某矽卡岩型低品位铜铅锌多金属硫化矿低碱选矿试验研究①

郑海雷[1]，刘志斌[1]，郑仁军[1,2]，赵志强[3]，刘崇俊[3]
（1.云南黄金矿业集团股份有限公司，云南 昆明 650299；2.昆明理工大学 国土资源工程学院，云南 昆明 650031；3.矿冶科技集团有限公司，北京 102628）

摘　要：对滇西南某矽卡岩型低品位铜铅锌多金属硫化矿开展了低碱条件下的选矿试验研究。针对该矿石有价元素多、有用矿物嵌布粒度细且分布不均的矿石特性，提出了低碱条件下的铜铅混合浮选-铜铅分离-锌浮选工艺流程，以 Z200+BK906 为铜铅混合浮选捕收剂，硫酸锌+亚硫酸钠+硫化钠为锌矿物抑制剂，硫化钠和活性炭为铜铅混合精矿脱药剂，BK902 为铜铅分离铅捕收剂，BK520 为铜铅分离铜抑制剂，硫酸铜为锌浮选活化剂，BK906 为锌捕收剂，闭路试验获得了铜品位 24.05%、铜回收率 88.18%、含铅 2.54%、含银 188.00 g/t 的铜精矿，铅品位 75.55%、铅回收率 81.08%、含铜 2.57%、含银 1 410.00 g/t 的铅精矿和锌品位 52.21%、锌回收率 90.47%的锌精矿。

关键词：浮选；铜铅锌多金属矿；硫化矿；低碱工艺；铜铅混合浮选；铜铅分离；粗精矿再磨；抑铜浮铅；铅精矿；锌精矿
中图分类号：TD982；TD953；TD952　　**文献标志码**：A　　doi：10.3969/j.issn.0253-6099.2026.02.016
文章编号：0253-6099（2026）02-0105-07

Experimental Research on Low-Alkali Mineral Processing of Skarn-Type Low-Grade Copper-Lead-Zinc Polymetallic Sulfide Ore

ZHENG Hailei[1], LIU Zhibin[1], ZHENG Renjun[1,2], ZHAO Zhiqiang[3], LIU Chongjun[3]
(1. *Yunnan Gold Mining Group Co., Ltd.*, *Kunming* 650299, *Yunnan*, *China*; 2. *Faculty of Land Resource Engineering*, *Kunming University of Science and Technology*, *Kunming* 650031, *Yunnan*, *China*; 3. *BGRIMM Technology Group*, *Beijing* 102628, *China*)

Abstract: An experimental research was carried out on mineral processing of a skarn-type low-grade copper-lead-zinc polymetallic sulfide ore from the southwestern Yunnan under low-alkali conditions. In view of the ore characteristics, such as multiple valuable elements, fine dissemination and uneven distribution of useful minerals, a low-alkali processing technique consisting of copper-lead bulk flotation, Cu/Pb separation, and zinc flotation was proposed. With the combined reagents of Z200 and BK906 as the collector for copper-lead bulk flotation, a combination of zinc sulfate, sodium sulfite and sodium sulfide as the depressant, sodium sulfide combined with activated carbon as the reagent removers for copper-lead concentrate, BK902 as the lead collector and BK520 as the copper depressant in the Cu/Pb separation, copper sulfate as the activator in zinc flotation and BK906 as the zinc collector, a closed-circuit test produced a copper concentrate grading 24.05% Cu at 88.18% recovery, containing 2.54% Pb and 188.00 g/t Ag, a lead concentrate grading 75.55% Pb at 81.08% recovery, containing 2.57% Cu and 1 410.00 g/t Ag, and a zinc concentrate grading 52.21% Zn at 90.47% recovery, respectively.

Key words: flotation; copper-lead-zinc polymetallic ore; sulfide ore; low-alkali process; copper-lead bulk flotation; Cu/Pb separation; regrinding of rough concentrate; copper depressing and lead flotation; lead concentrate; zinc concentrate

铜、铅、锌等有色金属制品被广泛应用于电气、机械、医药、新能源、石油以及核工业等行业[1]，三者通常以硫化矿物的形式存在于地壳中。国内矿山的铜、铅、锌精矿产量难以满足我国国民经济的可持续发展

① **收稿日期**：2025-11-05
基金项目：国家自然科学基金区域创新发展联合基金项目（U20A20269）
作者简介：郑海雷（1985—），男，四川雅安人，高级工程师，主要研究方向为复杂难选共伴生资源综合利用技术。E-mail：297165714@qq.com
通信作者：刘志斌（1973—），男，江西新余人，正高级工程师，主要从事选矿管理及研究工作。E-mail：863157044@qq.com

需求,对外依存度长期维持在高位水平[2]。我国铜铅锌硫化矿石多为低品位复杂难处理多金属矿石[3],其综合高效利用对保障国家矿产资源供应安全具有重大意义。铜、铅矿物天然可浮性相似,锌矿物又易被矿物氧化溶解、流体包裹体破裂以及选矿回水等方式释放的 Cu^{2+}、Pb^{2+}、Ca^{2+} 等重金属离子活化,极易造成铜、铅、锌精矿产品杂质互含超标[4-5]。铜铅锌硫化矿物通常以微细粒致密状共生,需细磨或超细磨以达到选别要求[6],而微细矿物颗粒质量小、比表面积大、表面活性强,其矿浆流变特性、气泡矿化条件等与常规尺寸矿物颗粒存在显著差异[7-8],微细粒铜铅锌矿物的富集与分离是当前选矿领域面临的重大技术难题。

