为 35.73%,铅品位为 4.21%,锌回收率为 75.62%的指标。本研究确定的工艺流程能够有效地回收矿石中的铅、锌金属,铅氧硫混合浮选工艺对硫化铅和氧化铅同时进行回收,简化了浮选工艺;浮选脱泥工艺预先脱除矿石中存在的影响铅、锌浮选效果的泥质矿物,提高了后续浮选的效率;同时,该工艺流程对不同类型复杂矿石的适应性较强,如高氧化率、高泥质含量的矿石。

4 结论

(1) 新疆某氧化铅锌矿属于高泥质、高氧化铅锌矿,矿石中具有选矿回收价值的主要金属元素是铅、锌,含量分别为 6.90%和 6.06%,氧化铅中铅分布率为 81.30%,锌氧化矿中锌分布为 95.04%。矿石中需要通过选矿排除的主要脉石矿物为方解石,含量高达 60%以上,方解石为低硬度矿物,易过磨泥化,形成矿泥,影响铅锌精矿的回收率和品位。

(2) 采用铅氧硫混合浮选—浮选脱泥—氧化锌浮选的工艺流程,通过使用对碳酸盐泥质脉石具有良好抑制效果的复合磷酸盐,有效抑制碳酸盐脉石矿物的上浮,保证了浮选过程的选择性,提高了铅锌精矿的品位。

(3) 通过全流程闭路试验,获得了铅精矿铅品位为 50.32%,锌品位为 3.76%,铅回收率为 80.84%,氧化锌精矿锌品位为 35.73%,铅品位为 4.21%,锌回收率为 75.62%的指标,实现了该氧化铅锌矿的高效浮选回收。

参考文献(References):

[1] Moradi S, Monhemius A J. Mixed sulphide - oxide lead and zinc ores: problems and solutions[J]. Minerals Engineering, 2011,24(10):1062-1076.

[2] Mehdilo A, Zarei H, Irannajad M, et al. Flotation of zinc oxide ores by cationic and mixed collectors[J]. Minerals Engineering,2012,36/37/38:331-334.

[3] Zhao Liang, Liu Wengang, Duan Hao, et al. Design and selection of flotation collectors for zinc oxide minerals based on bond valence model[J]. Minerals Engineering, 2021, 160:106681.

[4] 文涵睿,李利娟.四川某混合铅锌矿优先浮选试验研究[J].矿业研究与开发, 2021, 41(6): 121-126.
Wen Hanrui, Li Lijuan. Experimental study on preferential flotation of a mixed lead-zinc deposit in Sichuan[J]. Mining Research and Development,2021,41(6):121-126.

[5] 金赛珍,杨林,王广运.云南某难选多金属氧化铅锌矿选矿试验[J].现代矿业,2014,30(4):139-141.
Jin Saizhen, Yang Lin, Wang Guangyun. Beneficiation experiment of a refractory polymetallic oxidized lead-zinc ore in Yunnan[J].Modern Mining,2014,30(4):139-141.

[6] 武俊杰.含沥青高氧化率铅锌矿高效利用技术研究[D].昆明:昆明理工大学,2024.
Wu Junjie. Research on efficient utilization technology of high oxidation rate lead-zinc ore containing asphalt[D]. Kunming: Kunming University of Science and Technology,2024.

[7] 于凯,常庆伟,李文风.内蒙古某低品位氧化锌矿浮选试验研究[J].金属材料与冶金工程,2014,42(3):38-41+53.
Yu Kai, Chang Qingwei, Li Wenfeng. Flotation test of a low grade zinc oxide ore in Inner Mongolia[J]. Metal Materials and Metallurgical Engineering,2014,42(3):38-41+53.

[8] 许大洪,刘小妹,崔伟勇,等.缅甸某难选锌氧化矿浮选工艺[J].矿产综合利用,2021,42(2):17-22.
Xu Dahong, Liu Xiaomei, Cui Weiyong, et al. Study of flotation technology of a refractory zinc oxide ore in Burma [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources,2021,42(2):17-22.

