

新型捕收剂 Y2 提高四川某铅锌硫化矿浮选指标的研究

杨廷宙¹, 吴明海¹, 张慧婷^{2,3,4}, 胡生福¹, 翁存建^{2,3,4*}, 高向东¹

1. 四川鑫源矿业有限责任公司, 四川 甘孜 626000;
2. 西部矿业集团科技发展有限公司, 青海 西宁 810006;
3. 青海省有色矿产资源工程技术研究中心, 青海 西宁 810006;
4. 青海省高原矿物加工工程与综合利用重点实验室, 青海 西宁 810006

中图分类号: TD952.2; TD952.3 文献标识码: A 文章编号: 1001-0076(2020)03-0140-07
DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2020.03.023

摘要 四川某铅锌硫化矿方铅矿、闪锌矿和黄铁矿嵌布关系复杂。现场在中性条件下,以25#黑药作铅捕收剂浮铅,浮铅尾矿再选锌,获得的铅、锌精矿品位偏低、且精矿中铅、锌互含严重,难以实现高效回收铅、锌资源。为此,针对该铅锌硫化矿矿石性质,在高碱条件下,以具有较好选择性和捕收性的铅高效捕收剂 Y2 浮铅,硫酸锌作锌矿物抑制剂,经一次粗选、三精精选获得铅精矿,粗选尾矿经两次扫选后再选锌。试验室小型闭路试验研究结果表明,在原矿含铅 1.39%、含锌 2.38% 的情况下,可获得铅精矿含铅 50.34%、含锌 6.59%、铅回收率 80.61%,锌精矿含锌 49.44%、含铅 1.94%、锌回收率 88.60% 的较好指标。与现场工艺相比,铅精矿中铅品位提高了 6.46%、铅回收率提高了 7.04%、杂质锌含量降低 2.23%,锌精矿中锌品位提高 6.02%、锌回收率提高 5.06%、杂质铅含量降低 0.9%,使用新型捕收剂 Y2 的优越性明显。

关键词 铅锌硫化矿; 铅锌分离; 捕收剂 Y2; 高碱工艺

铅锌是我国重要的大宗有色金属矿产资源。近几十年来,随着我国经济的高速发展,铅锌资源的开发力度不断加大和开采深度不断深入,富矿越来越少,各铅锌矿山的资源逐渐呈贫、细、杂化趋势,铅锌硫化矿中的矿物组分越趋复杂、嵌布粒度细、共伴生金属矿物间嵌布关系复杂,已成为铅锌选矿中亟待解决的难题之一^[1]。四川某铅锌硫化矿自开发利用以来,铅锌资源一直未得到较好的回收利用,铅、锌精矿中铅锌互含严重,铅锌回收率较低。为高效综合回收利用该铅锌资源,在高碱条件下,采用“铅锌优先浮选”原则工艺处理该铅锌矿,并以具有高选择性和捕收性能的 Y2 作铅高效捕收剂浮铅,其主要成分是以乙硫氮和酯-105 等复配而成,通过两种或两种以上的药剂间协同作用来达到对铅矿物的高效选择和捕收作用。新工艺的应用解决了铅、锌精矿中铅锌互含严重的问题,极大地提高了铅、锌精矿浮选指标,为该铅锌硫化矿的高效开发利用提供了技术支撑。

1 矿石性质

1.1 化学多元素分析

样品来源于四川某铅锌矿山,经破碎混匀缩分后进行化学多元素分析,分析结果见表 1。

由表 1 中数据可知,原矿主要回收元素为铅、锌,品位分别为 1.39% 和 2.38%,伴生贵金属银、金品位分别为 18.43 g/t 和 0.11 g/t,可综合回收。矿石中黄铁矿矿物含量为 6.43%,主要脉石矿物是含 SiO₂、Al₂O₃、CaO 的矿物。

表 1 原矿的主要化学成分 /%

Table 1 Main chemical elements of raw ore sample

Pb	Zn	S	Fe	Cu	SiO ₂	MgO
1.39	2.38	7.93	3.34	0.04	41.30	0.45
Al ₂ O ₃	As	CaO	Mn	Cd	Ag*	Au*
2.11	0.03	9.15	0.02	0.05	18.43	0.11

注: Au、Ag 的含量单位为 g/t。

收稿日期: 2019-11-26

基金项目: 国家自然科学基金项目(51374116); 青海省重大科技专项(2018-GX-A7); 青海省重点实验室发展专项(2014-Z-Y10)

作者简介: 杨廷宙(1991-), 男, 青海平安人, 选矿助理工程师, 主要从事有色金属矿选矿方面的研究, E-mail: 962067641@qq.com。

通信作者: 翁存建(1990-), 男, 江西上饶人, 博士研究生, 选矿工程师, 主要从事有色金属矿选矿方面的研究, E-mail: 258690458@qq.com。