硫化铁矿物常共伴生于铜、铅、锌等有色金属硫化矿中,高碱(以石灰为代表)工艺被广泛应用于抑制硫化铁矿物,高碱工艺技术成熟,通常需要高剂量石灰以实现硫化铁矿物的抑制(实际生产中石灰用量高达4~10 kg/t),成本控制及管道、设备的维护难度大。与此同时,高碱环境不仅对 Au、Ag、In、Ge 等硫化矿石中伴生的稀贵、稀散金属的富集产生不利影响[9],被石灰强烈抑制的硫化铁矿物在硫浮选阶段又需大量硫酸等活化剂活化[10],处理成本高且不利于周边环境保护。因此,在低碱或无碱条件下筛选出铜、铅、锌、硫高效分离的药剂(或组合药剂),是实现低品位铜铅锌多金属硫化矿资源综合、高效利用及清洁生产的关键[11]。

滇西南某低品位铜铅锌多金属矿床是位于三江地区保山地块北部的隐伏多金属矿床,矿石为矽卡岩型硫化矿石[12],前期工艺矿物学研究结果表明,矿石中的主要金属矿物为闪锌矿、方铅矿、黄铜矿,并有伴生银,具有综合回收价值。该矿石结构复杂,部分金属矿物呈星点状分散于脉石中,主要矿物嵌布粒度细微且不均匀。硫化铜矿物与闪锌矿赋存关系紧密,部分黄铜矿以乳滴状呈固溶体分离结构嵌布于闪锌矿中。根据以上矿物学特征,本文开展了铜铅混合浮选-粗精矿再磨-铜铅分离-锌浮选的低碱选矿试验,以期高效回收矿石中铜、铅、锌及伴生银。研究结果可为该矿石后期的开发利用提供技术支撑。

1 矿石性质

滇西南某低品位铜铅锌多金属硫化矿主要化学成分、化学物相以及矿物组成分析结果分别如表1~3所示。由表1~3可知,原矿中主要可回收元素为 Cu、Pb、Zn,伴生贵金属元素为 Au 和 Ag;主要杂质成分为 SiO_2,其次为 CaO;有害元素 As 含量较低;铜主要以原生铜形式存在,铅和锌均主要以硫化物形式存在;矿石中主要金属矿物为闪锌矿、黄铜矿、方铅矿和磁铁矿,其他金属矿物含量相对较少。

表1 原矿主要化学成分分析结果(质量分数)

Table 1 Main chemical composition of raw ore %

Cu	Pb	Zn	Au[1)]	Ag[1)]	TFe	mFe
0.51	0.40	2.31	0.09	15.49	17.36	2.04
S	C	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	K_2O
2.08	1.68	42.67	1.89	18.02	2.27	0.32
Na_2O	As	Sb	P	Mn	Bi	
0.062	0.015	0.008	0.015	1.72	0.011	

1) 单位为 g/t。

表2 物相分析结果

Table 2 Phase analysis results

元素	相别	含量(质量分数)/%	分布率/%
铜	氧化铜	0.009	1.76
	次生硫化铜	0.016	3.14
	原生硫化铜	0.485	95.10
	合计	0.510	100.00
铅	氧化铅	0.013	3.25
	硫化铅	0.387	96.75
	合计	0.400	100.00
锌	氧化锌	0.056	2.42
	硫化锌	2.254	97.58
	合计	2.310	100.00

表3 矿物组成分析结果(质量分数)

Table 3 Mineral composition of raw ore %

黄铜矿	闪锌矿	方铅矿	磁铁矿	磁黄铁矿	黄铁矿	毒砂	透闪石
1.47	3.79	0.48	2.60	0.32	0.30	0.02	29.03
透辉石	方解石	黑柱石	石英	石榴子石	白云母	长石	其他
17.15	14.32	9.69	12.34	5.60	1.64	0.41	0.74

2 试验方法

矿石中主要金属矿物为闪锌矿、黄铜矿、方铅矿和磁铁矿,伴生贵金属 Au 和 Ag,主要矿物嵌布粒度细微且不均匀,当磨矿细度为-0.074 mm 粒级占90%时,闪锌矿、黄铜矿、方铅矿的单体解离度分别为86.06%、71.06%、74.12%,伴生银与硫化矿物赋存关系密切,宜采用浮选方法对该矿物进行综合回收。相较于优先浮选,混合浮选在处理低品位、复杂共生矿时更具成本优势,因此,拟采用铜铅混合浮选-铜铅分离-锌浮选的工艺流程,通过混合粗精矿再磨-精选的方式促进铜、铅

与锌的分离。试验原则流程见图 1。

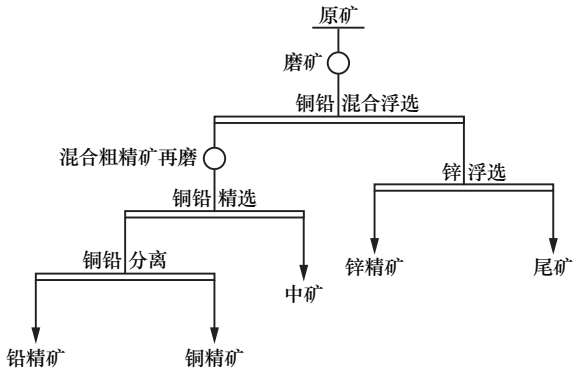


图 1　试验原则流程

Fig. 1　Basic flowchart for experiment

铜铅混合浮选阶段,适量的硫化钠可降低矿浆中离子浓度及矿浆电位,石灰可促使硫化铁矿物表面氧化生成 $Ca(OH)_2$、$Ca(OH)^-$和 $CaSO_4$等亲水性物质而使其受到抑制。碱性环境中,硫酸锌生成的亲水性 $HZnO_2^-$、ZnO_2^{2-}胶体吸附于闪锌矿表面而使其受到抑制,矿浆 pH 值越高,选择性抑制越强烈[13];亚硫酸钠可通过解吸吸附在方铅矿、闪锌矿表面的黄原酸盐而达到抑制矿物的目的,常与硫酸锌组成组合抑制剂;配合使用组合捕收剂 Z200+BK906,可在弱碱条件下实现铜、铅矿物与大部分锌矿物的高效分离。

