

# 不同酸处理工艺对石煤钒浸出特性的影响

刘明宝<sup>1,2</sup>, 李建涛<sup>1,2</sup>, 左恒<sup>3</sup>, 李云霄<sup>3</sup>, 姚国超<sup>3</sup>,  
闫建利<sup>4</sup>, 马文峰<sup>4</sup>, 庞宏建<sup>4</sup>, 赵统<sup>4</sup>

(1. 陕西省尾矿资源综合利用重点实验室, 陕西 商洛 726000;

2. 商洛学院化学工程与现代材料学院, 陕西 商洛 726000;

3. 陕西五洲矿业股份有限公司, 陕西 商洛 726000;

4. 内乡县万鑫化冶有限公司, 河南 南阳 473000)

**摘要:** 以陕西省商洛市丹凤县石煤钒矿为研究对象, 采用直接酸浸和硫酸熟化—水浸两种工艺对钒元素的浸出效果进行了研究。结果表明, 当磨矿细度 45%、浸出剂硫酸质量分数 14%、浸出时间 6 h、浸出温度 80 °C、Ca(ClO)<sub>2</sub> 用量 3%、CaF<sub>2</sub> 用量 2%、固液比 1:2 时, 利用直接酸浸工艺可获得的最佳钒浸出率为 86.7%; 当磨矿细度 80%、熟化过程浓硫酸用量 20%、浸润水量 7.5%、熟化温度 110 °C、保温时间 10 h、水浸固液比 1:2、浸出时间 120 min、室温浸出时, 硫酸熟化—水浸工艺的最佳钒浸出率可达 93.5%。硫酸熟化—水浸工艺指标优于直接酸浸工艺指标, 研究结果可为陕南地区石煤钒矿清洁提钒工艺设计提供技术支撑。

**关键词:** 石煤钒矿; 酸浸; 硫酸熟化; 石煤; 钒

**中图分类号:** TF841.3 **文献标志码:** A **文章编号:** 1000-8063(2025)03-0050-08

**DOI:** 10.13426/j.cnki.yky.2024.12.11

钒具有众多优异的物理性能和化学性能, 是高强度、高韧性高端合金的重要添加元素。自然界中的含钒矿物有 70 余种, 但具有工业应用价值的仅有钒钛磁铁矿和石煤钒矿<sup>[1-3]</sup>。石煤钒矿为中国特有的含钒矿物, 钒资源(以 V<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 计)储量接近 1.2 亿吨, 占全国钒资源总储量的 87% 左右。因此, 开发绿色高效的从石煤钒矿提钒流程对钒产业链的稳健发展具有重要意义<sup>[4-5]</sup>。

中国石煤钒矿中的钒大多以类质同象形式分布于钒云母和白云母中, 含钒矿物嵌布粒度微细且与主要脉石矿物的物理和化学性质差异不大, 因此采用传统的选矿工艺无法富集石煤钒矿中的含钒矿物, 钒元素的提取主要依赖于化学选矿工艺<sup>[6-10]</sup>。目前, 研究较多的化学提取工艺主要包括焙烧—浸出、直接浸出、硫酸熟化—浸出等, 其中焙烧过程能耗较高, CO<sub>2</sub> 排放量大, 与当前国家所提倡的“双碳战略”不符; 直接浸出、硫酸熟化—浸出等工艺能耗较小, 清洁环保, 尤其是硫酸熟化

工艺中浸出环节简单易行, 浸出液中杂质离子含量较少, 具有较好的应用前景<sup>[11-15]</sup>。

陕西省 95% 以上的钒资源储藏在陕南地区, 该区域石煤钒矿的碳含量在 14% 左右, 若采用焙烧工艺处理, 排放的温室气体不利于秦岭地区生态环境保护, 湿法工艺是目前陕南地区从石煤钒矿中提取钒元素的主流路线<sup>[16-17]</sup>。针对陕南地区石煤钒矿进行直接酸浸提钒工艺与硫酸熟化—水浸提钒工艺的对比研究尚未见报道, 为此以陕南地区石煤钒矿为对象, 系统研究了不同因素下 2 种技术路线的最佳提钒效果, 旨在为陕南地区石煤提钒工艺技术路线的设计提供技术支撑。

## 1 试验部分

### 1.1 原料

本试验所用石煤钒矿石来自陕西省商洛市丹凤县, 采用多点取样法从企业原料堆场取 200 kg 石煤钒矿石, 在实验室利用两段一闭路流程将原

**收稿日期:** 2024-12-24; **修回日期:** 2025-01-05

**基金项目:** 国家自然科学基金项目(21973058); 陕西省重点研发计划项目(2023YBSF344); 陕西省秦创原“科学家+工程师”队伍建设项目(2024QCY-KXJ-147)。

**第一作者简介:** 刘明宝(1982—), 男, 山东寿光人, 博士, 教授, 主要研究方向为矿物浮选界面化学。

料破碎至 -1 mm 粒级后装袋备用,矿样多元素分析及 XRD 图谱分别见表 1、图 1。

表 1 原矿化学多元素分析

Table 1 Chemical analysis for raw material

$V_2O_5$	$SiO_2$	C	$Al_2O_3$	$K_2O$	MgO	CaO	$Fe_2O_3$	$Na_2O$	其他
0.95	64.15	14.87	4.83	3.01	0.89	1.01	3.74	1.29	5.26

