

引文格式:邱文顺,陈萃.硫化砷渣与高炉瓦斯灰协同处理分离提取锌和砷的工艺研究[J].中国有色冶金,2025,54(1):149-156.

QIU Wenshun, CHEN Cui. Extraction of arsenic and zinc by coprocessing of arsenic sulfide slag and blast furnace dust[J]. China Nonferrous Metallurgy, 2025, 54(1): 149-156.

# 硫化砷渣与高炉瓦斯灰协同处理分离提取锌和砷的工艺研究

邱文顺<sup>1</sup>, 陈萃<sup>2</sup>

(1. 云南锡业股份有限公司, 云南 昆明 650021;

2. 长沙有色冶金设计研究院有限公司, 湖南 长沙 410019)

[摘要] 有色金属火法冶炼污酸处理过程中产生的硫化砷渣及钢铁冶炼过程中产生的瓦斯灰,均属于危险废物,现有处理方法存在工艺流程长、资源化低等问题。为此,本文提出了采用固硫焙烧-选矿联合工艺处理硫化砷渣和瓦斯灰的方法,该方法将含 $As_2S_3$ 的硫化砷渣和主要含 $ZnO$ 的瓦斯灰低温还原固硫焙烧,可一步产出金属砷和硫化锌,后续通过重选和浮选得到金属砷和硫化锌精矿。本文先对工艺的可行性进行了热力学分析,并采用单因素条件试验,考察了焙烧温度、时间、瓦斯灰理论用量对砷生成和固硫效果的影响,得到以下主要结论。固硫焙烧-选矿协同处理硫化砷渣和瓦斯灰的优化工艺条件为焙烧温度 $600\text{ }^\circ\text{C}$ 、反应时间 $2\text{ h}$ 、瓦斯灰中 $ZnO$ 用量为固硫所需理论量的 $1.4$ 倍,此条件下固硫率为 $93.64\%$ ,金属砷生成率可达 $90.25\%$ ;该工艺实现了硫化砷渣和瓦斯灰的短流程协同高效处理,综合回收利用其中的金属砷和锌,并且硫化渣原料中的绝大部分硫被固定,是一种环境友好型的二次资源清洁利用和处置工艺,可在硫化砷危废减量化应用上推广。

[关键词] 硫化砷渣;高炉瓦斯灰;协同处理;固硫焙烧-选矿;危废安全处置;危废资源化;砷、锌回收

[中图分类号] TF803.11;X758 [文献标志码] A [文章编号] 1672-6103(2025)01-0149-08  
DOI:10.19612/j.cnki.cn11-5066/tf.2025.01.017

硫化矿在焙烧脱硫-转化制酸过程中产生大量污酸,污酸采用硫化脱砷处理后得到硫化砷渣,当前国内硫化砷渣产量可达每年数千吨,该渣具有强腐蚀性、强毒害性,是高度危险废物,如处置不当会对环境造成永久性危害<sup>[1]</sup>。硫化砷渣中砷主要以 $As_2S_3$ 形态存在,主要采用固化法、火法工艺和湿法工艺来处理。固化法<sup>[2-5]</sup>是采用固化剂转型并稳定砷成分,后续填埋场填埋的一种方法,其费用高,存在土壤污染的风险,且浪费资源;火法处理是通过氧

化焙烧将砷以三氧化二砷的形式挥发回收,流程相对简单,规模化成本低,但挥发的砷易对作业环境产生污染<sup>[6]</sup>;湿法工艺包括铁氧化浸出法<sup>[7]</sup>、加压浸出法<sup>[8]</sup>、碱性浸出法<sup>[9]</sup>等,硫化砷渣强化浸出后可获得高纯度的三氧化二砷,且砷浸出率高,但三氧化二砷市场需求量小,储存和二次运输要求高,仍需进一步还原为金属砷,另外,湿法工艺较火法工艺流程长、返料多。

高炉炼铁煤气经收尘后得到瓦斯灰,其主要成分是氧化锌、碳、铁的氧化物<sup>[11]</sup>,还含有一定量的氯氟,以2020年我国粗钢产量 $10.53$ 亿t推算,瓦斯灰产量达 $9000$ 万t左右<sup>[10]</sup>。如未合理处置,不但造成其中的锌等资源浪费,还将直接对水体、大气、土壤等环境造成极大的污染和破坏。现行的处理工艺主要有直接返回处理、火法还原、湿法浸出

