

用 P204 从浮选铅尾矿硫酸浸出净化液中萃取锌及制备 $ZnSO_4 \cdot 7H_2O$ 的工艺研究

郭拴全^{1,2}, 康敏^{1,2}, 郭梅^{1,2}, 宁新霞^{1,2}

(1. 西安西北有色地质研究院有限公司, 陕西 西安 710054;
2. 陕西省矿产资源综合利用工程技术研究中心, 陕西 西安 710054)

摘要:研究了采用 P204(二(2-乙基己基)磷酸酯)从浮选铅尾矿硫酸浸出净化液中萃取锌,优化了萃取和反萃取工艺条件,并通过富锌液蒸发结晶制备了 $ZnSO_4 \cdot 7H_2O$ 。结果表明:在有机相组成为 50%P204+50%磺化煤油、P204 皂化度 65%、萃原液 pH=3.5、相比 $V_A/V_O=1/1$ 、萃取时间 10 min 和萃取级数为二级条件下,锌萃取率可达 99.11%;萃取所得饱和有机相在反萃剂(H_2SO_4)浓度 7%、反萃相比 $V_O/V_A=2/1$ 、反萃取时间 10 min 和反萃取级数为三级条件下,锌反萃率可达 99.32%。制备的 $ZnSO_4 \cdot 7H_2O$ 满足 HG/T 2326—2015 要求,其微观形貌以颗粒状和层状结构均匀分布。

关键词:浮选铅尾矿;萃取;P204;七水硫酸锌;硫酸浸出;锌

中图分类号:TF813;TF804.2;O647.3 **文献标识码:**A **文章编号:**1009-2617(2025)01-0111-07

DOI:10.13355/j.cnki.sfyj.2025.01.015

锌是一种非常重要的金属资源,在电池、化工、医药、核工业、冶金和食品等行业应用广泛^[1]。我国铅锌资源储量丰富,随着该类资源的不断开发,产生了大量的铅锌尾矿,其中一部分为浮选铅尾矿。浮选铅尾矿会占用大量土地资源,同时因未对其中的浮选药剂等进行净化,长期积累会对周边的生态环境造成影响,因此有必要对浮选铅尾矿进行合理处理或资源化利用^[2-3]。目前主要采用尾矿充填、建材化利用和物理选矿回收其中有价组分等方式对浮选铅尾矿进行综合利用,这些方式均未对尾矿中固废进行进一步净化,且回收附加值低,所以探索一种附加值高且环境友好的回收浮选铅尾矿的方法具有重大意义。

不同体系溶液中,锌离子存在形式各异,所使用的锌萃取剂也有差异。在硫酸体系和磷酸盐体系中,锌主要以 Zn^{2+} 存在,目前硫酸体系常用的锌萃取剂主要有 Cyanex301^[4]、C272^[5]、P507^[6] 和 P204^[7-10] 等;磷酸盐体系所用锌萃取剂有二苯硫脲^[11]。在硫酸体系中各萃取剂对锌的萃取能力

排序为 $Cyanex301 > P204 > C272 > P507$ ^[12],Cyanex301、C272 价格昂贵,且 Cyanex301 负载有机相在反萃取时对酸度要求较高,所以目前对萃取锌多选择价格相对便宜的 P204 作为萃取剂。

针对某浮选铅尾矿经硫酸浸出并除去部分杂质的净化液,采用 P204 萃取剂萃取锌,并确定了最优的工艺参数,同时利用萃取一反萃取后富锌液蒸发结晶制备合格的七水硫酸锌,以为该类浮选铅尾矿高附加值回收利用提供技术参考。

1 试验部分

1.1 试验原料、试剂及设备

试验原料:选择某浮选铅尾矿经硫酸浸出并除去部分杂质的净化液为萃原液,其化学成分分析结果见表 1,其中 Zn^{2+} 质量浓度为 20.34 g/L, pH 为 3.5。经除杂后 Cd、Mn、Fe、Pb 等元素含量很低,杂质 Na 含量较高,需要进一步萃取净化。

