

## 石煤钒矿低温硫酸熟化-水浸提钒工艺

曹欢, 靳建平, 赵笑益, 梁效, 宁新霞

(西安西北有色地质研究院有限公司, 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:** 这是一篇冶金工程领域的论文。以陕西某地含钒矿物为绢云母、伊利石的石煤钒矿为研究对象, 采用低温硫酸熟化-水浸工艺提钒, 考查了熟化温度、熟化时间、硫酸用量、氯化钠用量, 浸出温度、浸出时间及浸出液固比对钒浸出率的影响。结果表明: 向石煤钒矿中加入 25% 的硫酸、0.8% 的氯化钠, 在 130 °C 下熟化 8 h, 熟化样品在浸出温度 55 °C、液固比 1.5:1 的条件下浸出时间 2 h, 钒浸出率可达 89%。这说明采用低温 (130 °C) 硫酸熟化-水浸工艺提取石煤型钒矿是可行的。

**关键词:** 冶金工程; 石煤钒矿; 硫酸熟化; 提钒; 水浸

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2024.03.012

中图分类号: TD982;TF841.3 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2024) 03-0075-06

**引用格式:** 曹欢, 靳建平, 赵笑益, 等. 石煤钒矿低温硫酸熟化-水浸提钒工艺[J]. 矿产综合利用, 2024, 45(3): 75-80.

CAO Huan, JIN Jianping, ZHAO Xiaoyi, et al. Low temperature sulfuric acid ripening-water leaching for vanadium extraction from stone coal vanadium ore[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2024, 45(3): 75-80.

钒是一种重要的战略性金属, 广泛应用于钢铁、化工、医药和新能源等领域。目前最具开发价值的钒矿主要有钒钛磁铁矿、钾钒铀矿、石煤钒矿 3 种<sup>[1]</sup>。其中, 石煤是一种低含钒炭质页岩, 在我国的资源储量约 618 亿 t<sup>[2-3]</sup>, 其钒总量占到我国钒储量的 87%, 因此从石煤钒矿中提取钒对我国钒资源利用具有重要意义<sup>[4-5]</sup>。

针对石煤钒矿的研究或应用主要分为两类: 一是通过钠化焙烧、钙化焙烧、空白焙烧、复合添加剂焙烧等破坏铝硅酸盐结构提取钒<sup>[6-9]</sup>, 二是通过直接酸浸工艺提钒<sup>[10-11]</sup>, 但这两类工艺多存在焙烧烟气污染重、焙烧能耗高、直接酸浸回收率低等问题。2008 年王学文等首次提出低温硫酸化焙烧提钒的工艺, 其是将粒度-0.15 mm 的石煤与 10%~40% 的浓硫酸拌匀, 并在 150~330 °C 的低温条件下进行焙烧, 使得石煤中的钒有效分解<sup>[12]</sup>。该技术具有环境友好、能耗低、分解能力强、回收率高的优点<sup>[13-14]</sup>, 诸多专家学者已针对此

工艺进行了原料适应性的研究及工艺上的优化, 但熟化温度进一步降低对钒浸出效果的影响尚不可知。基于此, 本文采用较为简单的低温硫酸熟化-水浸工艺从某石煤钒矿中提钒, 考查了低温熟化 (<150 °C) 提钒工艺的可行性和技术指标, 最终取得了良好指标, 希望对石煤提钒的行业发展有所裨益。

### 1 实验

#### 1.1 实验原料

##### 1.1.1 多元素分析

实验所用钒矿来自陕西某石煤钒矿, 矿石中主要非金属矿物是石英, 其次是绢云母、伊利石等, 金属矿物主要是褐铁矿, 其他成分较少。与钒有关的矿物主要是绢云母、伊利石, 其次为褐铁矿、蒙脱石、高岭石和钒钛矿。原矿化学多元素及钒价态分析结果见表 1、2, 筛分结果见表 3。

