基于加压浸出技术的内蒙古某砷精矿除砷提金试验研究

袁　浩[1],褚立金[2],曲维明[2],韩百岁[1],刘佳兴[1],何新奇[1]

(1.辽宁科技大学 矿业工程学院,辽宁 鞍山　114051;
2.高尔奇矿业有限公司,内蒙古 锡林郭勒盟　011400)

摘要:内蒙古某砷精矿为典型的难处理金矿,金以包裹形态赋存于毒砂(FeAsS)、黄铁矿(FeS_2)中,砷化物包裹不仅严重降低氰化浸金效率,还会对环境造成影响。研究了采用加压氧化法从该矿中除砷提金,考察了硫酸浓度、氧分压、浸出温度、固液质量体积比、浸出时间对浸出效果的影响,优化了工艺条件,并揭示了关键制约因素。结果表明:加压浸出可有效破坏硫化物与砷化物对金的包裹结构,且全程无As_2O_3、SO_2等有害气体生成排放,环境友好性显著优于氧化焙烧法;确定最佳工艺条件为硫酸浓度 0.4 mol/L,氧分压 1.5 MPa,浸出温度 160 ℃,固液质量体积比 1∶100,浸出时间 120 min,在该条件下,砷浸出率达 96%,浸出渣中金质量分数为 28 g/t,相比原矿的 4.5 g/t 有大幅提升;浸出渣中持续存在的砷酸铁($FeAsO_4$)沉淀是限制砷完全脱除与金品位进一步提升的主要制约因素。该工艺可为同类难处理金矿的清洁高效利用提供技术参考。

关键词:加压氧化法;浸出;难处理含金砷精矿;金;砷;去除;提取;硫酸

中图分类号:TF803.21;TF831　　**文献标识码**:A　　**文章编号**:1009-2617(2026)02-0230-07

DOI:10.13355/j.cnki.sfyj.2026.02.013

黄金作为国家战略性金属资源,广泛应用于工业制造、珠宝首饰、金融储备等领域,其稳定供应对国家经济安全具有重要意义。难处理金矿目前是我国黄金工业生产的主要资源[1]。该类金矿按照难处理原因可分为 3 类:碳质金矿、非硫化矿脉石组分微细粒浸染型金矿、黄铁矿或毒砂等硫化矿包裹型金矿[2-6]。其中,硫化矿包裹型金矿资源储量最为丰富,占全球黄金资源总量的30%~40%。但此类矿石因金被硫化矿物紧密包裹,常规氰化浸出效率极低,须通过预处理工艺破坏包裹结构才能实现金的有效回收[7]。此外,含砷的包裹型金矿在浸金后,对所生成的含砷化物废渣未采用经济有效的方法进行处理,若直接堆存,则会对环境造成影响。内蒙古某含金砷精矿属于典型硫化矿包裹型难处理金矿,主要硫化矿物为毒砂(FeAsS)与黄铁矿(FeS_2),因金品位低、砷含量高,导致后续处理成本大幅攀升,排放面临较大困难。

针对硫化矿包裹型难处理金矿,为有效解除金颗粒的包裹状态,为后续氰化浸金提供有利条件[8-9],通常须进行预处理。主要的预处理方法包括氧化焙烧法、生物氧化法与加压氧化法。氧化焙烧法需在 600~800 ℃条件下处理 1~3 h,砷脱除率在 90%左右,但在处理过程中会释放As_2O_3、SO_2等有害气体,且能耗较高。生物氧化法一般需 5~7 d 才能有效脱除砷,脱砷过程中无气体污染,但由于处理周期过长使其应用范围受限[10]。相较于上述 2 种方法,加压氧化法具有诸多优势:对高砷高硫矿石的适用性更强,在氧化过程中,砷会与金发生物相分离,砷元素富集于浸出液中,有利于后续固砷,砷脱除率一般在 90%以上;处理过程中不会释放 As_2O_3、SO_2 等有害气体,对环境

收稿日期:2025-11-25;**修订日期**:2025-12-16

基金项目:省教育厅高校基本科研面上项目(JYTMS20230953)。

第一作者简介:袁浩(2000—),男,硕士研究生,主要研究方向为硫化矿湿法冶金。

通信作者简介:韩百岁(1987—),男,蒙古族,博士,副教授,主要研究方向为硫化矿湿法冶金、浮选药剂开发。E-mail:baisui.han@usl.edu.cn。

