

doi:10.3969/j.issn.1007-7545.2022.09.011

氰渣低温微熔硫化资源化技术

孙留根^{1,2}, 蒋开喜³, 谢锋¹, 陈俊南¹, 张正阳², 米建国²

(1. 东北大学 冶金学院, 沈阳 110819;

2. 矿冶科技集团有限公司, 北京 100160;

3. 福州大学, 福州 350108)

摘要:黄金行业产出的氰渣已列为固体危废,其脱毒处置技术是所有黄金企业不得不面对的严峻挑战和必须尽快解决的重大难题。探究了利用低温微熔硫化法处置低品位氰渣并高效回收贵金属及有价金属的技术可行性。考察了焙烧温度、焙烧时间及添加剂用量等条件对贵金属回收率的影响,阐明了在促进剂、低温和还原气氛作用下形成低熔点金银及铜铅锌等有价金属硫化物晶核长大再次矿化、骤冷后浮选回收的机理。在优化条件下处理含金 1.71 g/t、银 54 g/t、铁 32.71%的氰化尾渣,渣中金品位可降至 0.14 g/t,浮选精矿中金、银的品位分别达到 35.46、737.14 g/t,金、银的平均回收率分别达到 92.44%、80.67%,磁选所得铁精矿中铁的品位为 63.57%,回收率 83%,产率 68%。有效回收贵金属的同时,实现了低品位氰渣的无害化处置和资源化利用。

关键词:氰渣;低温微熔硫化;浮选;贵金属;资源化

中图分类号:X758

文献标志码:A

文章编号:1007-7545(2022)09-0083-08

Resource Technology of Cyanide Residue by Process of Low Temperature Micro-molting Matte

SUN Liu-gen^{1,2}, JIANG Kai-xi³, XIE Feng¹, CHEN Jun-nan¹, ZHANG Zheng-yang², MI Jian-guo²

(1. School of Metallurgy, Northeastern University, Shenyang 110819, China;

2. BGRIMM Technology Group, Beijing 100160, China;

3. Fuzhou University, Fuzhou 350108, China)

Abstract: Cyanide residue produced by gold industry has been listed as solid hazardous waste, and its detoxification treatment technology is a serious challenge that all gold enterprises have to face and a major problem that must be solved as soon as possible. The technical feasibility of treating low grade cyanide residue with low temperature micro-melting process and efficiently recovering precious metals and valuable metals were studied. Effects of roasting temperature, roasting time and dosage of additives on recovery of precious metals were investigated. Under the condition of existing of accelerant, low temperature and reducing atmosphere, formation of valuable metal matte (such as Au, Ag, Cu, Pb and Zn mattes, etc.) with low melting point, matte nucleus growth and mineralization were illustrated. The mechanism of flotation of quenching matte was also clarified. Under the optimized conditions, the cyanide tailings (Au 1.71 g/t, Ag 54 g/t and Fe 32.71%) were treated. Gold grade in final residue could be reduced to

收稿日期:2022-04-01

基金项目:中央高校基本科研业务费项目(N182506003)

作者简介:孙留根(1978-),男,博士研究生;通信作者:谢锋(1970-),男,教授,博士生导师

0.14 g/t, the grade of gold and silver in flotation concentrate is 35.46 and 737.14 g/t, respectively, and the average recovery of gold and silver is 92.44% and 80.67%, respectively. The grade of iron in iron concentrate obtained by magnetic separation is 63.57% with 83% recovery rate and 68% yield. This process can effectively recover precious metals and realize the harmless disposal and resource utilization of low-grade cyanide residue.