1.2 物相分析

原矿铅、锌化学物相分析结果如表 2 和表 3 所示。

表 2 矿石中铅化学物相分析结果 /%

Table 2 Chemical phase analysis of lead in sample

Lead phase	Grade	Distribution rate
Lead sulfide	1.27	91.37
Lead Oxidized	0.09	6.47
Lead Bound	0.03	2.16
Total Lead	1.39	100.00

表 3 矿石中锌化学物相分析结果 /%

Table 3 Chemical phase analysis of zinc in sample

Zinc phase	Grade	Distribution rate
Zinc sulfide	2.32	97.48
Zinc Oxidized	0.05	2.10
Zinc Bound	0.01	0.42
Total zinc	2.38	100.00

由表 2 和表 3 中数据可知,矿石中铅、锌以硫化相为主,分布率分别为 91.37% 和 97.48%。铅的氧化率较锌高,达 6.47%,这部分氧化铅在浮选回收过程中难以回收。锌的氧化率为 2.10%,对锌的浮选回收影响较小。

1.3 主要矿物及嵌布特征

该铅锌矿石中的矿物组成较为复杂,属高硫低品位铅锌硫化矿。矿石中金属矿物有黄铁矿、闪锌矿和方铅矿,另见很少量的黝铜矿、砷黝铜矿和车轮矿;脉石矿物有石英、重晶石、长石、绿泥石和绢云母等。矿石中有用矿物间及与脉石矿物间共生关系复杂,嵌布形式多样,矿石结构构造复杂,矿石结构主要有自形-半自形-它形晶结构,以条纹条带状、层纹状和块状构造为主,部分有用矿物呈浸染状嵌布在脉石矿物中。部分方铅矿沿脉石裂隙或粒间充填的它形细粒嵌布,少量与砷黝铜矿及车轮矿密切共生,黄铁矿中有时也包裹细粒状方铅矿。方铅矿在矿石中多呈中-细粒结构,少量粒度大于 0.2 mm,主要分布在 0.043~0.2 mm 之间,小于 0.02 mm 的颗粒约占 6.63%。闪锌矿在矿石中多呈中-细粒结构,少量粒度大于 0.2 mm,绝大部分颗粒介于 0.043~0.2 mm 之间,小于 0.02 mm 的颗粒约占 2.5%。因此,矿石中细粒-极细粒的方铅矿、闪锌矿是尾矿中的主要损失形式。黄铁矿常与闪锌矿及方铅矿一起组成集合体,部分呈它形细粒状嵌布在以石英、长石为主的脉石中,并被脉石包裹。

2 试验方案的确定

国内外对铅锌硫化矿的选别原则工艺主要有优先浮选、混合浮选和等可浮等^[2-6]。由该矿石的工艺矿物学研究表明,该矿石中矿物组成复杂,有用矿物间及

与脉石矿物间嵌布关系复杂,黄铁矿含量高、且包裹铅、锌矿物,对铅、锌矿物的回收非常不利。因此,选择合适的磨矿细度、矿浆 pH,以及对硫化铅矿物捕收能力强、选择性好,且对硫化锌矿物捕收能力弱的捕收剂是关键。前期探索试验结果表明,在中性及弱碱性条件下,采用“铅锌优先浮选”原则工艺处理该铅锌矿,均不能对硫铁矿物进行较好的抑制,泡沫夹杂严重,且硫铁矿物进入铅锌精矿中,影响精矿质量。为此,采用在高碱条件下,以具较好选择性和强捕收能力的高效捕收剂 Y2 浮铅,解决了传统铅矿物捕收剂(25#黑药、乙硫氮、乙基钠黄药等)不能兼具选择性和强捕收能力的缺陷^[7],获得的铅精矿指标较好,降低了铅精矿中杂质锌的含量,同时,也提高了锌精矿的选矿指标^[8]。因此,最终确定“高碱条件下浮铅—选铅尾矿再选锌”的原则工艺流程,即在高碱条件下,经一次粗选、三次精选获得铅精矿,金银作为伴生贵金属主要富集在铅精矿中,铅粗选尾矿经两次扫选再选锌,锌经一次粗选、三次精选获得锌精矿,锌粗选尾矿经两次扫选获得最终尾矿。

3 试验结果与讨论

3.1 铅粗选条件试验

铅浮选作业以石灰为矿浆 pH 调整剂,硫酸锌为锌矿物抑制剂,高效捕收剂 Y2 为铅矿物捕收剂,2#油为起泡剂。在探索试验的基础上,对石灰用量、硫酸锌用量、Y2 用量和磨矿细度进行条件试验,试验流程图见图 1。

