

# 闪锌矿常压富氧浸出

陈永强<sup>1,2</sup>, 邱定蕃<sup>2</sup>, 王成彦<sup>2</sup>, 尹飞<sup>2</sup>

(1. 北京科技大学冶金与生态工程学院, 北京 100083; 2. 北京矿冶研究总院, 北京 100044)

**摘要:** 研究了反应釜中闪锌矿精矿常压富氧浸出过程, 得出了最佳浸出条件: 精矿粒度 $<44\ \mu\text{m}$  的大于 92%, 浸出温度 373 K, 转速 800 r/min, 浸出液固比 5 mL/g,  $[\text{Zn}]_{\text{总}}=0.76\ \text{mol/L}$ , 酸锌摩尔比  $\text{H}_2\text{SO}_4/\text{Zn}=1.27$ , 氧分压  $p_{\text{O}_2}=0.3\ \text{MPa}$ , 浸出时间 5 h. 在此条件下, 锌的浸出率大于 95%. 对锌精矿和浸出渣的工艺矿物学研究结果表明, 闪锌矿等主要矿物的浸出过程以生成  $\text{H}_2\text{S}$  的反应为主,  $\text{H}_2\text{S}$  再被氧化成元素硫, 从而实现矿物的浸出.

**关键词:** 闪锌矿; 常压富氧浸出; 反应机理

**中图分类号:** TF813; TF803.21

**文献标识码:** A

**文章编号:** 1009-606X(2009)03-0441-08

## 1 前言

锌的冶炼方法分为火法和湿法两大类, 目前世界上主要的炼锌方法为湿法<sup>[1]</sup>. 1916 年世界上第一座湿法炼锌厂在美国建成投产, 之后迅速发展, 现在 90% 的锌均是用湿法工艺生产<sup>[2]</sup>.

锌精矿加压浸出的研究始于 20 世纪五六十年代, 但到 70 年代才开始进行工业应用. 1977 年, 加拿大 Sherritt Gordon 公司与 Cominco 公司联合在 Trail 建立了第一家 ZnS 精矿的加压酸浸厂<sup>[3,4]</sup>. 目前国内外已建成多家锌精矿加压浸出工厂. 锌精矿加压浸出技术与传统的焙烧技术相比具有明显的优越性<sup>[5]</sup>.

传统的锌精矿常压浸出工艺也进行了较多的研究, 用空气作氧化剂进行搅拌浸出. 但受氧溶解度和锌精矿浸出动力学条件所限, 所需浸出时间较长, 通常在 24 h 左右锌浸出率才能达到 95% 以上<sup>[6]</sup>.

近几年以浆液高度来增加氧压的富氧空气搅拌浸出生产线在芬兰的奥特昆普冶炼厂建成, 常压搅拌浸出设备(帕丘克槽)高达 30 m, 其底部压力可达 0.3 MPa, 在富氧空气搅拌作用下, 可以实现加压浸出, 从而实现过去只有加压浸出设备才能完成的锌精矿的直接浸出.

锌精矿常压富氧浸出工艺具有突出的优点: 硫以元素硫形式产出, 不受硫酸市场制约, 便于储存及运输; 建设投资和维修费用低, 能耗少; 流程简单, 省去了沸腾焙烧、烟气制酸和浸出渣的再处理工序.

在锌精矿直接浸出过程研究方面, 对锌精矿的加压浸出研究较多. Mackiw 等<sup>[7]</sup>认为铁离子对促进闪锌矿的浸出作用明显. Jan 等<sup>[8]</sup>指出闪锌矿的浸出是一个非均匀的表面反应, 浸出过程的限制性环节为中间产物  $\text{H}_2\text{S}$  在

闪锌矿表面的氧化. Corriou 等<sup>[9]</sup>通过研究合成闪锌矿在硫酸溶液中加压浸出的热力学与动力学, 证明闪锌矿的溶解受  $\text{H}_2\text{S}$  氧化控制.

相比而言, 对常压富氧浸出过程研究较少. 本工作以 ZnS 精矿为原料, 在反应釜中模拟锌精矿常压富氧浸出的浸出条件, 进行了锌精矿常压富氧浸出实验研究, 对锌精矿和浸出渣进行了物相分析, 揭示了常压富氧浸出过程中的反应机理. 研究结果表明闪锌矿等矿物的浸出过程以生成  $\text{H}_2\text{S}$  的反应为主,  $\text{H}_2\text{S}$  再被氧化成元素硫, 从而实现矿物的浸出.

## 2 实验

### 2.1 原料与试剂

本工作所用锌精矿由湖南某冶炼厂提供, 主要化学成分见表 1. 经水筛测得该精矿的粒度分布,  $<0.074\ \text{mm}$  的占 87%.

表 1 锌精矿主要化学成分

Element	Zn	Fe	Pb	In	S	Si	Cd
Content (% , $\omega$ )	46.83	7.62	2.41	0.0122	28.08	1.96	0.28
Element	Ca	Mg	Al	Mn	As	Cu	Ag
Content (% , $\omega$ )	0.91	0.50	0.15	0.23	0.18	0.32	119 g/t

对锌精矿进行 XRD 分析, 见图 1. 可见锌精矿中除大量的闪锌矿外, 还有少量的黄铁矿、磁黄铁矿、方铅矿等硫化矿和锌的碳酸盐—菱锌矿, 此外, 还含有一定量石英、滑石及石膏等非金属矿物. 其中石英和滑石系矿石中原有的脉石矿物, 而石膏为浮选过程中添加的石灰形成的.