Key words: cyanide slag; low temperature micro-melting matte; flotation; precious metals; resource utilization

氰化法目前仍然是黄金生产的主要方法,根据所处理矿石类型及金在其中的赋存状态与品位的不同,可分别采用堆浸、全泥氰化、浮选精矿氰化、浮选尾矿氰化和焙烧氰化等多种氰化工艺^[1-2]。但无论采用哪种氰化工艺,最终都会产生与原矿几乎等量的氰化尾渣。氰化尾渣也因此成为黄金冶炼行业的主要危险固体废弃物。近年来,随着对黄金需求的增长及金矿石品位的降低,我国黄金行业产出氰化尾渣量逐渐增加。然而大多数氰化尾渣因含有剧毒氰化物、有价金属品位低、处理成本高、处理难度大等问题,仍处于堆存状态^[3-4]。2016年,我国环保部发布新版《国家危险废物名录》,将氰化尾渣纳入该名录进行管理(废物类别 HW33,废物代码 092-003-33)。根据《中华人民共和国环境保护税法》的相关规定,国家于2018年1月1日起拟对危险废物征收1 000元/t的环境保护税,对于黄金行业,这无疑是一个不得不面对的巨大挑战。

氰化尾渣也是一种宝贵的二次资源。根据原矿成分的不同,氰化尾渣中含有多种有价金属如金、银、铜、铅、锌、铁等,具有较高的综合回收利用价值^[5-6]。高品位氰化尾渣($\text{Au} > 7 \text{ g/t}$)和中品位氰化尾渣($\text{Au} 3 \sim 7 \text{ g/t}$)的处理关注度较高,处理技术较丰富,包括以高温氯化挥发与造钼捕金为代表的火法技术和预处理—氰化浸出为代表的湿法技术^[7-10]。高温氯化挥发有较强腐蚀性,反应温度高,在1 050℃左右,能耗高,造钼捕金处理低品位含金氰渣虽能破氰,但是仅能回收贵金属,且渣量大、铜损失和能耗增加,处理氰渣均有不足之处。氰化尾渣中铁品位一般高于30%,因此贵金属回收的同时,铁资源的利用也被研究者广泛关注^[11-12]。

由于尾渣中金以细微或超显微状态包裹在黄铁矿、砷黄铁矿、赤铁矿或石英等基体矿物中,机械磨矿难以使单体金解离或暴露,低品位氰化尾渣中的贵金属回收更为困难。另外,矿物经氰化物长时间作用,一部分可溶性的硫化物及氧化物逐渐分解,矿物表面性质受氰化物长期浸蚀已发生很大变化,矿

物之间可浮性明显降低,很难活化。因此,无论采用选矿还是冶金的方法实现氰化尾渣中有价金属的综合回收利用都存在一定的困难^[13-14]。

本文以低品位氰化尾渣为原料,开发一种绿色经济的低温微熔硫化技术综合回收贵金属、铜、铅、锌、铁等有价元素。添加剂的应用促进包裹金的迁移,铜、铅、锌、铁、硫的再次矿化,通过选矿的方法获得含铜、铅、锌的金精矿,磁选获得铁精矿,尾矿高硅渣建材化,实现氰化尾渣全资源化回收,具有很好的经济与环保效益。

1 试验元料与方法

1.1 试验原料

以山东某冶炼厂的低品位氰化尾渣为原料;添加剂 KYLHT 和 KYGLT 分别为含铜和含铝矿物,焦炭粒度 0.1~0.3 mm;浮选药剂包括黄药、黑药和松醇油分别为优级品、一级品、一级品;其他试剂如二水氯化钙、碳酸钠等均为分析纯。

1.2 试验方法

取一定量氰化尾渣,添加二水氯化钙、焦炭、KYLHT 和 KYGLT 等药剂,进行充分混合。混合混匀后的矿样在圆盘造球机上加水造球,球团干燥后进入回转窑焙烧,水淬。将水淬球团放入锥形球磨机球磨,过滤,加水配制成一定矿浆浓度,倒入浮选机,加入定量浮选药剂,搅拌,通入空气进行浮选,浮选试验在 1 L 单槽浮选机中进行,调节矿浆 pH,采用异戊基黄药和丁基铵黑药为捕收剂,浮选流程为一次粗选、二次扫选和二次精选、浮选尾矿磁选。

为了对条件试验的效果进行相对客观的综合评价,试验中选取了代表性的参数作为评价指标,如精矿金品位、精矿金回收率、分选效率、尾矿金品位、尾矿金损失率、尾矿产率。

本文以分选效率作为评判选矿过程优劣的综合指标,选矿过程中会出现精矿品位的变化趋势和回收率变化趋势相反的现象,这样选矿的条件优劣就无法评判,因此引入一个综合指标——分选效率,是

