



# 难浸金精矿细菌预氧化过程中降低酸耗的研究

熊英, 柏全金, 林滨兰, 杨红霞

(陕西省地质矿产实验研究所, 陕西 西安 710054)

**摘要** 对含碱性脉石矿物大于 30% 的陕西煎茶岭浮选精矿, 采用菌液返回 配入黄铁矿含量相对较高的硫化物金精矿 提高氧化亚铁硫杆菌硫氧化酶活性等手段, 可不同程度地降低细菌预氧化过程中的耗酸量, 其中配矿浸出是最为有效的措施。按 1: 1 的比例配入所选定的硫化物金精矿, 可将耗酸量从未配矿前的 253kg/t 降为 46kg/t, 扩大了细菌预氧化工艺处理硫化物金矿的矿石类型, 具有实际应用价值。

**关键词** 难处理金精矿 碱性脉石矿物 细菌浸出 耗酸量

**中图分类号** :TF111.31 **文献标识码** :A **文章编号** :1000-6532(2004)01-0003-05

一般认为, 含有大量钙、镁碳酸盐类矿物的难浸金矿不适宜细菌预氧化处理, 因为细菌预氧化处理需要在酸性条件下进行, 而碱性钙、镁碳酸盐类矿物会消耗大量的酸, 过高的耗酸量必定会增加细菌预氧化的处理成本, 致使这一工艺失去其经济可行性。陕西省煎茶岭精金矿含有 38% 碳酸盐类矿物, 在细菌预氧化处理过程中耗酸量达到 253kg/t, 单是硫酸耗量就使每吨的处理成本增加了 126 元。因此, 如何降低耗酸量就成为这一

预处理工艺实现工业化的前提。

## 1 试验

### 1.1 试验样品

试验样品为陕西省煎茶岭低砷硫化物包裹金精矿, 金的直接氰化浸出率为 41.3%, 采用细菌预氧化工艺, 可将金的氰化浸出率提高到 90% 以上, 但细菌预氧化过程中耗酸量高达 253kg/t。试验样品矿物组分及化学多项分析见表 1~2。

表 1 试验样品矿物组分分析结果/%

| 滑石 | 石英 | 绿泥石 | 高岭石 | 石膏 | 白云石 | 黄铁矿 | 斜方砷镍石 | 菱镁矿 |
|----|----|-----|-----|----|-----|-----|-------|-----|
| 28 | 10 | 2   | 5   | 3  | 24  | 12  | 2     | 14  |

表 2 试验样品化学多项分析结果/%

| Au*  | Ag*  | Cu    | Pb    | Zn    | TFe   | S    | C <sub>总</sub> | CaO  | MgO   | K <sub>2</sub> O | Na <sub>2</sub> O | SiO <sub>2</sub> | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> |
|------|------|-------|-------|-------|-------|------|----------------|------|-------|------------------|-------------------|------------------|--------------------------------|
| 53.6 | 7.20 | 0.022 | 0.044 | 0.037 | 11.22 | 9.52 | 3.40           | 6.82 | 17.26 | 0.25             | 0.12              | 36.38            | 1.00                           |

\* 含量单位为 10<sup>-6</sup>

收稿日期 2003-03-14 改回日期 2003-05-06

作者简介 熊英 (1963 -), 女, 工程硕士, 高级工程师, 主要从事微生物湿法冶金研究工作。  
万方数据

## 1.2 试验菌种

所用菌种为经驯化、诱变的氧化亚铁硫杆菌 LX-1<sup>[1]</sup>。

## 1.3 培养基

改进的 Leathen 培养基。

## 1.4 试验方法

间歇氧化试验在 2000mL 三角瓶中进行,取适量试样用培养液调浆,浓硫酸调整矿浆的 pH 值至 1.8~2,于 HZQ-R 振荡培养箱中培养 6d,每天检测菌液中的 pH、 $\text{Fe}^{2+}$ 、 $\text{Fe}^{3+}$  的变化。在氧化初期(1~2d)仍需补加硫酸控制 pH 的上升,计算整个过程的耗酸量。氧化结束后,氧化渣过滤洗涤、烘干,取部分氧化渣分析金品位,其余进行氰化浸出,测氰化渣的金品位,计算金的氰化浸出率。

