

离子交换法从低品位石煤钒矿浸出液提钒工艺研究

赵笑益¹, 程倩¹, 王望泊¹, 宁新霞¹, 程文康¹, 曹欢¹, 康敏¹, 王勇^{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

中图分类号: TF841.3; TF803.2 文献标识码: A 文章编号: 1001-0076(2022)03-0069-06
DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2022.03.010

摘要 采用离子交换法对石煤钒矿通过拌酸保温熟化一堆浸所得浸出液进行了提钒工艺研究, 主要考察离子交换法提钒工艺, 树脂类型、溶液 pH 值、动态吸附对钒吸附率的影响。试验结果表明, 含钒浸出液经中和—氧化后调节 pH = 1.88 得到交换前液, 优选吸附性能较好的阴离子交换树脂 D201, 进行动态吸附, V_2O_5 饱和和吸附容量 217.66 mg/mL 湿树脂; 以 4% NaOH + 4% NaCl 配比的解吸剂对 D201 进行动态解吸, 解吸液中 V_2O_5 含量最高达到 119.49 g/L, 在解吸液体积 (mL) 与湿树脂体积 (mL) 比为 3.7 时, 树脂解吸率已超过 99%; 所得解吸液经酸性铵盐一步沉钒法制备得到品位超过 98% 的高纯 V_2O_5 产品。本试验提供了一种操作方便、成本低廉的提钒工艺, 树脂 D201 具有对钒吸附容量大、吸附率高、处理量大等优势, 富钒解吸液无需净化处理, 利用铵盐一步沉钒法最终得到合格产品, 并且避免了萃取工艺带来的废水处理难度大的问题, 工艺适应性强。

关键词 石煤钒矿; 离子交换法; 阴离子交换树脂 D201

0 引言

石煤是我国储量巨大的钒矿资源, 但大多数为低品位云母类及高岭土类黏土矿物, V_2O_5 含量多在 0.8% 以下, 以 V(III) 为主, 有部分 V(IV), 很少见 V(V), 几乎不生成本身的矿物, 而是以类质同象形式存在于含钒云母、高岭土等铁铝矿物的硅氧四面体结构中, 要进行提钒技术难度极大^[1]。目前, 石煤提钒主要采用传统工艺, 即石煤流态化焙烧—酸浸—离子交换工艺、石煤无盐焙烧—酸浸—溶剂萃取法、酸浸—中间盐法等提钒工艺, 总结目前石煤提钒工艺, 基本由焙烧、浸出、离子交换或萃取、沉偏钒酸铵、煅烧制取精钒等过程组成, 精钒中 V_2O_5 品位为 97% ~ 99%。虽然传统工艺具有设备简单、投资低、技术难度不大等优点, 但其弊端也十分明显: 工艺流程长, 由于浸出液钒浓度很低, 仅为 2 ~ 3 g/L, 净化困难, 试剂消耗量大, 钒的损失较大, 金属回收率低 (仅 40% ~ 45%), 成本偏高, 焙烧烟气及沉粗钒废水对环境的污染十分严重等^[2-3]。国内用于石煤提钒的树脂一般为强碱性季胺型阴离子交换树脂 (201 × 7 树脂或 717 树脂)^[4-5], 这种类型树脂一般应用在含钒废液中的钒回收^[6]。

针对石煤提钒传统工艺的缺点, 有学者提出了低盐焙烧—酸浸—溶剂萃取法提钒、无氯焙烧—酸浸—离子交换法提钒以及无添加剂氧化焙烧—酸浸—净化—沉钒等新工艺。但溶剂萃取法提钒萃取条件较为苛刻, 操作不稳定, 易形成三相使萃取失效; 无添加剂氧化焙烧—酸浸—净化—沉钒工艺在很大程度上受到石煤钒矿中钒赋存形态限制; 而离子交换法可以大大简化生产流程、改善工作环境、减少试剂消耗、降低生产成本, 大大提高钒的回收率^[7-10]。本试验采用拌酸保温熟化一堆浸工艺得到含钒浸出液, 利用一种强碱性阴离子交换树脂对浸出液进行提钒试验研究, 取得了良好的效果。