精矿中的金品位和金的回收率的函数,可以反映选矿过程的整体优劣。分选效率的计算公式为:

$$E = \frac{(\beta - \alpha)}{\alpha \left(1 - \frac{\alpha}{55}\right)} \times \frac{(\alpha - \eta)}{(\beta - \eta)} = \frac{(\beta - \alpha)}{\alpha \left(1 - \frac{\alpha}{55}\right)} r \quad (1)$$

式中, α 为原矿中金品位(g/t); β 为精矿中金品位(g/t); η 为尾矿中金品位(g/t); r 为精矿产率(%)。

2 结果与讨论

2.1 氰化尾渣样品表征

试验所用原料为山东地区含金 2 g/t 左右的氰化尾渣代表性矿样,常温下为红色颗粒。其主要成分如表 1 所示。从图 1 的 XRD 物相分析结果可以看出,铁主要以赤铁矿形式存在,脉石主要成分为石

英。金、银、铜的含量太低,在 XRD 谱中没有出现,前期研究表明,贵金属呈微细粒分散包裹在赤铁矿中,少量分布于脉石矿物中。

分别对尾渣断面进行点分析和面分析。图 2 为

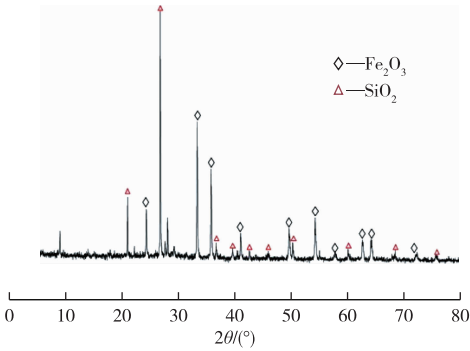


图 1 尾渣的 XRD 谱

Fig. 1 XRD pattern of tailing

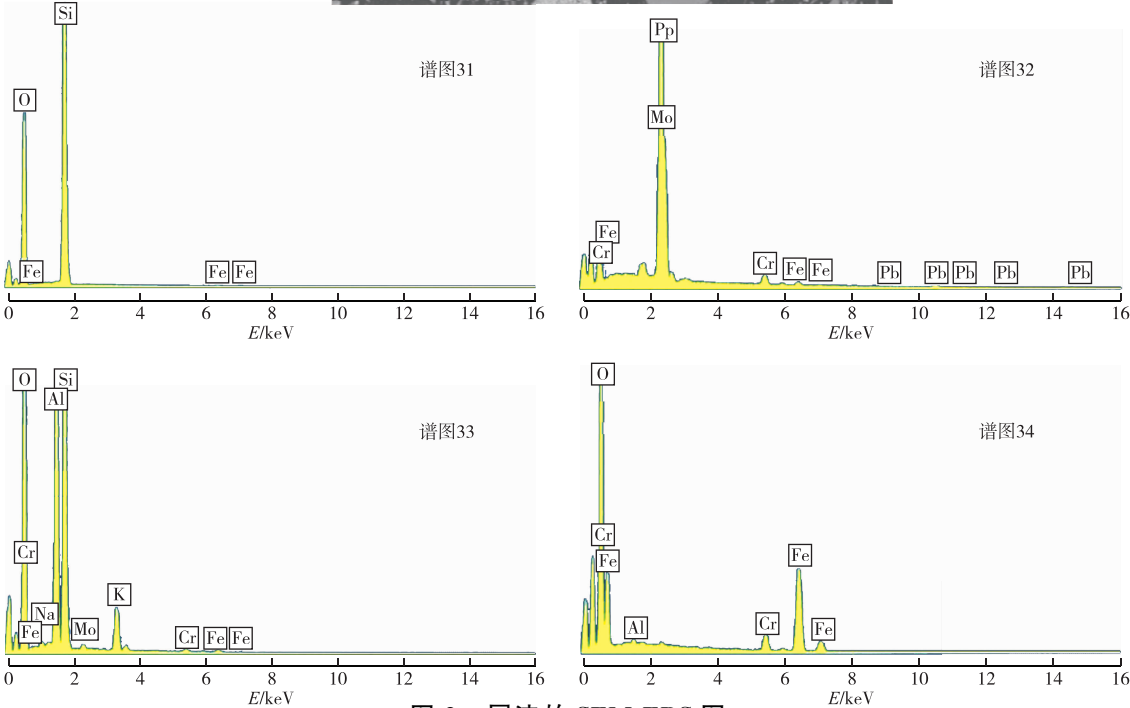
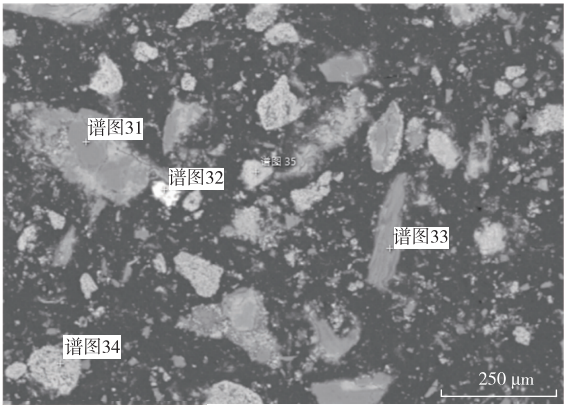