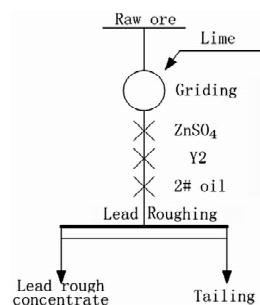


图 1 铅粗选试验流程

Fig. 1 Flow-sheet of lead rough flotation

3.1.1 铅粗选石灰用量条件试验

根据现场浮选泡沫现象及该铅锌矿石工艺矿物学研究可知,该铅锌矿石中黄铁矿含量较高,在中性条件下浮铅,浮选泡沫夹杂严重,且黄铁矿随铅矿物一起浮入铅精矿中,影响铅精矿的质量。铅、锌、硫浮选体系中存在铅矿物、锌矿物和硫铁矿物分离的最佳矿浆 pH,通过调控矿浆 pH 至合理范围内,可使锌矿物和硫铁矿物表面亲水而被抑制,且在碱性条件下,有助于硫

酸锌对闪锌矿的抑制,实现铅矿物与锌矿物和硫铁矿物的有效分离^[9-11]。在磨矿细度为-0.074 mm 含量占75%、硫化铅矿物高效捕收剂 Y2 用量为40 g/t、硫酸锌用量为800 g/t、起泡剂2#油用量为21 g/t的条件下,考察了石灰用量对铅粗精矿选别指标的影响,试验流程见图1,试验结果见图2。

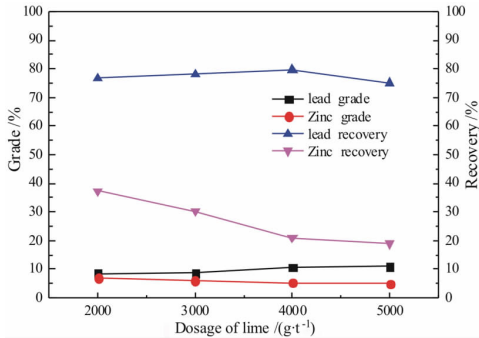


图2 石灰用量对铅粗精矿浮选指标的影响
Fig. 2 Effect of lime dosage on indexes of lead crude concentrate

由图2可知,随着石灰用量的增加,铅粗精矿中铅品位略有上升,铅回收率呈先升高后降低的趋势,锌品位和锌回收率逐渐降低后趋于平缓。当石灰用量为4000 g/t时,此时矿浆pH=12.30,铅粗精矿的选矿综合指标最佳。因此后续铅粗选石灰用量选4000 g/t。

3.1.2 铅粗选硫酸锌用量条件试验

在铅锌浮选分离过程中,硫酸锌是硫化锌矿物的常用抑制剂,其常与石灰或亚硫酸钠组合使用,对硫化锌矿物的抑制效果最佳。本次试验在磨矿细度为-0.074 mm 含量占75%、石灰用量为4000 g/t、硫化铅矿物高效捕收剂 Y2 用量为40g/t、起泡剂2#油用量为21 g/t的条件下,考察了硫酸锌用量对铅粗精矿选别指标的影响,试验流程见图1,试验结果见图3。

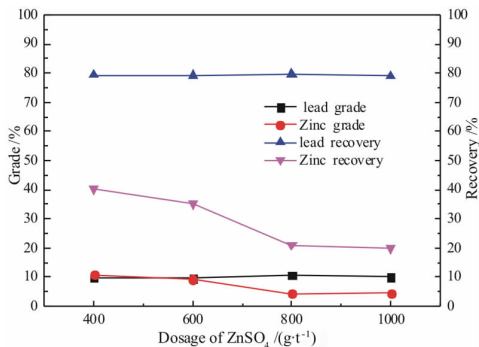


图3 硫酸锌用量对铅粗精矿浮选指标的影响
Fig. 3 Effect of zinc sulfate dosage on indexes of lead crude concentrate

由图3可知,随着硫酸锌用量的增加,铅粗精矿中铅品位和回收率变化不大,锌品位和回收率逐渐降低

后趋于平缓,当硫酸锌用量为800 g/t时,铅粗精矿的选矿综合指标最佳。因此,后续铅粗选选用硫酸锌用量为800 g/t。

3.1.3 铅粗选捕收剂种类条件试验

要实现铅矿物与锌矿物和硫铁矿矿物的高效分离,选择合适捕收剂是关键^[12]。在磨矿细度为-0.074 mm含量占75%、硫酸锌用量为800 g/t、起泡剂2#油用量为21 g/t的条件下,考察了不同铅捕收剂种类对铅粗精矿选别指标的影响,试验流程见图1,试验结果见图4。