1 试验原料

(1) 含钒浸出液: 将一次破碎至 -12 mm 的石煤钒矿用质量分数 20% H_2SO_4 经 135 °C 拌酸熟化堆浸得到含钒浸出液, 主要成分见表 1。由表 1 可知, V_2O_5 、TFe、 Al_2O_3 含量最高, 其中铁钒比为 3, 增加了钒、铁分离难度; U、Hg、Ti 含量均较低, 树脂不易中毒, 有利于后续的离子交换工艺, 含钒液 pH < 1。

收稿日期: 2022-01-01

基金项目: 陕西省重点研发计划项目—低品位石煤钒矿干式选矿抛尾—无污染化学提钒工艺及尾渣资源化处理关键技术研究 (2022ZDLSF07-10)

作者简介: 赵笑益 (1980-), 男, 高级工程师, 矿物加工工程专业。

通信作者: 程倩 (1991-), 女, 工程师, 矿物加工工程专业。

表 1 浸出液成分分析

Table 1 Component analysis of leaching solution					
成分	V ₂ O ₅	TFe	Al ₂ O ₃	Na ₂ O	K ₂ O
含量/(g·L ⁻¹)	2.50	7.63	7.97	0.096	1.51
成分	SiO ₂	U	Hg	Ti	CaO
含量/(mg·L ⁻¹)	0.12	5.76	0.002	37.1	0.16

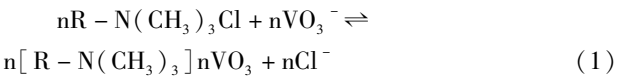
(2) 离子交换树脂:大孔阴离子型树脂,如强碱性阴离子树脂 D201、D202,弱碱性阴离子树脂 D314。

试验试剂:碳酸钙、氯酸钠、氢氧化钠、氯化钠、盐酸、氯化铵。

离子交换柱:高度 300 mm,内径 28 mm。

2 试验原理和方法

钒主要以阴离子的形式存在于溶液中,可以用阴离子交换树脂富集溶液中的钒,提高钒溶液的浓度,同时降低由酸浸带来的杂质,提高产品五氧化二钒的纯度。可电离的离子与溶液中的同性离子按照定量关系发生离子交换反应,该反应是可逆的,反应方程式见式(1):



式中:R - N(CH₃)₃Cl 表示氯型苯乙烯类强碱性阴离子交换树脂。在含钒浸出液中,有多种阴离子,如 SO₄²⁻、SiO₃²⁻等,pH = 6 以下还可能存在 V₁₀O₂₃⁴⁻、V₁₀O₂₃⁵⁻等,当 pH 值为 2 左右时,钒主要以五价钒形式(VO₃⁻)存在于硫酸溶液中。该溶液体系与阴离子树脂进行离子交换反应时,钒酸根阴离子基团交换势远大于其他阴离子的交换势,而溶液中的 Fe²⁺、Cu²⁺、Ca²⁺、Mg²⁺等阳离子不会被树脂吸附,料液通过离子交换柱进入流出液中,从而达到钒酸根阴离子与溶液中的其他阴离子基团或金属阳离子杂质离子分离的目的^[11-13]。

离子交换过程中,吸附率计算公式见式(2):

$$\text{吸附率} = \frac{\rho_0 - \rho}{\rho} \times 100\%$$

(2)

式中:ρ₀、ρ 分别为吸附前后钒的质量浓度,g/L。

解吸率按公式(3)计算:

$$\text{解吸率} = C_2 / (C_0 - C_1) \times 100\%$$

(3)

式中:C₀ 为吸附前浓度,C₁ 为吸附后浓度,C₂ 为解吸后浓度。

原矿中的钒经过熟化和浸出两个阶段的处理后 V 主要以 V(Ⅳ)形式存在,定量加入碳酸钙调节溶液 pH 值,经过滤得到中和后液,再加入定量氯酸钠进行氧化,使 V(Ⅳ)转变成 V(V)并以钒酸根阴离子的形式存在于溶液中,后直接送入离子交换系统。

试验研究:进行树脂选型;不同 pH 值进行树脂静态吸附试验;选用不同解吸剂,选择在常温下啊进行静

态解吸试验;优选出吸附和解吸效果好的进行树脂动态吸附剂及动态解吸试验等研究,所得解吸液无需净化处理,即可实现酸性铵盐一步沉钒法制备高纯 V₂O₅ 产品。试验流程如图 1。