由表 2 可知, 原矿中的钒主要以 V<sup>3+</sup> 的形式存

收稿日期: 2021-07-18

基金项目: 陕西省创新人才推进计划 (2020KJXX-053)

作者简介: 曹欢 (1992-), 女, 硕士, 工程师, 主要研究方向为湿法冶金及资源综合利用。

表 1 原矿多元素分析结果/%  
Table 1 Multi-element analysis results of the ore

| SiO <sub>2</sub> | K <sub>2</sub> O | Na <sub>2</sub> O | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | CaO  | MgO  | TiO <sub>2</sub> | SO <sub>3</sub> | BaO  | TFe  | MnO  | P <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | LOI  |
|------------------|------------------|-------------------|--------------------------------|------|------|------------------|-----------------|------|------|------|-------------------------------|-------------------------------|------|
| 79.35            | 1.13             | 0.01              | 3.75                           | 2.72 | 1.49 | 0.21             | 0.72            | 1.91 | 3.00 | 0.01 | 0.51                          | 0.88                          | 4.86 |

在。钒的地球化学电价为  $V^{2+}$ 、 $V^{3+}$ 、 $V^{4+}$ 和  $V^{5+}$ ，自然界中钒主要呈  $V^{3+}$ 、 $V^{5+}$ 存在， $V^{3+}$ 几乎不形成本身的矿物，而是以类质同象形式存在于铁和部分铝的矿物中； $V^{4+}$ 则形成独立矿物，通常与铀、磷共生。硅酸盐矿物中  $V^{3+}$ 以类质同象形式置换三价铝存在于云母晶格中，必须破坏云母结构并氧化才可以溶出。故后续含钒矿物的浸出和氧化是溶出钒的关键。

表 2 原矿钒价态分析结果  
Table 2 Analysis results of vanadium valence state in the ore

| 名称   | 价态    | V <sup>4+</sup> | V <sup>3+</sup> | 总钒     |
|------|-------|-----------------|-----------------|--------|
| 1#样品 | 含量/%  | 0.39            | 1.78            | 2.18   |
|      | 分布率/% | 18.03           | 82.02           | 100.00 |
| 2#样品 | 含量/%  | 0.23            | 0.88            | 1.11   |
|      | 分布率/% | 21.05           | 79.00           | 100    |
| 3#样品 | 含量/%  | 0.02            | 0.09            | 0.11   |
|      | 分布率/% | 18.16           | 81.89           | 100    |

由表 3 可以看出，随着细度增加，钒品位越高，-0.1 mm 粒级钒品位可达 2.10%，后续原矿样均破碎至-1.5 mm 进行实验。

表 3 原矿样品筛析结果  
Table 3 Sieve analysis results of the raw ore

| 样品粒级/mm  | 产率/%   | V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> 品位/% | 分布率/%  |
|----------|--------|------------------------------------|--------|
| +6       | 13.69  | 0.230                              | 3.54   |
| -6+3     | 16.28  | 0.270                              | 4.94   |
| -3+1.5   | 16.28  | 0.330                              | 6.04   |
| -1.5+0.9 | 5.92   | 0.410                              | 2.73   |
| -0.9+0.5 | 8.51   | 0.470                              | 4.49   |
| -0.5+0.1 | 8.88   | 0.650                              | 6.49   |
| -0.1     | 30.42  | 2.100                              | 71.78  |
| 合计       | 100.00 | 0.890                              | 100.00 |

1.2 实验方法

称取 1000 g 原矿（原矿含水 9%，故后续熟化过程中未补加水），添加一定量的浓硫酸，将硫酸与原矿于烧杯中搅拌均匀，放置在鼓风干燥箱内于一定的温度下熟化一段时间，熟化料称重。熟化料在一定液固质量比条件下直接用水浸出，将烧杯置于水浴锅中恒温浸出，浸出结束后进行

固液分离，并将浸出渣多次洗涤后测定其中钒的质量浓度，计算钒浸出率。

1.3 实验设备与药剂

实验设备：DHG-9070A 型电热鼓风恒温干燥箱，HH-W420 型数显恒温水浴锅，电子搅拌器，WT10002K 型电子天平，FEI 扫描电子显微镜，Edax，FEI 能谱分析仪。