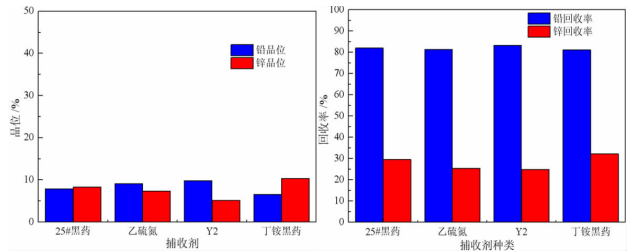


图4 不同捕收剂种类对铅粗精矿浮选指标的影响
Fig. 4 Effect of different kinds of collectors on indexes of lead crude concentrate

由图4可知,当使用25#黑药和丁铵黑药作铅捕收剂时,铅粗精矿中铅品位不高、且杂质锌品位较高,铅回收率均不高,且锌在铅粗精矿中损失的回收率较高。当使用乙硫氮作铅捕收剂时,获得的铅粗精矿中铅品位使用捕收剂 Y2 相差不大,但杂质锌品位较高,且锌损失的回收率也略高于使用 Y2 时, Y2 中含有的二甲基二甲酚基二硫代磷酸及二环己胺二硫代硫酸对铅矿物的选择性较好,对锌的捕收性能较差。因此,综合考虑,最终选定 Y2 作为铅粗选捕收剂。

3.1.4 铅粗选捕收剂 Y2 用量条件试验

在磨矿细度为-0.074 mm 含量占75%、石灰用量为4000 g/t、硫酸锌用量为800 g/t、起泡剂2#油用量为21 g/t的条件下,考察了高效捕收剂 Y2 用量对铅粗

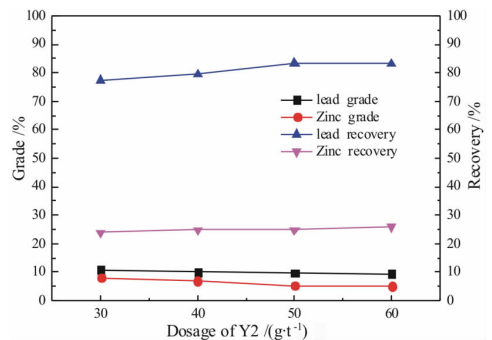


图5 捕收剂 Y2 用量对铅粗精矿浮选指标的影响
Fig. 5 Effect of the collector Y2 dosage on the indexes of lead crude concentrate

精矿选别指标的影响,试验流程见图 1,试验结果见图 5。

由图 5 可知,随着高效捕收剂 Y2 用量的增加,铅粗精矿中铅、锌品位变化不大,锌回收率略有上升,铅回收率呈先上升后趋于平缓,当高效捕收剂 Y2 的用量为 50 g/t 时,铅粗精矿的选矿综合指标最佳。因此,后续铅粗选选用高效捕收剂 Y2 用量为 50 g/t。

3.1.5 铅粗选磨矿细度条件试验

选择合理的磨矿细度既能保证目的矿物的充分解离,又能防止过磨现象,使矿泥的干扰降到最低^[13-14],铅锌矿物的充分单体解离是铅锌分离和提高铅锌品位的基本条件^[15]。本次试验在石灰用量为 4 000 g/t、硫酸锌用量为 800 g/t、硫化铅矿物新型高效捕收剂 Y2 用量为 50 g/t、起泡剂 2#油用量为 21 g/t 的条件下,考察了磨矿细度对铅粗精矿选矿指标的影响,试验流程见图 1,试验结果见图 6。

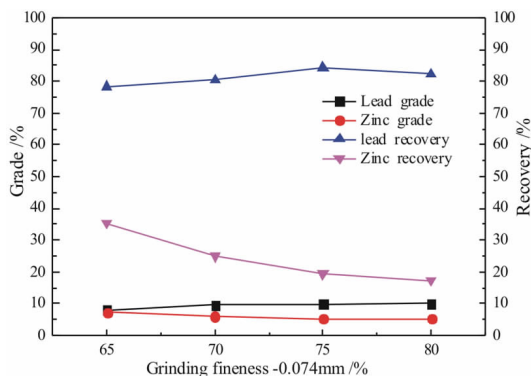


图 6 磨矿细度对铅粗精矿浮选指标的影响
Fig. 6 Effect of grinding fineness on indexes of lead crude concentrate

由图 6 可知,随着磨矿细度的增加,铅粗精矿中铅品位变化不大,铅回收率逐渐增加后趋于平缓,锌回收率逐渐降低。当磨矿细度 -0.074 mm 含量为 75% 时,铅粗精矿选矿综合指标最佳。因此,后续铅粗选选用磨矿细度 -0.074 mm 含量为 75%。