图 2 尾渣的 SEM-EDS 图

Fig. 2 SED-EDS images of tailing

表 1 氰化尾渣重要元素分析结果

Table 1 Analysis results of important elements in cyanidation tailings							/%
元素	Au*	Ag*	Fe	Cu	Pb	Zn	S
含量	1.71	54.0	32.71	0.33	0.86	0.42	1.38

注: * 单位为 g/t

尾渣中所选区域的扫描电镜-能谱图,图中选取了4个代表性的点位进行分析,其中点31附近主要为SiO₂富集区,掺杂少量的铁氧化物,该区平整致密;点32附近主要为钨铁合金和铅合金相,主相成分少,为杂质富集区;点33附近为钾长石,钾长石是一种铝硅酸盐矿物,化学式为K₂O·Al₂O₃·6SiO₂,是Al₂O₃的富集区;点34附近为铁氧化物,结合XRD谱图,应为赤铁矿富集区,其中夹杂有少量杂质Cr。尾渣中以氧化物为主,且主要是赤铁矿和石英,两种矿物具有嵌布共生的关系。

2.2 温度的影响

取一定量氰化尾渣,添加二水氯化钙18%、焦炭9%、KYLHT 9%、KYGLT 1%进行混合造球,焙烧温度分别选择650、700、730、750、800、850℃,焙烧时间90 min。焙烧球团磨矿浓度40%,磨矿时间24 min。在开路条件下,考察焙烧温度对精矿中金回收率、尾矿中金损失率、金精矿和铁精矿品位和分选效率的影响。试验结果如图3和图4所示。

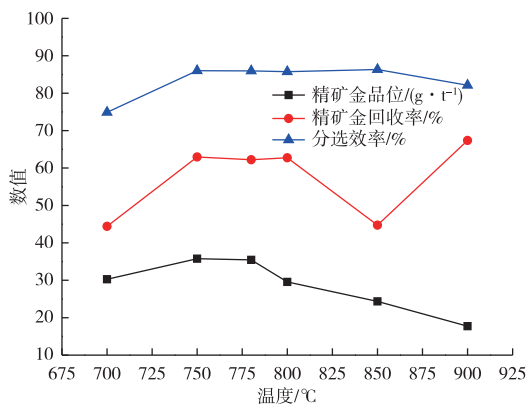


图 3 温度对精矿中金回收率、金品位和分选效率的影响

Fig. 3 Effects of temperature on gold recovery, gold grade and separation efficiency in concentrate

由图3和图4可知,在低温条件下,精矿中金回收率低,尾矿金损失率高,焙烧效果较差;在750~780℃条件下,金的精矿回收率和品位均达到较高水平;在温度高于750℃时,金的损失率基本变化不大,维持在5%左右,在温度高于780℃时,所获得