友好，且处理时间更短，能耗都更低，兼具高效性与环保性[11-13]；针对一般矿石，仅需在 150～180 ℃下处理 1～2 h 即可，适合连续处理大量原矿，也同样适用于处理块状原矿和粉末状精矿[14]。

针对内蒙古某砷精矿，试验研究了采用加压氧化浸出工艺从中除砷提金。考察了硫酸浓度、氧分压、浸出温度、固液质量体积比、浸出时间对砷浸出率和渣中金品位的影响。通过测定浸出液中砷元素浓度，对浸出渣中的砷进行物相分析，对渣中金进行定量分析，探讨了浸出机制，以期为此类含金砷精矿的高效提金提供一种可选择的方法。

1　试验部分

1.1　试验原料

试验原料来自内蒙古某选矿厂脱砷浮选后的砷精矿。采用堆锥法混匀、四分法制样后，通过 XRD、矿物参数自动定量分析系统（AMICS）分析其化学成分含量，结果见表 1。可知：脉石矿物以石英为主，占比 52.16%，有用矿物为毒砂（FeAsS）与黄铁矿（FeS_2）；样品中 Au 品位为 4.5 g/t，As 品位为21.32%，同时伴生有少量 Fe、S 等常见元素。为了解自然金细粒嵌布于毒砂中的共生关系，以选取原矿的预处理工艺，采用光学显微镜对样品进行观察，结果如图 1 所示。

表 1　矿石的元素化学分析结果

Table 1　Chemical analysis of ore elements　　%

Fe	S	As	Au*	K	Cu	Pb	Zn	P	MgO	Na_2O	SiO_2
9.91	7.82	21.32	4.5	0.85	0.9	2.43	2.47	0.64	1.28	0.22	52.16

*. 单位为 g/t。

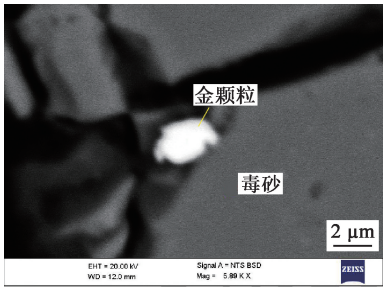


图 1　金在毒砂中的嵌布状态

Fig. 1　Dissemination state of gold in arsenopyrite

1.2　试验材料与方法

配制一定浓度的稀硫酸溶液作为浸出剂。将试验原料与稀硫酸搅拌混匀并置于 500 mL 小型反应釜中。设定反应釜搅拌转速为 700 r/min，同时加热升温，待釜内温度达预定值后，加压通入氧气，浸出期间恒温恒压。反应结束后取出样品，过滤，得浸出渣和浸出液。测定浸出液和浸出渣中 As 含量，并对浸出渣进行 XRD 物相与 Au 品位分析，计算 As 浸出率和渣中 Au 品位。

2　试验结果与讨论

2.1　硫酸浓度对砷精矿除砷提金的影响

为研究硫酸浓度对砷精矿选择性溶解效果的影响，将硫酸浓度设定为 0.0～0.5 mol/L，在浸出温度 160 ℃、浸出时间 120 min、氧分压 1.5 MPa、固液质量体积比 1∶100 条件下，考察硫酸浓度对砷浸出率与金品位的影响，结果如图 2 所示。

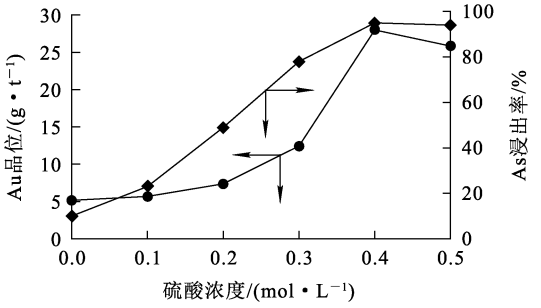


图 2　硫酸浓度对浸出效果的影响

Fig. 2　Influence of sulfuric acid concentration on leaching effect

由图 2 看出，As 浸出率和浸出渣中 Au 品位随硫酸浓度增大均呈先升高后降低趋势：硫酸浓度为 0 mol/L（水浸）时，As 浸出率≤10%，渣中 Au 品位仅为 5 g/t 左右；硫酸浓度增至 0.4 mol/L 时，As 浸出率≥95%，且渣中 Au 品位相比原矿也提升数倍，说明硫酸浓度对砷精矿浸出效果影响显著；但 As 浸出率与渣中 Au 品位在硫酸浓度＞0.4 mol/L 时呈下降趋势。在加压氧化体系中，毒砂的浸出反应主要分为 2 个阶段：在第 1 阶段，FeAsS 氧化