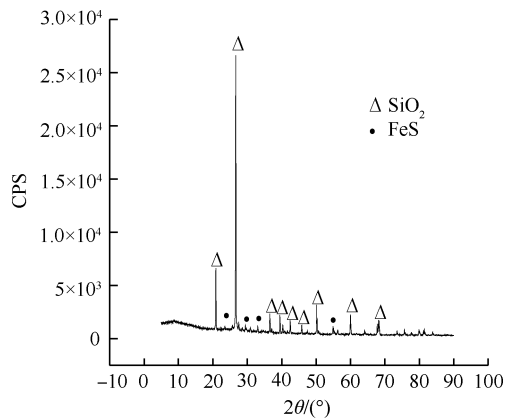


图 1 原矿 XRD 图谱

Fig. 1 XRD pattern of the stone coal

由表 1 可看出,矿样中  $V_2O_5$  的质量分数为 0.95%,达到工业品位; $SiO_2$ 、CaO、MgO 质量分数分别为 64.15%、1.01%、0.89%,说明该矿样为碳硅质石煤钒矿,钙镁含量较低,采用酸处理工艺时酸耗较低,较适宜采用硫酸熟化—水浸工艺进行钒元素的提取。XRD 图谱显示矿样主要化学成分为  $SiO_2$ ,与表 1 的分析结果一致。

对矿样中的钒价态物相进行分析,见表 2。可以看出,样品中 75% 以上的钒以 V(III) 形式存在,这部分钒主要以类质同象形式取代云母矿物中的  $Al^{3+}$ 。含钒云母中钒元素可高效浸出的前提是 Al—O 键和 Si—O 键易被破坏;因此,在直接浸出或者硫酸熟化—水浸工艺中必须创造强氧化氛围来破坏相应的化学键,以便释放出以类质同象形式存在的钒元素。

## 1.2 试验仪器及试剂

φ240×90 型球磨机,武汉探矿机械厂;RW20 型搅拌器,德国 IKA 公司;MF-0612P 型单温区管式炉,华港通科技有限公司;Agilent-715 型 ICP-OES,安捷伦科技有限公司;浓硫酸,质量分数 98%,西陇化工股份有限公司; $Ca(ClO)_2$ ,分析

纯,上海阿拉丁生化科技股份有限公司; $CaF_2$ ,分析纯,上海阿拉丁生化科技股份有限公司;试验用水为自制去离子水。

表 2 钒价态物相分析

Table 2 Phase analysis for vanadium state

价态	五氧化二钒品位/%	钒分布率/%
V(III)	0.72	75.79
V(IV)	0.15	15.79
V(V)	0.08	8.42
总计	0.95	100.00

## 1.3 试验方法

1) 直接酸浸:将 100 g 不同磨矿细度(小于 0.074 mm 矿粒占总磨矿产品的质量分数)的石煤钒矿放入烧杯内,按试验设定加入氧化剂 [ $Ca(ClO)_2$ ]、助浸剂 ( $CaF_2$ )、不同硫酸质量浓度的水溶液(浸出剂),在一定水浴温度下,先搅拌反应,再过滤;滤液稀释后采用 ICP 测定其中的钒元素含量,计算钒浸出率。除特别说明外,浸出过程不同试剂的添加比率及固液比均以试验矿样的质量(100 g)为基数进行计算。

2) 硫酸熟化—水浸:将 100 g 不同细度的石煤钒矿放入玻璃瓶内,加入浸润水、浓硫酸,搅拌均匀后将玻璃瓶密封,放入鼓风干燥箱内高温熟化;熟化结束后,往玻璃瓶内加水,在一定温度下进行水浸作业,浸出结束后过滤;滤液稀释后采用 ICP 测定其中的钒元素含量,计算钒浸出率。熟化过程中不同试剂的添加比率及水浸过程的固液比均以试验矿样的质量(100 g)为基数进行计算。

## 2 结果与讨论

### 2.1 直接浸出试验

#### 2.1.1 磨矿细度对钒浸出率的影响

在  $CaF_2$  用量 2%、固液比 1:2(质量比,下

同)、浸出剂硫酸质量分数 20%、搅拌浸出 4 h、浸出温度 20 °C 情况下,磨矿细度与钒浸出率关系见图 2。可以看出,随磨矿细度的增加,钒浸出率呈先上升后下降的趋势;当磨矿细度为 45% 时,钒浸出率达到最高值,为 14.2%。