[收稿日期] 2024-09-12

[第一作者] 邱文顺(1983—),湖南永州人,硕士,高级工程师,主要从事有色金属二次资源回收与利用技术及管理工

[通信作者] 陈萃(1982—),湖南长沙人,硕士,正高级工程师,主要从事有色金属冶金设计工作。

等,存在直接返回处理占用炉床指数,火法还原合金难分离提纯,湿法浸出流程长、浸出剂耗量大等问题。

基于上述的污酸硫化砷渣和高炉瓦斯灰的处理难题,本研究提出采用固硫焙烧-选矿联合工艺协同处理硫化砷渣和高炉瓦斯灰,综合回收有价金属。硫化砷渣和瓦斯灰焙烧后的产物经重选和浮选得到金属砷和硫化锌精矿,金属砷集中储存可减少危废填埋量,产出的硫化锌精矿可作为锌冶炼原料外售,实现砷锌危废的安全处置和资源化。本文重点研究

焙烧工序,试验以瓦斯灰、硫化砷渣为原料,加入焦粉,经混合制粒后在 300~800℃ 的温度下进行低温还原固硫焙烧,考察焙烧温度、焙烧时间及硫化渣和高炉瓦斯灰配比对焙烧产物的影响。

### 1 试验

#### 1.1 原料和试剂

试验所用的硫化砷渣为湖南某铅锌厂污酸处理站所产,瓦斯灰为河北某钢厂高炉除尘器烟粉尘,其物料的主要成分如表 1 所示。

表 1 各物料的主要成分(质量比)

Table 1 Main components of materials(mass percent)

物料	Zn	As	Bi	Hg	S	TFe	Sb	F	Cl	C	Pb
硫化砷渣	0.002	38.19	4.45	0.15	40.33	0.94	0.82	—	—	—	1.9
瓦斯灰	23.32	0.17	—	—	—	32.17	0.34	0.11	3.80	8	—

由表 1 可知,硫化砷渣中主要含有元素砷、硫、铋、锑和铅,而瓦斯灰主要为铁和锌。原料的 XRD 检测如图 1 所示,硫化渣的主要物相为  $As_2S_3$ 、 $Bi_2S_3$ 、 $Pb_4As_6S_{23}$  及少量单质硫相,瓦斯灰的主要成分为  $ZnO$ 、 $Fe_2O_3$ 。硫化砷渣的 SEM-EDS 结果如图 2 所示,硫化渣的颗粒大部分较细,相互嵌布,符合

沉淀产生的过程特征,由 EDS 分析可以看出其中的大颗粒含砷较高,同时还含有少量硫、铋等,因此砷主要与硫结合在一起形成硫化物,此外还有部分氧化态的颗粒。试验采用焦粉为还原剂,其固定碳含量为 84.14%,成分如表 2 所示。试验所用的膨润土(制粒粘接剂)为分析纯级。

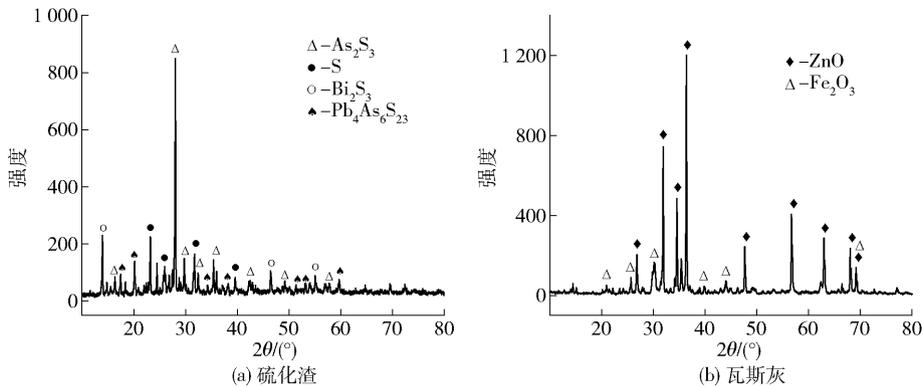


图 1 原料的 XRD 衍射图谱

Fig.1 XRD patterns of the raw materials

表 2 焦粉主要成分(质量比)

Table 2 Chemical components of the coke powder

(mass percent)

成分	C	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TFe	S
含量	84.14	0.60	0.16	5.17	7.21	0.80	0.10

#### 1.2 试验方法及流程

按比例称取硫化砷渣、瓦斯灰的混合料 1 300 g,再

按照比例添加膨润土和焦粉,采用对辊机(型号 290;辊皮直径 290 mm;电机功率 5.5 kW)压球,压力 5 MPa,适当喷水;自然风干 24 h 后称量装入刚玉坩埚(80 mm × 120 mm)中,送入箱型电炉(型号 GLX-25,合肥日新电炉厂),在控制的温度下进行低温还原固硫焙烧。