溶解生成 Fe^{3+} 和 As^{5+}；在第 2 阶段，Fe^{3+} 和 AsO_4^{3-} 反应生成砷酸铁沉淀。当硫酸浓度较低（≤0.4 mol/L）时，体系酸度适中，此时的 H^+ 浓度条件有利于毒砂氧化分解，砷主要以 AsO_4^{3-} 形式进入溶液，砷浸出率不断升高。但当硫酸浓度继续增大时，浸出过程会发生副反应：一是体系中的 Fe^{3+} 和 AsO_4^{3-} 浓度随浸出反应进行而持续升高，在高酸条件下，Fe^{3+} 可稳定存在，但部分 AsO_4^{3-} 会被质子化为 $HAsO_4^{2-}$ 或 $H_2AsO_4^-$，使 AsO_4^{3-} 浓度降低，从而使整个浸出体系更易生成 $FeAsO_4$ 沉淀，而 $FeAsO_4$ 会附着在矿粒表面，形成一层紧密的钝化膜，阻碍毒砂继续溶解；二是硫酸浓度较高会使浸出体系中氧化还原电位下降，削弱 Fe^{2+} 向 Fe^{3+}、As^{3+} 向 As^{5+} 的氧化驱动力，降低毒砂的氧化反应速率，使得反应结束时部分含砷矿粒没有被溶解氧化而留在固相中。此外，在高酸条件下，Fe^{3+} 会与硫酸根离子形成硫酸铁盐配合物，如碱式硫酸铁（$Fe(OH)SO_4$），该配合物会吸附溶液中悬浮颗粒形成沉降，进一步影响浸出反应。

综上可知，浸出剂的初始酸度具有一定阈值，酸度过大会导致浸出效果下降。综合能耗与浸出效果，确定 0.4 mol/L 为最佳硫酸浓度，此时可达成目标砷精矿除砷提金目的。

2.2 氧分压对砷精矿除砷提金的影响

氧分压决定了加压浸出体系中溶解氧浓度大小及氧化电位高低，是控制毒砂和黄铁矿氧化分解速率的关键因素之一。将氧分压设定为 0～2.0 MPa，在硫酸初始浓度 0.4 mol/L、浸出温度 160 ℃、浸出时间 120 min、固液质量体积比 1∶100条件下，考察氧分压对砷浸出率与金品位的影响，结果如图 3 所示。

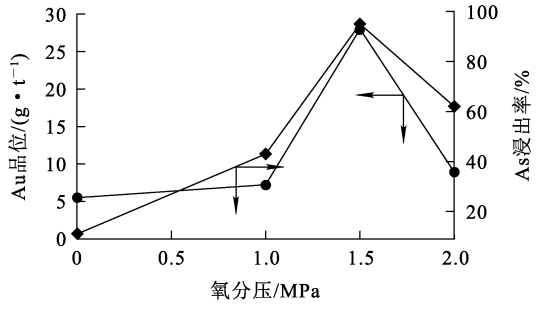


图 3 氧分压对浸出效果的影响

Fig. 3 Influence of oxygen partial pressure on leaching effect

由图 3 看出，氧分压由 0 MPa 增至 1.5 MPa，砷浸出率和浸出渣中金品位均升高。这一变化主要源于氧分压提升后体系中溶解氧含量增加，使铁的氧化循环更加迅速，能促进毒砂晶格中 As^{3+} 向 As^{5+} 转化。As^{5+} 以 AsO_4^{3-} 形式稳定进入溶液，毒砂分解加速，从而有效解除金颗粒包裹，金品位显著增大。当氧分压超过1.5 MPa时，砷浸出率与金品位均随之下降。这是因为在过高氧分压下，体系中 Fe^{3+} 浓度显著升高，会促进砷酸铁（$FeAsO_4$）或臭葱石类沉淀生成。该类沉淀易在颗粒表面形成覆盖层，阻碍未反应毒砂继续与氧和 H^+ 接触，导致矿粒表面出现明显二次钝化，而钝化层会使部分含砷矿物难以继续分解，抑制砷进一步溶出，而金也因无法进一步暴露，造成在渣中品位下降。此外，在高氧分压条件下，局部氧化速度过快，可能导致硫以单质硫或其他中间态形式沉积，进一步加大传质阻力。