实验试剂：浓硫酸、氯化钠、氟化氢（40%）、氟化钙。其中，浓硫酸为优级纯，其余均为分析纯。

2 实验结果与讨论

2.1 熟化条件实验

2.1.1 熟化温度实验

熟化硫酸用量 25%，熟化时间 6.5 h，氯化钠用量 0.6%，浸出液固比 1.5:1，浸出温度 55 ℃，浸出时间 1 h，进行不同温度下的石煤钒矿熟化浸出实验。实验结果见图 1。

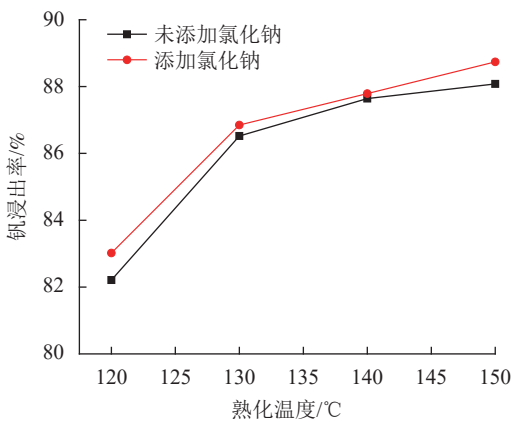


图 1 熟化温度实验结果  
Fig.1 Results of curing temperature test

由图 1 可知，随着熟化温度的升高，钒浸出率逐渐增加。钒浸出率在低于 120 ℃时不足 85%，在熟化温度为 130 ℃时，钒浸出率明显上升，达 86.52%，相比 120 ℃时提高约 4.31%，继续升高熟化温度，钒浸出率增加不明显。故实验确定 130 ℃为较佳熟化温度。

同时对比添加氯化钠熟化结果可知，添加氯化钠后，熟化温度对钒浸出率的影响同未添加时

的变化趋势，但整体浸出率会提高约1%，因此后续熟化过程中添加氯化钠。

### 2.1.2 熟化时间实验

保证熟化硫酸用量25%，熟化温度130℃，氯化钠用量0.6%，浸出液固比1.5:1，浸出温度55℃，浸出时间1h，进行不同时间下的石煤钒矿熟化浸出实验。实验结果见图2。

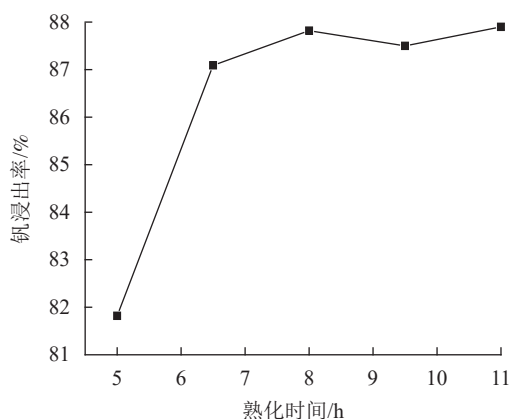


图2 熟化时间实验结果  
Fig.2 Results of curing time test

由图2可知，随着熟化时间的延长，钒浸出率逐渐增加。钒浸出率在熟化5h时仅为81.82%，熟化6.5h后，钒浸出率明显上升，在8h时达到极大值87.82%，继续延长熟化时间，钒浸出率变化不大，故实验确定8h为较佳熟化时间。

### 2.1.3 硫酸用量实验

保证熟化温度130℃，熟化时间8h，氯化钠用量0.6%，浸出液固比1.5:1，浸出温度55℃，浸出时间1h，添加不同用量硫酸进行石煤钒矿熟化浸出实验，实验结果见图3。