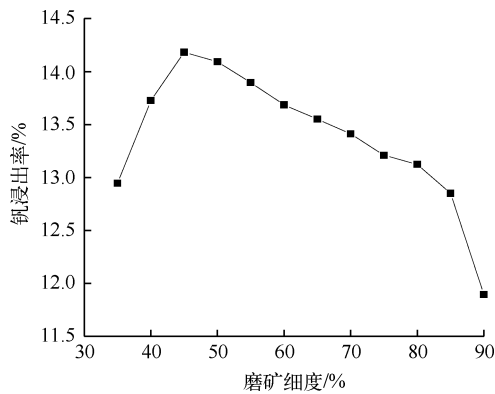


图 2 磨矿细度与钒浸出率的关系

Fig. 2 Effect of grinding fineness on vanadium leaching rate

### 2.1.2 浸出温度对钒浸出率的影响

在磨矿细度 45%、 $\text{CaF}_2$  用量 2%、固液比 1:2、浸出剂硫酸质量分数 20%、搅拌浸出 4 h 情况下,浸出温度与钒浸出率关系见图 3。可以看出,浸出温度对钒浸出效果有显著影响,随着温度的升高,钒浸出率近似成直线上升。但温度过高时,浸出液蒸发速度较快,试验过程难以稳定操作,故本试验选择 80 °C 作为最佳浸出温度,此时钒浸出率为 69.0%。

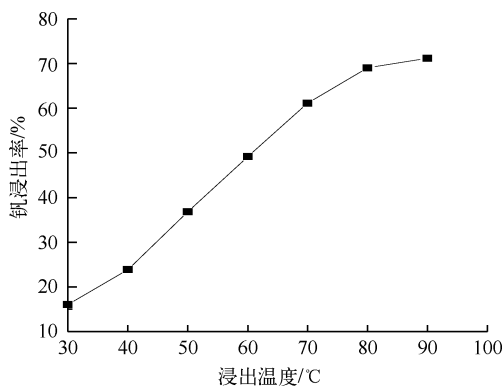


图 3 浸出温度对钒浸出率的影响

Fig. 3 Effect of leaching temperature on vanadium leaching rate

### 2.1.3 浸出剂硫酸质量分数对钒浸出率影响

在磨矿细度 45%、浸出温度 80 °C、 $\text{CaF}_2$  用量 2%、固液比为 1:2、搅拌浸出 4 h 的情况下,浸出剂硫酸质量分数与钒浸出率的关系见图 4。可以看出,随浸出剂硫酸质量分数的增加,钒浸出率逐渐升高;当硫酸质量分数超过 14% 后,浸出率增长幅度变缓。当硫酸用量过大时,矿石中的杂质离子也会被大量浸出,增加后续提钒和含酸废水的处理难度。因此,本试验选质量分数 14% 为浸出剂最佳硫酸质量分数,此时钒浸出率为 68.3%。

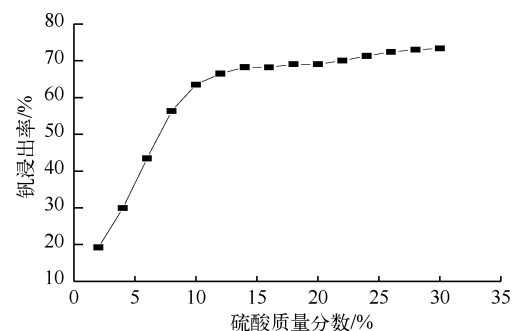


图 4 浸出剂硫酸质量分数对钒浸出率的影响

Fig. 4 Effect of  $\text{H}_2\text{SO}_4$  concentration on vanadium leaching rate

### 2.1.4 氧化剂用量对钒浸出率的影响

如前所述,矿浆的氧化氛围对含钒云母晶格的破坏具有极为重要的作用,本试验选用  $\text{Ca}(\text{ClO})_2$  作为浸出过程的氧化剂。在磨矿细度 45%、浸出温度 80 °C、浸出剂硫酸质量分数 14%、 $\text{CaF}_2$  用量 2%、固液比 1:2、搅拌反应 4 h 的情况下, $\text{Ca}(\text{ClO})_2$  用量对钒浸出规律的影响见图 5。

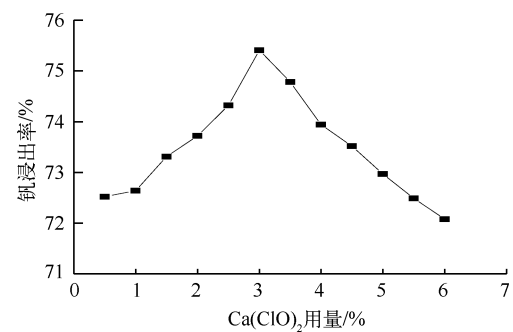


图 5  $\text{Ca}(\text{ClO})_2$  用量对钒浸出率的影响

Fig. 5 Effect of  $\text{Ca}(\text{ClO})_2$  dosage on vanadium leaching rate

由图5可看出,随 $\text{Ca}(\text{ClO})_2$ 用量增加,钒浸出率迅速上升,当 $\text{Ca}(\text{ClO})_2$ 用量为3%时,钒浸出率为75.4%,浸出效果较优;随着氧化剂用量的增加,体系中发生更为复杂的氧化还原反应,钒的浸出率出现降低趋势。