铜铅分离阶段,因原矿铜、铅矿物嵌布粒度较锌矿物细,铜铅混合粗精矿中锌品位含量较高(>5.7%),为进一步提高铜、铅品位,降低锌品位,宜采用铜铅混合粗精矿再磨-精选流程。铜铅混合精矿中残留大量浮选药剂,浓缩脱药后采用高选择性有机铜抑制剂 BK520、铅捕收剂 BK902,通过重构铜、铅矿物的可浮性而实现铜与铅的分离。

锌浮选阶段,采用硫酸铜活化-锌浮选工艺回收被强烈抑制的闪锌矿,硫酸铜中的 Cu^{2+}与闪锌矿晶格中的 Zn^{2+}发生置换反应[14],被抑制的闪锌矿表面生成 Cu_2S、CuS 等活化组分,在捕收剂 BK906 的作用下与硫化铁、脉石分离。

3　试验结果与讨论

3.1　铜铅混合浮选试验

铜铅混合浮选试验采用一次混合粗选流程。

3.1.1　硫化钠用量试验

因黄铜矿与闪锌矿的嵌布关系密切,为强化对闪锌矿的抑制,在前期磨矿细度等条件试验基础上,开展了硫化钠用量试验,试验条件为:磨矿细度-0.074 mm 粒级占 90%,石灰用量 1 000 g/t(矿浆 pH 值约 9.60),捕收剂 Z200+BK906 用量(20+10) g/t,抑制剂硫酸锌+亚硫酸钠用量(2 000+1 000) g/t,起泡剂 2#油用量 4 g/t,试验结果见图 2。由图 2 可知,硫化钠用量增加,混合粗精矿中铜品位、铜作业回收率均变化较小,铅品位、铅作业回收率呈上升趋势,锌品位和锌作业回收率呈下降趋势。可见,增加硫化钠用量对黄铜矿浮选指标的影响较小,对方铅矿的上浮有一定促进作用,会强烈抑制闪锌矿的上浮。综合考虑,硫化钠用量 600 g/t 为宜,经一次粗选可获得 Cu 品位 8.06%、Cu 作业回收率 91.24%、Pb 含量 3.64%、Pb 作业回收率 51.51%、Zn 含量 5.06%、Zn 作业回收率 12.45%的铜铅混合粗精矿。

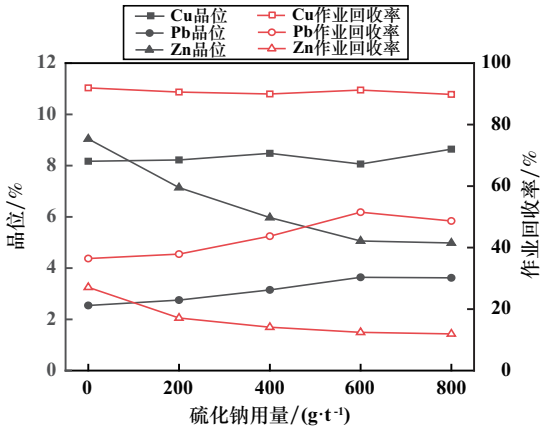


图 2　硫化钠用量试验结果

Fig. 2　Test results of Na_2S dosage

3.1.2　铅捕收剂用量试验

BK906 是矿冶科技集团有限公司研发的一种高效硫化矿捕收剂,低碱条件下对方铅矿及活化后的闪锌矿均具有较强的选择性捕收能力,绿色环保且易于生物降解,主要官能团为戊基、氨基、硫代膦酸。硫化钠用量 600 g/t,其他条件不变,开展了铅捕收剂 BK906 用量试验,结果见图 3。由图 3 可知,BK906 用量增加,混合粗精矿中铜品位、铜作业回收率变化相对较

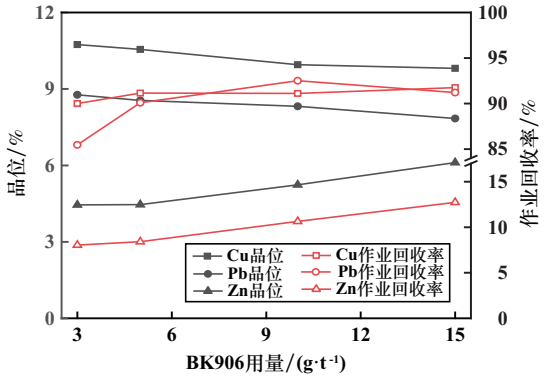


图 3　BK906 用量试验结果

Fig. 3　Test results of BK906 dosage

小,铅品位下降,铅作业回收率先上升后逐渐平稳,而锌品位、锌作业回收率均呈现逐渐上升的趋势。为控制混合粗精矿中锌含量,BK906 用量 10 g/t 为宜。

3.1.3 铜铅粗精矿再磨试验

为了进一步提高铜铅混合粗精矿中铜、铅品位,降低锌品位,开展了铜铅混合粗精矿再磨-精选试验。闪锌矿组合抑制剂硫酸锌+亚硫酸钠用量(200+100) g/t,捕收剂 Z200+BK906 用量(2+4) g/t,再磨细度对精选的影响见图 4。由图 4 可知,随着再磨细度增加,混合精矿中铜、铅品位逐渐上升,铜、铅作业回收率呈下降趋势,而锌品位、锌作业回收率均逐渐降低。可见,增加再磨细度有利于提升混合精矿铜和铅品位并抑制闪锌矿。综合考虑,铜铅混合粗精矿再磨细度 −0.037 mm粒级占 90%为宜。