综上可知，氧分压提升能够显著提高体系的氧化能力，但存在最佳值。当氧分压高于 1.5 MPa 时，氧化过度引发的砷酸铁沉淀与界面钝化效应会抵消氧化动力的正面作用，从而降低整体浸出效率。因此，确定 1.5 MPa 为较优氧分压，此条件下可保证充分氧化的同时，避免因过度氧化而出现沉淀阻碍情况。

2.3 浸出温度对砷精矿除砷提金的影响

浸出温度对加压浸出过程具有双重影响：一方面决定浸出体系总体反应速率，影响含砷硫化物的分解程度；另一方面影响溶液中离子扩散、平衡与过程的持续性。将温度设定为 140～180 ℃，在硫酸初始浓度 0.4 mol/L、氧分压 1.5 MPa、浸出时间 120 min、固液质量体积比 1∶100 条件下，考察浸出温度对砷浸出率与金品位的影响，结果如图 4 所示。

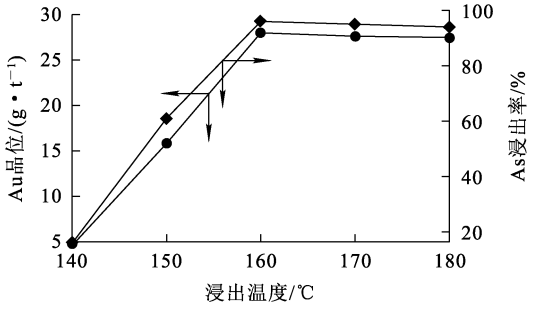


图 4 浸出温度对浸出效果的影响

Fig. 4 Influence of temperature on leaching effect

由图 4 看出：浸出温度由 140 ℃升至 160 ℃，砷浸出率与浸出渣金品位均升高，各温度点之间并无明显斜率变化或拐点，说明该区间内温度升高能够稳定促进含砷硫化物的氧化分解，使金的暴露程度逐渐增强；当温度升至 160 ℃时，砷浸出率超过 95%，浸出渣金品位可达 28 g/t 左右，说明浸出体系在该温度下反应速率和矿物分解程度均达到最佳；继续升高温度，砷浸出率与金品位均没有明显升高，部分试验点甚至略有下降，这可能是高温条件可能导致矿粒局部团聚和有效反应界面缩小，限制后续氧化液-固界面的持续反应。考虑到温度过高会增加能耗和设备腐蚀风险，不利于工程化连续操作，因此确定160 ℃为最佳浸出温度，此时既能保证含砷矿物充分反应，又能够避免过高温度带来的设备负担与冗余能耗。

2.4　固液质量体积比对砷精矿除砷提金的影响

固液质量体积比在加压浸出体系中不仅影响传质条件，还与单位批次处理量、酸耗、矿浆黏度及体系稳定性密切相关，是决定试验放大可行性的重要参数之一。将固液质量体积比设置为 1∶30、1∶80、1∶100 和 1∶200，在硫酸初始浓度 0.4 mol/L、氧分压 1.5 MPa、浸出温度 160 ℃、浸出时间 120 min 条件下，考察固液质量体积比对砷浸出率与金品位的影响，结果如图 5 所示。

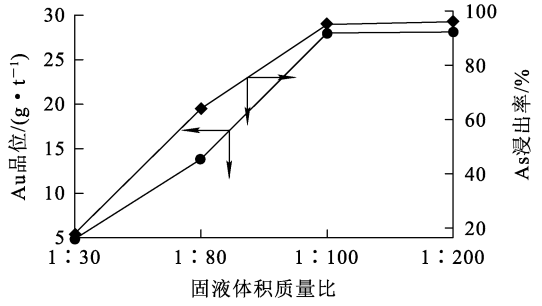


图 5　固液质量体积比对浸出效果的影响

Fig. 5　Influence of solid mass to liquid volume ratio on leaching effect

由图 5 看出，固液质量体积比从 1∶30 降至 1∶100 时，砷浸出率与浸出渣中金品位均先上升后趋于稳定：固液质量体积比为 1∶30 时，矿浆黏度较大、氧气扩散程度不足，大量含砷矿物未能充分反应，导致砷浸出率不足 20%，渣中金品位也较低；当固液质量体积比降至 1∶80 时，矿浆流动性得到改善，反应界面增大，砷浸出率得到明显提升；固液质量体积比继续降至 1∶100 时，砷浸出率达 96%左右，浸出渣金品位提升至 28 g/t，表明该条件下矿粒分散度良好，酸能与氧充分接触和高效反应。当固液质量体积比进一步降至 1∶200时，砷浸出率与浸出渣中金品位均趋于稳定，没有太大变化，表明当固液质量体积比低于一定阈值后，稀释对浸出效率的促进作用逐渐减弱。考虑到固液质量体积比降低会导致单次试验处理量更小，在连续运行或工业化生产中会造成能耗和产能的明显不经济，因此确定 1∶100 为最佳固液质量体积比，此时既能保证良好浸出效果，又具备工程放大的可行性。