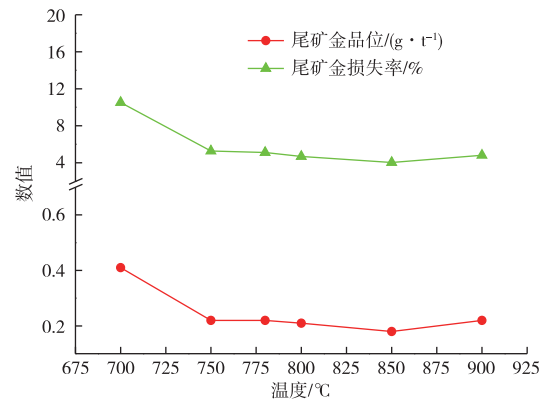


图 4 温度对尾矿中金品位和金损失率的影响
Fig. 4 Effects of temperature on gold grade and gold loss rate in tailings

的精矿中金品位逐渐下降。从图3可知,在温度高于780℃时,相比于780℃,精矿中金回收率在800℃和900℃时有所升高,而金品位却在不断降低,这是因为浮选出的精矿量大。但是从综合指标分选效率来看,其在焙烧温度750~850℃内变化不大,这说明综合浮选性能变化不大,此时主要比较金的回收率。根据试验结果,选择温度为750℃或780℃作为最佳温度。

2.3 KYLHT 添加量的影响

取一定量氰化尾渣,添加二水氯化钙18%、焦炭9%、改变KYLHT添加量(5%、7%、9%、11%、13%)、KYGLT 1%进行混合造球、焙烧温度选择780℃,焙烧时间90 min,焙烧熟球磨矿浓度40%,磨矿时间24 min。在开路条件下,考察KYLHT添加量对精矿中金回收率、尾矿中金损失率、精矿品位和分选效率的影响,结果如图5和图6所示。随着KYLHT用量的升高,精矿中金的回收率先升高后降低,尾矿中金的损失率在KYLHT用量小于9%时较高,在KYLHT用量大于9%时较低,保持在5%左右。精矿中金的品位在KYLHT用量低时较高,在KYLHT用量大于7%时降低。KYLHT用量为9%时精矿分选效率最高,此时获得的精矿同时具有较优的质量与回收率。综上所述,KYLHT添加量在9%时较为合适。

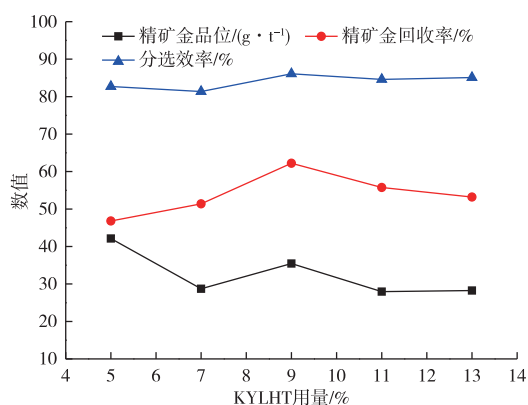


图5 KYLHT用量对精矿中金回收率、金品位和分选效率的影响

Fig. 5 Effects of KYLHT dosage on gold recovery, gold grade and separation efficiency in concentrate