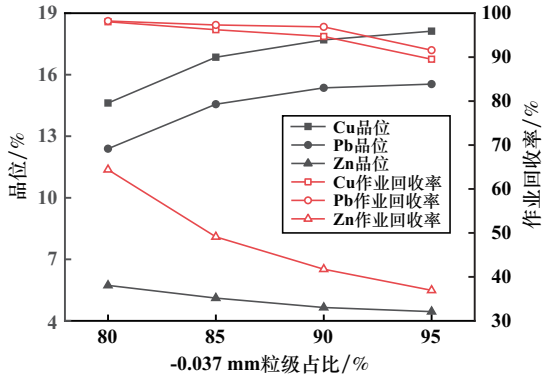


图 4 再磨细度对精选的影响

Fig. 4 Effect of regrinding fineness on cleaning

3.2 铜铅分离粗选试验研究

传统铜铅分离主要采用氰化法抑铜浮铅,或采用重铬酸钾法抑铅浮铜。这两种方法均使用了剧毒有害药剂,正逐步被绿色环保、高效高选择性分离药剂替代[15]。本次试验选择新型环保药剂 BK520 进行抑铜浮铅分离浮选。试验以铜铅一次混合精选得到的铜铅混合精矿为给矿,经脱药处理后进行铜铅分离粗选。

3.2.1 铜铅分离预处理试验

生产上常用的精矿脱药方法包括机械脱药法,药剂解吸法,浓缩过滤脱水、洗涤,硫化钠解吸法和活性炭吸附法等。为简化生产流程,本次试验采用硫化钠+活性炭的药剂解吸法对混合精矿进行脱药处理。

试验条件为:加入硫化钠(变量)后搅拌 2 min,再加入活性炭 50 g/t,搅拌 5 min,进行脱药;然后在铅捕收剂 BK520+BK902 用量(40+20) g/t、起泡剂松醇油用量 4 g/t 条件下进行铜铅分离粗选。硫化钠用量对铜铅分离粗选的影响见表 4。由表 4 可知,适当添加硫化钠,不仅有利于降低铅粗精矿中铜含量,还有利于提高铅作业回收率;硫化钠用量 50 g/t 时,铅粗精矿中铅品位达到了 46.11%,铜含量为 15.76%,同时铜粗精矿中铜品位可达 18.36%,分离效果较佳。综合考虑,脱药硫化钠用量 50 g/t 为宜。

表 4 硫化钠量对铜铅分离粗选的影响

Table 4 Effect of Na_2S dosage on Cu/Pb separation by roughing

硫化钠用量/(g·t^{-1})	产品名称	作业产率/%	品位/%		作业回收率/%	
			Cu	Pb	Cu	Pb
0	铅粗精矿	32.55	17.44	38.56	32.40	83.96
	铜粗精矿	67.45	17.56	3.56	67.60	16.04
	给矿	100.00	17.52	14.95	100.00	100.00
20	铅粗精矿	29.37	16.46	42.87	27.48	85.36
	铜粗精矿	70.63	18.06	3.06	72.52	14.64
	给矿	100.00	17.59	14.75	100.00	100.00
30	铅粗精矿	27.55	15.86	45.92	24.87	85.94
	铜粗精矿	72.45	18.22	2.86	75.13	14.06
	给矿	100.00	17.57	14.72	100.00	100.00
50	铅粗精矿	26.55	15.76	46.11	23.68	81.56
	铜粗精矿	73.45	18.36	3.77	76.32	18.44
	给矿	100.00	17.67	15.01	100.00	100.00

脱药硫化钠用量 50 g/t,其他条件不变,活性炭用量对铜铅分离粗选的影响见表 5。由表 5 可知,随着脱药活性炭用量增加,分离粗选铅粗精矿中铅品位大幅上升,铅作业回收率呈逐渐下降的趋势,铜品位及铜回收率均逐渐下降;活性炭用量超过 50 g/t 后,铅品位上升幅度变小;活性炭用量 50 g/t 时,铅粗精矿中铜品位 15.78%、铜作业回收率 25.23%。可见,适当添加活性炭对降低铅精矿中铜品位和铜作业回收率效果显著。综合考虑,活性炭用量 50 g/t 为宜。

表 5 活性炭用量对铜铅分离粗选的影响

Table 5 Effect of activated carbon dosage on Cu/Pb separation by roughing

活性炭用量/(g·t^{-1})	产品名称	作业产率/%	品位/%		作业回收率/%	
			Cu	Pb	Cu	Pb
0	铅粗精矿	52.29	19.45	26.63	57.50	93.52
	铜粗精矿	47.71	15.76	2.02	42.50	6.48
	给矿	100.00	17.69	14.89	100.00	100.00
25	铅粗精矿	35.11	17.61	37.11	34.75	88.70
	铜粗精矿	64.89	17.89	2.56	65.25	11.30
	给矿	100.00	17.79	14.69	100.00	100.00
50	铅粗精矿	28.55	15.78	45.88	25.23	87.38
	铜粗精矿	71.45	18.69	2.65	74.77	12.62
	给矿	100.00	17.86	14.99	100.00	100.00
75	铅粗精矿	26.73	15.83	46.33	24.06	84.88
	铜粗精矿	73.27	18.22	3.01	75.94	15.12
	给矿	100.00	17.58	14.59	100.00	100.00
100	铅粗精矿	23.11	14.79	48.57	19.15	77.36
	铜粗精矿	76.89	18.77	4.27	80.85	22.64
	给矿	100.00	17.85	14.51	100.00	100.00

3.2.2　BK520 用量试验

BK520 是矿冶科技集团有限公司研发的一种新型液态有机高效抑制剂,绿色环保且易于降解,主要官能团为丙基、巯基、羟基等,其分子结构中的亲固基团以化学吸附的方式吸附于硫化铜颗粒表面,少量添加即可实现对硫化铜、黄铁矿矿物颗粒的高选择性抑制。采用硫化钠+活性炭(50+50) g/t 脱药,其他条件不变,铜抑制剂 BK520 用量对铜铅分离粗选的影响如表 6 所示。由表 6 可知,铜抑制剂 BK520 用量增加,铅粗精矿中铅品位上升,铅作业回收率则缓慢下降,铜品位和铜作业回收率均呈缓慢下降趋势。可见,BK520 抑铜效果较为明显。综合考虑,BK520 用量 40 g/t 为宜,此时铅粗精矿含铜 15.38%。