收稿日期:2024-03-08

第一作者简介:郭拴全(1991—),男,硕士,工程师,主要研究方向为冶金。

表1 萃原液的化学成分分析结果

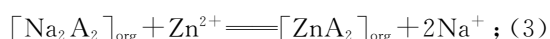
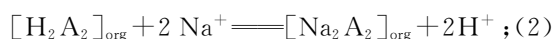
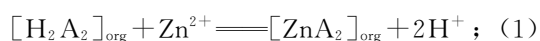
Table 1 Analysis results of chemical composition of extract								g/L
Zn ²⁺	Cd ²⁺	Mg ²⁺	Ca ²⁺	∑Fe	Na ⁺	Mn ²⁺	Pb ²⁺	Cr ²⁺
20.34	0.003 2	0.11	0.072	0.003	5.55	0.000 2	0.006 2	0.000 5

主要试剂:P204 萃取剂(分析纯,上海麦克林生化科技有限公司),磺化煤油(分析纯,茂名市源茂石化有限公司),氢氧化钠(分析纯,天津市恒兴化学试剂制造有限公司),浓硫酸(分析纯,成都市科隆化学品有限公司)。

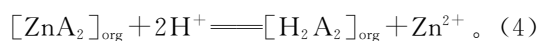
主要设备及仪器:85-2 型恒温磁力搅拌器(金坛市城东新瑞仪器厂),GG-17 型烧杯(合肥商亿实验仪器有限公司),BOMEX 型梨形分液漏斗(北京北玻博美玻璃有限公司),D8 advance 型 X 射线衍射仪(德国布鲁克公司),Quanta650 型扫描式电子显微镜(美国 FEI 公司)。

1.2 试验原理

萃取原理:P204 是一种酸性萃取剂,可以简称为 H_2A_2 。萃原液中的锌以 Zn^{2+} 形式存在,溶液与萃取剂 P204 接触时, Zn^{2+} 会与 P204 中的 H^+ 发生离子交换,从而实现锌的萃取。由于萃取过程会生成大量 H^+ ,降低体系 pH,严重影响萃取反应向正向进行,因此需对萃取剂 P204 进行皂化,即用氢氧化钠中 Na^+ 提前置换 P204 中部分 H^+ 。化学反应式如下:



反萃取原理:采用一定浓度硫酸溶液作为反萃取剂,利用硫酸中的 H^+ 置换负载有机相中的 Zn^{2+} ,从而将锌从有机相中释放出进入水相。化学反应式如下:



蒸发结晶:当溶液中的溶质达到过饱和状态时会以晶体形式析出,将富锌液蒸发至硫酸锌浓度达到过饱和状态,硫酸锌会以晶体形式析出,且控制结晶温度 $\leq 39\text{ }^\circ\text{C}$,形成的结晶体为 $ZnSO_4 \cdot 7H_2O$ 。

1.3 试验方法

皂化 P204:取一定体积 P204 放入烧杯中并置于磁力搅拌器上,根据所设定皂化度,向烧杯加入一定体积 1 mol/L NaOH 溶液,在 $25\text{ }^\circ\text{C}$ 下搅拌 10 min,皂化结束后在梨形分液漏斗中静置分

相;在得到的油相中加入一定体积的磺化煤油,配制萃取有机相。

萃取试验:有机相组成为 P204+磺化煤油,P204 作为萃取剂,磺化煤油作为稀释剂。取一定体积萃原液放入烧杯中并置于磁力搅拌器上,设置温度为 $25\text{ }^\circ\text{C}$;加入一定体积有机相,在一定 P204 皂化度、萃取剂体积分数、萃原液 pH、萃取相比(V_A/V_O)和萃取级数条件下萃取一定时间,萃取结束后在梨形分液漏斗中静置分相,分析萃余液中锌离子浓度,计算萃取率 μ 。计算公式如下:

$$\mu = \frac{\rho_1 V_1 - \rho_2 V_2}{\rho_1 V_1} \times 100\%。 (5)$$

式中: μ —锌萃取率,%; ρ_1 —萃原液锌离子质量浓度,g/L; V_1 —萃原液体积,L; ρ_2 —萃余液中锌离子质量浓度,g/L; V_2 —萃余液体积,L。