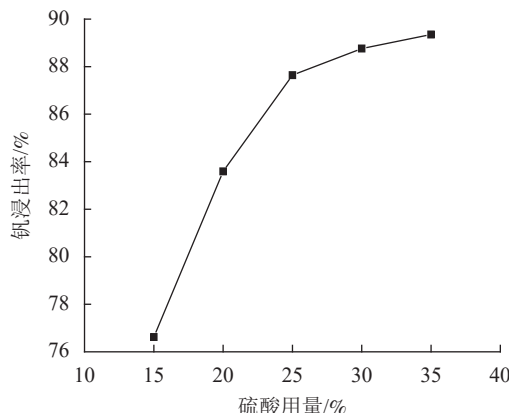


图3 硫酸用量实验结果  
Fig.3 Results of sulfuric acid dosage test

由图3可知，随着硫酸用量的增加，钒浸出

率呈上升趋势。在硫酸浓度为25%时，钒浸出率为87.64%，随着硫酸用量继续增加，钒浸出率虽有提升但不明显，反而会使其他杂质离子被溶出，增大了后续氧化中和的药剂用量及钒的分离难度。因此，实验确定硫酸的较佳用量为25%。

### 2.1.4 氯化钠用量实验

保证熟化硫酸用量25%，熟化温度130℃，熟化时间8h，浸出液固比1.5:1，浸出温度55℃，浸出时间1h，添加不同用量氯化钠进行石煤钒矿熟化浸出实验，实验结果见图4。

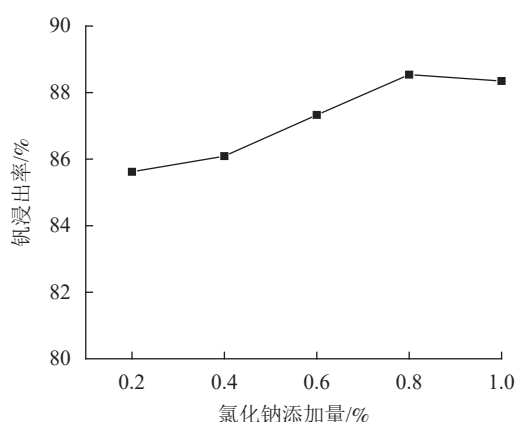


图4 氯化钠用量实验结果  
Fig.4 Results of sodium chloride dosage test

由图4可知，随着氯化用量的增加，钒浸出率呈上升趋势。在氯化钠浓度为0.8%时，钒浸出率为88.54%，随着氯化钠用量继续增加，钒浸出率提升不明显。添加氯化钠可促进低价钒氧化为易溶出的高价钒，因此可提高钒浸出率<sup>[15]</sup>，因此，实验确定氯化钠的较佳用量为0.8%。

### 2.1.5 熟化药剂添加

保证熟化硫酸用量25%，熟化温度130℃，熟化时间8h，氯化钠用量0.8%，浸出液固比1.5:1，浸出温度55℃，浸出时间1h，在熟化阶段添加不同药剂进行石煤钒矿熟化浸出实验，其中40%氟化氢用量2%，氟化钙用量3%，实验结果见图5。