锌的载体矿物主要为闪锌矿和铁闪锌矿、少量菱锌

收稿日期: 2009-02-24, 修回日期: 2009-03-30

基金项目: 国家重点基础研究发展规划(973)基金资助项目(编号: 2007CB613505)

作者简介: 陈永强(1972-), 男, 山东省庆云县人, 博士研究生, 主要从事有色金属湿法冶金方面的研究和设计工作, Tel: 13521395620, E-mail: chyq0707@sina.com.

矿及数量更少的异极矿。其中闪锌矿、铁闪锌矿含锌量占精矿总锌的 93% 以上，而菱锌矿和异极矿分别占 5.55% 和 1.18%。

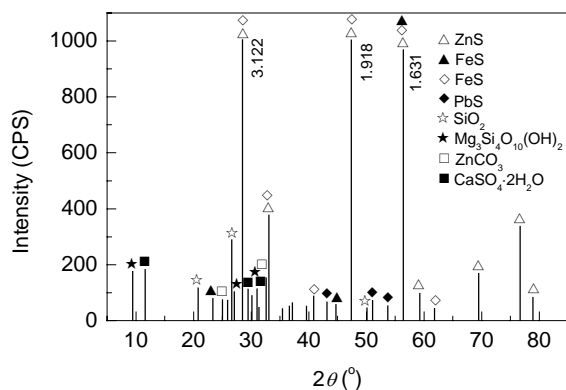


图1 锌精矿的 XRD 图谱

Fig.1 XRD pattern of the sphalerite concentrate

闪锌矿普遍含铁，尽管含量相对较低，但由于其矿物量较大，构成精矿中铁的主要载体。次要的载铁矿物为黄铁矿、磁黄铁矿等硫化矿。磁铁矿、褐铁矿及含铁硅酸盐因矿物量较少，不是铁的重要载体。

锌精矿中的铜主要富集在黄铜矿中，其次富集在铜蓝等次生硫化铜中。铅多数载于方铅矿，少数富存于白铅矿中。

实验所用试剂均为常规试剂，硫酸(分析纯，浓度 98%，密度 1.84 g/cm<sup>3</sup>)，硫酸锌(ZnSO<sub>4</sub>·7H<sub>2</sub>O，分析纯，分子量 287.54)，硫酸铁(分析纯，铁含量 22%~24%)，氧气(工业用瓶装氧气)。

## 2.2 实验装置和仪器

国外锌精矿常压富氧浸出在高约 30 m 的帕丘克气体搅拌槽中进行，为了模拟帕丘克槽底部的浸出环境，本实验在加压反应釜中进行。加压反应釜釜体材质为 316 不锈钢，内衬钛胆，容积为 2 L，机械搅拌，设有通氧阀门、取样阀门及压力表，为垂直作业方式，釜盖与釜体通过六角螺栓固定封紧。

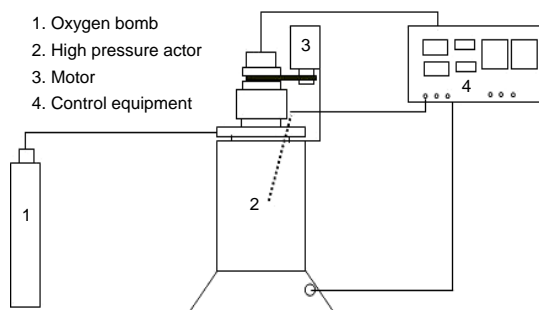


图2 实验装置示意图

Fig.2 Scheme of experimental equipment

实验装置见图 2。实验装置由氧气瓶、加压反应釜、搅拌电机和控制柜组成。氧气瓶提供工业纯氧，控制柜控制加压反应釜的搅拌转速和釜内温度。

本工作的工艺矿物学分析采用日本理光 D/max-10 型 X 射线衍射仪、日立 S-3500n 型扫描电镜及英国 Oxford 公司生产的 Inca 型能谱仪，化学成分分析采用电感耦合等离子体质谱仪(ICP-MS)。

## 2.3 实验过程

锌精矿富氧浸出实验在 2 L 加压釜内进行。通过控制柜调节反应釜内的温度和搅拌转速。搅拌转速由光电转速表测定，人工调速，反应过程中保持恒定。首先将锌精矿和浸出液按一定液固比加入钛胆中，然后放入高压釜中加盖密封，加热升温，当升温至反应温度时开始通入工业纯氧并计时。氧气由氧气钢瓶通过不锈钢细管通入反应釜，由反应釜盖上的针型阀控制通氧量，当反应釜内的压力升高到预定数值时，关闭针型阀，通氧后升高的压力值即为氧分压。在反应过程中，由于反应釜内的浸出反应耗氧，需要不断向反应釜内通氧，以维持反应釜内的氧分压稳定。反应结束后通水冷却，温度降至 343 K 时卸压启釜，浸出渣经洗涤烘干称量，细磨混样后取样分析。

## 3 结果与讨论

### 3.1 锌精矿常压富氧浸出

进行锌精矿富氧浸出条件实验，分别考察了磨矿细度、温度、氧分压、酸度、浸出时间和铁离子等因素对 Zn 和 In 浸出率的影响，以及在不同浸出条件下 Fe、Ag、Pb 等杂质的行为。

在条件实验的基础上优化实验条件，进行了不同批次锌精矿富氧浸出综合实验，以考察工艺对原料的适应能力。4 批次锌精矿经湿式球磨 30 min，成分及粒度分布见表 2。

表 2 不同批次锌精矿成分及粒度

Table 2 Chemical compositions and distributions of particle size of different sphalerite concentrate samples