表 6　BK520 用量对铜铅分离粗选的影响

Table 6　Effect of BK520 dosage on Cu/Pb separation by roughing

BK520 用量/(g·t^{-1})	产品名称	作业产率/%	品位/%		作业回收率/%	
			Cu	Pb	Cu	Pb
20	铅粗精矿	35.41	17.12	37.63	35.22	89.91
	铜粗精矿	64.59	17.26	2.31	64.78	10.09
	给矿	100.00	17.21	14.82	100.00	100.00
30	铅粗精矿	32.22	16.02	41.11	29.83	88.84
	铜粗精矿	67.78	17.91	2.46	70.17	11.16
	给矿	100.00	17.30	14.91	100.00	100.00
40	铅粗精矿	28.43	15.38	46.02	25.14	87.81
	铜粗精矿	71.57	18.19	2.54	74.86	12.19
	给矿	100.00	17.39	14.90	100.00	100.00
50	铅粗精矿	26.33	14.80	46.87	22.50	82.66
	铜粗精矿	73.67	18.22	3.51	77.50	17.34
	给矿	100.00	17.32	14.93	100.00	100.00

3.2.3　BK902 用量试验

BK902 是矿冶科技集团有限公司针对铜铅分离而研发的高选择性铅捕收剂,易溶于水,对铅矿物捕收能力强但对铜矿物捕收能力较弱,主要官能团为乙基、丁基、氨基、硫基等。抑铜浮铅过程中,该捕收剂的加入有利于铜铅的分离。铜抑制剂 BK520 用量 40 g/t,其他条件不变,开展了铅捕收剂 BK902 用量对铜铅分离粗选的影响,结果见表 7。由表 7 可知,铅捕收剂 BK902 用量增加,铅粗精矿中铅品位逐渐下降,铅作业回收率大幅上升,而铜品位和铜作业回收率均逐渐升高。综合考虑,BK902 用量 20 g/t 为宜。

3.3　锌粗选试验

铜铅混合粗选的尾矿用于一次锌粗选。

3.3.1　硫酸铜用量试验

铜铅混合浮选阶段,组合抑制剂硫化钠+硫酸锌+亚硫酸钠强烈抑制了闪锌矿的浮游活性,加入活化剂

表 7　BK902 用量对铜铅分离粗选的影响

Table 7　Effect of BK902 dosage on Cu/Pb separation by roughing

BK902 用量/(g·t^{-1})	产品名称	作业产率/%	品位/%		作业回收率/%	
			Cu	Pb	Cu	Pb
10	铅粗精矿	23.11	13.10	49.23	17.05	76.46
	铜粗精矿	76.89	19.16	4.56	82.95	23.54
	给矿	100.00	17.76	14.88	100.00	100.00
15	铅粗精矿	28.62	15.51	46.02	25.11	87.63
	铜粗精矿	71.38	18.55	2.60	74.89	12.37
	给矿	100.00	17.68	15.03	100.00	100.00
20	铅粗精矿	29.17	15.69	45.87	25.96	89.50
	铜粗精矿	70.83	18.43	2.22	74.04	10.50
	给矿	100.00	17.63	14.95	100.00	100.00
25	铅粗精矿	31.25	16.13	43.11	28.63	90.66
	铜粗精矿	68.75	18.27	2.02	71.37	9.34
	给矿	100.00	17.60	14.86	100.00	100.00

硫酸铜后,被抑制的闪锌矿表面被 Cu^{2+} 活化,之后采用锌捕收剂可使硫化锌矿物上浮富集。锌捕收剂 BK906 用量 40 g/t、起泡剂松醇油用量 10 g/t,活化剂硫酸铜用量对锌粗选的影响见图 5。由图 5 可知,硫酸铜用量增加,锌品位迅速下降后小幅波动,锌作业回收率先快速上升后小幅波动。可见,硫酸铜对闪锌矿的活化效果明显。综合考虑,硫酸铜用量 100 g/t 为宜。

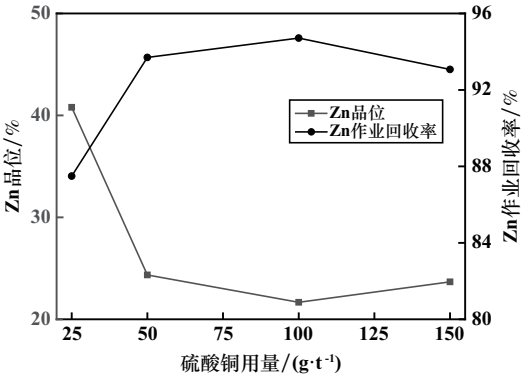


图 5　硫酸铜用量对锌粗选的影响

Fig. 5　Effect of $CuSO_4$ dosage on Zn roughing

3.3.2　捕收剂种类及用量试验

硫酸铜用量 100 g/t,其他条件不变,进行了锌粗选锌捕收剂种类及用量试验,结果见表 8。由表 8 可知,丁基黄药、BK906 作为锌捕收剂均可获得较好的锌粗选指标;两者用量相同时,BK906 选择性更好;BK906 用量 40 g/t 时,一次粗选锌品位可达 32.68%,锌回收率为 93.76%。综合考虑减少药剂种类及回水问题,选择 BK906 作为本次锌浮选的捕收剂,用量 40 g/t 为宜。

3.4　闭路试验

在条件试验和开路试验基础上进行了实验室闭路

表8 锌粗选锌捕收剂种类及用量试验结果

Table 8 Results of collector type and dosage for zinc roughing

捕收剂种类及用量/(g·t^{-1})	产品名称	作业产率/%	锌品位/%	锌作业回收率/%
丁基黄药 20	锌粗精矿	6.17	30.52	92.31
	尾矿	93.83	0.17	7.69
	给矿	100.00	2.04	100.00
丁基黄药 30	锌粗精矿	7.52	25.67	93.71
	尾矿	92.48	0.14	6.29
	给矿	100.00	2.06	100.00
丁基黄药 40	锌粗精矿	9.07	21.55	94.88
	尾矿	90.93	0.12	5.12
	给矿	100.00	2.06	100.00
BK906 30	锌粗精矿	6.57	27.50	88.57
	尾矿	93.43	0.25	11.43
	给矿	100.00	2.04	100.00
BK906 40	锌粗精矿	5.91	32.68	93.76
	尾矿	94.09	0.14	6.24
	给矿	100.00	2.06	100.00
BK906 50	锌粗精矿	5.96	32.37	94.11
	尾矿	94.04	0.13	5.89
	给矿	100.00	2.05	100.00