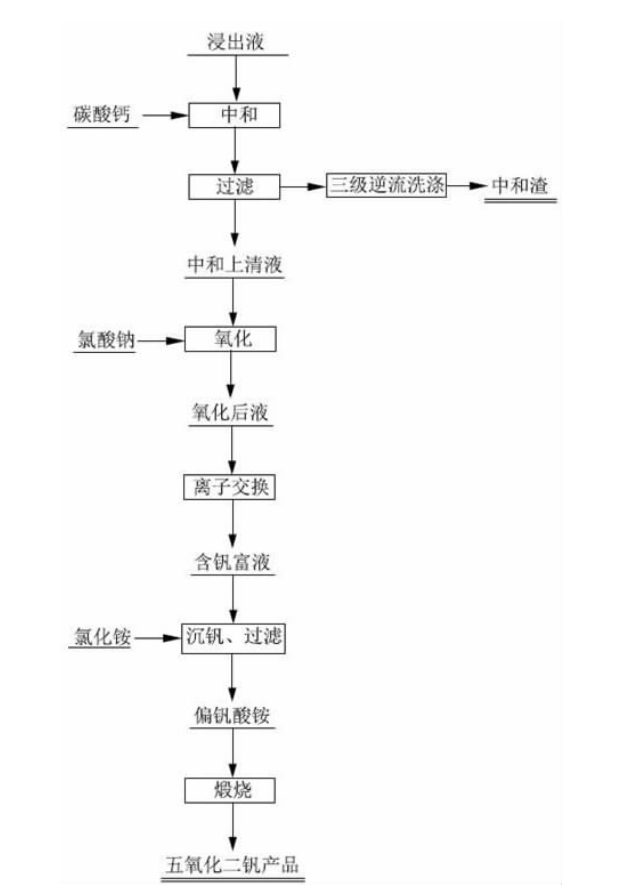


图 1 试验流程图
Fig. 1 Experimental flow chart

3 试验结果与讨论

3.1 中和—氧化试验

钒在溶液中的聚合状态与溶液的酸度关系密切。当含钒溶液的 pH < 1 时,钒主要是以离子形式存在,实际含钒石煤浸出试验时,实际测得浸出液的电位在 0.2 ~ 1.1 V, pH 值 < 2,根据 V - H₂O 系电势 - pH 图可以判定浸出液中钒是以 VO₂⁺、VO²⁺ 和 V³⁺ 的形式存在,同时也可以通过调整相应的浸出条件以控制反应物的离子状态。V - H₂O 系 ε - pH 图见图 2。

浸出液 pH < 1,钒主要以 VO₂⁺、VO²⁺ 和 V³⁺ 的形式存在,通过中和—氧化方式调节钒的离子状态以及 pH 值。由图 2 可知,中和氧化过程中要将 pH 调至 2 左右,电位应调至 900 mV 左右,此时,才能确保钒均以五价钒(VO₃⁻)形式存在于溶液中,以使后续离子交换工艺顺利进行^[14-15]。

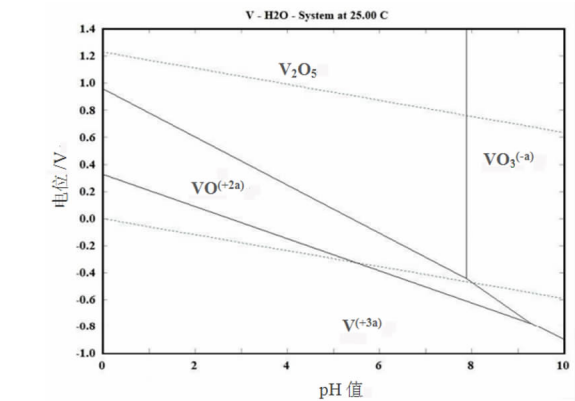


图2 V-H₂O系ε-pH图
Fig. 2 ε-pH diagram of V-H₂O system

试验量取浸出液 1000 mL,经碳酸钙中和至 pH = 1.70,过滤得到中和上清液和滤渣,滤渣经四次逆流洗涤得到中和渣,将中和上清液和一洗水混合利用氯酸钠进行氧化,氧化至电位 900 mV 左右,最终得到氧化后液 pH = 2.10,氧化还原电位为 915 mV,以备后续离子交换工艺使用。结果见表 2。