Concentrate	Particle size <44 μm (%)	Content (% , ω)					S
		Zn	Fe	Pb	In	Ag (g/t)	
1 <sup>#</sup>	95	47.41	10.14	1.95	0.011	137	29.33
2 <sup>#</sup>	92.2	49.25	6.97	2.00	0.022	115	28.83
3 <sup>#</sup>	95	47.41	7.97	1.79	0.025	122	27.93
4 <sup>#</sup>	95.6	46.83	7.62	2.41	0.0122	119	28.08

综合实验条件：浸出温度 373 K，转速 800 r/min，液固比 5 mL/g，[Zn]<sub>总</sub>=0.76 mol/L，酸锌摩尔比 H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>/Zn=1.27，氧分压 p<sub>O<sub>2</sub></sub>=0.3 MPa，浸出时间 5 h。综合实验结果见表 3。

从表 3 可看出，在综合实验条件下，4 批次锌精矿

锌的浸出率都大于 94%，平均大于 95%，铜浸出率均大于 93%，铅的液计浸出率小于 0.5%，银的液计浸出率小于 2%。表明本工艺基本适应此次提供的 4 个矿样。

表 3 综合实验结果

Table 3 The result of comprehensive experiments

Concentrate	Leaching rate (%)				
	Zn	Fe	In	Pb	Ag
1 <sup>#</sup>	96.20	62.94	95.46	0.31	0.80
2 <sup>#</sup>	95.46	70.75	93.37	0.28	1.91
3 <sup>#</sup>	96.29	72.20	97.86	0.48	1.33
4 <sup>#</sup>	94.65	59.02	97.83	0.33	1.67

### 3.2 浸出渣的物相组成

为了研究锌精矿富氧浸出渣的主要矿物组成,对浸出渣进行了 XRD 分析,见图 3。从图可见,酸浸后残渣

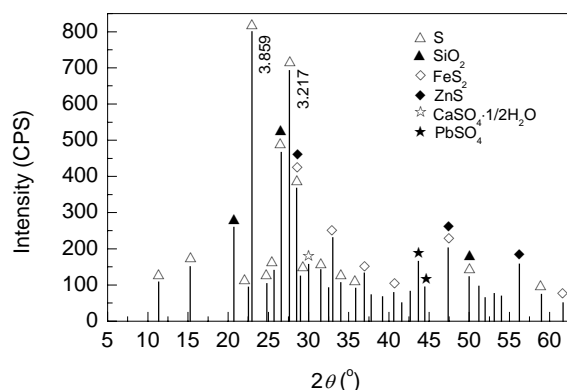


图 3 富氧浸出渣 XRD 图谱

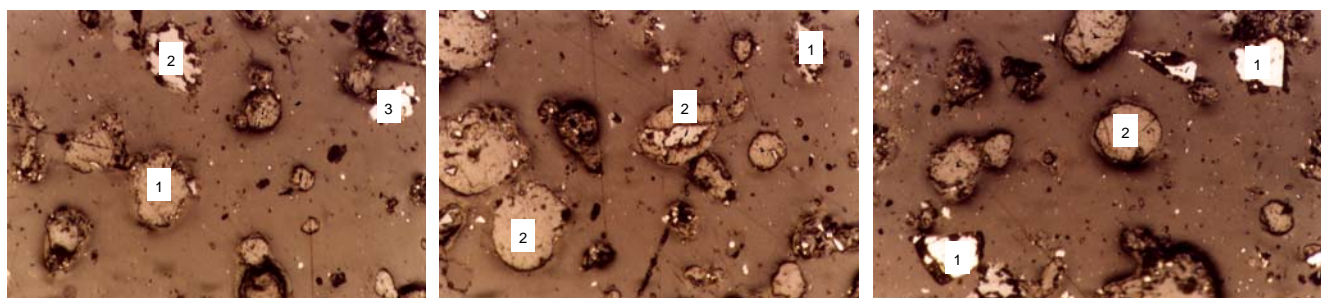
Fig.3 XRD pattern of the leaching residue

中产出大量的元素硫及少量的铅矾和半水硫酸钙,前者系闪锌矿等硫化物反应过程的相变产物,而后者分别为方铅矿的氧化产物和石膏的脱水相。锌精矿中难溶的石英及相对难溶的黄铁矿在酸浸过程中保留下来,并明显富集。闪锌矿在大量溶解后,仍有少量残余存在。

对比富氧浸出渣与锌精矿的 XRD 图谱,发现浸取过程中除闪锌矿、方铅矿、石膏发生相变外,磁黄铁矿、菱锌矿及滑石也明显减少,说明它们或被浸出,或发生其他形式的结构改变。

显微镜观察发现,浸渣中残余的闪锌矿多呈锯齿状单独存在,少数在硫珠中心或边界嵌生。黄铁矿相对富集,构成浸渣中的主要硫化物的边界大多较平整,没有明显的浸蚀痕迹。方铅矿明显减少,且颗粒周围常形成硫酸铅(铅矾)的氧化环。磁黄铁矿在浸渣中还可见到,但量较锌精矿中明显减少。黄铜矿在浸渣中没有明显富集,说明其在富氧浸取时部分溶解。毒砂在浸渣中经常可见,略有富集迹象,说明其溶解速度较闪锌矿或磁黄铁矿慢。偶尔可见蓝铜类的次生硫化铜,但边界及颗粒内均出现明显浸蚀的痕迹。

图 4 为富氧浸出渣的显微结构,可见除黄铁矿及残余闪锌矿外,其他硫化物的数量很少。另外,从图还可以看到,生成的元素硫基本呈致密的球粒状,且粒度基本接近未反应的黄铁矿,而明显大于闪锌矿的反应残余。这表明,在实际的富氧浸出中,生成的元素硫存在重结晶过程。