焙烧产物经急冷、研磨(< 200 目的粒度占 80%)、调浆(矿浆质量浓度 30%)后进行重选(重

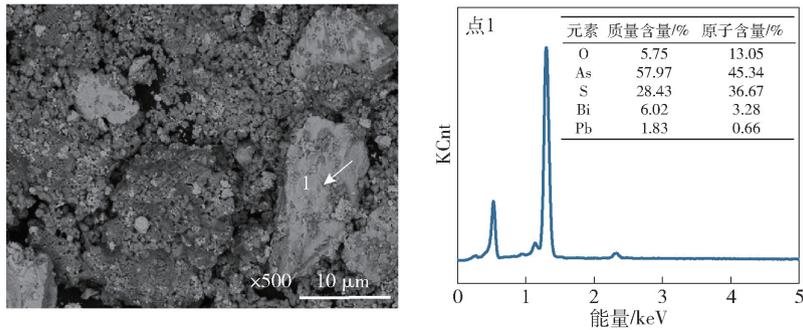


图2 硫化渣原料的 SEM-EDS 图谱

Fig. 2 SEM-EDS images of the sulfide residue

选参数为冲程 10 mm、冲次 300 次/min), 选出砷铋合金和重选尾矿。使用丁基黄药(用量  $70 \pm 35$  g/t) 作浮选剂, 硫酸铜(用量  $180 \pm 50$  g/t) 作为活化剂, 对重选尾矿经一粗二扫分离得到硫化锌矿和含铁浮选尾矿。工艺流程如图 3 所示。

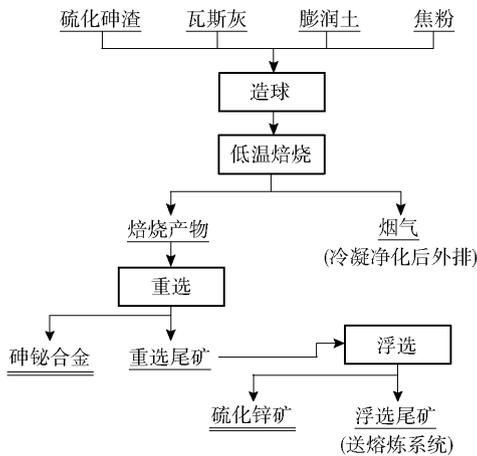


图3 固硫焙烧-选矿联合回收分离锌、砷的工艺流程图

Fig. 3 Flow diagram of extracting zinc and arsenic by combination of sulfur fixation roasting and gravity separation process

### 1.3 分析及计算方法

试验中砷、铋的物相分析由长沙某分析检测中心提供, 元素硫的测定采用高频红外碳硫仪(型号 CS844, 美国力可公司)测定, 金属直收率和固硫率分别按照式(1)和式(2)计算。

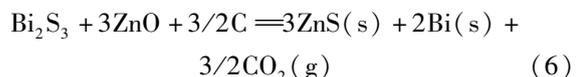
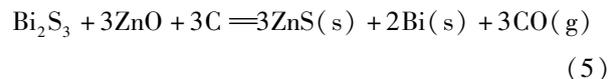
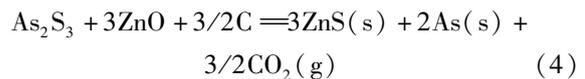
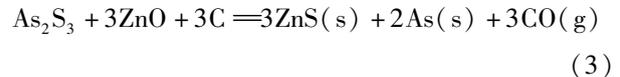
$$\text{金属砷生成率} = \frac{W_2 x_2}{W_1 x_1} \times 100\% \quad (1)$$

$$\text{固硫率} = \frac{W x_3}{W_s} \times 100\% \quad (2)$$

式中:  $W_1$  和  $W_2$  分别是混合原料和砷铋合金的质量, g;  $x_1$  和  $x_2$  分别是混合原料中砷铋合金中砷、铋的质量分数, %;  $W_s$  为总硫量,  $W$  为重选后硫化锌矿的质量, g;  $x_3$  为硫在硫化锌矿中的质量分数, %。

## 2 热力学分析

根据原料物相分析可知, 硫化砷渣中砷的主要存在形式为  $\text{As}_2\text{S}_3$ , 瓦斯灰中的铁、锌主要存在形式分别是  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  和  $\text{ZnO}$ 。低温还原固硫焙烧反应关键是氧化锌与硫化砷、硫化铋的还原, 主要反应见式(3)~(6)。