试验,试验流程见图6,试验结果见表9。闭路试验结果表明,在低碱度矿浆体系中,可获得Cu品位24.05%、Cu回收率88.18%的铜精矿,Pb品位75.55%、Pb回收率81.08%的铅精矿和Zn品位52.21%、Zn回收率90.47%的锌精矿。主要有价元素铜、铅、锌浮选分离指标较好,伴生元素银得到综合回收,金也在铜精矿、铅精矿中得到了一定富集,尾矿中Au、Ag品位分别降至0.07、5.48 g/t。

4 结论

1)某低品位铜铅锌矿原矿中主要可回收元素为Cu、Pb、Zn,品位分别为0.51%、0.40%、2.31%,伴生Au、Ag品位分别为0.09、15.49 g/t,矿石中可回收的主要金属矿物为黄铜矿、闪锌矿及方铅矿。原矿中金属矿物嵌布粒度不均匀,黄铜矿与闪锌矿嵌布关系密切,相互包裹,金属硫化矿物嵌布关系复杂。

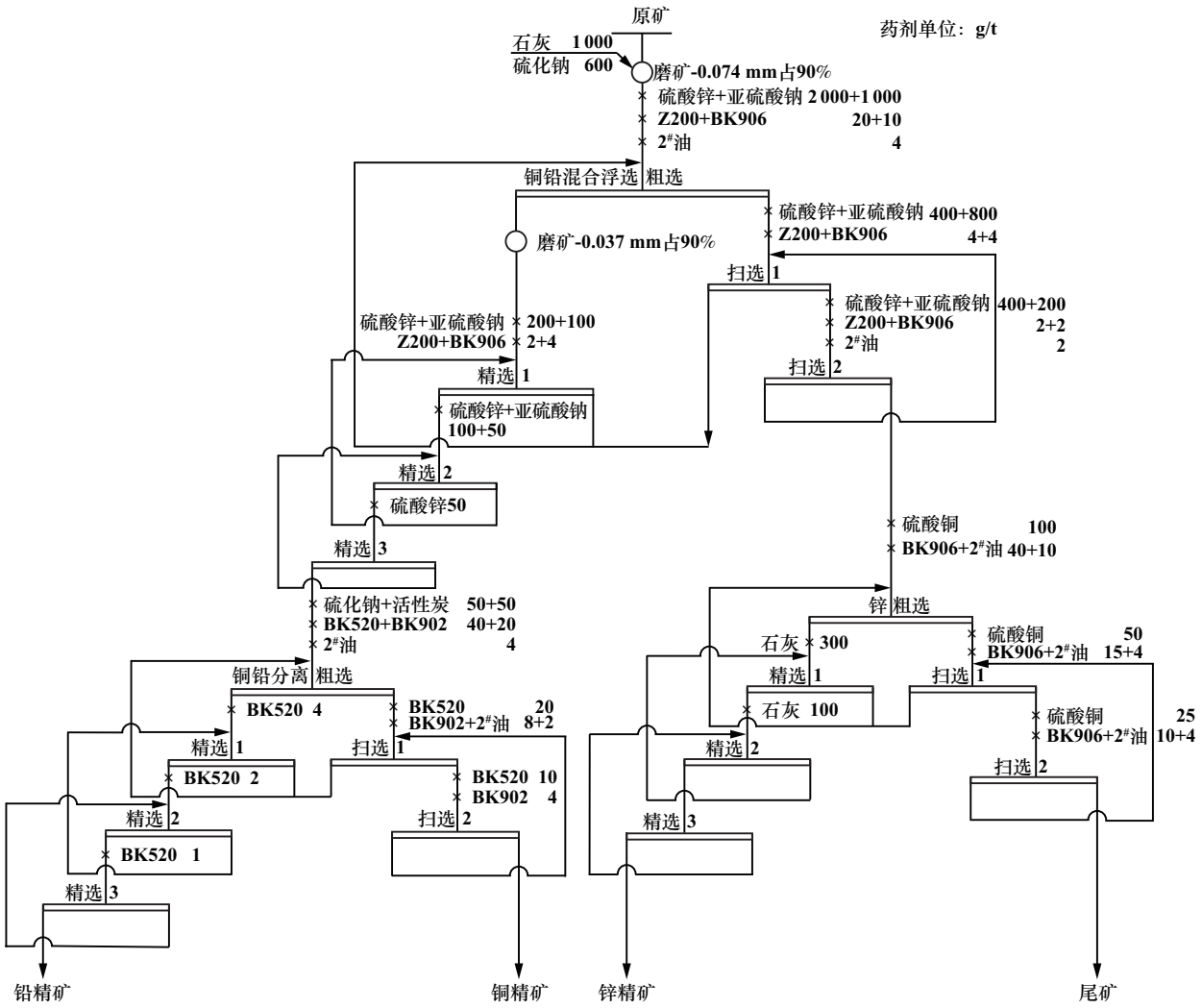


图6 闭路试验流程

Fig.6 Flowchart for closed-circuit test

表 9　闭路试验结果

Table 9　Closed-circuit test results

产品名称	产率/%	品位/%					回收率/%				
		Cu	Pb	Zn	Au[1)]	Ag[1)]	Cu	Pb	Zn	Au	Ag
铜精矿	1.87	24.05	2.54	4.07	0.85	188.00	88.18	11.58	3.28	17.66	22.70
铅精矿	0.44	2.57	75.55	1.11	0.52	1 410.00	2.22	81.08	0.21	2.54	40.05
锌精矿	4.02	0.20	0.13	52.21	0.09	15.90	1.58	1.27	90.47	4.02	4.13
尾矿	93.67	0.04	0.03	0.15	0.07	5.48	8.02	6.07	6.04	75.78	33.12
原矿	100.00	0.51	0.40	2.31	0.09	15.49	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