连续氧化试验在自制的  $\Phi 280\text{mm} \times 300\text{mm} \times 6$  连续氧化装置中进行。单槽体积 10L,由两个一级氧化槽和 4 个单级槽组成 5 级氧化,另有一个拌浆槽采用小间隔连续给矿,控制温度、通气流量。过程的监测与摇瓶试验相同。

# 2 结果与讨论

## 2.1 氧化菌液的返回使用对降低耗酸量的作用

氧化菌液是含有高浓度高铁离子且仍有大量活菌的高酸度溶液,在连续氧化试验中,将溢流槽中得到的氧化菌液全部或部分返回到一级氧化槽中,试验结果表明,耗酸量由原来的 253kg/t 降为 218kg/t,降低了 35kg/t,幅度为 13.8%。在节省的 35kg/t 硫酸中,由菌液返回直接提供的硫酸为 4.3kg/t,而大量节省的酸是由于提高细菌氧化速率所作的贡献。

## 2.2 混合配矿对降低耗酸量的作用

### 2.2.1 细菌氧化黄铁矿的产酸率

细菌氧化黄铁矿与氧化磁黄铁矿、毒砂的情形不同,对黄铁矿完全氧化,结果会产生酸。如果精矿中黄铁矿含量相对较高,精矿

氧化结果产酸有余<sup>[2]</sup>,设想在金精矿中加入黄铁矿以增加氧化过程的产酸量,可减少外加酸量。但单纯加入黄铁矿会减少对金精矿的处理量,成本上并不划算。选择黄铁矿含量相对较高的硫化物金精矿与煎茶岭金精矿进行配矿试验,既可增加氧化过程的产酸量,又不会降低氧化处理工效。

选择的配矿试验样为贵州烂泥沟浮选金精矿,金精矿品位为:  $\text{Au } 56.9 \times 10^{-6}$ , S 17.38%, TFe 17.38%, CaO 6.82%, MgO 2.26%。黄铁矿含量 22%,毒砂 5.8%。金以包裹金为主,占 80% 以上,其中近 50% 为硫化物包裹金,金主要以微细粒状态嵌布于黄铁矿、毒砂及脉石中。金的直接氰化浸出率为 19%,经细菌预氧化后浸出率为 88%。该金精矿也含有少量碱性脉石矿物,在无细菌作用下,用硫酸调整该金精矿矿浆(10% 的矿浆浓度)的 pH 至 2 并使其保持稳定(将矿样中的碱性脉石矿物分解完全),耗酸量为 72kg/t。

试验在 5 个 2000mL 三角瓶中进行,选定烂泥沟金精矿的配矿比例为 30%,40%,50%,60%。试样用量 100g,配矿按两种方式进行:(1)将两种矿按比例同时加入,(2)先将黄铁矿含量较高的金矿加入,待氧化启动后再按比例加入黄铁矿含量较低的金矿。试验结果见表 3。

试验结果表明,耗酸量随配入烂泥沟金精矿比例的增加而迅速降低,当烂泥沟金精矿的配入比例占总矿量的 60% 时,耗酸量可从 253kg/t 降到 57kg/t。耗酸量降低的原因,一是配矿后碱性脉石矿物总量降低,二是混合矿中黄铁矿含量的增加使产酸量增多。此外,改变配矿加入方式还可进一步降低耗酸量。采用第二种加矿方式可使耗酸量降低 26.7kg/t(与第一种加矿方式相比),最终耗酸量为 46kg/t,与未配矿时相比耗酸量降低了 81.8%。

细菌氧化黄铁矿是一个既产酸又耗酸的

过程,但产酸量大于耗酸量<sup>[3~4]</sup>。根据配矿氧化试验过程中的实际耗酸量与混合矿中碱性脉石矿物理论耗酸量的差值,计算出细菌氧化过程的产酸量,从氧化过程中黄铁矿的减少,计算出黄铁矿的产酸率,其数学统计分析结果见表 4。