[9] 董宗良,刘勇,冯程,等.CA-1 在低品位难选氧化锌矿浮选中的应用[J].矿业研究与开发,2018,38(2):64-69.
Dong Zongliang, Liu Yong, Feng Cheng, et al. Application of CA-1 in the flotation of low-grade and refractory zinc oxide ore [J]. Mining Research and Development,2018,38(2):64-69.

[10] 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.
Jin Chenxi, Ma Zilong, Cao Yijun, et al. Flotation study on separating the extremely low-grade and argillaceous refractory oxide zinc[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources,2017(1):70-75.

[11] 董宗良,祁忠旭,冯程,等.硫化矿尾矿中氧化锌浮选的主要影响因素分析[J].矿业研究与开发,2018,38(10):90-94.
Dong Zongliang, Qi Zhongxu, Feng Cheng, et al. Analysis of main influencing factors on zinc oxide flotation in sulfide ore tailings[J]. Mining Research and Development,2018,38(10):90-94.

[12] 冯程,祁忠旭,孙大勇,等.氧化锌矿选矿技术现状与进展[J].矿业研究与开发,2019,39(9):105-109.
Feng Cheng, Qi Zhongxu, Sun Dayong, et al. Current status and overview of zinc oxide ore beneficiation technology[J]. Mining Research and Development,2019,39(9):105-109.

[13] 陈海君,谢海云,陈家灵,等.氧化铅锌矿浮选捕收剂研究进展[J].矿产保护与利用,2023,43(5):42-53.
Chen Haijun, Xie Haiyun, Chen Jialing, et al. Research progress of flotation collectors for lead-zinc oxide ore[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources,2023,43(5):42-53.

[14] 张红英,高连启,惠世和,等.某极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.
Zhang Hongying, Gao Lianqi, Hui Shihe, et al. Experimental study on beneficiation of a extremely low-grade refractory zinc oxide ore[J]. Mining Research and Development,2022,42(7):56-60.

[15] 彭礼国,方建军,何海洋,等.氧化锌矿石浮选技术研究进展[J].有色金属(选矿部分),2024(10):57-65.
Peng Liguo, Fang Jianjun, He Haiyang, et al. Research progress in flotation technology of zinc oxide ore[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section),2024(10):57-65.

[16] 张仪杰,袁加巧,余安美,等.氧化锌矿物浮选药剂研究进展[J].有色金属(中英文),2025,15(4):629-642.
Zhang Yijie, Yuan Jiaqiao, Yu Anmei, et al. Research progress on flotation reagents for zinc oxide minerals[J]. Nonferrous Metals,2025,15(4):629-642.

[17] 杨俊龙,郭艳华,马立成,等.某氧化铅锌矿浮选尾矿回收氧化锌选矿试验研究[J].有色金属(选矿部分),2024(12):84-90.
Yang Junlong, Guo Yanhua, Ma Licheng, et al. Experimental study on recovery of zinc oxide from flotation tailings of a lead-zinc oxide ore[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section),2024(12):84-90.

[18] 孙立,傅瑞近,刘进,等.滇西某铅锌矿选矿试验研究[J].有色金属(选矿部分),2025(8):80-88.
Sun Li, Fu Ruijin, Liu Jin, et al. Experimental study on mineral processing of a lead-zinc ore in Western Yunnan[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section),2025(8):80-88.

[19] 翟旭东.某铅锌尾矿回收氧化锌选矿试验研究[J].有色金属(选矿部分),2023(3):110-115.
Zhai Xudong. Experimental research on recovery of zinc oxide from a lead-zinc tailings[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section),2023(3):110-115.

[20] 汪先道,马原琳,阚赛琼,等.陕西某氧化锌矿浮选-重选联合工艺研究[J].云南冶金,2022,51(6):62-66.
Wang Xiandao, Ma Yuanlin, Kan Saiqiong, et al. Technical study on flotation-gravity separation joint process of one zinc oxide ore in Shaanxi[J]. Yunnan Metallurgy,2022,51(6):62-66.