从图5结果可以看出，熟化阶段加入氟化钙或氢氟酸对浸出率没有明显的影响，熟化单加硫酸即可得到较高的浸出率。

### 2.1.6 熟化分析

为了进一步确定硫酸熟化效果及熟化颗粒粒度是否合适，将6mm大小的原矿样在硫酸用量25%，氯化钠用量0.8%，熟化温度130℃的条件

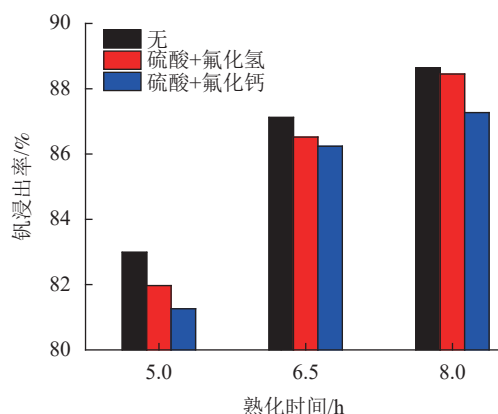


图5 添加不同熟化药剂实验结果

Fig.5 Results of adding different curing agents

下, 熟化 8 h 后在干燥环境 (防止硫酸流失) 下磨片制样, 并采用扫描电镜进行扫面观察, 结合能谱分析 S 含量, 结果见图 6 和表 4。

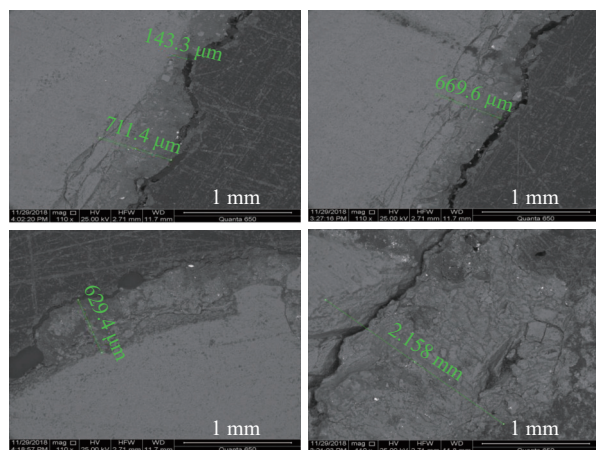


图6 (背散射) 熟化颗粒中硫酸浸入深度

Fig.6 (Backscattering) Sulfuric acid immersion depth in matured particles

表4 硫酸浸入不同程度能谱分析 S 结果/%

Table 4 S results of energy spectrum analysis of sulfuric acid immersed in different degrees

| 硫酸浸入 | 深 | 7.02 | 2.22 | 11.52 | 11.13 |
|------|---|------|------|-------|-------|
| 程度   | 浅 | 0.33 | 0.42 | 0.15  | 0.43  |

从观察结果可知, 硫酸浸入深度约在 500~700  $\mu\text{m}$  之间, 因此有效的破碎粒级应为 -1.5 mm, 说明熟化选择的粒度是合适的。且硫酸完全浸入部位, 其中未见含钒矿物绢云母/伊利石, 而未浸入部位或者浸入不完全部位, 含钒矿物的嵌布特征与原矿颗粒相同。从表中可知, 硫酸浸入部位的松散部分, S 含量相对较高, 致密部位和硫酸未浸入部位, S 含量相对较低, 因此, 要

把含钒矿物中的钒溶出, 硫酸需要完全浸入颗粒内部。

## 2.2 浸出条件实验

### 2.2.1 浸出温度实验

保证熟化硫酸用量 25%, 熟化温度 130  $^{\circ}\text{C}$ , 熟化时间 8 h, 氯化钠用量 0.8%, 浸出液固比 1.5:1, 浸出时间 1 h, 进行不同浸出温度下的石煤钒矿熟化浸出实验。实验结果见图 7。

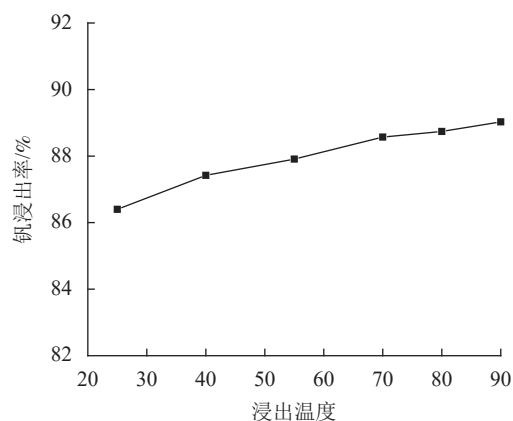


图7 浸出温度实验结果

Fig.7 Results of leaching temperature test

由图 7 可知, 随着温度逐渐升高, 钒浸出率呈上升趋势, 温度升高至 55  $^{\circ}\text{C}$  时, 钒浸出率已达 87.91%, 较常温增加 1.51%, 这是由于熟化样品中的钒酸盐溶于水, 且溶解度会随温度的升高而增大, 浸出液的粘度随温度的升高而减小, 可溶性钒扩散到溶液中的阻力也减小, 使得浸出率上升<sup>[16]</sup>。在 55~90  $^{\circ}\text{C}$  之间, 钒浸出率变化不大, 但生产中会增加能耗。因此, 实验确定浸出的较佳温度为 55  $^{\circ}\text{C}$ 。