根据配矿氧化试验的耗酸量,通过数学

统计计算出黄铁矿的细菌氧化平均产酸率大于 100%,因此配入黄铁矿含量相对较高的金精矿能有效降低细菌氧化过程中的耗酸量。

2.2.2 配矿氧化对金浸出率的影响  
对不同比例配矿后氧化 5d 的氧化渣进行氰化浸出,其结果见表 5。

表 3 不同配矿比例对降低耗酸量的作用

| 样品编号         | 配矿比<br>/% | FeS <sub>2</sub> 含量<br>/% | H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub><br>/mL · (100g) <sup>-1</sup> | 耗酸量<br>/kg · t <sup>-1</sup> | pH<br>控制范围  | 最终 Fe <sup>3+</sup><br>质量浓度<br>/mg · mL <sup>-1</sup> |
|--------------|-----------|---------------------------|--------------------------------------------------------------|------------------------------|-------------|-------------------------------------------------------|
| Gz - P - 0   | 0         | 12.0                      | 13.75                                                        | 253.0                        | 2.11 ~ 1.65 | 8.8                                                   |
| Gz - P - 1   | 30        | 15.0                      | 6.63                                                         | 122.4                        | 2.11 ~ 1.47 | 10.1                                                  |
| Gz - P - 2   | 40        | 16.0                      | 5.05                                                         | 92.9                         | 2.07 ~ 1.41 | 11.8                                                  |
| Gz - P - 3   | 50        | 17.0                      | 3.95                                                         | 72.7                         | 2.07 ~ 1.36 | 12.2                                                  |
| Gz - P - 4   | 60        | 18.0                      | 3.10                                                         | 57.0                         | 2.03 ~ 1.34 | 12.7                                                  |
| Gz - P - 5 * | 50        | 17.0                      | 2.50                                                         | 46.0                         | 1.98 ~ 1.48 | 12.7                                                  |

\* 按方式(2)配矿后氧化浸出。

表 4 黄铁矿产酸率的数学统计计算

| 配矿比<br>/% | 混合矿<br>FeS <sub>2</sub> 含量<br>/% | 混合矿碱性<br>脉石耗酸量<br>/kg · t <sup>-1</sup> | 氧化过程<br>实际耗酸量<br>/kg · t <sup>-1</sup> | 氧 化<br>过程产酸量<br>/kg · t <sup>-1</sup> | 氧化渣<br>FeS <sub>2</sub> 含量<br>/% | 已氧化的<br>FeS <sub>2</sub><br>/kg · t <sup>-1</sup> | FeS <sub>2</sub><br>产酸率<br>/% |
|-----------|----------------------------------|-----------------------------------------|----------------------------------------|---------------------------------------|----------------------------------|---------------------------------------------------|-------------------------------|
| 0         | 12                               | 356.1                                   | 253.0                                  | 103.1                                 | 3.48                             | 85.2                                              | 121.0                         |
| 30        | 15                               | 270.9                                   | 122.4                                  | 148.5                                 | 4.40                             | 106.0                                             | 140.1                         |
| 40        | 16                               | 242.5                                   | 92.9                                   | 149.6                                 | 4.90                             | 111.0                                             | 134.8                         |
| 50        | 17                               | 214.0                                   | 72.7                                   | 141.3                                 | 5.20                             | 118.0                                             | 119.8                         |
| 60        | 18                               | 185.6                                   | 57.0                                   | 128.6                                 | 6.20                             | 118.0                                             | 109.0                         |

注 将煎茶岭金精矿和烂泥沟金精矿中的碱性脉石矿物完全分解的理论酸耗量分别为 356.1kg/t 和 72kg/t。

表 5 配矿氧化对金浸出率的影响

| 样品编号       | 配矿比<br>/% | 总矿量<br>/g | 氧化渣重<br>/g | 氧化渣金品位<br>/10 <sup>-6</sup> | 浸渣金品位<br>/10 <sup>-6</sup> | 金浸出率<br>/% |
|------------|-----------|-----------|------------|-----------------------------|----------------------------|------------|
| Gz - P - 1 | 30        | 100       | 78.0       | 69.7                        | 6.85                       | 90.2       |
| Gz - P - 2 | 40        | 100       | 75.5       | 72.3                        | 6.78                       | 90.6       |
| Gz - P - 3 | 50        | 100       | 72.8       | 75.3                        | 7.67                       | 89.8       |
| Gz - P - 4 | 60        | 100       | 71.2       | 77.3                        | 11.27                      | 85.4       |
| Gz - P - 5 | 50        | 100       | 81.0       | 67.7                        | 6.30                       | 90.7       |