1) 单位为 g/t。

2) 在石灰用量 1.0 kg/t 的低碱(pH≈10)条件下,采用硫化钠+硫酸锌+亚硫酸钠的组合抑制剂,在铜铅混合浮选阶段可有效抑制闪锌矿,活化选锌时加入硫酸铜可有效活化该组合抑制剂强烈抑制过的闪锌矿。高效捕收剂 BK906 对方铅矿及活化后的闪锌矿均有较优的选择性捕收效果。在再磨细度-0.037 mm 粒级占 90%条件下,环保型高效选择性抑制剂 BK520 在铜铅分离过程中对铜矿物具有较好的选择性抑制效果,配合高选择性铅捕收剂 BK902,铜铅分离效果良好,该药剂组合对细粒级铜铅矿物的分离表现出较强的适应能力。

3) 采用低碱度条件下的铜铅混合浮选-铜铅分离-锌浮选工艺,在推荐药剂制度下,可获得 Cu 品位 24.05%、Cu 回收率 88.18%、含铅 2.54%、含银 188.00 g/t 的铜精矿,Pb 品位 75.55%、Pb 回收率 81.08%、含铜 2.57%、含银 1 410.00 g/t 的铅精矿和 Zn 品位 52.21%、Zn 回收率 90.47%的锌精矿,尾矿中 Au、Ag 品位降至 0.07、5.48 g/t。精矿杂质互含低,品位和回收率指标较为优良。

参考文献(References):

[1] 孙传尧,宋振国,朱阳戈,等. 中国铜铝铅锌矿产资源开发利用现状及安全供应战略研究[J]. 中国工程科学, 2019,21(1):133-139.
SUN Chuanyao, SONG Zhenguo, ZHU Yangge, et al. Exploitation and utilization status and safe supply strategy of copper, aluminum, lead, and zinc resources in China[J]. Strategic Study of CAE, 2019, 21(1):133-139.

[2] 吴承优. 某复杂难选多金属硫化矿铜铅浮选分离试验研究[J]. 矿冶工程, 2023,43(4):73-77.
WU Chengyou. Experimental study on copper-lead flotation separation of refractory polymetallic sulfide ore[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2023,43(4):73-77.

[3] 魏宗武,杨谦,黄涛,等. 某低品位难选铜铅锌硫化矿浮选分离试验研究[J]. 矿冶工程, 2023,43(5):58-61.
WEI Zongwu, YANG Qian, HUANG Tao, et al. Flotation of low-grade refractory copper-lead-zinc sulfide ore for mineral separation[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2023,43(5):58-61.

[4] 郑海雷,高起方,龚明辉,等. 某低品位铅锌铜多金属硫化矿富集与分离试验研究[J]. 金属矿山, 2024(6):130-137.
ZHENG Hailei, GAO Qifang, GONG Minghui, et al. Experimental research on enrichment and separation of a low-grade lead-zinc-copper polymetallic sulfide ore[J]. Metal Mine, 2024(6):130-137.

[5] 李佳磊,宋凯伟,刘殿文,等. 闪锌矿浮选的活化与去活化研究进展[J]. 过程工程学报, 2018,18(1):11-19.
LI Jialei, SONG Kaiwei, LIU Dianwen, et al. Research progress on activation and deactivation of sphalerite flotation[J]. The Chinese Journal of Process Engineering, 2018,18(1):11-19.

[6] 李彦令,李荣改,白丽梅. 河南某复杂铜铅锌金银多金属矿综合回收工艺研究[J]. 金属矿山, 2020(2):82-87.
LI Yanling, LI Ronggai, BAI Limei. Study on comprehensive recovery process of complex multi-metals Cu-Pb-Zn-Au-Ag ore in Henan Province[J]. Metal Mine, 2020(2):82-87.

[7] 肖遥,韩海生,孙伟,等. 微细粒浮选技术与装备研究进展及其发展趋势[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2024,55(1):20-31.
XIAO Yao, HAN Hansheng, SUN Wei, et al. Research progress and trend of fine particle flotation technology and equipment[J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2024,55(1): 20-31.

[8] 罗仙平,张博远,张燕,等. 微细粒锂辉石矿浆流变性特征及对浮选的影响[J]. 中国矿业大学学报, 2022,51(3):503-512.
LUO Xianping, ZHANG Boyuan, ZHANG Yan, et al. The effect of the rheological properties of fine spodumene pulp on flotation[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2022,51(3): 503-512.

[9] 张晶,王少东,乔吉波,等. 某铜铅锌矿清洁浮选技术研究[J]. 矿冶工程, 2016,36(6):49-52.
ZHANG Jing, WANG Shaodong, QIAO Jibo, et al. Clean flotation technology for Cu-Pb-Zn ore[J]. Mining and Metallurgical Engineering,2016,36(6):49-52.

[10] 邱廷省,董浩,严华山,等. 某含金银铜硫矿石的低碱铜硫分离与伴生金银综合回收[J]. 有色金属科学与工程, 2021,12(5):81-88.
QIU Tingsheng, DONG Hao, YAN Huashan, et al. Separation of low alkali copper and sulfur and comprehensive recovery of associated gold and silver from a gold, silver, copper and sulfur ore[J]. Nonferrous Metals Science and Engineering, 2021,12(5):81-88.

(下转第 117 页)

33(5):124-128.
WANG Yong. Iron recovery test on Panzhihua Baima off-balance-sheet mine[J]. Modern Mining, 2017,33(5):124-128.