反萃取试验:取一定体积负载锌有机相放入烧杯中并置于磁力搅拌器上,设置温度为 $25\text{ }^\circ\text{C}$,在一定反萃剂浓度、反萃取相比(V_O/V_A)和反萃取级数条件下反萃取一定时间;反萃取结束后在梨形分液漏斗中静置分相,分析反萃取后贫有机相中锌离子浓度,计算反萃取率。

蒸发结晶:将反萃取得到的富锌液电炉加热蒸发至锌离子质量浓度约 200 g/L,然后自然冷却 30 s 后在 $15\text{ }^\circ\text{C}$ 下水浴结晶;结晶结束后固液分离,并将得到的固体产物干燥;按照 HG/T 2326—2015《工业硫酸锌》中规定的方法对产物进行产品分析,并用 X 射线衍射仪分析产物物相,用扫描电镜观察产物微观形貌。

2 试验结果与讨论

2.1 各因素对锌萃取的影响

2.1.1 P204 皂化度的影响

有机相组成为 40%P204+60%磺化煤油,萃取相比 $V_A/V_O = 1/1$,萃取时间 10 min,萃原液 pH=3.5,P204 皂化度对锌萃取率的影响如图 1 所示。

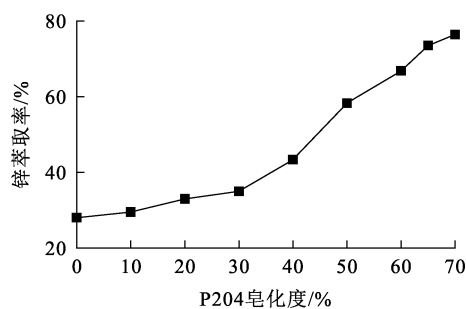


图 1 P204 皂化度对锌萃取率的影响
Fig. 1 Effect of P204 saponification degree on extraction rate of zinc

由图 1 看出,皂化后 P204 对锌的萃取能力得到明显提升;随 P204 皂化度增大,锌萃取率呈先缓慢、再迅速升高趋势;当皂化度 $\leq 30\%$ 时,锌萃取率缓慢上升;当皂化度 $> 30\%$ 后,锌萃取率明显升高。这是因为皂化过程中 Na^+ 置换 P204 中的 H^+ 越多,在萃取反应过程中产生的 H^+ 越少,有利于反应(1)向正向进行,从而促进锌的萃取。增加 P204 皂化度可以提高锌萃取率,但皂化度越大,萃取成本越高,且皂化度过高易导致分相困难,出现乳化现象,造成 P204 大量损失,综合考虑,确定适宜的 P204 皂化度为 65%。

2.1.2 萃取剂体积分数的影响

有机相组成为 $X\%$ P204 + $(100 - X)\%$ 磺化煤油, P204 皂化度 65%, 萃取相比 $V_A/V_O = 1/1$, 萃取时间 10 min, 萃原液 pH = 3.5, 萃取剂体积分数 X 对锌萃取率的影响如图 2 所示。

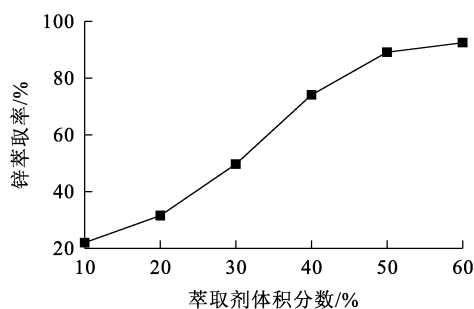


图 2 萃取剂体积分数对锌萃取率的影响
Fig. 2 Effect of extractant volume fraction on extraction rate of zinc