经查阅热力学数据手册<sup>[12-13]</sup>分别绘制了温度 500 °C、700 °C、900 °C 的 As-Zn-S-O 系和 As-S-O 系的硫分压-氧分压对数优势区如图 4 所示。从图 4(a) 中可以看出, As-S-O 体系中单质砷的稳定区随着温度的升高逐渐增大, 并和  $\text{As}_2\text{S}_2$  的稳定区域相连,  $\text{As}_2\text{S}_2$  又与  $\text{As}_2\text{S}_3$  的稳定区域相邻, 因而可以通过控制和调节合适的氧分压、硫分压可实现  $\text{As}_2\text{S}_3$  直接转化为金属 As。由图 4(b) 中可得知, 在 As-Zn-S-O 体系中, As + ZnS 的平衡稳定区随着温度的升高逐渐增大, 同时平衡稳定存在所需的平衡硫分压升高, 从 500 °C 时的  $10^{-5}$  Pa 提高到 900 °C 时的

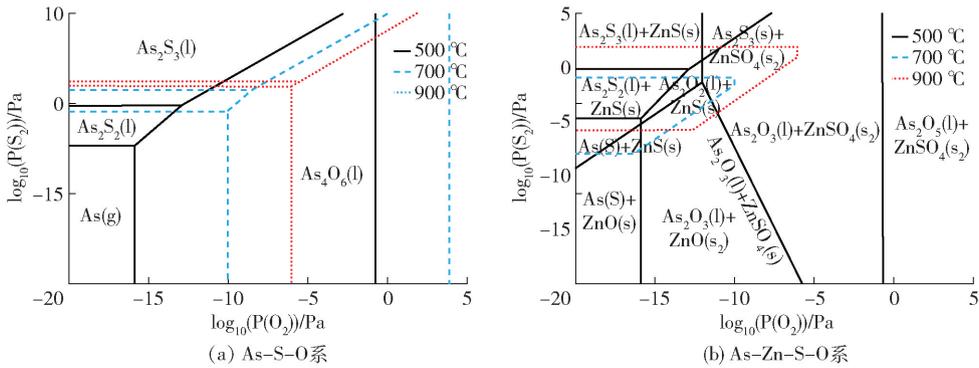


图4 As-S-O系和As-Zn-S-O系的硫分压-氧分压对数优势区域图

Fig. 4 Dominant region diagrams of the As-S-O system and As-Zn-S-O system

$10^2$  Pa,且在温度小于 900 °C 时都不存在 Zn 的单独稳定区,即无金属锌生成,从而保证了金属砷的选择性生成。因此 ZnO 与  $As_2S_3$  的低温还原固硫转化处理在热力学上可行,同时转化条件亦可达到。

同时分别绘制了温度 500 °C、700 °C、900 °C 的 Bi-Zn-S-O 系和 Bi-S-O 系的硫分压-氧分压对数优势区,如图 5 所示。从图 5(a)中可以看出,Bi-S-O 体系中金属铋的稳定区随着温度的升高逐渐增大,并和  $Bi_2S_3$  的稳定区域相连,因而可以通过控制和调节合适的氧分压、硫分压可实现  $Bi_2S_3$  直接转化为金属 Bi。由图 5(b)中可得知,在 Bi-Zn-S-O 体系中,Bi + ZnS 的平衡稳定区随着温度的升高逐渐增大后,同时平衡稳定存在所需的平衡硫分压降低,从 500 °C 时的  $10^{-18}$  Pa 提高到 900 °C 时的  $10^{-2}$  Pa,这一数值与金属砷相比所需要的硫分压更低,因此硫化铋较硫化砷更难转化成单质态。因此 ZnO 与  $As_2S_3$  的低温还原固硫转化处理在热力学上具有更大的趋势和良好的选择性,在砷没有转化完全前铋不进行转化,保证了两者的分离。

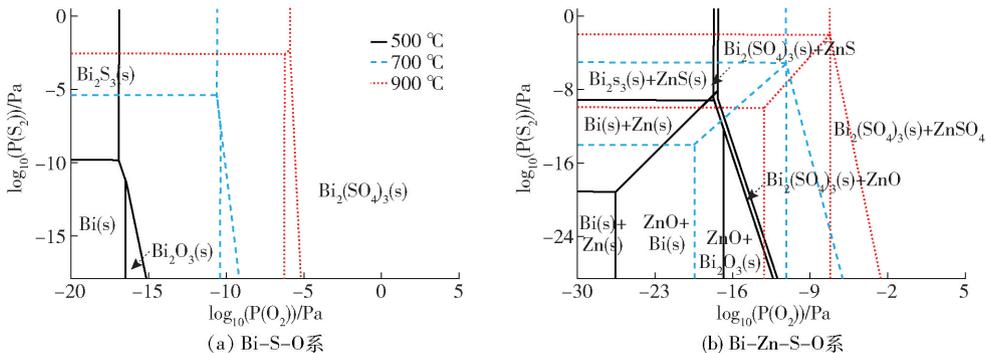


图5 Bi-S-O系和Bi-Zn-S-O系的硫分压-氧分压对数优势区域图

Fig. 5 Dominant region diagrams of the Bi-S-O system and Bi-Zn-S-O system

### 3 结论与讨论

#### 3.1 焙烧温度的影响

根据反应方程式(1)设定固定焙烧条件,硫化砷和瓦斯灰按照理论计算配比,瓦斯灰为理论值的 1.4 倍,加入总混合物料质量占比分别为 1% 膨润土和 2% 焦粉,反应时间 2 h,考察不同焙烧温度对砷生成和硫固定的影响,结果如图 6 所示。