表 2 中和—氧化试验结果

Table 2 Neutralization – oxidation experimental results					
溶液类型	pH	氧化还原 电位/mV	V/mL	V ₂ O ₅ 含量 /(g·L ⁻¹)	V ₂ O ₅ 分布率/%
浸出液	0.72	476	1000	3.43	/
中和上清液	1.84	/	530	2.97	49.18
一洗水	2.48	/	500	1.26	19.68
二洗水	2.05	/	555	0.94	16.30
三洗水	2.70	/	510	0.37	5.90
四洗水	2.84	/	890	0.09	2.50
中和渣	/	/	54.17 g	0.38%	6.43
合计	/	/	/	/	100.00
氧化后液	2.10	915	/	2.25	/

由表 2 可知,中和—氧化后中和渣中钒损失较少,仅占 6.43%;经测定,氧化后液 pH = 2.10,氧化还原电

表 3 不同交换树脂静态吸附情况

Table 3 Static adsorption of different exchange resins										
树脂 类型	交换前 液(1)	2 h 交换 尾液(1)	2 h 吸附 容量(2)	吸附率 /%	24 h 交换 尾液(1)	24 h 吸附 容量(2)	吸附率 /%	90 h 交换 尾液(1)	90 h 吸附 容量(2)	吸附率 /%
D202	2.33	0.99	134.00	57.51	0.75	154.80	67.81	0.61	165.07	73.82
D201	2.14	0.48	166.00	77.57	0.28	183.33	86.92	0.12	195.06	94.39
D314	2.14	0.60	154.00	71.96	0.39	172.20	81.78	0.15	189.80	92.99

备注:(1)单位为 g/L-V₂O₅; (2)单位为 mg/mL 湿树脂。

从表 3 中可以看出,在静态吸附过程中,通过对比 D201、D202、D314 树脂吸附情况,不论是吸附容量还是吸附率,D201、D314 在经过 90 h 吸附后,吸附率均 > 90%,V₂O₅ 吸附容量均在 190 mg/mL 左右,其中 D201

位为 915 mV,钒含量为 2.25 g/L,该条件满足钒以五价形式(VO₃⁻)存在于溶液中。

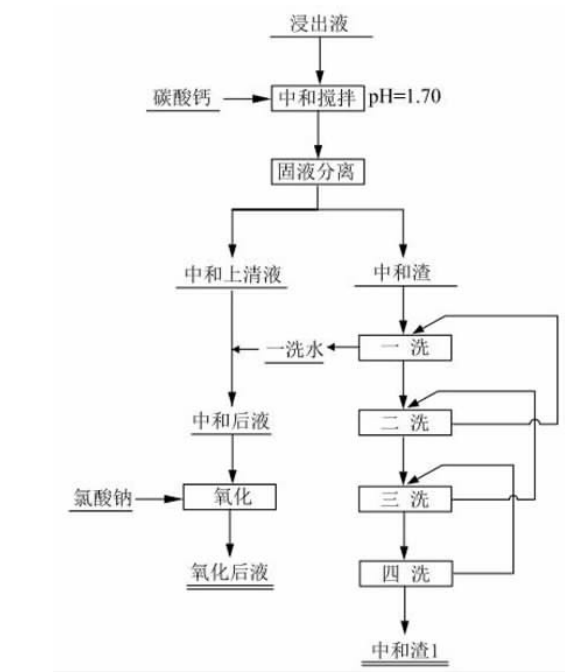


图3 中和—氧化流程
Fig. 3 Neutralization – oxidation flow chart

3.2 离子交换试验

3.2.1 树脂吸附试验

3.2.1.1 不同阴离子树脂对钒吸附的影响

本试验分别采用了不同种类的阴离子树脂对 pH 为 2、V₂O₅ 含量为 2.1~2.3 g/L 的交换前液进行钒的吸附对比试验。静态吸附试验每次量取 1.5 mL 湿树脂,量取交换前液 150 mL,震荡频率 130~150 次/min,吸附时间分别设定为 2 h、24 h、90 h,温度为室温,取样测定吸附量,计算吸附率。不同阴离子交换树脂对钒的吸附结果如表 3 所示。