由图 2 看出:随萃取剂体积分数增大,锌萃取率逐渐升高。根据反应平衡原理,增大萃取

剂体积分数,会促使萃取反应正向进行,同时有机相负载锌的能力增强,从而使锌萃取率升高;但萃取剂体积分数过大,会使有机相流动性变差,而且会增加萃取成本,另外萃取剂体积分数为 50% 时锌单级萃取率已达 89.13%, 效果较好,因此,确定适宜的萃取剂体积分数为 50%。

2.1.3 萃原液 pH 的影响

有机相组成为 50% P204 + 50% 磺化煤油, P204 皂化度 65%, 萃取相比 $V_A/V_O = 1/1$, 萃取时间 10 min, 萃原液 pH 对锌萃取率的影响如图 3 所示。

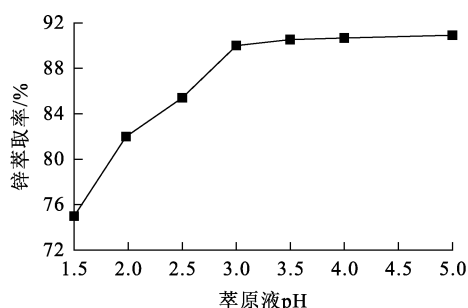


图 3 萃原液 pH 对锌萃取率的影响
Fig. 3 Effect of extract pH on extraction rate of zinc

由图 3 看出:随萃原液 pH 升高,锌萃取率逐渐升高,且当 $pH < 3$ 时,锌萃取率升幅较大;当 $pH > 3$ 后,锌萃取率升幅很小,趋于稳定。这是因为升高萃原液 pH,体系中 H^+ 浓度降低,这有利于萃取反应(1)向正向进行,从而提高锌萃取率。为了避免萃原液中和工序,选择适宜的萃原液 pH 为净化液初始 pH,即 3.5。

2.1.4 萃取相比 (V_A/V_O) 的影响

有机相组成为 50% P204 + 50% 磺化煤油, P204 皂化度 65%, 萃原液 pH = 3.5, 萃取时间 10 min, 单级萃取, 萃取相比 (V_A/V_O) 对锌萃取率的影响如图 4 所示。可以看出:随萃取相比的增大,锌萃取率逐渐降低,这是因为相比增大后,有机相与萃原液接触概率减小,造成锌萃取率下降;当萃取相比由 1/1.5 增至 1/1 时,锌萃取率降幅较小;当相比超过 1/1 后,随相比增加锌浸出率明显下降。通常情况下降低相比有利于锌的萃取,且能减少萃取级数,但生产效率低;增大相比可提高生产效率,增大锌的萃取饱和

度,利于锌的富集。综合考虑,确定适宜的萃取相比(V_A/V_O)为 1/1。

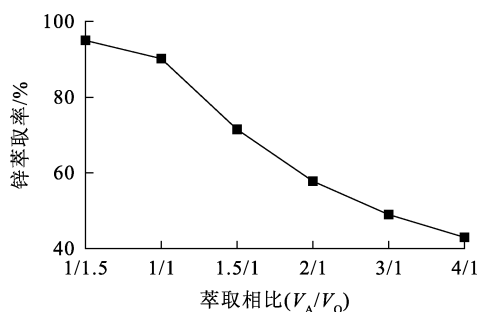


图 4 萃取相比 (V_A/V_O) 对锌萃取率的影响

Fig. 4 Effect of extraction ratio (V_A/V_O) on extraction rate of zinc

2.1.5 萃取时间的影响

有机相组成为 50% P204 + 50% 磺化煤油, P204 皂化度 65%, 萃原液 pH = 3.5, 萃取相比 (V_A/V_O) = 1/1, 萃取时间对锌萃取率的影响如图 5 所示。