(a) 1. Sulfur; 2. Sphalerite; 3. Pyrite

(b) 1. Sphalerite; 2. Sulfur

(c) 1. Pyrite; 2. Sulfur

图 4 浸出渣中的成分(200×)

Fig.4 Component of the leaching residues (200×)

### 3.3 浸出过程中主要矿物的反应机理

一般来讲,元素硫系硫化物(MS)在湿法冶金过程中的相变产物。在低于硫熔点(386 K)浸出时,生成的元素硫(S)通常以 3 种形态嵌布<sup>[10,11]</sup>:呈疏松多孔状包裹在硫化物周围(1)、呈致密细粒状吸附在硫化物的周围(2)、呈细粒单体分布在浸出渣中,与硫化物颗粒分离(3),见

图 5。前 1 种为硫化物和氧化剂发生氧化还原反应,  $S^{2-}$  被氧化成  $S^0$  并在原位组建元素硫的晶体,金属阳离子扩散进入溶液后形成的形态;后 2 种系硫化物首先经酸分解生成  $H_2S$ ,  $H_2S$  溶解进入溶液后被氧化而形成的形态。因此,在宏观上可借助对浸出渣样无相结构的分析来判断硫化物在浸出过程中的反应历程。

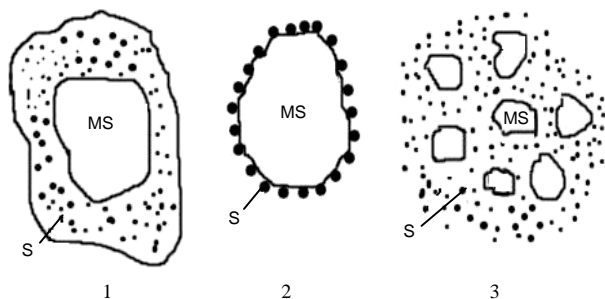
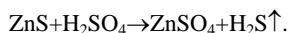


图5 渣中元素硫的几种形态  
Fig.5 Forms of sulfur in residue

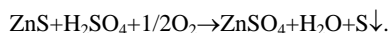
### 3.3.1 闪锌矿

在实际的富氧浸出过程中, 闪锌矿的溶解可能以2种不同的方式进行.

(1) 直接与硫酸反应, 释放出  $H_2S$ :



(2) 在氧的作用下形成元素硫沉淀:



在第一个反应中, 生成的  $H_2S$  脱离闪锌矿表面, 再被氧化成元素硫, 形成如图5中(3)所示的形态. 而第二

种反应系简单的扩散过程, 闪锌矿在低于元素硫熔点浸取时, 随着锌离子不断扩散进溶液, 硫被还原成元素硫, 呈疏松多孔状在原地滞留下来, 不会发生元素硫的迁移. 未反应完全的闪锌矿也正是经过这些元素硫内的多孔状通道而继续溶解, 形成如图5中(1)所示的形态.

通过显微镜观察富氧浸出渣(图4)及扫描电镜微区分析发现, 浸渣中的残余闪锌矿大多呈单体, 周围没有元素硫包裹, 仅有少量闪锌矿浸蚀结构中出现元素硫环. 形成的元素硫不仅致密, 且非原始的闪锌矿形状, 说明酸浸时元素硫自身也发生了结构改变.

图6和7为浸出渣中闪锌矿的显微结构及相应的元素面分布图. 从图可见, 大多数残余闪锌矿周围并没有元素硫包裹, 如图5中(3)所示的形态, 少数闪锌矿周围吸附有细粒硫珠, 呈现如图5中(2)所示的形态. 这说明在常压富氧浸出过程中, 元素硫的迁移是非常明显的. 而在元素硫的熔点以下, 要实现它们的固体迁移是不可能的. 元素硫迁移的唯一载体是  $H_2S$ . 在富氧浸出时, 生成的  $H_2S$  与  $O_2$  反应, 生成水和元素硫沉淀:

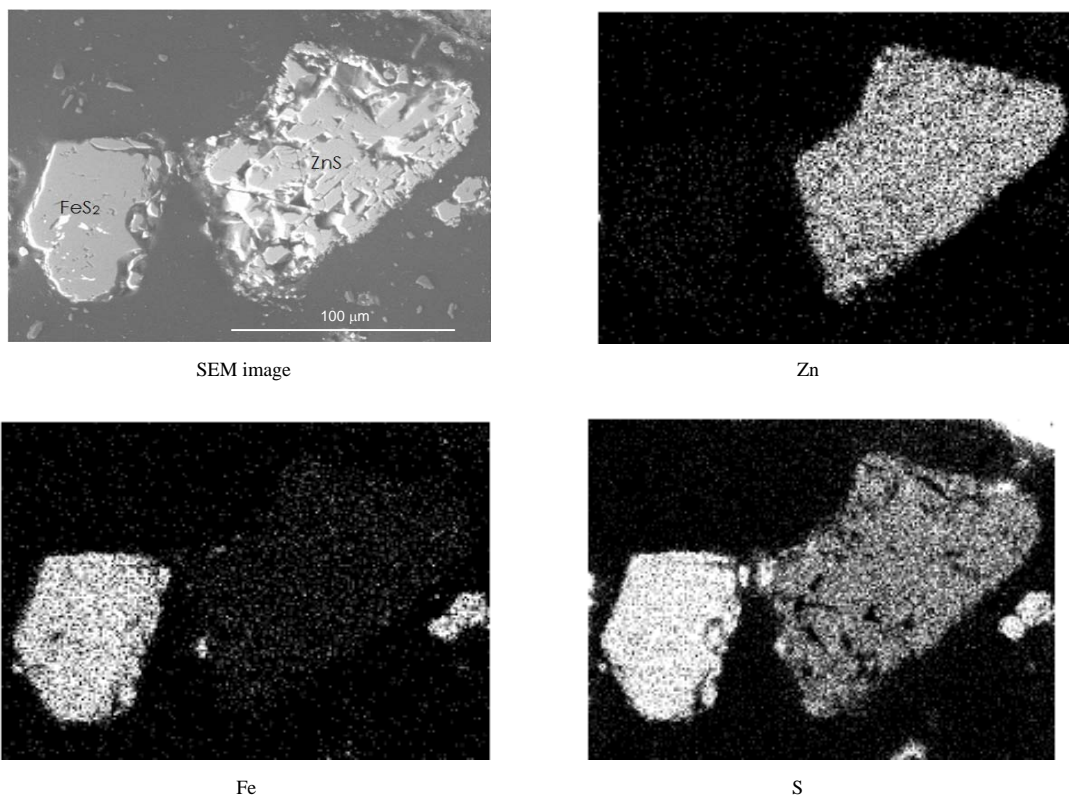
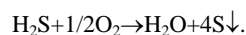