表现最优为所选树脂,D314 为备选树脂。

3.2.1.2 pH 对钒吸附的影响

采用大孔阴离子树脂 D201 对料液进行静态吸附,

选择料液 pH 在 1~3 之间。静态吸附试验每次量取 1.5 mL 湿树脂,量取交换前液 150 mL,震荡频率 130~150 次/min,试验结束后分析交换尾液钒浓度,计算树脂静态吸附容量。交换前液 V_2O_5 含量为 2.5 g/L,温度为室温,图 4 为不同 pH 条件下树脂的静态吸附情况。

从图 4 可见,树脂静态吸附容量以及吸附率随 pH 值的增大均先增大后减小,主要是由于钒在溶液中的存在状态与溶液中钒的浓度和 pH 值有关。钒的含氧酸在水溶液中形成钒酸根阴离子或钒氧基离子,它可以通过多种聚集态存在,不同 pH 值条件下,多聚体会受到质子的破坏,应选择较适宜的离子交换树脂进行钒的吸附。pH 在 1.8~2.2 之间,吸附 24 h 后树脂的静态吸附容量均大于 200 mg/mL 湿树脂,静态吸附率均大于 85%,由于在该 pH 范围内,钒以缔合酸根形态存在,带负电荷,D201 树脂为大孔阴离子交换树脂,均有较好的吸附性能。

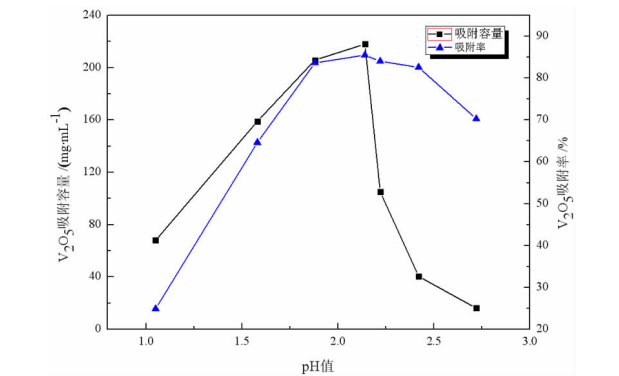


图 4 pH 值不同树脂静态吸附情况
Fig. 4 Static adsorption of different pH resins

3.2.1.3 动态吸附试验

在静态吸附试验基础上,对性能较好的 D201 树脂进行动态吸附试验,考察 V_2O_5 动态吸附容量。湿树脂装柱量 40 mL,装填高度 8~10 cm,液体流速 3 mL/min,进液方式采用上进下出。随着出液体积的增大,

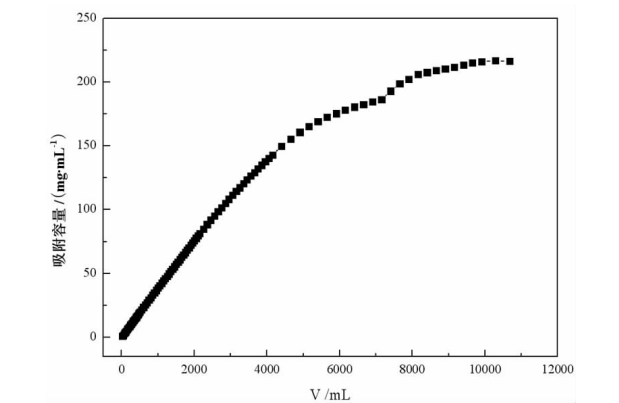


图 5 D201 动态吸附情况
Fig. 5 Dynamic adsorption of D201

V_2O_5 含量逐渐升高,出液 V_2O_5 含量与进液相当即为动态吸附终点。

在该试验过程中,当料液处理量约为树脂量的 150 倍时,出液/起始浓度 = 0.5,D201 树脂动态吸附容量为 166.02 mg/mL 湿树脂;当料液处理量约为树脂量的 260 倍时,出液/起始浓度 = 1,D201 树脂动态吸附容量为 217.66 mg/mL 湿树脂,树脂吸附容量较大。