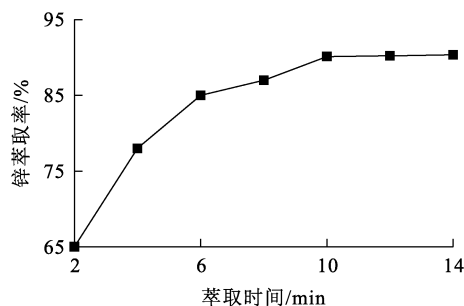


图 5 萃取时间对锌萃取率的影响

Fig. 5 Effect of extraction time on extraction rate of zinc

由图 5 看出: 锌萃取反应速率很快, 萃取 2 min 时, 锌萃取率已达 65%; 随萃取时间延长, 锌萃取率逐渐升高; 当萃取时间 > 6 min 后, 锌萃取率增速变缓; 当萃取时间 > 10 min 后, 锌萃取率趋于稳定, 表明萃 10 min 时基本达到平衡。因此, 确定适宜的萃取时间为 10 min。

2.1.6 萃取级数的影响

有机相组成为 50% P204 + 50% 磺化煤油, P204 皂化度 65%, 萃原液 pH = 3.5, 萃取相比 (V_A/V_O) = 1/1, 萃取时间 10 min, 萃原液经三级

逆流萃取, 得到负载有机相和萃余液, 一级、二级和三级萃取的锌总萃取率分别为 90.50%、99.11% 和 99.85%, 说明经二级逆流萃取, 锌萃取率即可达 99% 以上。故确定最佳萃取级数为二级。

2.2 各因素对锌反萃取的影响

2.2.1 反萃剂浓度的影响

室温, 反萃取相比 $V_O/V_A = 2/1$, 单级反萃取 10 min, 反萃剂 H_2SO_4 浓度对锌反萃取率的影响如图 6 所示。

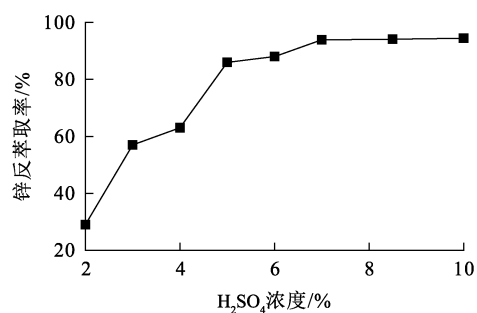


图 6 H_2SO_4 浓度对锌反萃取率的影响

Fig. 6 Effect of H_2SO_4 concentration on stripping rate of zinc

由图 6 看出: 反萃剂 H_2SO_4 浓度对锌反萃取率的影响较大, 随 H_2SO_4 浓度增大, 锌反萃取率逐渐上升。这是因为随 H_2SO_4 浓度增大, 水相中 H^+ 浓度增加, 这有利于反萃取反应 (4) 向正向进行, 从而促进锌反萃取。 H_2SO_4 浓度在 2% ~ 5% 区间时, 锌反萃取率升幅较大; 反萃剂浓度在 5% ~ 7% 区间时锌反萃取率升幅较小; 当反萃剂浓度 > 7% 后, 锌反萃取率逐渐趋于稳定。所以, 确定适宜的反萃剂 H_2SO_4 浓度为 7%。

2.2.2 反萃取相比 (V_O/V_A) 的影响

室温, 反萃剂 H_2SO_4 浓度 7%, 单级反萃取 10 min, 反萃取相比 (V_O/V_A) 对锌反萃取率的影响如图 7 所示。可以看出: 随反萃相比 (V_O/V_A) 增加, 锌反萃取率逐渐降低。反萃取相比增加会导致反萃取率降低, 但可以减轻后续蒸发结晶的负荷。反萃取相比为 2/1 时锌单级反萃取率已达 94%, 所以, 综合考虑反萃取效果和对后续蒸发结晶的影响, 确定适宜的反萃取相比 (V_O/V_A) 为 2/1。