从图 6 可得知,当温度小于 250 °C 时,金属砷的生成率不超过 40%,当温度大于 400 °C 时,砷的生成率很快提升至 89%;随着温度升高,ZnS 和 As 的热力学稳定区域快速增大,这与图 4 中的热力学优势区域图一致;此后随着温度继续升高,金属砷的生成率稍有下降,这是由于高温使砷的挥发增加,使以合金形态留在焙烧料中的砷减少,从而降低砷的直收率。由此可知,金属砷的生成主要受温度主导。在 100 ~ 300 °C 温度范围内,固硫率的变化与砷的生成率趋势同步,但固硫率的增大趋势逐渐比砷生成率快;在温度 300 ~ 1 000 °C,硫固定率稳定在 93%

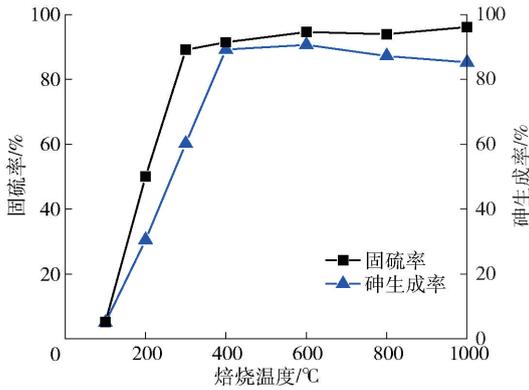
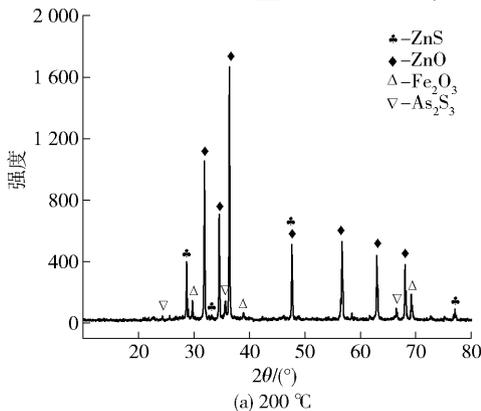


图6 温度对砷金属生成和硫固定的影响

Fig. 6 Effect of temperature on Arsenic generation and sulfur-fixing

左右,在1000℃时达到峰值96.0%,说明这个温度段金属砷和硫化锌不是同步生成的,这是因为砷的硫化物从物料中的三硫化砷转变为二硫化砷后进一步转变为金属砷,使硫在较低的温度下即被锌固定,而金属砷到了较高的温度下才能大量生成。

在200℃和800℃温度下焙烧产物XRD如图7所示。可以看出,在200℃时还原固硫反应基本没有进行,焙烧物中主要还是ZnO、Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>、As<sub>2</sub>S<sub>3</sub>等,有少量ZnS生成;待温度升高至800℃后,焙烧产物中主要生成了ZnS、FeS、As,有过量的ZnO残留,这些检测与砷生成率和固硫率结果一致。在200℃和800℃温度下焙烧产物的SEM如图8所示,焙烧后的产物形态基本没有发生改变,仍有细小颗粒相互嵌布组成。在200℃时,焙烧后物中As、Zn、Fe、S的复合物组成,没有明显的单一颗粒;当温度升高至800℃时,可以看出在大颗粒表面生成结晶良好、致



密的小颗粒形态,EDS分析表明小颗粒中砷含量达95.20%,说明此时金属砷已大量生成。考虑硫的固定、金属砷的生成直收率,结合节约能源的原则,确定焙烧温度为600℃。

### 3.2 焙烧时间的影响

固定配料,确定焙烧温度为600℃,考察不同焙烧时间对砷金属生成和硫固定的影响,结果如图9所示。

从图9可知,时间对砷金属生成和硫的固定影响均比较小。焙烧时间由1h延长到5h时,砷的生成率从86.9%缓慢增加到90.1%,然后缓慢下降,这是因为长时间高温增加了砷的挥发,减少了进入焙烧渣的量;时间对硫的固定影响不明显,焙烧1h时,固硫率为93.5%,随着时间延长,固硫率稳定在94%左右。这是因为经过均匀混合和造球,不同物料之间有了充分的混合和接触,在600℃温度下,反应能很快完成,同时生成的ZnS在还原性气氛下能稳定存在。因此,较佳的反应时间选为2h。