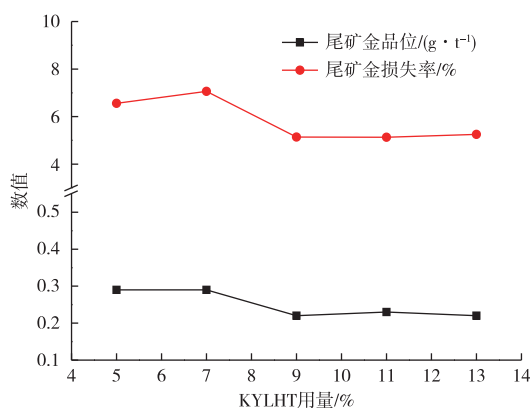


图6 KYLHT用量对尾矿中金品位和金损失率的影响

Fig. 6 Effects of KYLHT dosage on gold grade and gold loss rate in tailings

2.4 焦炭的影响

取一定量氧化尾渣,添加二水氯化钙 18%、焦炭、KYLHT 9%、KYGLT 1%进行混合造球,焙烧温度选择 780 ℃,焙烧时间 90 min。改变焦炭添加量,分别为 4%、6%、8%、10%、12%。焙烧熟球磨矿浓度 40%,磨矿时间 24 min。在开路条件下,考察不同焦炭用量对精矿中金回收率、尾矿中金损失率、精矿品位和分选效率的影响,结果如图 7 和图 8 所示。随着焦炭用量的增加,精矿中金的回收率先升高后降低,金的损失率在焦炭用量低时较高,随着焦炭用量的增加,精矿中金的品位先升高后降低,这说明焦炭用量不能太高,且在 6% 时精矿分选效率最高,金的综合回收效果较好。

2.5 二水氯化钙的影响

取一定量氧化尾渣,添加二水氯化钙、焦炭

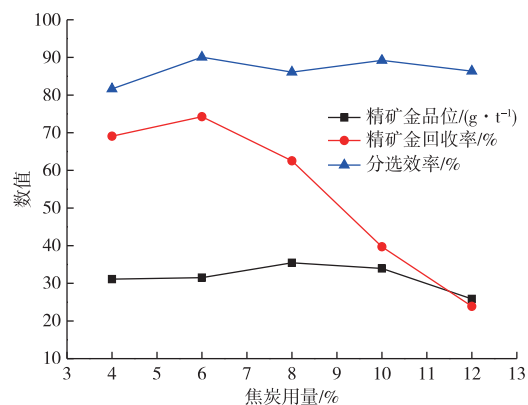


图7 焦炭用量对精矿中金回收率、金品位和分选效率的影响

Fig. 7 Effects of coke dosage on gold recovery, gold grade and separation efficiency in concentrate

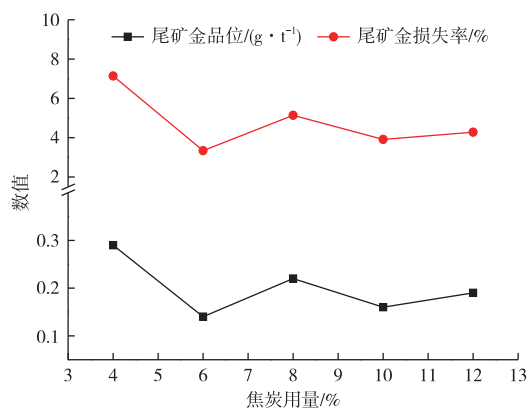


图8 焦炭用量对尾矿中金品位和金损失率的影响

Fig. 8 Effects of coke dosage on gold grade and gold loss rate in tailings

6%、KYLHT 9%、KYGLT 1%进行混合造球、焙烧温度选择 780 ℃,焙烧时间 90 min。改变二水氯化钙添加量,分别为 14%、16%、18%、20%、22%。焙烧熟球磨矿浓度 40%,磨矿时间 24 min。在开路条件下,考察不同二水氯化钙用量对精矿中金回收率、尾矿中金损失率、精矿品位和分选效率的影响。试验结果如图 9 和图 10 所示。

由图 9 和图 10 可知,随着二水氯化钙用量的增多,金的损失率不断增加,这可能是因为过量的二水氯化钙在浮选过程中离解出大量的阳离子,优先与阴离子捕收剂异戊钠黄药发生界面化学反应或者化学吸附,消耗捕收剂,降低了捕收剂对有色金属单质的捕收性能;金的回收率随二水氯化钙用量的变化变化不大,均在 70% 左右;精矿中金品位随着二水氯化钙用量的增加先增加后降低,二水氯化钙用量在 14%~18% 内,其分选效率变化不大。综上所