3.2.2 树脂解吸试验

3.2.2.1 解吸剂比对 D201 树脂解吸的影响

为了对比不同解吸剂对树脂的解吸效果,对 D201 树脂进行静态解吸试验,解吸时间 24 h,解吸剂分别为 4% NaOH + 4% NaCl、4% NaOH、4% NaCl,考察三种配比解吸剂的使用情况。试验结果见表 4。

解吸结果表明,静态解吸 24 h 后,三种配比解吸剂的树脂解吸率分别为 99.98%、89.24%、6.76%,当用 NaOH 溶液 + NaCl 溶液作解吸液时,解吸率明显较高,这是由于 Cl^- 增强了解吸剂中阴离子对树脂上钒酸根阴离子的置换能力,从而使树脂解吸率升高。因此 4% NaOH + 4% NaCl 配比的解吸剂解吸效果最好。

表 4 静态解吸试验结果
Table 4 Static analytical experimental results

树脂类型	解吸剂	树脂 V_2O_5 总含量/mg	解吸液 V_2O_5 含量/(g · L ⁻¹)	解吸率/%
D201	4% NaOH + 4% NaCl	273.54	2.24	99.98
	4% NaOH	246.46	1.47	89.24
	4% NaCl	238.55	0.11	6.76

3.2.2.2 动态解吸试验

对动态吸附饱和和树脂进行动态解吸试验,饱和树脂装柱量为 40 mL,解吸液流速为 50 mL/h,采用的解吸剂为 4% NaOH + 4% NaCl,解吸结果见图 6。

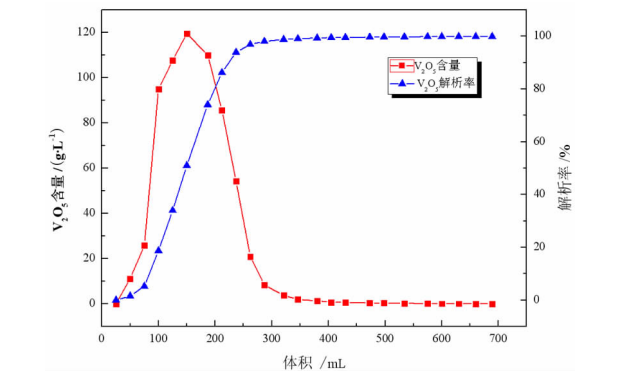


图 6 动态解吸试验结果
Fig. 6 Dynamic analytical experimental results

动态解吸结果表明,采用 4% NaOH + 4% NaCl 的解吸液,当解吸液体积 (mL) 与湿树脂体积 (mL) 比为

1.7 时,解吸液中 V_2O_5 含量达到峰值为 119.49 g/L;当解吸液体积(mL)与湿树脂体积(mL)比为 3.7 时,上述树脂解吸率已超过 99%。其中解吸剂用量 $V_{解}$ 按公式(4)来确定:

$$V_{解} = n \cdot V_{树脂} \tag{4}$$

式中: n —经验倍数 3~5,本试验 $n=3.7$; $V_{树脂}$ —所用湿树脂体积。

3.3 沉钒与煅烧

沉钒母液为含钒 60 g/L 的解吸液,解吸液 pH 为 10.5,加入氯化铵调至 pH=8~9,进行沉钒试验,沉钒温度 45 ℃,沉钒搅拌 1~1.5 h 后静置 1 h,过滤洗涤得到偏钒酸铵,经烘干后在马弗炉中温度 320~350 ℃下煅烧 3 h,得到粉状 V_2O_5 精粉产品。钒精粉中 V_2O_5 含量为 98.77%,含量较高,达到了化工粉状产品 $V_2O_5 \geq 98\%$ 的要求。

4 结论

(1)石煤钒矿拌酸熟化水浸后的含钒溶液,中和、氧化后中和渣中钒损失较小,氧化后液 pH=2.10,氧化还原电位为 915 mV,钒含量为 2.25 g/L,该条件满足钒以五价形式存在于溶液中,有利于后续离子交换工艺。