### 2.1.5 浸出时间对钒浸出效果的影响

在磨矿细度45%、浸出温度80℃、硫酸质量分数14%、 $\text{Ca}(\text{ClO})_2$ 用量3%、 $\text{CaF}_2$ 用量2%、固液比1:2的情况下,搅拌浸出时间对钒浸出规律的影响见图6。可以看出,随浸出时间增加,钒浸出率快速上升;当浸出时间超过6h时,浸出率基本达到稳定值。因此,本试验选择6h作为最佳浸出时间,此时钒浸出率为86.7%。

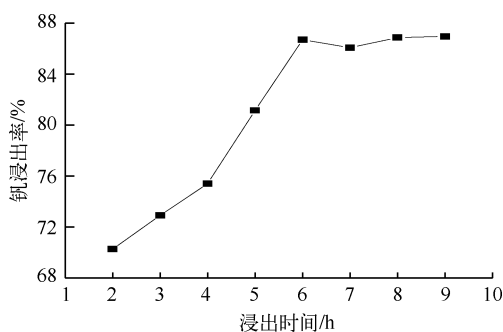


图6 浸出时间对钒浸出率的影响

Fig. 6 Effect of leaching time on vanadium leaching rate

### 2.1.6 $\text{CaF}_2$ 用量对钒浸出效果的影响

在磨矿细度45%、浸出温度80℃、 $\text{Ca}(\text{ClO})_2$ 用量3%、硫酸质量分数14%、搅拌浸出6h、固液比1:2的情况下, $\text{CaF}_2$ 用量对钒浸出规律的影响见图7。

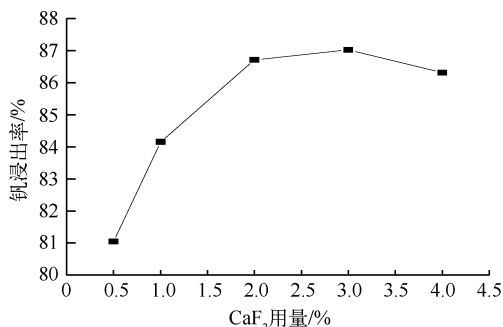


图7  $\text{CaF}_2$ 用量对钒浸出率的影响

Fig. 7 Effect of  $\text{CaF}_2$  dosage on vanadium leaching rate

由图7可知,随 $\text{CaF}_2$ 用量增加,钒浸出率逐渐上升;这是因为随 $\text{CaF}_2$ 用量增加,浸出体系中 $\text{H}_2\text{SO}_4$ 与 $\text{CaF}_2$ 反应生成的HF浓度增加,矿浆中的HF对含钒云母的破坏能力增强,钒浸出率逐渐上升。而当 $\text{CaF}_2$ 用量过高时,钒浸出率有下降趋势;这可能是因为 $\text{H}_2\text{SO}_4$ 与 $\text{CaF}_2$ 反应生成的 $\text{CaSO}_4$ 覆盖在含钒云母表面,阻碍了浸出过程的进行。综合考虑生产成本和生产指标, $\text{CaF}_2$ 用量以2%为宜,此时钒浸出率为86.7%。

### 2.1.7 固液比对钒浸出效果的影响

在磨矿细度45%、浸出温度80℃、 $\text{Ca}(\text{ClO})_2$ 用量3%、浸出剂硫酸质量分数14%、搅拌浸出时间6h、 $\text{CaF}_2$ 用量2%的情况下,固液比对钒浸出规律的影响见图8。可以看出,随着固液比增加,钒浸出率提升;当固液比超过1:2时浸出率基本恒定。因此,选择固液比1:2为最佳条件,此时浸出率为86.7%。

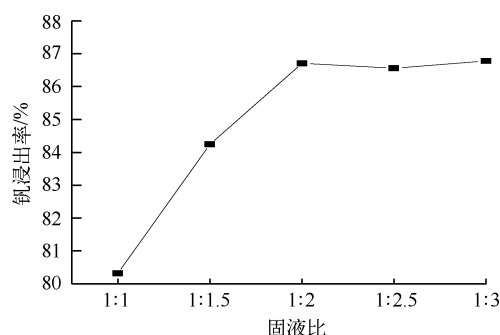


图8 固液比对钒浸出率的影响

Fig. 8 Effect of solid-liquid ratio on vanadium leaching rate

## 2.2 硫酸熟化—水浸试验

### 2.2.1 矿样细度对钒浸出率的影响

在浓硫酸用量10%、浸润水量10%、熟化温度100℃、保温时间12h、水浸时间90min、固液比1:2、室温浸出情况下,矿样细度与钒浸出率的关系见图9。可以看出,随矿样细度增加,钒浸出率逐渐上升;当磨矿细度超过80%时钒浸出率变化不大。因此,本试验中选择磨矿细度为80%,此时钒浸出率为75.3%。