3.2 锌粗选条件试验

锌浮选作业以石灰为矿浆 pH 调整剂,硫酸铜为

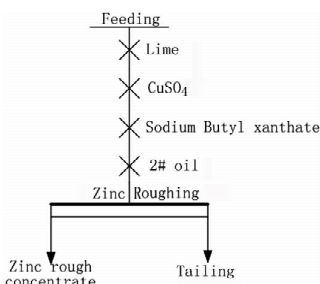


图 7 锌粗选试验流程图
Fig. 7 Flow - sheet of zinc rough flotation

活化剂,丁基黄药为锌矿物捕收剂,2#油为起泡剂。主要考察了硫酸铜用量、丁基黄药用量对锌粗精矿选矿指标的影响,试验流程图见图 7。

3.2.1 锌粗选硫酸铜用量条件试验

在磨矿细度为 -0.074 mm 含量占 75%、锌粗选石灰用量为 1 000 g/t、丁基黄药用量为 60 g/t、起泡剂 2#油用量为 21 g/t 的条件下,考察了硫酸铜用量对锌粗精矿选别指标的影响,试验流程见图 7,试验结果见图 8。

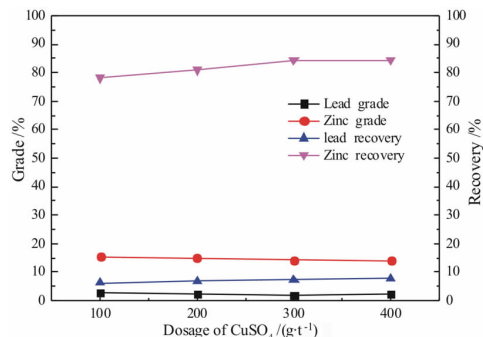


图 8 硫酸铜用量对锌粗精矿浮选指标的影响
Fig. 8 Effect of copper sulfate dosage on indexes of zinc crude concentrate

由图 8 可知,随着硫酸铜用量的增加,锌粗精矿中锌品位变化不大,锌回收率逐渐上升后趋于平缓。当硫酸铜用量为 300 g/t 时,锌粗精矿的选矿综合指标最佳。因此,后续锌粗选选用硫酸铜用量为 300 g/t。

3.2.2 锌粗选丁基黄药用量条件试验

在磨矿细度为 -0.074 mm 含量占 75%、锌粗选石灰用量为 1 000 g/t、硫酸铜用量为 300 g/t、起泡剂 2#油用量为 21 g/t 的条件下,考察了丁基黄药用量对锌粗精矿选别指标的影响,试验流程见图 7,试验结果见图 9。

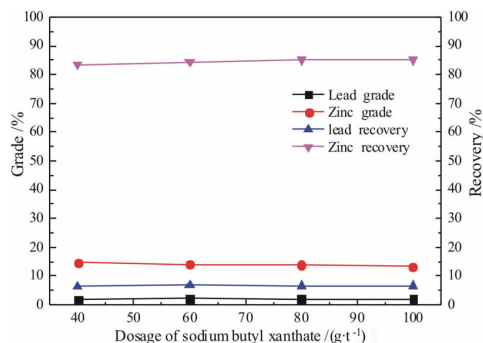


图 9 丁基黄药用量对锌粗精矿浮选指标的影响
Fig. 9 Effect of sodium butyl xanthate dosage on indexes of zinc crude concentrate

由图 9 可知,随着丁基黄药用量的增加,锌粗精矿中锌品位略有降低,锌回收率逐渐上升后趋于平缓。

当丁基黄药用量为 80 g/t 时, 锌粗精矿的选矿综合指标最佳。因此, 后续锌粗选选用丁基黄药用量为 80 g/t。

3.3 闭路试验

在条件试验及开路试验的基础上进行了新工艺和现场工艺试验室小型闭路试验对比。新工艺和现场工艺闭路试验结果见表 4, 新工艺试验流程见图 10, 现场工艺试验流程见图 11。

由表 4 可知, 采用新工艺, 在原矿含铅 1.39%、含锌 2.38% 的情况下, 可获得铅精矿含铅 50.34%、含锌 6.59%、铅回收率 80.61%, 锌精矿含锌 49.44%、含铅 1.94%、锌回收率 88.60 的较好指标。与现场工艺相比, 铅精矿中铅品位提高了 6.46%、铅回收率提高了 7.04%、杂质锌含量降低 2.23%, 锌精矿中锌品位提高 6.02%、锌回收率提高 6.28%、杂质铅含量降低 0.9%, 优越性明显。

表 4 不同工艺闭路试验结果

/%

Table 4 Results of different closed - circuit process

Technology	Product	Productivity	Grade		Recovery	
			Pb	Zn	Pb	Zn
New technology	Pb concentrate	2.22	50.34	6.59	80.61	6.23
	Zn concentrate	4.21	1.94	49.44	5.89	88.60
	Tailings	93.57	0.20	0.13	13.50	5.17
	Mine - run	100.00	1.39	2.35	100.00	100.00
The original technology	Pb concentrate	2.35	43.88	8.82	73.57	8.69
	Zn concentrate	4.52	2.84	43.42	9.16	82.32
	Tailings	93.13	0.26	0.23	17.27	8.98
	Mine - run	100.00	1.40	2.38	100.00	100.00