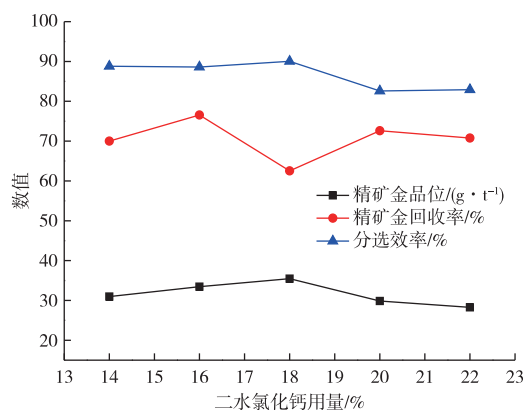


图9 二水氯化钙用量对精矿中金回收率、金品位和分选效率的影响

Fig. 9 Effects of dosage of calcium chloride dihydrate on gold recovery, gold grade and separation efficiency in concentrate

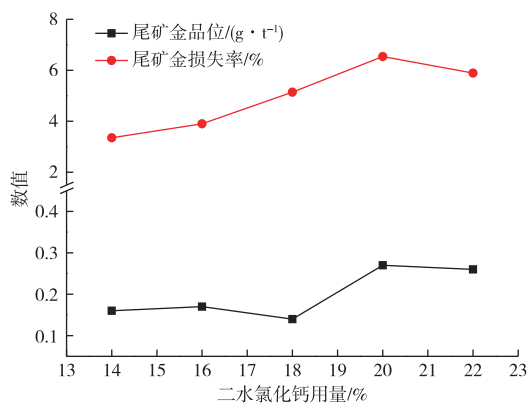


图10 二水氯化钙用量对尾矿中金品位和金损失率的影响

Fig. 10 Effects of dosage of calcium chloride dihydrate on gold grade and gold loss rate in tailings

述,二水氯化钙用量不宜太多,16%的用量较为合适。

2.6 磨矿时间的影响

冶金试验得到的焙烧熟球团水淬后进行磨矿—浮选流程,其中磨矿时间对尾渣中有价金属回收率会造成较大的影响。冶金条件保持一致,取一定量氰化尾渣,添加二水氯化钙 16%、焦炭 6%、KYLHT 9%、KYGLT 1%混合造球干燥进入回转窑焙烧、焙烧温度选择 780 ℃,焙烧时间 90 min。焙烧熟球磨矿浓度 40%,改变磨矿时间,分别为 18、21、24、27、30 min。在开路条件下,考察磨矿时间对精矿中金回收率、尾矿中金损失率、精矿品位和分选效率的影响。试验结果如图 11 和图 12 所示。随着磨矿时间的升高,精矿中金的品位先升高后保持不

变,分选效率先升高后降低,在磨矿时间为 24 min 时达到最大,在磨矿时间大于 24 min 时,尾矿中金的损失率有所升高,综合考虑,选择磨矿时间为 24 min。

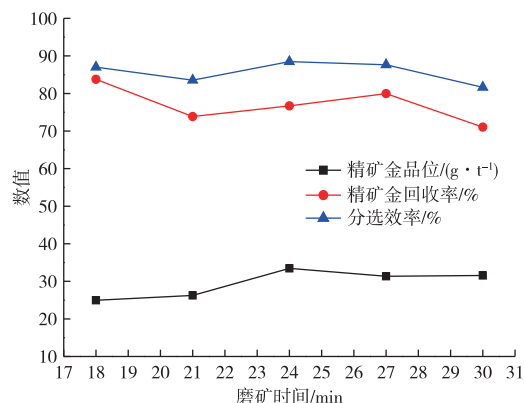


图11 磨矿时间对精矿中金回收率、金品位和分选效率的影响

Fig. 11 Effects of grinding time on gold recovery, gold grade and separation efficiency in concentrate

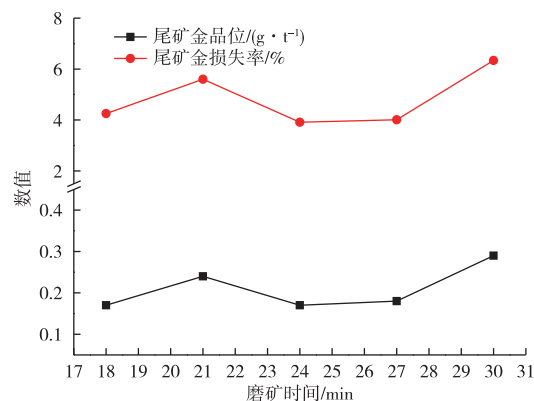


图12 磨矿时间对尾矿中金品位和金损失率的影响

Fig. 12 Effects of grinding time on gold grade and gold loss rate in tailings

2.7 闭路综合试验

开路试验中贵金属回收率无法真实反映实际工业生产情况,因为有部分有价金属进入到中矿中,开路试验无法回收,导致金的回收率较低。因此为了验证贵金属实际回收效果,需要进行闭路试验。