### 2.2.2 浸出时间实验

保证熟化硫酸用量 25%, 熟化温度 130  $^{\circ}\text{C}$ , 熟化时间 8 h, 氯化钠用量 0.8%, 浸出液固比 1.5:1, 浸出温度 55  $^{\circ}\text{C}$ , 进行不同浸出时间下的石煤钒矿熟化浸出实验, 实验结果见图 8。

由图 8 可知, 浸出时间在 1~2 h, 钒浸出率上升明显, 浸出时间在 2 h 时, 浸出率为 89.21%, 说明水可迅速将熟化样品中的钒酸盐溶出; 浸出时间从 2 h 延长至 4 h 时, 钒浸出率增加不明显。考虑到过长的浸出时间会增加其他杂质离子的浸出<sup>[17]</sup>, 对后续钒的分离造成影响, 实验确定浸出的适宜时间为 2 h。

### 2.2.3 浸出液固比实验

保证熟化硫酸用量 25%, 熟化温度 130  $^{\circ}\text{C}$ ,

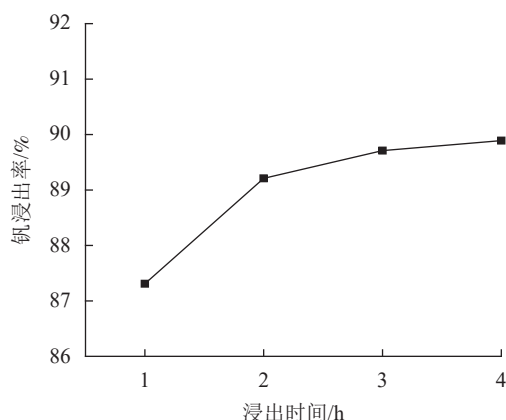


图8 浸出时间实验结果

Fig.8 Results of leaching time test

熟化时间 8 h, 氯化钠用量 0.8%, 浸出温度 55 ℃, 浸出时间 2 h, 进行不同浸出液固比的石煤钒矿熟化浸出实验, 实验结果见图 9。

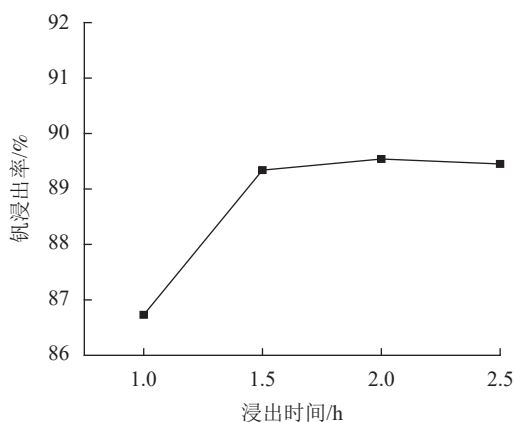


图9 浸出液固比实验结果

Fig.9 Results of liquid-solid ratio test

由图 9 可知, 浸出液固比为 1 时, 钒浸出率不高, 浸出液固比为 1.5 时, 浸出率为 89.34%, 浸出液固比继续增加至 2、2.5 时, 钒浸出率增加不明显。考虑到过大的浸出液固比会降低浸出贵液中钒的浓度, 不利于后续钒的分离, 实验确定浸出的适宜液固比为 1.5。