### 3.3 硫化渣和瓦斯灰质量比的影响

按3.1部分进行焙烧原料配制,在焙烧时间2h、焙烧温度600℃的条件下,保持硫化渣和瓦斯灰总量不变,考察瓦斯灰和硫化渣不同质量比对砷生成率和固硫率的影响,结果如图10所示。

由图10可知,砷金属生成率和固硫率随瓦斯灰量的增加均缓慢增大,分别从0.8倍时的30.5%、33.5%增大到1.4倍时的90.1%、93.6%;继续增大比例到1.4倍以上,金属砷的生成率和反应固硫率变化很小。这是因为瓦斯灰量较少时,硫化砷转化为氧化砷反应不充分,导致金属砷的生成量少,随着

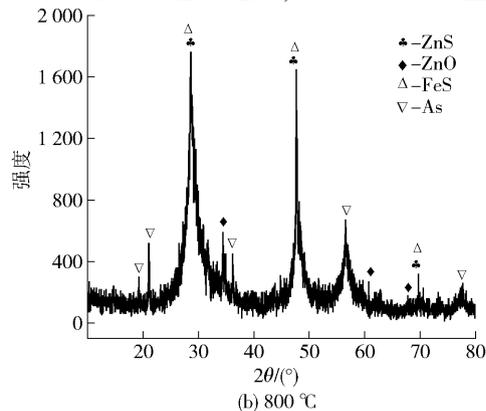


图7 不同温度下焙烧产物的XRD衍射图谱

Fig. 7 XRD patterns of the roasting products at different

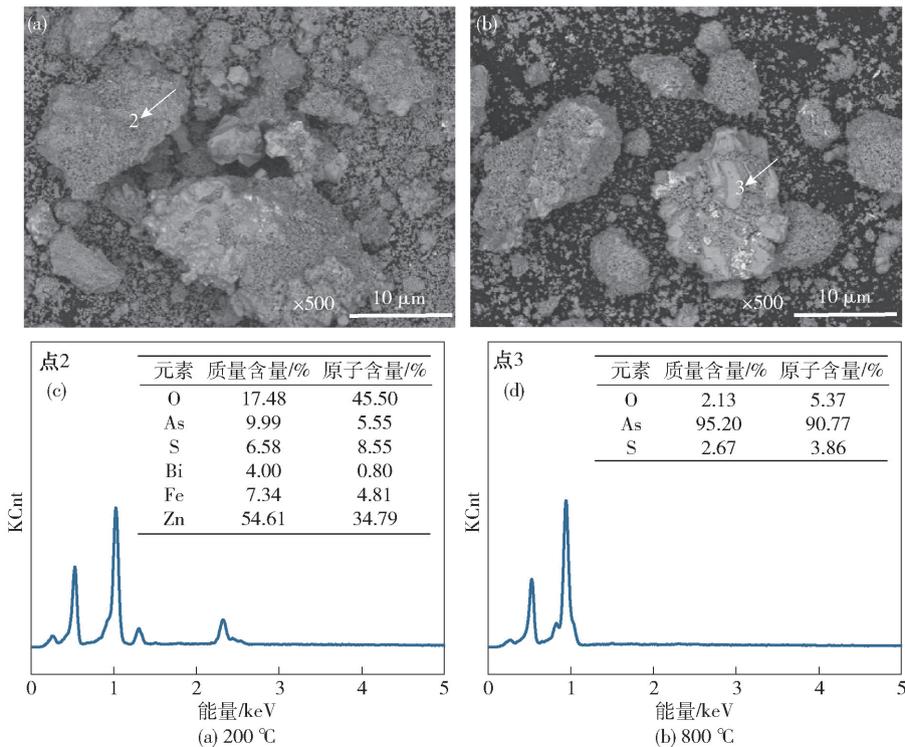


图 8 不同温度下焙烧产物的 SEM-EDS

Fig. 8 SEM-EDS of the roasting products at different temperature

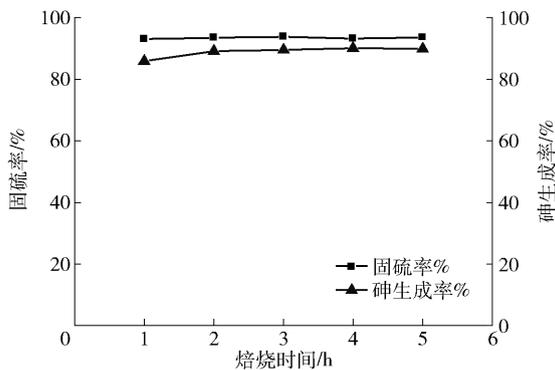


图 9 反应时间对砷生成和固硫的影响

Fig. 9 Effect of reacting time on Arsenic generation and sulfur-fixing

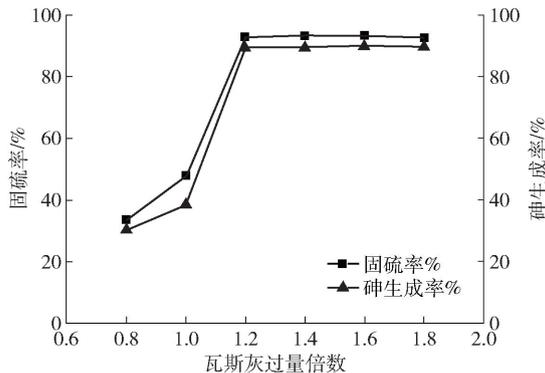


图 10 硫化渣和瓦斯灰比例对砷生成和固硫的影响

Fig. 10 Effect of blast furnace dust content on Arsenic generation and sulfur-fixing

瓦斯灰量的增加,相当于反应加入的氧化锌量增加,促使反应向右进行,硫化砷转化量增加,也使生成的金属砷量增加。

### 3.4 综合试验

以上单因素试验获得了硫化渣和瓦斯灰协同低温还原固硫焙烧处理的最佳条件:温度 600 °C、时间 2 h、瓦斯灰量为理论用量的 1.4 倍。在此条件下进行了单次 500 g 混合原料的验证试验三次,结果列

于表 4。从表 4 中可得知砷生成率和固硫率平均值为 90.25% 和 93.64%。

## 4 结论

针对硫化砷渣和瓦斯灰两类危废的处理问题,本研究在 As-Zn-S-O 体系优势区图分析的基础上,采用固硫焙烧-选矿联合工艺对其进行协同处

表4 综合试验结果

Table 4 Results of Comprehensive experiments

编号	砷生成率/%	固硫率/%
1	89.92	93.21
2	90.18	93.68
3	90.66	94.03
平均值	90.25	93.64

理,并进行了单因素条件实验,得到以下主要结论。

1)通过低温焙烧,硫化砷和瓦斯灰可以直接生成金属砷和硫化锌;对焙烧后的产物进行磨矿再经重选后,可选出砷铋合金和重选尾矿,对重选尾矿进行浮选,可得到硫化锌矿和含铁浮选尾矿。该工艺对可回收资源具有良好的分离性和选择性。

2)处理试验用硫化砷渣和瓦斯灰的优化焙烧条件为温度 600 ℃、反应时间为 2 h、瓦斯灰 ZnO 过量 1.4 倍,在此条件下砷的生成率 90.25%、固硫率 93.64%。