[5] 王建平,李韦韦,罗德强,等. 攀西某钒钛磁铁矿废石抛尾实验[J]. 矿产综合利用, 2025,46(1):181-187.
WANG Jianping, LI Weiwei, LUO Deqiang, et al. Test on discarding tailings of waste rocks of a vanadium-titanium magnetite in Panxi area[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2025,46(1):181-187.

[6] 陈睿哲,孙永升,刘杰,等. 高压辊磨机碎磨新工艺国内外研究及应用现状[J]. 有色金属(选矿部分), 2024(5):24-33.
CHEN Ruizhe, SUN Yongsheng, LIU Jie, et al. Research and application status of new grinding process of high pressure grinding mill at home and abroad[J]. Nonferrous Metals Mineral Processing Section, 2024(5):24-33.

[7] 杨绍利. 钒钛磁铁矿综合利用技术手册[M]. 北京:冶金工业出版社, 2021.
YANG Shaoli. Technical manual for comprehensive utilization of vanadium-titanium bearing magnetite[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2021.

[8] 薛忠言. 攀西低品位钒钛磁铁矿综合利用生产实践[J]. 现代矿业, 2019,35(8):273-274.
XUE Zhongyan. Development and production practice of comprehensive utilization technology of low grade titanomagnetite in Panxi[J]. Modern Mining, 2019,35(8):273-274.

[9] 高煜,卢东方,刘振强,等. 某选钛厂入库尾矿选矿工艺研究[J]. 矿冶工程, 2023,43(6):74-78.
GAO Yu, LU Dongfang, LIU Zhenqiang, et al. Beneficiation of tailings in tailings pond of titanium processing plant[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2023,43(6):74-78.

[10] 彭欣苓,胡永会,尚红亮,等. 新型 NLCT 磁选机在某钒钛磁铁矿磨前预选中的应用[J]. 有色金属(选矿部分), 2017(2):76-80.
PENG Xinling, HU Yonghui, SHANG Hongliang, et al. Application of new NLCT magnetic separator in pre-concentration of vanadium titano-magnetite[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2017(2):76-80.

[11] 余海钊,杨卓,赵强,等. 某低品位钒钛磁铁矿粗粒抛废预选试验[J]. 烧结球团, 2025,50(3):122-131.
YU Haizhao, YANG Zhuo, ZHAO Qiang, et al. Test on pre-selection and waste ore discarding for a low grade vanadium titanomagnetite fag[J]. Sintering and Pelletizing, 2025,50(3):122-131.

[12] 薛忠言,李从德,张凛,等. 攀西地区某低品位钒钛磁铁矿干式磁选预选抛尾工艺试验研究[J]. 现代矿业, 2024,40(12):196-198.
XUE Zhongyan, LI Congde, ZHANG Lin, et al. Experimental study on dry magnetic separation pre-separation process of a low grade vanadium titanium magnetite in western Panzhihua[J]. Modern Mining, 2024,40(12):196-198.

引用本文:王建平,张春,王洪彬,等. 预选抛尾技术在攀西钒钛磁铁矿中的应用[J]. 矿冶工程, 2026,46(2):112-117.
WANG Jianping, ZHANG Chun, WANG hongbin, et al. Pre-concentration and tailings discarding technique for processing of vanadium-titanium magnetite in Panxi region[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2026,46(2):112-117.

(上接第 111 页)

[11] 王朝,杨延宙,谢兰馨,等. 提高铜锌铁矿石中伴生金银指标的试验研究[J]. 金属矿山, 2023(1):194-198.
WANG Zhao, YANG Yanzhou, XIE Lanxin, et al. Experimental study on improving the associated gold and silver index in copper-zinc-iron ore[J]. Metal Mine, 2023(1):194-198.

[12] 陆波德,刘学龙,周云满,等. 滇西保山地块金厂河 Fe-Cu-Pb-Zn 矽卡岩型多金属矿床黑柱石成因及地质意义[J]. 地质学报, 2024,98(4):1164-1182.
LU Bode , LIU Xuelong, ZHOU Yunman, et al. Genesis and geological significance of ilvaite in the Jinchanghe Fe-Cu-Pb-Zn skarn type polymetallic deposit, Baoshan block, western Yunnan[J]. Acta Geologica Sinica, 2024,98(4):1164-1182.

[13] 毕克俊,方建军,张琳,等.云南某低品位铅锌硫化矿选矿工艺[J]. 过程工程学报, 2016,16(1):99-104.
BI Kejun, FANG Jianjun, ZHANG Lin,et al. Beneficiation of a low grade lead-zinc sulfide ore in Yunnan[J]. The Chinese Journal of Process Engineering, 2016,16(1):99-104.

[14] 张谦,文书明,丰奇成,等. 某难处理铜铅锌混合矿浮选试验及机理分析[J]. 有色金属工程, 2022,12(8):108-118.
ZHANG Qian, WEN Shuming, FENG Qicheng, et al. Flotation experiments of mixed ore of copper-lead-zinc and the mechanisms analysis[J]. Nonferrous Metals Engineering, 2022,12(8):108-118.

[15] 阙绍娟,蔡振波,林榜立. 新型无毒有机抑制剂在广西某多金属硫化矿浮选中的试验研究[J]. 矿业研究与开发, 2017,37(10):72-75.
QUE Shaojuan, CAI Zhenbo, LIN Bangli. Experimental study on new non-toxic organic depressant on flotation of polymetallic sulfide ore in a mine of Guangxi[J]. Mining Research and Development, 2017,37(10):72-75.

引用本文:郑海雷,刘志斌,郑仁军,等. 某矽卡岩型低品位铜铅锌多金属硫化矿低碱选矿试验研究[J]. 矿冶工程, 2026,46(2):105-111.
ZHENG Hailei, LIU Zhibin, ZHENG Renjun, et al. Experimental research on low-alkali mineral processing of skarn-type low-grade copper-lead-zinc polymetallic sulfide ore[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2026,46(2):105-111.