2.5　综合条件验证试验

根据单因素试验确定最佳试验条件为：硫酸初始浓度 0.4 mol/L，氧分压 1.5 MPa，浸出温度 160 ℃，固液质量体积比 1∶100，浸出时间 120 min。在该条件下进行综合条件验证试验，结果表明，浸出渣中金平均品位为28.32 g/t，砷平均浸出率达 96%，说明结果较稳定。

2.6　浸出机制分析

加压氧化浸出过程中，毒砂和黄铁矿是主要的载金矿物。当处于高温、高压条件时，体系中的溶解氧浓度与氧化电位会显著提高，进而使硫化物晶格受到快速且深层的破坏[15]。毒砂的初步氧化可描述为：

$$FeAsS+3O_2+H_2O+H^+ \longrightarrow Fe^{3+}+H_3AsO_3+SO_4^{2-} \quad (1)$$

经浸出后，毒砂中的砷元素先以＋3 价的形式进入溶液中，随浸出反应进行，As^{3+} 在氧气和 Fe^{3+} 的共同作用下进一步被氧化为 As^{5+}，继续留在液相中，最终以砷酸形式存在，主要反应如式(2)所示。

$$3H_3AsO_3+2Fe^{3+}+H_2O+O_2 \longrightarrow 3H_3AsO_4+2Fe^{2+}+2H^+ \quad (2)$$

浸出液加入石灰中和沉淀后，对沉淀物进行 XRD 定性分析，结果如图 6 所示。经分析可知，中和后，砷元素以砷酸钙形式被再次固化，固化过程中砷价态未发生变化。主要反应方程式为：

$$2H_3AsO_4+3Ca(OH)_2 \longrightarrow Ca_3(AsO_4)_2\downarrow+6H_2O \quad (3)$$

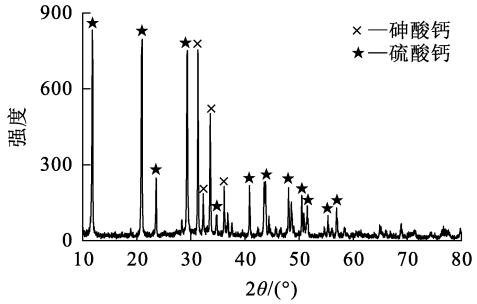


图 6 浸出液中和沉淀物 XRD 图谱

Fig. 6 XRD pattern of neutralized precipitates from leaching solution

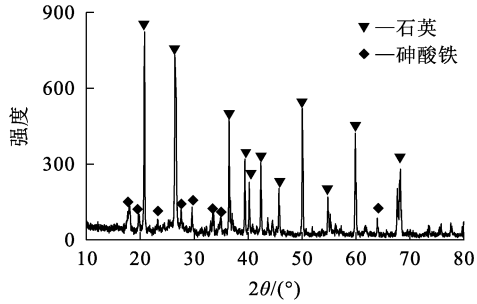


图 7 最佳条件下所得浸出渣的 XRD 图谱

Fig. 7 XRD pattern of leaching residues obtained under optimum conditions

与此同时，体系中 Fe^{2+} 在高氧压条件下迅速氧化为 Fe^{3+}，反应如下：

$$2Fe^{2+}+0.5O_2+2H^+=\!=\!=2Fe^{3+}+H_2O \quad (4)$$

上述反应构成了典型的 Fe^{2+} 和 Fe^{3+} 的氧化循环。在加压体系中，该循环速度远高于常压酸浸体系，含砷硫化物的氧化进程会得到显著强化，这成为浸出反应得以在短时间内完成的关键因素[16]。随着晶格逐步崩解，砷以 AsO_4^{3-} 形式稳定进入溶液[17]，使溶液中砷浓度迅速上升，从而实现砷从固相向液相的有效转移。

黄铁矿的氧化也会参与到整个反应体系当中，通过生成 Fe^{2+} 和 SO_4^{2-} 进一步调节体系的氧化还原环境[18]，其反应可表示为：

$$FeS_2+3.5O_2+H_2O\longrightarrow Fe^{2+}+2SO_4^{2-}+2H^+ \quad (5)$$

黄铁矿的持续氧化使矿物整体的溶解程度增强，有利于金颗粒从硫化物的包裹结构中释放出来。因为金在氧化浸出条件下具有极强的稳定性，不参与溶解反应，从而在固相残渣中不断富集，导致浸出渣中金品位大幅增大。