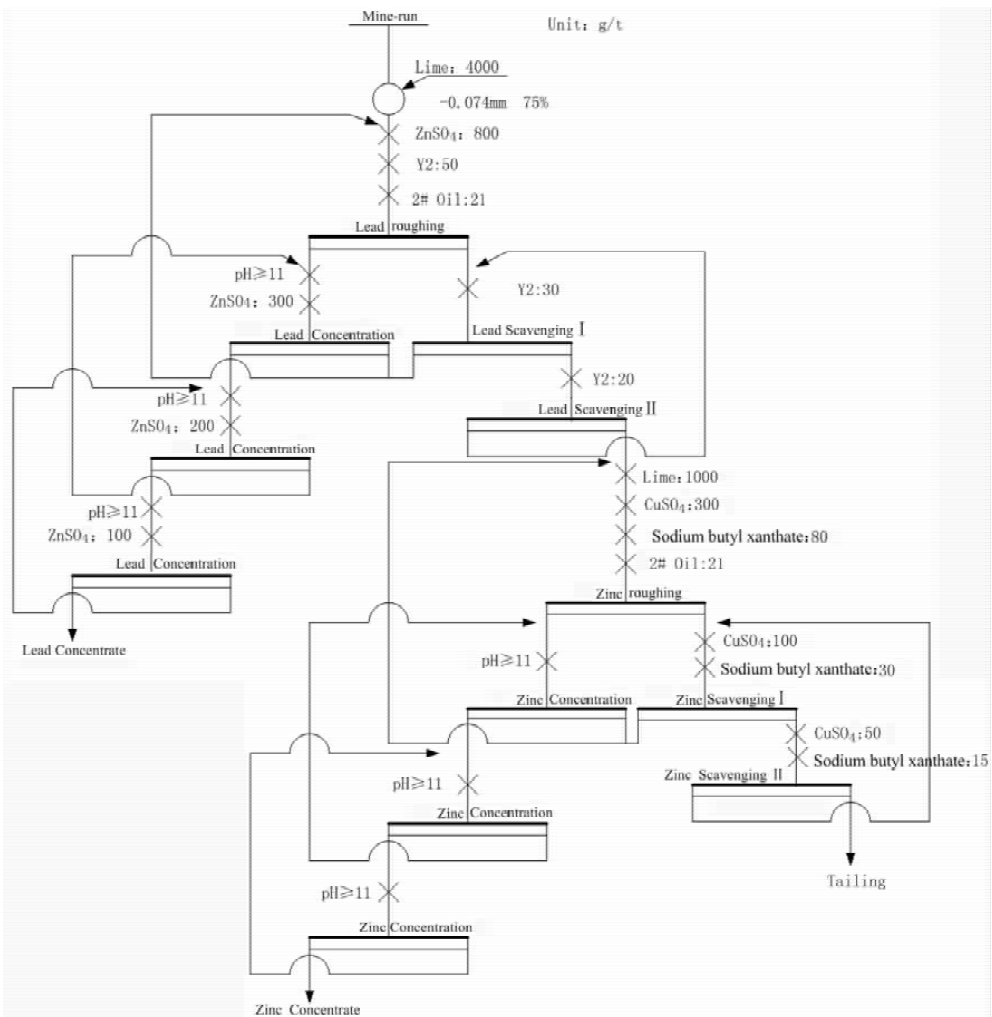


图 10 新工艺闭路试验流程

Fig. 10 New flowsheet process of closed circuit test

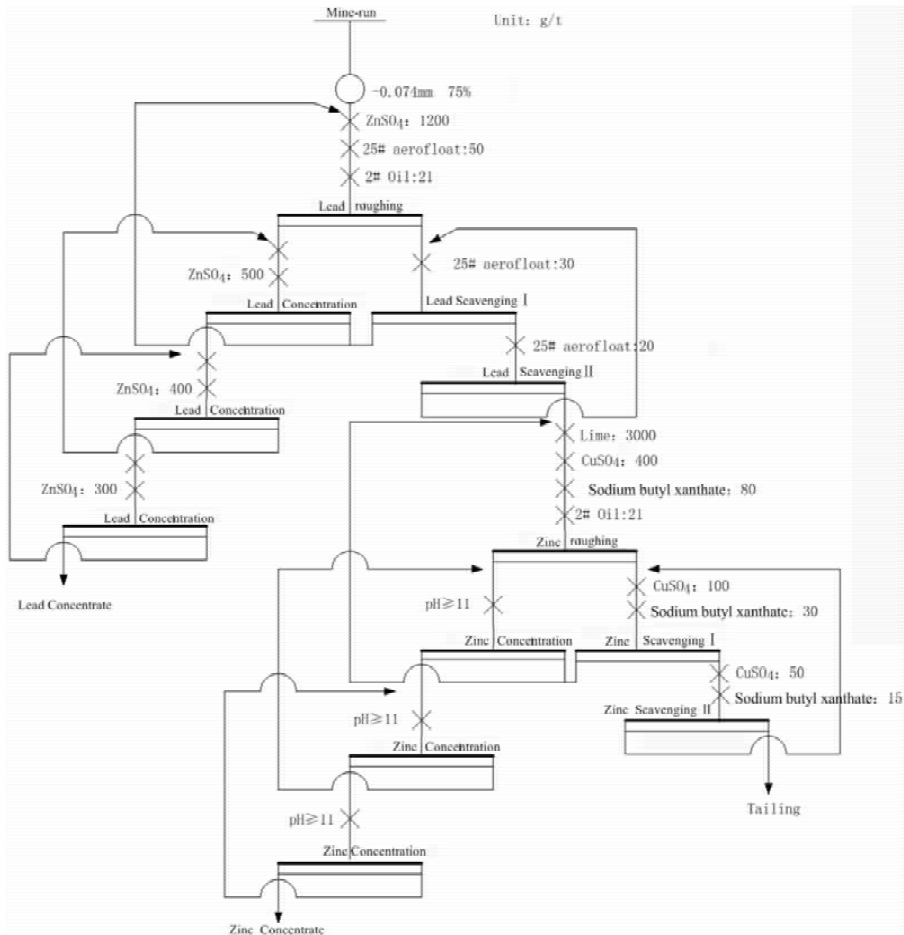


图 11 原工艺闭路试验流程
 Fig. 11 Original process flowsheet of closed circuit test

4 结论

(1) 该铅锌硫化矿石中矿物组成复杂,有用矿物间及与脉石矿物间嵌布关系复杂。矿石中含铅 1.1% ~ 1.4%、含锌 2.30% ~ 2.50%、含银 18.43 g/t、含金 0.11 g/t。主要有用矿物为方铅矿、闪锌矿。其它金属矿物有黝铜矿、砷黝铜矿、车轮矿,主要脉石矿物为石英、长石(包括钡长石及正长石)、重晶石、绢云母、绿泥石等。方铅矿、闪锌矿和黄铁矿嵌布关系密切,常成集合体的形式相互连生或包裹、嵌布粒度较细,该铅锌矿属中等难选类型矿石。

(2) 针对该矿石性质,采用了在高碱浮铅、以具选择性和强捕收能力的 Y2 作铅矿物捕收剂,以及提高入选磨矿细度至 75% 等措施,较好地解决了铅精矿中铅品位和回收低、杂质锌含量高的难题,实现了该铅锌资源的高效回收。在原矿含铅 1.39%、含锌 2.38% 的情况下,新工艺小型闭路试验可获得铅精矿含铅 50.34%、含锌 6.59%、铅回收率 80.61%,锌精矿含锌 49.44%、含铅 1.94%、锌回收率 88.60 的较好指标。与现场工艺相比,铅精矿中铅品位提高了 6.46%、铅回收率提高了 7.24%、杂质锌含量降低 2.23%,锌精矿中锌品位提高 6.02%、锌回收率提高 6.28%、杂质铅

含量降低 0.9%,使用新型捕收剂 Y2 的优越性明显。

参考文献:

- [1] 范娜,李天恩,段珠.复杂铜铅锌银多金属硫化矿选矿试验研究[J]. 矿冶工程,2011(4):48-50.
- [2] 林美群,魏宗武,陈建华,等.新型抑制剂 DZ 在铅锌分离中的试验研究[J]. 矿产保护与利用,2008(1):30-32.
- [3] 赵强,丁士瑞,周南,等.西藏某富银难选铜铅锌硫化矿选矿试验研究[J]. 矿产保护与利用,2017(2):39-46.