图6 浸出渣闪锌矿和黄铁矿的背散射电子像及元素的面分布图

Fig.6 SEM image of sphalerite and pyrite in leaching residue, and EDX elemental scanning of Zn, Fe and S

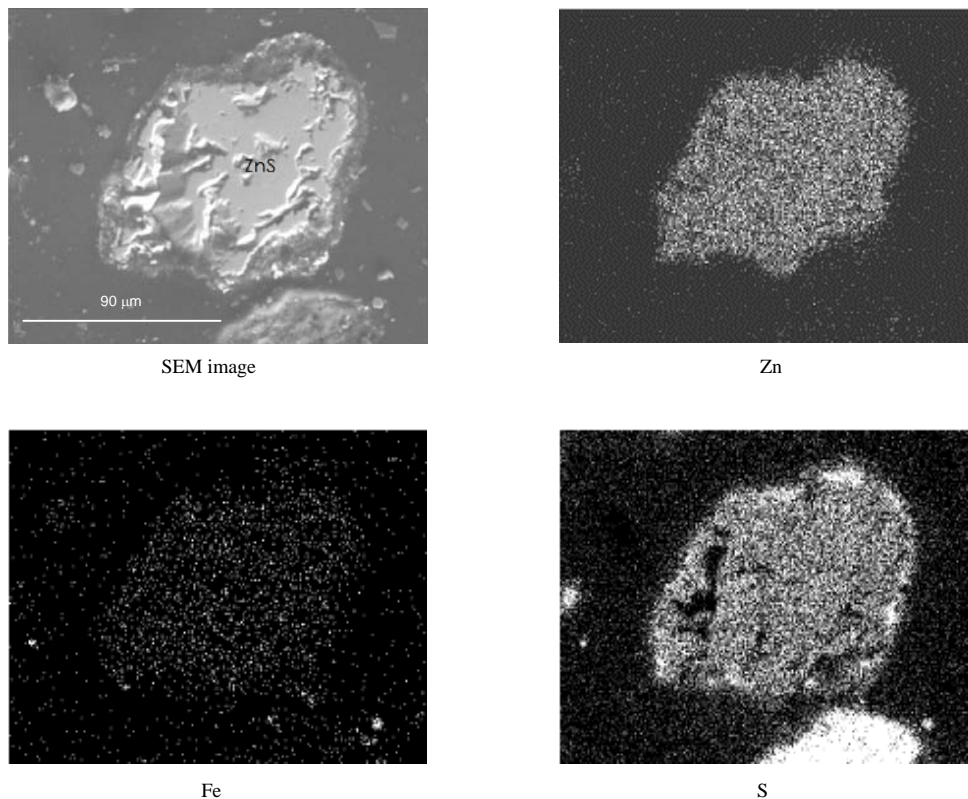


图 7 浸出渣闪锌矿和细粒硫珠的背散射电子像及元素的面分布图  
Fig.7 SEM image of sphalerite and sulfur in leaching residue, and EDX elemental scanning of Zn, Fe and S

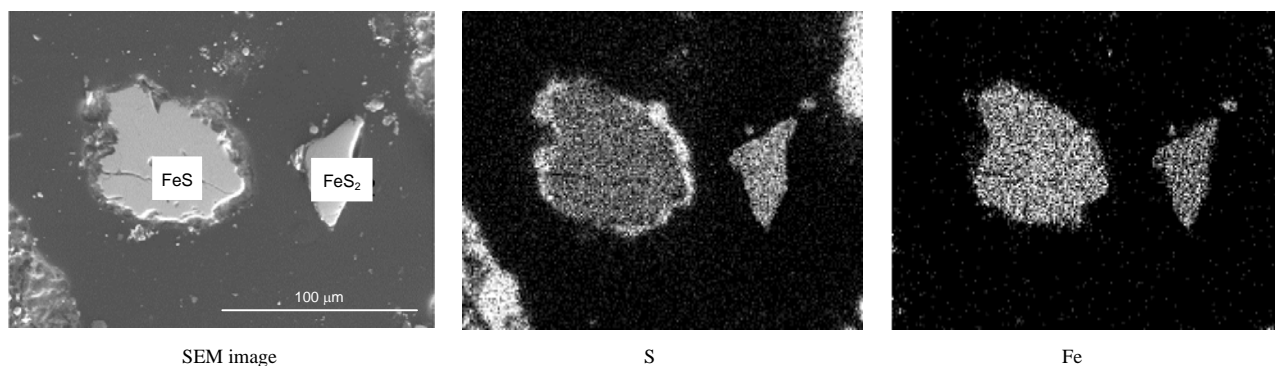


图 8 浸出渣黄铁矿和磁黄铁矿的背散射电子像及元素的面分布图  
Fig.8 SEM image of pyrite and pyrrhotine in residue, and EDX elemental scanning of S and Fe

由于生成的  $H_2S$  气体已脱离闪锌矿表面, 因此产生的元素硫也与残存闪锌矿无关. 鉴于浸渣中残存的闪锌矿中大多没有元素硫包裹, 认为生成  $H_2S$  的反应是实验中闪锌矿溶解的主要反应.