### 3 结 论

含钒矿物为绢云母、伊利石的石煤钒矿适用于低温硫酸熟化—水浸工艺。确定的较佳工艺条件为: 熟化硫酸用量 25%, 熟化温度 130 ℃, 熟化时间 8 h, 氯化钠用量 0.8%, 浸出液固比 1.5:1, 浸出温度 55 ℃, 浸出时间 2 h, 钒浸出率可达 89% 以上, 浸出效果较好, 钒回收率高。

### 参考文献:

- [1] 严伟平, 曾小波. 攀西地区钒钛磁铁矿资源开发利用水平评估方法研究[J]. *矿产综合利用*, 2020(6):79-83.  
YAN W P, ZENG X B. Study on the evaluation method of development and utilization level of vanadium-titanium magnetite mine in Panxi district[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2020(6):79-83.
- [2] 史政良, 严海军, 周玉娟. 甘肃某石煤钒矿焙烧灰渣综合利用工艺研究[J]. *矿产综合利用*, 2020(3):158-163.  
SHI Z L, YAN H J, ZHOU Y J. Study on comprehensive utilization technology of sulphate roasting ash and slag of vanadium ore from stone coal in Gansu Province[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2020(3):158-163.
- [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. Sulfuric acid low-temperature maturation of stone coal vanadium ore-column leaching vanadium extraction process[J]. *Mining and Metallurgy*, 2020, 29(3):62-67.
- [4] 赵玉卿, 王守敬, 田滔, 等. MLA 在青海某石煤钒矿钒的赋存状态研究中的应用[J]. *矿产综合利用*, 2020(1):89-93.  
ZHAO Y Q, WANG S J, TIAN T, et al. Application of MLA in the study of the occurrence state of vanadium in a rock coal vanadium ore in Qinghai[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2020(1):89-93.
- [5] ZHANG Y M, BAO S X, LIU T, et al. The technology of extracting vanadium from stone coal in China: History, current status and future prospects[J]. *Hydrometallurgy*, 2011, 109(1/2):116-124.
- [6] 邢学永. 石煤钒矿低温碱性焙烧—水浸钒试验研究[J]. *湿法冶金*, 2015, 34(4):275-278.  
XING X Y. Low-temperature alkaline roasting of stone coal vanadium ore —experimental research on water leaching vanadium[J]. *Hydrometallurgy*, 2015, 34(4):275-278.
- [7] 贾秀敏, 李培佑, 黄永, 等. 陕西某钒矿石钙化焙烧-酸浸工艺研究[J]. *湿法冶金*, 2015, 34(3):182-185+196.  
JIA X M, LI P Y, HUANG Y, et al. Study on the calcification roasting-acid leaching process of a vanadium ore in Shaanxi[J]. *Hydrometallurgy*, 2015, 34(3):182-185+196.
- [8] 成宝海, 张廷安. 高温高压石煤提钒实验研究[J]. *长春师范大学学报*, 2018, 37(12):73-74+96.  
CHENG B H, ZHANG T A. Experimental study on extracting vanadium from stone coal at high temperature and high

pressure[J]. Journal of Changchun Normal University, 2018, 37(12):73-74+96.

[9] 张成强, 孙传尧, 印万忠, 等. 以氟化钙为助浸剂的某伊利石型含钒石煤提钒工艺[J]. 矿产综合利用, 2019(5):42-47.

ZHANG C Q, SUN C Y, YIN W Z, et al. Acid leaching of vanadium from an illite-type vanadium- containing stone using calcium fluoride as aid-leaching reagent[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2019(5):42-47.

[10] 伍永国, 颜文斌, 蔡俊, 等. 复合添加剂对石煤中钒浸出率的影响[J]. 矿冶工程, 2019, 39(5):84-86+91.

WU Y G, YAN W B, CAI J, et al. The effect of compound additives on the leaching rate of vanadium in stone coal[J]. *Mining and Metallurgical Engineering*, 2019, 39(5):84-86+91.

[11] 李丽洁, 石美莲, 华骏, 等. 二氧化锰氧化浸出石煤钒矿动力学研究[J]. 稀有金属与硬质合金, 2020, 48(6):24-29.