### 2.2.2 浓硫酸用量对钒浸出效果的影响

浓硫酸具有氧化性,其用量对含钒云母晶格的破坏具有举足轻重的作用。在磨矿细度80%、浸润水量10%、熟化温度100℃、保温时间12h、

水浸时间 90 min、固液比 1:2、室温情况下浸出,浓硫酸用量与钒浸出率的关系见图 10。可以看出,随着浓硫酸用量的增加,钒浸出率急剧上升;当浓硫酸用量为 20% 时,钒浸出率达到最高值,继续增加浓硫酸用量,浸出率变化不大。

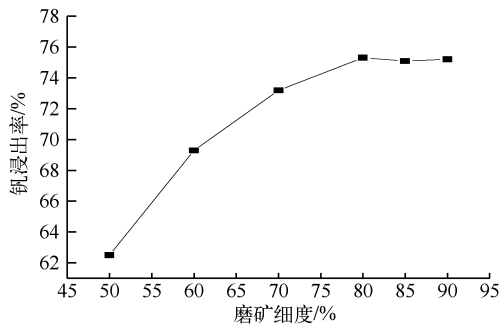


图 9 磨矿细度与钒浸出率的关系

Fig. 9 Effect of grinding fineness on vanadium leaching rate

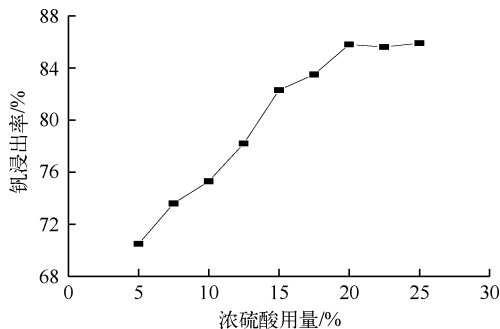


图 10 浓硫酸用量对钒浸出率的影响

Fig. 10 Effect of  $H_2SO_4$  dosage on vanadium leaching rate

### 2.2.3 熟化温度对钒浸出效果的影响

熟化温度对体系中硫酸氧化破解含钒云母晶格的反应限度有重要影响。在磨矿细度 80%、浓硫酸用量 20%、浸润水量 10%、保温时间 12 h、水浸时间 90 min、固液比为 1:2、室温情况下浸出,熟化温度与钒浸出率的关系见图 11。可以看出,随熟化温度的提升,钒浸出率提升;当熟化温度超过 110 °C 时,钒浸出率达到 91.2%,继续增加熟化温度,浸出率变化不大。故本研究中石煤钒矿在浓硫酸体系中的熟化温度选择 110 °C。

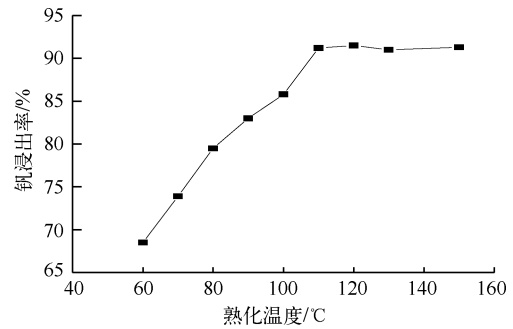


图 11 熟化温度对钒浸出率的影响

Fig. 11 Effect of curing temperature on vanadium leaching rate

### 2.2.4 保温时间对钒浸出效果的影响

熟化过程的保温时间决定着体系中氧化氛围维持时间的长短,对含钒云母的分解及后续钒元素的释放具有重要影响。在磨矿细度 80%、浸润水量 10%、浓硫酸用量 20%、熟化温度 110 °C、水浸时间 90 min、水浸固液比 1:2、室温情况下浸出,保温时间与钒浸出率的关系见图 12。可以看出,随熟化时间延长,钒浸出率迅速上升;当保温时间超过 10 h 时,钒浸出率不再提高,此时钒浸出率为 91.5%。

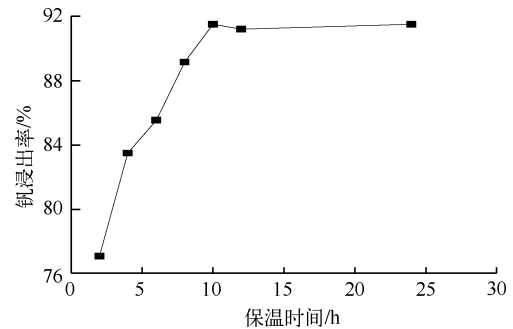


图 12 保温时间对钒浸出率的影响

Fig. 12 Effect of curing time on vanadium leaching rate

### 2.2.5 浸润水用量对钒浸出率影响

浸润水的添加是保证熟化过程中石煤钒矿与浓硫酸充分接触的必要条件;同时,在高温熟化过程中,该部分水可与硫酸形成高浓度酸雾,提高含钒矿物与硫酸的反应速率。在磨矿细度 80%、硫酸用量 20%、熟化温度 110 °C、保温时间 10 h、水浸时间 90 min、水浸固液比 1:2、室温情况下浸