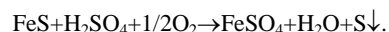
### 3.3.2 黄铁矿与磁黄铁矿

显微镜观察及 XRD 分析均已证实, 酸浸后黄铁矿有明显富集, 而磁黄铁矿略有减少, 这表明实际的富氧酸浸过程中磁黄铁矿多数溶解, 而黄铁矿基本不溶.

图 8 为浸渣中残余磁黄铁矿、黄铁矿的显微结构,

可见磁黄铁矿边界呈明显的锯齿形, 且周围有元素硫包裹, 而黄铁矿边界整齐, 没有丝毫浸蚀痕迹. 这说明实际浸出时, 磁黄铁矿的溶解速度高于黄铁矿.

从图 8 还可以看出, 由于磁黄铁矿周围出现明显的元素硫包覆层, 因此可以认定该类矿物的溶解包括了直接扩散过程:



显微镜观察同样发现, 浸渣中残存的少量磁黄铁矿

也有不被元素硫包裹的,但所占比例明显少于闪锌矿,说明磁黄铁矿的溶解以就地生成元素硫的扩散过程为主,少部分在酸的作用下形成  $H_2S$ 。

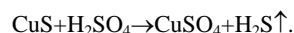
### 3.3.3 黄铜矿与铜蓝

显微镜观察发现,浸出渣中黄铜矿及蓝铜等次生硫化铜的量略有降低.在渣率不足 50%的情况下,各类铜矿物没有明显的富集,说明它们在实际富氧浸出过程中大量被溶解。

图 9 和 10 分别为浸渣中残存黄铜矿和蓝铜的显微结构及相应元素的面分布,可清楚地看出黄铜矿边界呈明显的锯齿形,而蓝铜则浸蚀严重,颗粒中出现大量贯通的孔洞.这一方面说明各类铜的硫化矿在富氧浸出时

都可溶解,另一方面也显示次生硫化铜(铜蓝等)比原生硫化铜(黄铜矿)的溶解速度大得多。

由图 9 和 10 可见,尽管黄铜矿、蓝铜的浸蚀现象非常明显,但它们周围都没有元素硫形成,表明此类硫化铜矿的溶解过程与闪锌矿类似,以生成  $H_2S$  的反应为主:



由于浸渣中剩余的各类硫化铜矿很少,虽未见到元素硫包裹的各类硫化铜矿,但不排除它们在浸出过程中有直接生成元素硫的副反应发生。

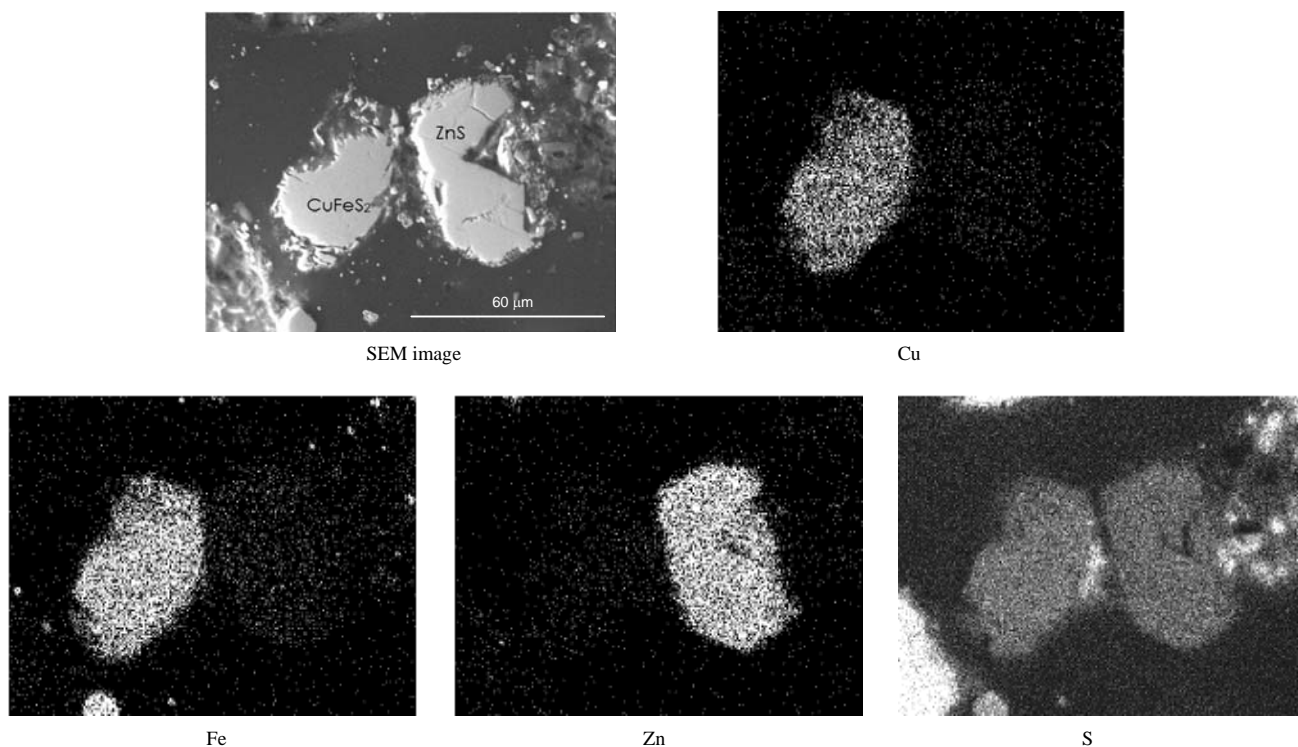


图 9 浸出渣黄铜矿和闪锌矿的背散射电子像及元素的面分布图  
Fig.9 SEM image of chalcopyrite and sphalerite in residue, and EDX elemental scanning of Cu, Fe, Zn and S

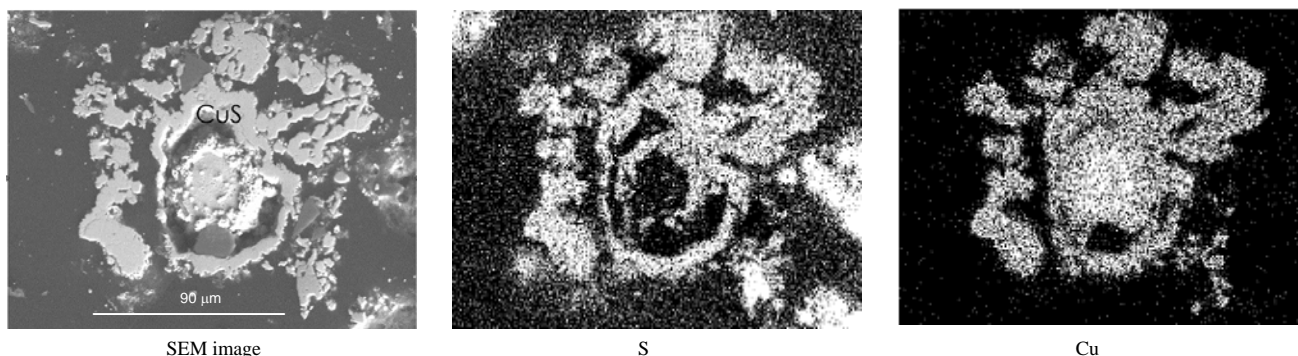
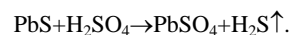


图 10 浸出渣铜蓝的背散射电子像及元素的面分布图  
Fig.10 SEM image of covellite in residue and EDX elemental scanning of Cu and S

### 3.3.4 方铅矿

浸出渣 XRD 分析表明, 浸渣中产出大量的铅矾 ( $\text{PbSO}_4$ )。显微镜下观察及扫描电镜微区分析证实, 它们大多呈细粒分散在渣中, 但也有少数在残余方铅矿边界形成硫酸铅环带包裹。图 11 表示了方铅矿的显微结构及相应元素的面分布, 可以清楚地看出硫酸铅包裹, 但没有元素硫形成。这说明方铅矿的相变反应也是生成

$\text{H}_2\text{S}$  的过程:



由于溶液中铅的溶度积很小, 因此生成的  $\text{PbSO}_4$  不会像铜、铁、锌的硫酸盐一样进入溶液, 而是滞留在原处, 造成酸浸渣中几乎所有的残余方铅矿周围都有一圈  $\text{PbSO}_4$ 。

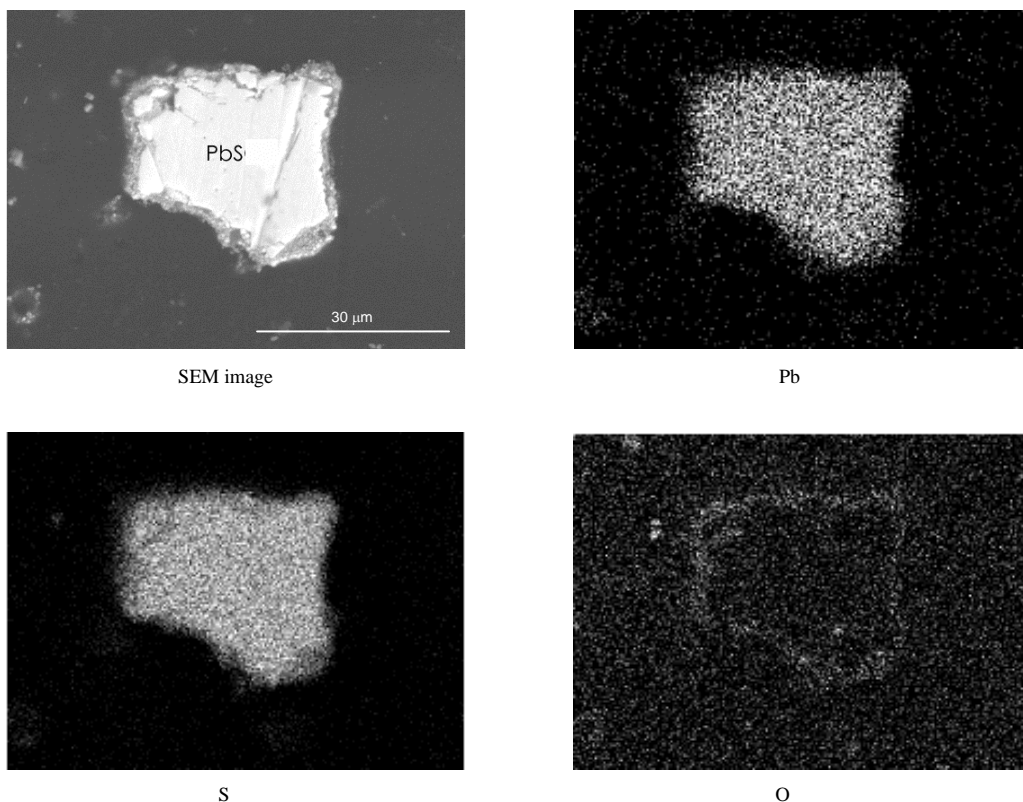


图 11 浸出渣铜蓝的背散射电子像及元素的面分布图  
Fig.11 SEM image of galena in residue and EDX elemental scanning of Pb, S and O