需要指出的是，虽然大部分砷以 AsO_4^{3-} 形式迁移至液相，但浸出渣中仍存在以 $FeAsO_4$ 为代表的砷酸铁沉淀物相(图 7)。这表明，在浸出后期，溶液中累积的 Fe^{3+} 与 AsO_4^{3-} 发生了二次结合，也进一步说明，加压浸出反应后期，砷元素以 As^{5+} 形式存在于浸出液中。典型的砷酸铁沉淀反应可表示为：

$$Fe^{3+}+AsO_4^{3-}\longrightarrow FeAsO_4\downarrow \quad (6)$$

此外，砷酸铁属于稳定性极高的固相，该物质的生成导致部分砷重新转移至固相，并可能在未完全反应的毒砂或黄铁矿表面形成局部钝化层，阻碍酸与氧向矿物内部进一步扩散，进而使浸出速率在后期逐渐下降。这一现象解释了砷浸出率难以接近理论完全值的原因，也是加压氧化浸出体系脱砷预处理的主要限制因素。

加压酸浸过程中的离子变化趋势如图 8 所示。其反应过程可概括为：含砷硫化物在高温高氧压下发生加速氧化分解，As^{3+} 被完全氧化为 As^{5+}，并以砷酸根形式进入溶液，硫元素也会以硫酸根形式存在于溶液中，试验中硫元素也会以单质形式熔融并包裹在矿物颗粒表面形成大颗粒。

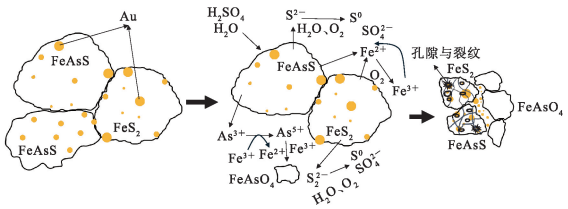


图 8 加压酸浸过程中离子变化趋势示意

Fig. 8 Schematic diagram of ion change trend during pressure acid leaching

最佳条件下放大试验所得浸出渣照片如图 9 所示。可以看出：在单次处理量大幅提升情况下，硫单质形成格外明显；其中，大颗粒以外的浸出渣成分与图 7 无异。对大颗粒单独进行 XRD 分析，结果如图 10 所示。可以看出，该颗粒中主要成分为单质硫与二氧化硅。



图 9 最佳条件下放大试验所得浸出渣照片

Fig. 9 Photo of leaching residue obtained from scale-up test under optimal conditions

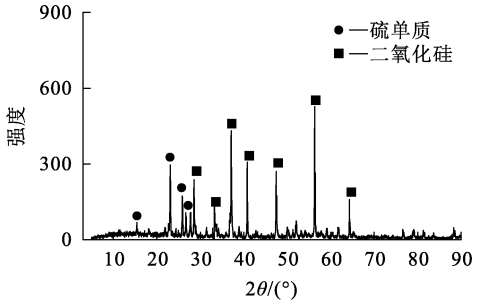


图 10　大颗粒的 XRD 图谱

Fig. 10　XRD pattern of large particles

另一方面，含铁矿物浸出溶解后，铁离子会发生氧化循环，Fe^{3+} 会与部分砷酸根发生沉淀反应生成砷酸铁沉淀，该沉淀可能会再次对金颗粒形成半包裹态。但整体而言，载金矿物的溶解可使部分金从包裹结构中裸露或释放并在固相中富集；而溶液中高浓度 Fe^{3+} 与 AsO_4^{3-} 的二次沉淀反应形成了少量砷酸铁，这一现象是控制砷浸出终点的重要因素。

3　结论

针对内蒙古某砷精矿，系统研究了该矿石加压浸出工艺的除砷提金效果，并且优化了关键参数。结论如下：

1）加压氧化浸出适用于处理该类型的高砷难处理金矿，能够有效解除毒砂等硫化物对金的包裹，为后续氰化浸金创造有利条件，该工艺对环境友好，无有害气体排放。

2）最佳浸出条件为：硫酸初始浓度 0.4 mol/L、氧分压 1.5 MPa、浸出温度 160 ℃、固液质量体积比 1∶100、浸出时间 120 min。在该条件下，砷浸出率为 96%，金品位从 4.5 g/t 提升至 28 g/t。