- [4] MEHRABANI J V, NOAPARAST M, MOUSAVI S M, et al. Depression of pyrite in the flotation of high pyrite low-grade lead-zinc ore using *Acidithiobacillus ferrooxidans*[J]. Minerals Engineering, 2010, 23(1): 10-15.
- [5] PAN SHIN A M, EVDOKIMOV S I, ARTEMOV S V. New technology of separation of the collective lead-zinc concentrates[J]. Russ. J. Non-Ferr. Met., 2010, 51(1): 1-6.
- [6] LUO X P, FENG B, WONG C J, et al. The critical importance of pulp concentration on the flotation of galena from a low grade lead-zinc ore[J]. Journal of Materials Research and Technology, 2016, 5(2): 131-135.
- [7] 罗仙平,王金庆,翁存建,等.锡铁山深部铅锌矿石高效分选与综合回收新工艺[J]. 稀有金属,2018(7):756-764.
- [8] 罗仙平,付中元,陈华强,等.会理铜铅锌多金属硫化矿浮选新工艺研究[J]. 金属矿山,2008(8):45-51.
- [9] HE S, SKINNER W, FORNASIERO D. Effect of oxidation potential and zinc sulphate on the separation of chalcopyrite from pyrite[J]. Interna-

tional Journal of Mineral Processing, 2006, 80(2-4): 169-176.