出,浸润水用量与钒浸出率的关系见图 13。可以看出,随着浸润水用量增加,钒回收率呈先上升后下降的趋势。当浸润水用量为 2.0%~7.5%时,含钒矿物与硫酸的接触逐渐充分,钒浸出率呈上升趋势;当用量处于 7.5%~12.5%时,钒回收率达到最高值,为 91.5%;当水量超过 12.5%时,过高的水量稀释了熟化体系中硫酸的浓度,使体系氧化氛围下降,钒浸出率也随之降低。综合考虑,本试验中浸润水用量宜为原矿量的 7.5%。

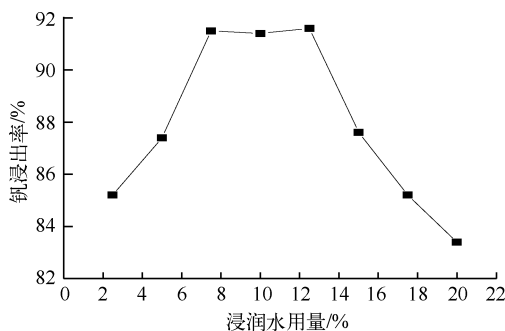


图 13 浸润水用量对钒浸出率的影响

Fig. 13 Effect of moisturizing water dosage on vanadium leaching rate

### 2.2.6 水浸温度对钒浸出效果影响

在磨矿细度 80%、浓硫酸用量 20%、浸润水量 7.5%、熟化温度 110℃、保温时间 10 h,水浸时间 90 min,水浸固液比 1:2、水浸温度与钒浸出率的关系见图 14。可以看出,随浸出温度上升,钒浸出率逐渐提高,室温下钒浸出率为 91.5%,浸出温度为 80℃时钒浸出率达 93.7%。考虑到能源消耗及流程的简便,本试验选择常温浸出。

### 2.2.7 水浸时间对钒浸出效果的影响

在磨矿细度 80%、浓硫酸用量 20%、浸润水量 7.5%、熟化温度 110℃、保温时间 10 h、室温浸出,水浸固液比 1:2,水浸时间与钒浸出率的关系见图 15。可以看出,随浸出时间延长,钒回收率逐渐提升;当浸出 120 min 时,钒浸出率达到最高水平,继续延长搅拌时间,回收率基本不变。因此,本试验中熟料的浸出时间选择 120 min,此时钒浸出率为 93.5%。

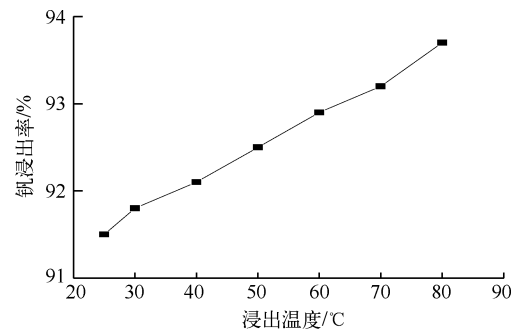


图 14 水浸温度对钒浸出率的影响

Fig. 14 Effect of leaching temperature on vanadium leaching rate

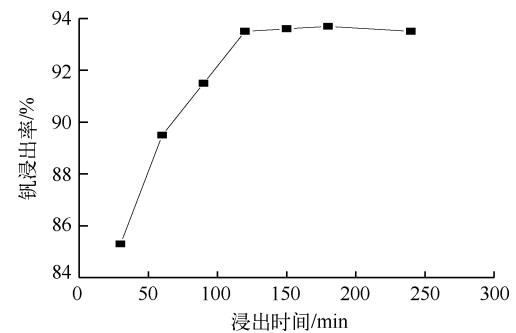


图 15 浸出时间对钒浸出率的影响

Fig. 15 Effect of leaching time on vanadium leaching rate

### 2.2.8 水浸固液比对钒浸出效果的影响

在磨矿细度 80%、浓硫酸用量 20%、浸润水量 7.5%、熟化温度 110℃、保温时间 10 h、室温浸出情况下,水浸时间 120 min,水浸过程固液比与钒浸出率的关系见图 16。可以看出,当固液比超过 1:2 时,钒浸出率达到最高值,为 93.5%。因此,熟化后物料进行浸出的最佳固液比为 1:2。