3）浸出液中的砷主要以可回收的砷酸根形式存在，后续通过适当的处理工序（如中和沉淀、转化结晶等）可进一步制备具有利用价值的砷化物产品，实现砷的资源化回收，有助于提高体系整体的资源利用率和经济性。

采用该工艺预处理含金砷精矿，能将难处理的砷精矿转化为易于氰化浸出的金精矿，实现降砷提金目的。该工艺为该类资源的清洁高效利用提供了一种可靠的技术途径，未来研究可重点关注如何更有效地抑制或处理浸出过程中生成的砷酸铁沉淀。

参考文献：

[1] 秦春彬，刘丹丹，郭建东，等. 某含砷金精矿提金工艺试验研究[J]. 黄金，2022，43(7)：67-70.
QIN Chunbin，LIU Dandan，GUO Jiandong，et al. Experimental study on gold extraction from arsenic-bearing gold concentrate[J]. Gold，2022，43(7)：67-70.

[2] 王伊杰，文书明，刘丹，等. 黄铁矿包裹金的浮选试验研究[J]. 稀有金属，2015，39(6)：546-553.
WANG Yijie，WEN Shuming，LIU Dan，et al. Flotation experimental study on pyrite-encapsulated gold[J]. Rare Metals，2015，39(6)：546-553.

[3] 王伟之，韩苗苗. 某氧化型金矿石氰化浸出试验[J]. 金属矿山，2013(1)：80-82.
WANG Weizhi，HAN Miaomiao. Cyanide leaching test of an oxidized gold ore[J]. Metal Mine，2013(1)：80-82.

[4] 熊英，林滨兰，郑存江，等. 综合分析技术在微细粒浸染型金矿金赋存状态研究中的应用[J]. 岩矿测试，2004(1)：62-66.
XIONG Ying，LIN Binlan，ZHENG Cunjiang，et al. Application of comprehensive analytical techniques in the study of gold occurrence in fine-grained disseminated gold ores[J]. Rock and Mineral Analysis，2004(1)：62-66.

[5] 杨方圆，代淑娟，周南，等. 吉尔吉斯斯坦卡玛托尔金矿选矿试验研究[J]. 湿法冶金，2025，44(6)：717-723.
YANG Fangyuan，DAI Shujuan，ZHOU Nan，et al. Mineral processing of Kamtor gold ore in Kyrgyzstan[J]. Hydrometallurgy of China，2025，44(6)：717-723.

[6] 伍赠玲，王乾坤，王弘，等. 从高盐矿区难处理金矿石中浸出金试验研究[J]. 湿法冶金，2023，42(4)：341-346.
WU Zengling，WANG Qiankun，WANG Hong，et al. Leaching of gold from refractory gold ores in high salt mining area[J]. Hydrometallurgy of China，2023，42(4)：341-346.

[7] 高向东，王阳，杨延宙，等. 采用压热氧化预处理—全泥氰化浸出工艺从硫砷金精矿中浸出金[J]. 湿法冶金，2020，39(6)：473-477.
GAO Xiangdong，WANG Yang，YANG Yanzhou，et al. Leaching of gold in S-As gold concentrate by hot-pressure oxidation－full mud cyanidation process[J]. Hydrometallurgy of China，2020，39(6)：473-477.

[8] 许晓阳. 碳质难处理金矿浸出工艺研究进展[J]. 黄金科学技术，2013，21(1)：82-88.
XU Xiaoyang. Research progress on leaching processes of carbonaceous refractory gold ores[J]. Gold Science and Technology，2013，21(1)：82-88.

[9] 刘志楼，杨天足. 难处理金矿的处理现状[J]. 贵金属，2014，35(1)：79-83.
LIU Zhilou，YANG Tianzu. Current status of refractory gold ore processing[J]. Precious Metals，2014，35(1)：79-83.

[10] 田艳秋. 生物氧化预处理对含砷金矿冶金的影响分析[J]. 冶金与材料，2025，45(9)：126-128.
TIAN Yanqiu. Effect of bio-oxidation pretreatment on metallurgy of arsenic-bearing gold ores[J]. Metallurgy and Materials，2025，45(9)：126-128.

[11] 马辉，伊山廷，袁朝新，等. 某难处理金矿加压氧化提金试验研究[J]. 黄金，2025，46(1)：30-36.