随着配矿比例的增加,氧化后,矿样的失重率也逐渐增加,这是大量黄铁矿分解的结果,当配矿比超过 50% 时,对金的浸出率有所影响。因此,选择配矿比为 50%,并先加

入所配矿物,当氧化启动后再加入耗酸矿物,这样既可大大降低细菌预氧化处理的耗酸量,又使金的浸出率不受影响。

2.3 提高氧化亚铁硫杆菌硫酸化酶活性对

耗酸量的影响

试验过程中,对氧化试验结束后的氧化渣进行硫的化学物相分析结果显示,氧化渣中单质硫的含量较高,约为 2% 左右,说明在所选定的氧化条件下,对硫的氧化并不彻底,虽然不影响金的浸出,但由此氧化一吨矿却要少产生 61.25kg 硫酸。

将浸矿试验菌在有硫参与的培养基中驯化培养半年,经过活化、扩大培养后,进行浸矿试验,试验在 2000mL 三角瓶中通气、振荡进行。

表 6 提高硫氧化酶活性对细菌氧化过程耗酸量的影响

| 试验编号   | 硫酸耗量<br>/kg·t <sup>-1</sup> | pH<br>控制范围 | 氧化渣<br>硫品位/% | 氧化渣金品位<br>/10 <sup>-6</sup> | 浸渣金品位<br>/10 <sup>-6</sup> | 金浸出率<br>/% |
|--------|-----------------------------|------------|--------------|-----------------------------|----------------------------|------------|
| Gz-0-S | 165                         | 2.06~1.58  | 0.1          | 64.0                        | 4.11                       | 93.6       |
| Gz-1   | 253                         | 2.10~1.48  | 2.0          | 71.0                        | 5.05                       | 92.9       |

3 结 论

对含有大量碱性脉石矿物的硫化物金精矿,通过菌液返回 配入黄铁矿含量相对较高的硫化物金精矿 选用具有较高硫氧化酶活性的菌株并在培养基中加入硫(S°)等手段可以有效地降低细菌预氧化过程中的耗酸量,其中配矿浸出是最经济最为有效的措施。

细菌对黄铁矿的氧化,既产酸,又耗酸,但产酸量大于耗酸量,细菌氧化产物硫酸高铁对黄铁矿的间接氧化作用也非常重要,除氧化作用外,硫酸高铁是硫酸的主要来源<sup>[5~7]</sup>,使细菌氧化黄铁矿的产酸率大于 100%。氧化过程产酸的多少与菌种的氧化活性有很大的关系,提高细菌的氧化活性,加速其对黄铁矿的直接氧化反应,使其在氧化初期迅速产酸,可补偿碱性脉石矿物的耗酸。

参考文献:

固定条件:矿浆浓度 10%,接种浓度 20%,并加入适量的沉降硫,温度 32℃,时间 6d。试验结果见表 6。

试验结果表明,经过强化培养的氧化亚铁硫杆菌,硫氧化酶的活性得到了提高,使氧化渣中单质硫由 2% 降为 0.1%,耗酸量由 253kg/t 降为 165kg/t,降幅达 34.8%,这里除了细菌将氧化过程的中间产物单质硫继续氧化成硫酸外,同时也将培养基中加入的沉降硫氧化成了硫酸。

[1] 熊英,胡建平,林滨兰,等. 氧化亚铁硫杆菌的驯化与诱变选育[J]. 矿产综合利用,2001(6):27~30.

[2] 金世斌. 难处理金精矿生物氧化预处理工艺的工业应用现状及其工艺因素分析[J]. 黄金,2001,22(10):28~31.

[3] 白铁,乔繁盛,等. 黄金生产工艺指南[M]. 北京:地质出版社,2000,286~341.