LI L J, SHI M L, HUA J, et al. Study on the kinetics of manganese dioxide oxidation leaching stone coal Vanadium ore[J]. *Rare Metals and Cemented Carbides*, 2020, 48(6):24-29.

[12] 王学文, 王明玉, 李青刚, 等. 一种石煤提钒矿石分解方法[P]. 中国: ZL 200810031050. 0, 2009.

WANG X W, WANG M Y, LI Q G et al. A method for decomposing vanadium ore from stone coal[P]. China: ZL 200810031050. 0, 2009.

[13] 杨德芹, 梁晓峰, 郭学, 等. 含钒石煤硫酸化焙烧-超声浸出试验[J]. 金属矿山, 2014(7): 101-105.

YANG D Q, LIANG X F, GUO X , et al. Sulfated roasting of vanadium-bearing stone coal-ultrasonic leaching test[J]. *Metal Mine*, 2014(7): 101-105.

[14] 叶国华, 谢禹, 胡艺博, 等. 低品位石煤钒矿低温硫酸化焙烧-水浸提钒研究[J]. 稀有金属, 2020, 44(7):753-761.

YE G H, XIE Y, HU Y B, et al. Study on Low-temperature Sulfated Roasting-Water Leaching Vanadium Extraction from Low-grade Stone Coal Vanadium Ore[J]. *Rare Metals*, 2020, 44(7):753-761.

[15] 杨鑫龙, 冯雅丽, 李浩然.  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  促进某硅质页岩中低价钒的钠化氧化作用研究[J]. 金属矿山, 2019(3):105-110.

YANG X L, FENG Y L, LI H R. Research on  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  promoting sodium oxidation of low valence vanadium in a siliceous shale[J]. *Metal Mine*, 2019(3):105-110.

[16] 朱军, 康敏, 李维亮, 等. 粘土钒矿钒盐焙烧-酸浸提钒工艺研究[J]. 材料导报, 2020, 34(24):24061-24067.

ZHU J, KANG M, LI W L et al. Study on the technology of extracting vanadium from clay vanadium ore by roasting and acid leaching[J]. *Materials Review*, 2020, 34(24):24061-24067.

[17] 吕昌晓, 张延安, 张莹, 等. 从钙化焙烧-酸浸尾渣中综合回收钒的研究[J]. 稀有金属, 2020, 44(11):1208-1214.

LYU C X, ZHANG T A, ZHANG Y, et al. Comprehensive recovery of vanadium from calcification roasting-acid leaching tailings[J]. *Rare Metals*, 2020, 44(11):1208-1214.

## Low Temperature Sulfuric Acid Ripening-water Leaching for Vanadium Extraction from Stone Coal Vanadium Ore

CAO Huan, JIN Jianping, ZHAO Xiaoyi, LIANG Xiao, NING Xinxia

(Xi'an Northwest Nonferrous Geological Research Institute Co., Ltd., Engineering & Technology Center for Comprehensive Utilization of Mineral Resource of Shaanxi Province, Xi'an 710054, Shaanxi, China)

**Abstract:** This is an article in the field of metallurgical engineering. The vanadium ore with vanadium containing sericite and illite in Shaanxi province was taken as the research object, low-temperature sulfuric acid ripening-water leaching process was used to extract vanadium. The effects of ripening temperature, ripening time, sulfuric acid dosage, sodium chloride dosage, leaching temperature, leaching time and liquid-solid ratio on vanadium leaching rate were investigated. The results show when 25% sulfuric acid and 0.8% sodium chloride are added to the stone coal vanadium ore, the sample is aged at 130 °C for 8 h, and the sample is leached at 55 °C for 2 h under the conditions of liquid-solid ratio of 1.5:1, the vanadium leaching rate can reach more than 89%. This indicates that it is feasible to adopt low temperature sulfuric acid ripening and water leaching process to extract stone coal type vanadium ore.

**Keywords:** Metallurgical engineering; Stone coal vanadium ore; Sulfuric acid ripening; Extracting vanadium; Water leaching