3)该工艺实现了硫化砷渣和瓦斯灰的短流程协同高效处理,综合回收利用了其中的金属砷和锌,并且硫化渣原料中的绝大部分硫都被固定,避免了硫被高温氧化进入烟气进而产生低浓度二氧化硫烟气,需要大量碱液吸收的缺点,是一种环境友好型的二次资源清洁利用和处置工艺,可在硫化砷危废减量化应用上推广。

#### [参考文献]

[1] 崔洁,杜亚光,刘芑,等.工业硫化砷渣的基本特性[C].第二届重金属污染防治技术及风险评估研讨会暨重金属污染防治专业委会2012年首届学术年会.中国环境科学学会,2012.  
CUI Jie, DU Yaguang, LIU Wu, et al. The basic characteristics of industrial arsenic sulfide slag[J]. The Second Symposium on Heavy Metal Pollution Prevention and Control Technology and Risk Assessment and the First Academic Annual Meeting of the Heavy Metal Pollution Prevention Professional Committee in 2012 Chinese Society of Environmental Sciences, 2012.

[2] PARK C K. Hydration and solidification of hazardous wastes containing heavy metals using modified cementitious materials[J]. Cement and Concrete Research, 2000, 20(3): 429-435.

[3] 赵萌,宁平.含砷污泥的固化处理[J].昆明理工大学学报,2003,28(5):100-104.  
ZHAO Meng, NING Ping. Treatment of arsenical sludge solidification[J]. Journal of Kunming University of Science and

Technology(Natural Science Edition), 2003, 28(5): 100-104.

[4] SINGH T S, PANT K K. Solidification/stabilization of arsenic containing solid wastes using portland cement, fly ash and polymeric materials[J]. Journal of Hazardous Materials B, 2006, 131: 29-36.

[5] BHUNIA P, PAL A, BANDYOPADHY M. Assessing arsenic leachability from pulverized cement concrete produced from arsenic-laden solid CalSiCo-sludge [J]. Journal of Hazardous Materials, 2007, 141: 826-833.