(2)采用离子交换静态吸附工艺,优选吸附性能较好的阴离子交换树脂 D201,吸附率大于 90%;采用动态吸附工艺,当料液处理量约为树脂体积的 260 倍时,出液/起始浓度=1,D201 树脂动态吸附容量为 217.66 mg/mL 湿树脂,树脂容量较大。

(3)以 4% NaOH +4% NaCl 配比的解吸剂对负载 D201 进行静态解吸,解吸率高达 99.98%,基本解吸完全;采用动态解吸工艺,在解吸液体积(mL)与湿树脂体积(mL)比为 1.7 时,解吸液中 V_2O_5 含量达到峰值为 119.49 g/L;在解吸液体积(mL)与湿树脂体积(mL)比为 3.7 时,上述树脂解吸率已超过 99%。

(4)解吸液无需净化处理,即可实现酸性铵盐一步沉钒法制备高纯 V_2O_5 产品,最终五氧化二钒品位在 98% 以上,达到化工粉状产品 $V_2O_5 \geq 98\%$ 的要求。

参考文献:

[1] 杨康.石煤湿法提钒新工艺与机理研究[D].湘潭:湘潭大学,2010.
YANG K. A novel method for the vanadium extraction from stone coal [D]. Xiangtan: Xiangtan University, 2010.

[2] 程倩,王明,宁新霞,等.从某低品位炭质钒矿石中酸浸-萃取-氨沉淀提钒试验研究[J].矿产综合利用,2021(3):17-21.
CHENG Q, WANG M, NING X X, et al. Process of vanadium extraction from a low-grade carbonaceous vanadium by acid leaching-extraction-ammonia precipitation[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2021(3): 17-21.

[3] 王明,程倩,齐建云,等.石煤钒矿硫酸低温熟化-柱浸提钒工艺[J].矿冶,2020,29(3):62-67.

WANG M, CHENG Q, QI J Y, et al. Process of vanadium extraction from tone coal vanadium ore by sulfuric acid low temperature curing and column leaching[J]. Mining and Metallurgy, 2020, 29(3): 62-67.

[4] 曾添文,戴文灿,张志,等.离子交换树脂对钒(V)交换性能的研究[J].离子交换与吸附,2002,18(5):453-458.
ZENG T W, DAI W C, ZHANG Z, et al. Study on exchanging properties of anion exchange resins for vanadium(V)[J]. Ion Exchange and Adsorption, 2002, 18(5): 453-458.

[5] 蔡晋强.石煤提钒生产新工艺[J].无机盐工业,2001,33(5):37-42.
CAI J Q. New technology of extracting vanadium from stone coal[J]. Inorganic Chemical Industry, 2001, 33(5): 37-42.

[6] 车荣睿.离子交换法在治理含钒废水中的应用[J].离子交换与吸附,1994(3):333-337.
CHE R R. The treatment of waste water containing vanadium ions by ion exchange, 1994(3): 333-337.

[7] 戴文灿,朱柒金,陈庆邦,等.石煤提钒综合利用新工艺的研究[J].有色金属(选矿部分),2000(3):15-18.
DAI W C, ZHU Q J, CHEN Q B, et al. Study on new technology of comprehensive utilization of vanadium from stone coal[J]. Nonferrous Metals(Mineral processing part), 2000(3): 15-18.

[8] 曾理,李青刚,肖连生.离子交换法从石煤含钒浸出液中提钒的研究[J].稀有金属,2007,31(3):362-366.
ZENG L, LI Q G, XIAO L S. Study of extraction of vanadium from the vanadiferous leaching liquor of rock-coal by ion exchange[J]. Rare Metal, 2007, 31(3): 362-366.

[9] 王斌.石煤浸出液离子交换法提钒的研究[J].钢铁钒钛,2007,28(1):22-25.
WANG B. Study on extraction of vanadium from acid leaching solution of stone coal with Ion exchange resin[J]. Iron Steel Vanadium Titanium, 2007, 28(1): 22-25.

[10] 康兴东,张一敏,黄晶,等.石煤提钒离子交换工艺研究[J].矿产保护与利用,2008,39(3):53-55.
KANG X D, ZHANG Y M, HUANG J, et al. Study on extraction process of vanadium from stone coal by ion-exchange[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2008, 39(3): 53-55.