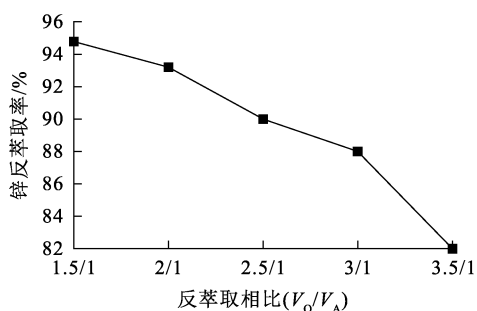


图 7 反萃取相比 (V_O/V_A) 对锌反萃取率的影响

Fig. 7 Effect of stripping ratio (V_A/V_O) on stripping rate of zinc

2.2.3 反萃取时间的影响

室温,反萃剂 H₂SO₄ 浓度 7%,反萃取相比 V_O/V_A=2/1,单级反萃取,反萃取时间对锌反萃取率的影响如图 8 所示。

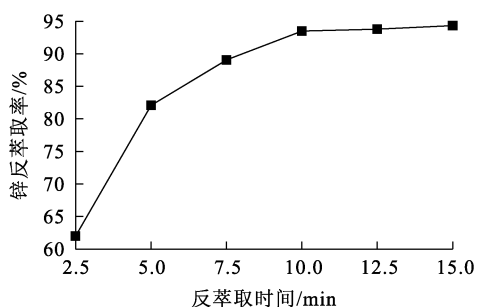


图 8 反萃取时间对锌反萃取率的影响

Fig. 8 Effect of stripping time on stripping rate of zinc

由图 8 看出:随反萃取时间延长,在 2.5~5 min 区间内锌反萃取率升幅较大;在 5~10 min 区间内,锌反萃取率升幅较小;当反萃取时间>10 min 后,锌反萃取率趋于稳定,说明反萃取 10 min 时,反萃取过程基本达到平衡,继续延长意义不大。因此,确定适宜的反萃取时间为 10 min。

2.2.4 反萃取级数的影响

室温,反萃剂 H₂SO₄ 浓度 7%,反萃取相比 V_O/V_A=2/1,反萃取时间 10 min,负载锌有机相经四级逆流反萃取得到空载有机相和富锌液,一级、二级、三级和四级反萃取的锌总反萃取率分别为 93.20%、97.75%、99.32%和 99.76%,表明经三级逆流反萃取,锌反萃取率可达 99% 以上。故确定最佳反萃取级数为三级。

2.3 蒸发结晶制备 ZnSO₄·7H₂O

萃原液在最佳萃取和反萃取试验条件下得到的富锌液的化学组成见表 2。

富锌液电炉加热蒸发至锌离子质量浓度约为 200 g/L 后空冷 30 s,之后在 15 °C 下水浴结晶,结晶结束后固液分离,将得到的固体产物干燥。经分析检测,产物中含 Zn 22.30%,含 ZnSO₄·7H₂O 98.52%,杂质含 Pb、Fe、Mn 和 Cd 分别为 0.000 2%、0.003%、0.002%和 0.001%,含不溶物 0.03%,含氯化物 0.001%,pH(以 50 g/L 溶液计)为 3.2,产品能满足《工业硫酸锌》(HG/T 2326—2015)要求。

表 2 富锌液的化学组成

Table 2 Chemical composition of zinc-enriched solution

Zn ²⁺	Pb	Cd ²⁺	MgO	CaO	∑ TFe	Na ₂ O	Mn ²⁺
39.45	0.000 7	0.004 1	0.11	0.01	0.000 5	0.005	0.000 43