[6] 李鸿江,刘清,赵由才.冶金过程固体废物处理与资源化[M].冶金工业出版社,2007.  
LI Hongjiang, LIU Qing, ZHAO Youcai. Solid waste treatment and resource utilization in metallurgical processes [M]. Metallurgical Industry Press, 2007.

[7] 黄卫东.含砷硫化渣综合利用研究[J].有色矿冶,2009,25(4):53-46.  
HUANG Wei Dong. Research for comprehensive utilization of arsenic-containing sulfide slag [J]. Non-Ferrous Mining and Metallurgy, 2009, 25(4): 53-46.

[8] 刘汉钊.富砷超微细粒金矿工艺探讨[J].矿产综合利用,1993(1):8-16.  
LIU Hanzhao. Discussion on the process of ultrafine grained gold ore rich in arsenic and carbon [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 1993(1): 8-16.

[9] 郑雅杰,刘万宇,白猛,等.采用硫化砷制备三氧化二砷工艺[J].中南大学学报:自然科学版,2008,39(6):1157-1163.  
ZHENG Yajie, LIU Wanyu, BAI Meng, et al. Preparation of arsenic trioxide from arsenic sulfide slag [J]. Journal of Central South University: Science and Technology, 2008, 39(6): 1157-1163.

[10] 汪国靖.钢铁尘泥与垃圾焚烧飞灰共热处理协同资源化的基础研究[D].长沙:中南大学,2022.  
WANG Guojing,. Basic research on resource-utilization of ferrous dust and municipal solid incineration fly ash through co-thermal treatment[D]. Changsha: South Central University, 2022.

[11] OMRAN M, FABRITIUS T, PAANANEN T. Effect of blast furnace sludge (BFS) characteristics on suitable recycling process determining [J]. Journal of Minerals & Materials Characterization & Engineering, 2017, 5(4): 185-197.

[12] 叶大伦,胡建华.实用无机物热力学数据手册[M].北京:冶金工业出版社,2002.  
YE Dalun, HU Jianhua. The Practical Inorganic Thermodynamic Data Manual[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2002.

[13] (美)J.A.迪安.兰氏化学手册[M].第二版.北京:科学出版社,2003.  
J. A. Dean. Lan's Handbook of Chemistry [M]. Second Edition. Beijing: Science Press, 2003.

## Extraction of arsenic and zinc by coprocessing of arsenic sulfide slag and blast furnace dust

QIU Wenshun<sup>1</sup>, CHEN Cui<sup>2</sup>

(1. Yunnan Tin Co., Ltd., Kunming 650021, China;

2. CINF Engineering Co., Ltd., Changsha 410019, China)

**Abstract:** The arsenic sulfide residue generated during the pyrometallurgical treatment of non-ferrous metal smelting wastewater acid and the blast furnace gas ash produced during steel smelting are both classified as hazardous waste. Existing treatment methods suffer from issues such as lengthy processes and low resource recovery efficiency. To address these challenges, this study proposes a co-treatment method for arsenic sulfide residue and blast furnace gas ash using a sulfur fixation roasting-beneficiation combined process. This method involves low-temperature reduction and sulfur fixation roasting of arsenic sulfide residue (containing  $As_2S_3$ ) and blast furnace gas ash (primarily containing ZnO), enabling the one-step production of metallic arsenic and zinc sulfide. Subsequent gravity separation and flotation yield metallic arsenic and zinc sulfide concentrate. The feasibility of the process was first analyzed thermodynamically. Single-factor experiments were conducted to investigate the effects of roasting temperature, time, and theoretical dosage of blast furnace gas ash on arsenic generation and sulfur fixation efficiency. The main conclusions are as follows. The optimized conditions for the co-treatment of arsenic sulfide residue and blast furnace gas ash via sulfur fixation roasting-beneficiation are: roasting temperature of 600 °C, reaction time of 2 h, and ZnO dosage in blast furnace gas ash at 1.4 times the theoretical requirement for sulfur fixation. Under these conditions, the sulfur fixation rate reaches 93.64%, and the metallic arsenic generation rate reaches 90.25%. This process achieves short-flow, efficient co-treatment of arsenic sulfide residue and blast furnace gas ash, enabling comprehensive recovery of metallic arsenic and zinc. Additionally, most of the sulfur in the raw materials is fixed, making this an environmentally friendly process for the clean utilization and disposal of secondary resources. It holds potential for application in the reduction and safe disposal of arsenic sulfide hazardous waste.

**Key words:** arsenic sulfide residue; blast furnace gas ash; co-treatment; solid sulfur roasting-beneficiation; hazardous waste safe disposal; hazardous waste resource recovery; arsenic and zinc recovery