- [10] Kalegowda Y, Chan Y L, Wei D H, et al. XPS and ToF-SIMS characterisation of xanthate induced chalcopyrite flotation; Effect of pulp potential[J]. Surface Science, 2015, 635: 70-77.
- [11] WEI Y, SANDENBERGH R F. Effects of grinding environment on the flotation of Rosh Pinah complex Pb/Zn ore[J]. Minerals Engineering, 2007, 20(3): 264-272.
- [12] 罗仙平,付中元,陈华强,等. 会理铜铅锌多金属硫化矿浮选新工艺

研究[J]. 金属矿山,2008(8):45-51.

- [13] FOSU S, PRING A, SKINNER W, et al. Characterisation of coarse composite sphalerite particles with respect to flotation[J]. Minerals Engineering, 2015, 71: 105-112.
- [14] 胡真. 西部某低品位硫化铜矿选矿工艺流程的研究[J]. 有色金属(选矿部分),2004(6):14-17.
- [15] 付和生,李剑铭. 四川某铅锌矿选矿试验研究[J]. 有色金属(选矿部分),2008(5):14-16.

Study on Improving Beneficiation Indexes for a Lead and Zinc Sulfide Ore in Sichuan by Using a New Collector Y2

YANG Yanzhou¹, WU Minghai¹, ZHANG Huiting^{2,3,4}, HU Shengfu¹, WENG Cunjian^{2,3,4*}, GAO Xiangdong¹

1. Sichuan Xinyuan Mining CO. LLC, Ganzi 626000, China;

2. Technology Development of Western Mining Group Co. LTD, Xining 810006, China;

3. Research Center of Nonferrous Mineral Resources of Engineering and Technology in Qinghai Province, Xining 810006, China;

4. Qinghai Province Key Laboratory of Plateau Mineral Processing Engineering and Comprehensive Utilization, Xining 810006, China

Abstract: The dissemination relationship of galena, sphalerite and pyrite is complex in a lead and zinc sulfide ore located in Sichuan Province. The grade of lead and zinc concentrate obtained by the separation process of “lead tailings – zinc” with the collector of the 25[#] aerofloat and the neutral condition was relatively low, and the lead and zinc in the concentrate were severely contained in each other. It was difficult to achieve the efficient recycling of lead and zinc resources. Therefore, based on the properties of the lead – zinc sulfide ore, reagent Y2 with the better ability of selectivity and collection was used as the collector to sorting lead, while the zinc sulfate was used to the depressant under the condition of high alkali. The lead concentrate was obtained by the process of “one rough separation – three fine selections”, and the zinc was obtained after the process of “two scavengings of roughing tailings”. Laboratory small – scale closed – circuit test results showed that the lead concentrate with the lead content of 50.34%, the zinc content of 6.59% and the lead recovery of 80.61%, and the zinc concentrate with the zinc content of 49.44%, the lead content of 1.94% and the zinc recovery of 88.60% was obtained under the condition of the raw ore with the lead content of 1.39% and the zinc content of 2.38%. Compared with the on – site process, the indicators of laboratory small – scale closed – circuit test was better. For the lead concentrate, the lead grade had increased by 6.46%, the lead recovery had increased by 7.04%, and the impurity zinc content had reduced by 2.23%. For the zinc concentrate, the zinc grade had increased by 6.02%, the zinc recovery had increased by 5.06%, and the impurity lead content had reduced by 0.9%, which demonstrated that the new collector Y2 has better applicability.

Key words: lead and zinc sulfide ore; separation of lead and zinc; collector Y2; high alkali process

引用格式:杨延宙,吴明海,张慧婷,胡生福,翁存建,高向东. 新型捕收剂 Y2 提高四川某铅锌硫化矿浮选指标的研究[J]. 矿产保护与利用,2020,40(3):140-146.

Yang YZ, Wu MH, Zhang HT, Hu SF, Weng CJ and Gao XD. Study on improving beneficiation indexes for a lead and zinc sulfide ore in Sichuan by using a new collector Y2[J]. Conservation and utilization of mineral resources, 2020, 40(3): 140-146.

投稿网址: <http://kcbh.cbpt.cnki.net>

E-mail: kcbh@chinajournal.net.cn