## 4 结论

(1) 对闪锌矿精矿常压富氧直接浸出在技术上是可行的。控制浸出温度 373 K, 转速 800 r/min, 液固比 5 mL/g,  $[\text{Zn}]_{\text{始}}=0.76 \text{ mol/L}$ , 酸锌摩尔比  $\text{H}_2\text{SO}_4/\text{Zn}=1.27$ , 氧分压  $p_{\text{O}_2}=0.3 \text{ MPa}$ , 浸出时间 5 h。锌和铜的平均浸出率分别大于 95% 和 93%, 铅的液计浸出率小于 0.5%, 银的液计浸出率小于 2%。

(2) 浸出渣中存在大量元素硫及少量铅矾和半水硫酸钙。锌精矿中难溶的石英及相对难溶的黄铁矿在酸浸过程中保留下来, 并明显富集, 闪锌矿在大量溶解后仍有少量残余存在。

(3) 对浸出渣进行物相分析表明, 闪锌矿的浸出过程以生成  $\text{H}_2\text{S}$  为主,  $\text{H}_2\text{S}$  再氧化成元素硫, 从而实现闪

锌矿的浸出。精矿中黄铁矿、铜蓝、方铅矿的反应过程与闪锌矿基本相同; 磁黄铁矿的溶解以就地生成元素硫的扩散过程为主, 少部分在酸的作用下形成  $\text{H}_2\text{S}$ 。

### 参考文献:

- [1] 陈邦俊. 世界铅锌工业现状与展望 [J]. 有色金属(冶炼部分), 1999, (10): 12-16.
- [2] 王振岭. 电炉炼锌 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 2001. 20.
- [3] Masters I M. 谢里特炼锌工艺的能源需要量 [J]. 朱鼎元, 译. 中国有色冶金, 1986, (7): 7-16.
- [4] Veltman H, Robert D W. 谢里特·戈登加压浸出技术在工业上的应用 [J]. 迟仁清, 译. 湿法冶金, 1982, (2): 1-8.
- [5] Jankola W A. Zinc Pressure Leaching at Cominco [J]. Hydrometallurgy, 1995, 39(1/3): 63-70.
- [6] 唐庚年, 符金开, 夏志美. 锌精矿直接浸出研究 [J]. 湖南冶金职业技术学院学报, 2007, 7(1): 88-90.
- [7] Mackiw V N, Veltman H. Recovery of Zinc and Lead from Complex

- Low-grade Sulphide Concentrates by Acid Pressure Leaching [J]. *Can. Mining Metall. Bull.*, 1967, 60(657): 80–85.
- [8] Jan R J, Hepworth M T, Fox V G. A Kinetic Study on the Pressure Leaching of Sphalerite [J]. *Metall. Trans. B*, 1976, 7B: 353–361.
- [9] Corriou J P, Gély R, Viers P. Thermodynamic and Kinetic Study of the Pressure Leaching of Zinc Sulfide in Aqueous Sulfuric Acid [J]. *Hydrometallurgy*, 1988, 21(1): 85–102.
- [10] 王成彦, 邱定蕃, 江培海, 等. 脆硫锑铅矿矿浆电解过程中硫的形成机理 [J]. *有色金属*, 2002, 54(4): 42–46.
- [11] 王成彦, 邱定蕃, 江培海, 等. 辉铋矿矿浆电解过程硫的形成及氧化机理 [J]. *有色金属(冶炼部分)*, 2002, (6): 2–6.

## Oxygen-rich Leaching of Sphalerite Concentrate under Normal Pressure

CHEN Yong-qiang<sup>1,2</sup>, QIU Ding-fan<sup>2</sup>, WANG Cheng-yan<sup>2</sup>, YIN Fei<sup>2</sup>

(1. School of Metallurgical and Ecological Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China;

2. Beijing General Research Institute of Mining & Metallurgy, Beijing 100044, China)

**Abstract:** Oxygen-rich leaching of sphalerite concentrate under normal pressure in a reactor was carried out. The optimal processing conditions were achieved as follows: particle size of more than 92% minus 44  $\mu\text{m}$ , temperature of 373 K, agitator speed of 800 r/min, ratio of liquid to solid 5 mL/g, initial zinc concentration of leaching solution of 0.76 mol/L, ratio of sulfuric acid concentration to zinc concentration  $\text{H}_2\text{SO}_4/\text{Zn}$  at 1.27, oxygen partial pressure of 0.3 MPa, and leaching time of 5 h. The leaching rate of zinc was above 95%. The technological mineralogy of sphalerite concentrate and leaching residue was studied. The results indicated that the main reaction during leaching of sphalerite was  $\text{ZnS} + 2\text{H}^+ \rightarrow \text{Zn}^{2+} + \text{H}_2\text{S}$ . The sulfuretted hydrogen was oxidized to sulfur.

**Key words:** sphalerite; oxygen-rich leaching under normal pressure; reaction mechanism