[11] 刘彦华,杨超.用 D301 树脂从含钒萃余液中回收钒的试验研究[J].湿法冶金,2010,29(2):96-98.
LIU Y H, YANG C. Research on recovery of vanadium from vanadium raffinate using D301 ion-exchange resin[J]. Hydrometallurgy of China, 2010, 29(2): 96-98.

[12] 赵坤.离子交换树脂对钒(V)离子的吸附行为及其应用[D].长沙:中南大学,2010.
ZHAO K. Adsorption Behavior of vanadium (V) ion by ion exchange resin and its application [D]. Changsha: Central South University, 2010.

[13] 冯其明,孙健程,张国范,等.D201 树脂吸附钒(V)的过程[J].有色金属,2010(1):73-76.
FENG Q M, SUN J C, ZHANG G F, et al. Adsorption process of vanadium (V) with D201 resin[J]. Nonferrous Metals, 2010(1): 73-76.

[14] 段冉.高纯五氧化二钒的制备及偏钒酸铵结晶机理的研究[D].长沙:中南大学,2011.
DUAN R. Preparation of high purity V_2O_5 and study on crystalline of ammonium vanadate[D]. Changsha: Central South University, 2011.

[15] 陈薇.陕西某石煤提钒试验与机理研究[D].昆明:昆明理工大学,2008.
CHEN W. Experiment and mechanism study on vanadium extraction from a stone coal in Shaanxi province[D]. Kunming: Kunming University of Science and Technology, 2008.

Study on Vanadium Extraction from Leachate of Low Grade Vanadium Ore by Ion Exchange Method

ZHAO Xiaoyi¹, CHENG Qian¹, WANG Wangbo¹, NING Xinxia¹, CHENG Wenkang¹, CAO Huan¹, KANG Min¹, WANG Yong^{1,2}

1. Xi'an Northwest Geological Institute of Nonferrous Metals Co. Ltd., Xi'an 710054, China;
2. Engineering & Technology Center for Comprehensive Utilization of Mineral Resource of Shaanxi Province, Xi'an 710054, China

Abstract: The ion exchange method was used to study the extraction process of vanadium from the leaching solution of stone coal vanadium ore obtained by mixing acid, heat preservation, maturation and heap leaching. The influence of resin type, pH value of solution and dynamic adsorption on vanadium adsorption rate was mainly investigated. The experimental results showed that the vanadium – containing leaching solution was neutralized and oxidized to obtain the pre – exchange solution by adjusting pH = 1.88, and the anion exchange resin D201 with better adsorption performance was selected for dynamic adsorption. The saturated adsorption capacity of V₂O₅ was 217.66 mg/mL wet resin. The dynamic desorption of D201 was carried out with 4% NaOH + 4% NaCl. The maximum content of V₂O₅ in the desorption solution was 119.49 g/L. When the volume ratio of desorption solution (mL) to wet resin (mL) was 3.7, the desorption rate of resin was over 99%. The obtained analytical solution was prepared by one – step precipitation of vanadium with acidic ammonium salt to obtain high – purity V₂O₅ products with a grade of over 98%. This experiment provides a convenient operation and low cost of vanadium extraction process. The resin D201 has the advantages of large adsorption capacity, high adsorption rate and large treatment capacity for vanadium. The vanadium – rich analytical solution does not need purification treatment. The ammonium salt one – step precipitation method is used to obtain qualified products, and the difficulty of wastewater treatment caused by the extraction process is avoided. The process is highly adaptable.

Keywords: stone coal vanadium ore; ion exchange method; anion exchange resin D201

引用格式: 赵笑益, 程倩, 王望泊, 宁新霞, 程文康, 曹欢, 康敏, 王勇. 离子交换法从低品位石煤钒矿浸出液提钒工艺研究[J]. 矿产保护与利用, 2022, 42(3): 69 – 74.

ZHAO Xiaoyi, CHENG Qian, WANG Wangbo, NING Xinxia, CHENG Wenkang, CAO Huan, KANG Min, WANG Yong. Study on vanadium extraction from leachate of low grade vanadium ore by ion exchange method[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2022, 42(3): 69 – 74.