产物的 XRD 图谱和微观形貌如图 9、10 所示。可以看出:该产物以 ZnSO₄·7H₂O 形式存在,结晶度良好,以颗粒状和层状结构均匀分布。

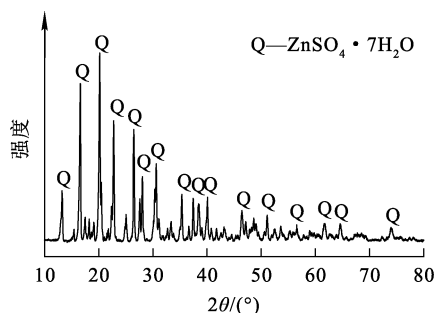


图 9 产物的 XRD 图谱

Fig. 9 XRD pattern of product

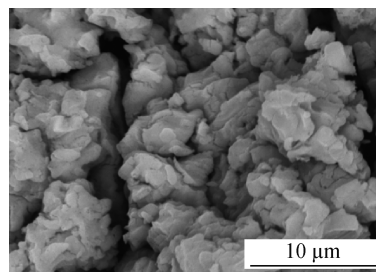


图 10 产物的微观形貌

Fig. 10 Microstructure of product

3 结论

采用 P204 从浮选铅尾矿硫酸浸出净化液萃取锌并制备 ZnSO₄·7H₂O 是可行的。适宜条件

下,锌萃取率和反萃取率均可达99%以上,且制备的 $\text{ZnSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$ 满足HG/T 2326—2015要求。该工艺对某浮选铅尾矿硫酸浸出净化液进行萃取富集锌并成功制备得到七水硫酸锌产品,为浮选铅尾矿的综合利用提供了一种新思路。

参考文献:

- [1] 高腾跃,张文平,徐超,等.某铅锌浮选尾矿有价金属浮选综合回[J].矿冶,2019,28(4):56-59.
GAO Tengyue,ZHANG Wenping,XU Chao,et al. Recovery of valuable metals from the lead-zinc flotation tailings[J]. Mining and Metallurgy,2019,28(4):56-59.
- [2] 张超.湿法综合回收铅锌尾矿的成果研究[J].化工设计通讯,2019,45(2):229-230.
ZHANG Chao. Study on the results of comprehensive recovery of lead and zinc tailings by wet method[J]. Chemical Engineering Design Communications,2019,45(2):229-230.
- [3] 胡国峰,许晓明,蒋庆肯,等.铅锌尾矿资源化利用研究进展[J].现代矿业,2022,38(4):219-221.
HU Guofeng,XU Xiaoming,JIANG Qingken,et al. Research progress on resource utilization of lead-zinc tailings[J]. Modern Mining,2022,38(4):219-221.
- [4] PATEL C B, SINHA K M, TIPRE R D, et al. A novel biphasic leaching approach for the recovery of Cu and Zn from polymetallic bulk concentrate[J]. Bioresource Technology,2014,157:310-315.
- [5] 葛素志.用C272从粗硫酸镍溶液中分离锌试验研究[J].湿法冶金,2022,41(6):530-533.
GE Suzhi. Research progress on resource utilization of lead-zinc tailings[J]. Hydrometallurgy of China,2022,41(6):530-533.
- [6] 刘瑞琼.用P507从低浓度硫酸锌溶液中萃取锌的试验研究[J].中国有色金属,2012(增刊1):499-501.
LIU Ruiqiong. Experimental study on the extraction of zinc from low concentration zinc sulfate solution with P507[J]. China Nonferrous Metals,2012(Sup. 1):69-73.
- [7] 杨永斌,唐娟,李骞,等.萃取法从含锌废水中回收锌[J].有色金属,2010,62(3):69-73.
YANG Yongbin,TANG Juan,LI Qian,et al. Zinc recovery from zn-bearing waste streams by solvent extraction[J]. Nonferrous Metals,2010,62(3):69-73.
- [8] 张璇,李勇,何金桂.锌冶炼废酸的络合萃取除氟及资源化研究[J].湿法冶金,2024,43(6):697-703.
ZHANG Xuan,LI Yong,HE Jingui. Complexation extraction for defluorination and resource of fluorine in zinc smelting waste acid[J]. Hydrometallurgy of China,2024,43(6):697-703.
- [9] 曹传飞.40%P204-ZnSO₄-H₂O体系中锌非皂化萃取控制条件试验研究[J].湖南有色金属,2022,38(4):21-24.
CAO Chuanfei. Experimental study on control conditions of zinc nonsaponification extraction in 40% P204-ZnSO₄-H₂O system[J]. Hunan Nonferrous Metals,2022,38(4):21-24.
- [10] 杨大锦,谢刚,王吉坤,等.硫酸锌溶液的萃取工艺研究[J].有色金属(冶炼部分),2006(2):9-13.
YANG Dajin,XIE Gang,WANG Jikun,et al. Study on solvent extraction of zinc sulfate solution[J]. Nonferrous Metals(Extractive Metallurgy),2006(2):9-13.
- [11] 欧小菊,何倩,李正科,等.二苯硫脲萃取分离磷酸钠溶液中微量锌离子[J].中国有色金属学报,2020,30(10):2435-2443.
OU Xiaojun,HE Qian,LI Zhengke,et al. Extraction and separation of trace zinc ion in sodium phosphate solution by dithizone[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals,2020,30(10):2435-2443.
- [12] DEEP A,CARVALHO D R M J. Review on the recent developments in the solvent extraction of zinc[J]. Solvent Extraction and Ion Exchange,2008,26(4):375-404.