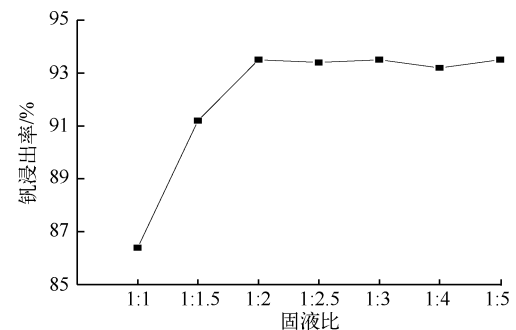


图 16 固液比对钒浸出率的影响

Fig. 16 Effect of solid-liquid ratio on vanadium leaching rate

### 3 结论

1) 在磨矿细度 45%、浸出温度为 80 °C、浸出剂硫酸质量分数 14%、Ca(ClO)<sub>2</sub> 用量 3%、浸出时间 6 h、CaF<sub>2</sub> 用量 2%、固液比 1:2 时, 利用硫酸直接浸出工艺处理陕西丹凤地区的石煤钒矿, 可获得的最佳钒浸出率为 86.7%。而当磨矿细度 80%、熟化过程浓硫酸用量 20%、浸润水量 7.5%、熟化温度 110 °C、保温时间 10 h、水浸过程固液比 1:2、浸出时间 120 min, 室温浸出时, 硫酸熟化—水浸工艺的最佳钒浸出率可达 93.5%。

2) 硫酸熟化—水浸工艺的钒浸出率要高于直接酸浸工艺, 这主要是因为熟化过程的化学反应在密闭空间内进行, 高温下反应过程的压力较大。因此, 硫酸熟化—水浸工艺对含钒云母的浸出作用超过常温常压下进行的直接酸浸工艺。

### 参考文献:

- [1] 赵笑益, 王望泊, 程倩, 等. 石煤高温熟化—柱浸提钒工艺研究[J]. 稀有金属与硬质合金, 2022, 50(4): 1-6.  
ZHAO Xiaoyi, WANG Wangbo, CHENG Qian, et al. Process research on vanadium extraction from stone coal by high temperature curing and column leaching[J]. Rare Metals and Cemented Carbides, 2022, 50(4): 1-6(in Chinese).
- [2] 万洪强, 张丽芬, 王奉刚, 等. 石煤沸腾焙烧料提取五氧化二钒工艺研究[J]. 稀有金属与硬质合金, 2023, 51(4): 18-23.  
WAN Hongqiang, ZHANG Lifan, WANG Fenggang, et al. Study on the process of extracting vanadium pentoxide from stone coal boiling roasting material[J]. Rare Metals and Cemented Carbides, 2023, 51(4): 18-23(in Chinese).
- [3] 曾广军, 李培佑, 贾秀敏, 等. 某炭质页岩型石煤钒矿焙烧浸出试验研究[J]. 铀矿冶, 2022, 41(3): 232-237.  
ZENG Guangjun, LI Peiyu, JIA Xiumin, et al. Study on roasting and leaching of a carbonaceous shale-type stone coal vanadium ore[J]. Uranium Mining and Metallurgy, 2022, 41(3): 232-237(in Chinese).
- [4] 蔡俊, 高峰, 颜文斌, 等. 浓硫酸熟化浸出提取湘西石煤中的钒[J]. 稀有金属与硬质合金, 2023, 51(4): 24-27.  
CAI Jun, GAO feng, YAN Wenbin, et al. Extraction of vanadium from stone coal in Xiangxi by concentrated sulfuric acid curing leaching[J]. Rare Metals and Cemented Carbides, 2023, 51(4): 24-27(in Chinese).
- [5] DONG Y B, LIU Y, LIN H, et al. Improving vanadium extraction from stone coal via combination of blank roasting and bioleaching by ARTP-mutated bacillus mucilaginosus[J]. Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 2019, 29(4): 849-858.
- [6] CHEN T J, LI Q Y, LI Q, et al. Application of PVC as novel roasting additive in vanadium extraction from stone coal[J]. Mining, Metallurgy & Exploration, 2019, 36: 931-939.
- [7] 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 Ming, CHENG Qian, QI Jianyun, et al. Process of vanadium extraction from stone coal vanadium ore by sulfuric acid low temperature curing and column leaching[J]. Mining and Metallurgy, 2020, 29(3): 62-67(in Chinese).
- [8] 杨建旺. 石煤钒矿酸浸提钒过程钒的分离与富集工艺研究[D]. 沈阳: 东北大学, 2020.
- [9] 董玉明. 石煤钒矿全湿法硫酸常压浸取清洁提钒工艺研究[D]. 北京: 中国科学院大学(中国科学院过程工程研究所), 2019: 25-26.
- [10] 韩峰, 洪起茂, 王疆, 等. 以 3 种氟化物为助浸剂的石煤酸法直接浸出提钒研究[J]. 无机盐工业, 2016, 48(8): 39-42.  
HAN Feng, HONG Qimao, WANG Jiang, et al. Study on direct acid leaching of vanadium from stone coal with three kinds of fluoride aid-leaching reagents[J]. Inorganic Chemicals Industry, 2016, 48(8): 39-42(in Chinese).
- [11] 蒋京航, 叶国华, 张世民, 等. 石煤直接酸浸提钒工艺研究进展[J]. 矿冶, 2016, 25(6): 35-39.  
JIANG Jinghang, YE Guohua, ZHANG Shimin, et al. Progress in direct acid leaching vanadium from stone coal[J]. Mining and Metallurgy, 2016, 25(6): 35-39(in Chinese).
- [12] 韩峰, 周志强, 王疆, 等. 从石煤钒矿直接酸浸液中提取钒的研究[J]. 稀有金属与硬质合金, 2017, 45(3): 5-9+44.  
HAN Feng, ZHOU Zhiqiang, WANG Jiang, et al. Study on vanadium extraction from direct acid leaching solution of carbonaceous shale vanadium ore[J]. Rare Metals and Cemented Carbides, 2017, 45(3): 5-9+44(in Chinese).