[4] 张在海,邱冠周,胡岳华,等. 氧化亚铁硫杆菌的菌落分离研究[J]. 矿产综合利用,2001(1):19~22.

[5] 刘逸超,杨中正,宋翔宇,等. 黄铁矿型难浸金精矿细菌预氧化研究[J]. 地质实验室,1999,15(3):207~212.

[6] P. C. 范阿斯维根,等. 用生物氧化法改进难选金矿石的处理[J]. 国外金属矿选矿,2000(6):10~16.

[7] ПМСоложенкин. 细菌在矿业工程中的应用[J]. 国外金属矿选矿,1991(5):1~10.

Study on Decreasing Acid Consumption in Biooxidation Treatment of A Refractory Gold Ore

XIONG Ying,BAI Quan-jin,LIN Bin-lan,YANG Hong-xia

(Mining Data Bioengineering Research Center of Shanxi Province,Xi'an,Shanxi, China)

# 某低品位锰银矿强磁选工艺研究

郭秀平, 吴艳秋, 李朝辉, 全文欣

(河北省地矿中心实验室, 河北 保定 071051)

**摘要** 对某低品位锰银矿采用分级强磁选工艺, 可获得锰品位和回收率分别为 31.33% 和 91.18%、银品位和回收率分别为 390g/t 和 86.55% 的锰银混合精矿, 且工艺简单、易于工业实现。研究结果表明, 预先分级对选矿效率的影响十分显著。

**关键词** 低品位锰银矿 分散银 分级 强磁选

**中图分类号** TD982 **文献标识码** A **文章编号** 1000-6532(2004)01-0007-04

锰银矿在世界许多地区均有分布, 近年来在我国的内蒙古、山西、河北、湖南和广西等地陆续发现了一些含银的低品位氧化锰矿床。由于银在其中大多呈分散状态存在, 机械选矿无法将二者进行分离, 采用常规氰化法也难以回收其中的银, 导致锰银矿成为最难处理的含银矿石之一。因此, 此类矿石的合理利用一直受到世界各国研究人员的重视。我国对高含量铁锰银矿的开发利用研究比较成熟, 典型代表是湖南玛瑙山锰矿, 该矿采用富锰渣法处理锰银矿, 产品包括富锰渣、炼钢生铁和粗铅, 银被富集在粗铅中。而对低品位铁锰银矿的开发利用尚无成功的工业实践经验可供借鉴。

本文对产于华北某地的低品位锰银矿的矿石性质和选矿试验研究结果作一介绍, 锰

银分离将另文阐述。从上世纪 80 年代开始, 曾有多家试验研究单位对该矿进行过研究, 采用的选矿工艺包括单一强磁选流程和强磁选—浮选联合流程, 取得了一定的成果, 但也存在锰银回收率偏低、选矿富集工艺研究有待深入等问题。

## 1 矿石性质

金属矿物以软锰矿、硬锰矿为主, 次为褐铁矿, 其他矿物偶见; 非金属矿物以长石类、石英为主, 次为绢云母、粘土、方解石, 其他微量或偶见。另外, 镜下偶而可见自然银、辉银矿和卤化银等独立银矿物。锰矿物组、铁矿物组和脉石矿物组的含量分别为 31.63%、9.53% 和 58.84%。矿石中 90.67% 的锰矿物和 86.68% 的铁矿物其粒度大于 0.08mm,

**Abstract** The decrease of acid consumption in biooxidation process of flotation gold concentrate obtained from a refractory gold ore of Jianchaling Gold Mine with basic gangue minerals over 30% can be performed through circulating oxidizing bacterial liquor, addition of gold sulfide concentrate with high content of pyrite and increasing enzyme activity of *Thiobacillus ferrooxidans* (T. f.) etc., in which leaching by addition of fold concentrate is the best effective. The acid consumption can be decreased from 253kg/t to 46kg/t when compounding gold concentrate is 50%.

**Key words** Refractory gold concentrate; Basic gangue mineral; Bacteria leaching; Acid consumption

收稿日期 2003-05-20 改回日期 2003-06-17

作者简介: 郭秀平 (1966 -), 男, 选冶室主任, 高级工程师, 主要从事选矿工艺研究工作。