MA Hui, YI Shanting, YUAN Chaoxin, et al. Experimental study on gold extraction from a refractory gold ore by pressure oxidation[J]. Gold, 2025, 46(1): 30-36.

[12] 刘海弟,蔡兵,马小乐,等. 硫酸(55%)的 H_2S 硫化降砷研究[J]. 有色设备,2023,37(2):6-12.
LIU Haidi, CAI Bing, MA Xiaole, et al. Research on sulfurizing sulphuric acid (55%) with H_2S for arsenic removal[J]. Nonferrous Metallurgical Equipment, 2023, 37(2): 6-12.

[13] 谭希发. 难处理金矿的热压氧化预处理技术[J]. 有色金属(冶炼部分),2012(9):38-43.
TAN Xifa. Pressure oxidation pretreatment technology of refractory gold ores[J]. Nonferrous Metals (Metallurgical Part), 2012(9): 38-43.

[14] 金创石,张廷安,曾勇,等. 难处理金精矿的加压氧化-氯化浸出实验[J]. 东北大学学报(自然科学版),2011(6):826-830.
JIN Chuangshi, ZHANG Ting'an, ZENG Yong, et al. Pressure oxidation-chlorination leaching of refractory gold concentrate[J]. Journal of Northeastern University (Natural Science), 2011(6): 826-830.

[15] MCDONALD R G, LI J, AUSTIN P J. High Temperature pressure oxidation of a low-grade nickel sulfide concentrate with control of the residue composition[J]. Minerals, 2020, 10: 249.

[16] 谢锋,蒋开喜,王海北,等. 硫化矿加压浸出机理研究进展[M]. 北京:冶金工业出版社,2023.

[17] 陈红瑞,张多瑞,聂珍媛,等. 基于光谱分析的砷黄铁矿生物浸出过程中铁/砷/硫形态转化研究[J]. 光谱学与光谱分析,2020,40:934-940.
CHEN Hongrui, ZHANG Duorui, NIE Zhenyuan, et al. Spectroscopic study on iron/arsenic/sulfur speciation transformation during bioleaching of arsenopyrite [J]. Spectroscopy and Spectral Analysis, 2020, 40: 934-940.

[18] DOS SANTOS E C, CECÍLIA D M S J, DUARTE H A. Pyrite oxidation mechanism by oxygen in aqueous medium[J]. The Journal of Physical Chemistry: C, 2016, 120: 2760-2768.

Arsenic Removal and Gold Extraction from a Certain Arsenic Concentrate in Inner Mongolia Based on Pressure Leaching Technology

YUAN Hao[1], CHU Lijin[2], QU Weiming[2], HAN Baisui[1], LIU Jiaxing[1], HE Xinqi[1]

(1. *School of Mining Engineering, University of Science and Technology Liaoning, Anshan* 114051, *China*;
2. *Inner Mongolia Gaoerqi Mining Co., Ltd., Xilingol League* 011400, *China*)

Abstract: A gold-bearing arsenic concentrate from Inner Mongolia is a typical refractory gold ore, where gold exists in an encapsulated form within arsenopyrite (FeAsS) and pyrite (FeS_2). The encapsulation of arsenides not only severely reduces the efficiency of cyanide leaching of gold extraction but also affects environment. The method of removing arsenic and extracting gold by pressurized oxidation was studied. The influences of sulfuric acid concentration, oxygen partial pressure, reaction temperature, solid mass to liquid volume ratio, and reaction time on the leaching effect were investigated. The process conditions were optimized and the key constraints were revealed. The results show that pressure leaching can effectively destroy the coating structure of gold by sulfides and arsenides, and there is no emission of harmful gases such as As_2O_3 and SO_2 throughout the process. Its environmental friendliness is significantly better than that of oxidation roasting. The optimal process conditions are determined as follows: sulfuric acid concentration of 0.4 mol/L, oxygen partial pressure of 1.5 MPa, reaction temperature of 160 ℃, solid mass to liquid volume ratio of 1∶100, and leaching time of 120 min. Under the conditions, the arsenic leaching rate reaches 96%, and the mass fraction of gold in the leaching residue is 28 g/t, which is significant increased compared with 4.5 g/t of the raw ore. The persistent presence of ferric arsenate ($FeAsO_4$) precipitate in the leaching residue is the core factor restricting the complete removal of arsenic and the further improvement of gold grade. The research results can provide technical references for the clean and efficient utilization of similar refractory gold mines.

Key words: pressurized oxidiation method; leaching; refractory gold-bearing arsenic concenirate; gold; arsenic; removal; extraction; sulfuric acid