Preparation of $\text{ZnSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$ by Extracting Zinc from Purified Solution of Sulphuric Acid Leaching from Flotation Lead Tailings with P204

GUO Shuanquan^{1,2},KANG Min^{1,2},GUO Mei^{1,2},NING Xinxia^{1,2}

(1. Xi'an Northwest Nonferrous Geological Research Institute Co., Ltd., Xi'an 710054, China;

2. Shaanxi Engineering and Technology Research Center for Comprehensive Utilization of Mineral Resources, Xi'an 710054, China)

Abstract: The extraction of zinc by P204 (Di-(2-ethylhexyl) phosphate) from sulfuric acid leaching purification liquid of flotation lead tailings was studied. The extraction and stripping conditions were optimized. $\text{ZnSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$ was prepared by evaporation and crystallization of zinc-rich liquid. The results show that under the conditions of organic phase composition of 50% P204 + 50% sulfonated kerosene, saponification degree of P204 of 65%, extract pH of 3.5, extraction phase ratio $V_A/V_O = 1/1$,

extraction time of 10 min and two stages of extraction, the extraction rate of zinc can reach 99.11%. Under the conditions of H_2SO_4 concentration of 7%, stripping phase ratio $V_O/V_A=2/1$, stripping time of 10 min and three stages of stripping, the stripping rate of zinc can reach 99.32%. The prepared $\text{ZnSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$ Can meet the requirements of HG/T 2326—2015, and its microstructure is uniformly distributed in granular and layered structures.

Key words: flotation of lead tailings; extraction; P204; zinc sulfate heptahydrate; sulfuric acid leaching; zinc

本刊声明

本刊已加入《中国期刊全文数据库》(中国知网)、《中文科技期刊数据库》(维普网)、《中国核心期刊(遴选)数据库》(万方网)、《超星期刊数据库》(超星移动“域出版”平台)、钛学术智慧平台、中邮阅读网、博看网、美国化学文摘(CAS)、EBSCO 数据库(EBSCO Information Services), 许可在其网站及其系列数据库产品中以数字化方式复制、发行、信息网络传播本刊全文。本刊所付稿酬包括上述各项目。作者向本刊投稿即视为同意我刊上述声明, 如有异议请在投稿时声明。