- [13] LIU H, ZHANG Y M, HUANG J, et al. Optimization of vanadium (IV) extraction from stone coal leaching solution by emulsion liquid membrane using response surface methodology[J]. *Chemical Engineering Research and Design*, 2017, 123:111-119.
- [14] SHI Q H, ZHANG Y M, HUANG J, et al. Synergistic solvent extraction of vanadium from leaching solution of stone coal using D2EHPA and PC88A [J]. *Separation and Purification Technology*, 2017, 181:1-7.
- [15] 吴天骄,康敏,李和付,等.石煤钒矿的钡盐焙烧—酸浸提钒工艺研究[J]. *湿法冶金*, 2025, 44(1): 17-24.
- WU Tianjiao, KANG Min, LI Hefu, et al. Extraction of vanadium from stone coal vanadium ore by barium salt roasting—acid leaching process [J]. *Hydrometallurgy of China*, 2025, 44(1): 17-24 (in Chinese).
- [16] LIU H, ZHANG Y M, HUANG J, et al. Selective separation and recovery of vanadium from a multiple impurity acid leaching solution of stone coal by emulsion liquid membrane using di-(2-ethylhexyl) phosphoric acid[J]. *Chemical Engineering Research and Design*, 2017, 122:289-297.
- [17] 陈放,张一敏,黄晶,等.二氧化锰对石煤提钒直接酸浸的影响[J]. *化工进展*, 2017, 36(3): 1126-1133.
- CHEN Fang, ZHANG Yimin, HUANG Jing, et al. Effect of manganese dioxide on direct acid leaching of extracting vanadium from stone coal[J]. *Chemical Industry and Engineering Progress*, 2017, 36(3):1126-1133(in Chinese).

## Leaching Characteristics of Stone Coal Vanadium Using Various Acid Treatment Processes

LIU Mingbao<sup>1,2</sup>, LI Jiantao<sup>1,2</sup>, ZUO Heng<sup>3</sup>, LI Yunxiao<sup>3</sup>, YAO Guochao<sup>3</sup>,  
YAN Jianli<sup>4</sup>, MA Wenfeng<sup>4</sup>, PANG Hongjian<sup>4</sup>, ZHAO Tong<sup>4</sup>

(1. Shaanxi Key Laboratory of Comprehensive Utilization of Tailings Resources, Shangluo 726000, China;

2. College of Chemical Engineering and Modern Material, Shangluo University, Shangluo 726000, China;

3. Shaanxi Wuzhou Mining Co., Ltd., Shangluo 726000, China;

4. Neixiang Country Wanxin Chemical Metallurgy Co., Ltd., Nanyang 473000, China)

**Abstract:** Taking the stone coal vanadium ore in Danfeng country, Shangluo city, Shannxi province as the research object, the vanadium leaching characteristics were studied using direct acid leaching and sulphuric acid-curing leaching process, respectively. The results indicate that the optimum vanadium leaching rate is 86.7% when using direct acid leaching process under conditions of sample fineness of 45%, H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> concentration of 14%, leaching period of 6 h, leaching temperature of 80 °C, Ca(ClO)<sub>2</sub> dosages of 3%, CaF<sub>2</sub> dosages of 2%, and the solid-liquid ratio of 1:2. While the vanadium leaching rate can reach to 93.5% at ambient temperature by using sulphuric acid-curing leaching process under the conditions of sample fineness of 80%, H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> dosages of 20%, wetting water dosages of 7.5%, curing temperature of 110 °C, interval time of 10 h, water leaching period of 120 min, solid-liquid ratio of 1:2. The results for sulphuric acid-curing leaching process is better than that for direct acid leaching process, and the conclusion can provide technical support for vanadium extraction from stone coal in Shannan region.

**Key words:** stone coal vanadium ore; acid-leaching; sulphuric acid-curing; stone coal; vanadium