闭路试验采用上述最佳条件,即添加二水氯化钙 16%、焦炭 6%、KYLHT 9%、KYGLT 1%混合造球,干燥球团进入回转窑焙烧、焙烧温度选择 780 ℃,焙烧时间 90 min。焙烧熟球磨矿浓度 40%,磨矿时间 24 min。控制磨矿细度—0.074 mm 占比 75%,采用异戊基黄药(配比 2%、用量 200 g/t)和丁胺黑药(配比 2%、用量 100 g/t)为捕收剂,矿浆

pH 7.5 左右,浮选时间 10 min。中矿返回顺序如图 13 所示,中矿皆顺序返回。按照图 13 浮选流程循环进行 6 次,每次试验所用焙烧湿球 500 g,闭路试验循环 3 次之后,中矿产量逐渐达到稳定。闭路试验结束后分别得到 6 份精矿、6 份尾矿、2 份扫选中矿、2 份精选中矿,分析检测有价金属金、银、铜含量,结果见表 2 所示。

由表 2 可知,闭路试验得到的精矿产率为 4.71%, Au、Ag 的平均品位分别为 35.46、737.14 g/t,相比于氰化尾渣原料,Au 的富集比达到 20.74,Ag 的富集比达到 13.65; Au、Ag 的平均回收率也分别达到 92.44%、80.67%,取得较优回收效果。从闭路试验得到的尾矿参数来看,尾矿中 Au 的品位降到了 0.14 g/t,含量较低。

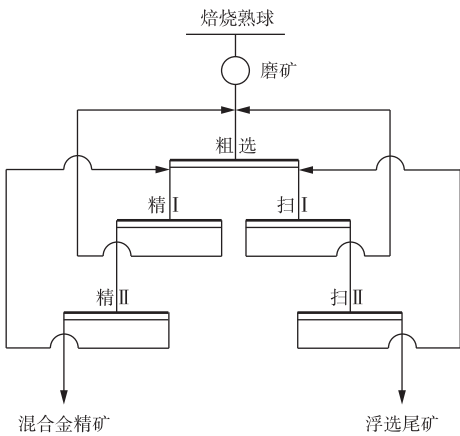


图 13 闭路试验中矿返回方式示意图
Fig. 13 Schematic diagram of middlings ore return mode in closed circuit test

表 2 闭路试验结果
Table 2 Closed circuit test results

产品	产率/%	品位			回收率/%		
		Au/(g·t ⁻¹)	Ag/(g·t ⁻¹)	Cu/%	Au	Ag	Cu
精矿	4.71	35.46	737.14	41.89	92.44	80.67	93.24
尾矿	95.29	0.14	8.73	0.15	7.56	19.33	6.76
焙烧熟球	100.00	1.81	43.04	2.12	100.0	100.0	100.0

2.8 磁选制备高品位铁精矿试验

氰化尾渣中含有大量的氧化铁矿物,经过还原磁化焙烧后,通过磁选方式可以回收高品位的铁精矿,以实现资源的充分利用。本小节以氰化尾渣还原焙烧后的浮选尾矿为原料,探究磁选回收高价值铁精矿的可行性。

在磁感应强度 0.15 T 条件下,以-0.074 mm 分别占比 72%、83%、88%、95% 细度的浮选尾矿作为磁选原料,图 14 为磁选给矿粒度对精矿铁品位和回收率的影响。从图 14 可以看出,给矿粒度越细,

意味着磁性组分的单体解离度越高,磁选精矿中铁的品位也越高,但是铁的回收率基本保持在 82% 左右,因此矿的粒度-0.074 mm 占比在 95% 时,精矿中铁的品位为 63.57%,回收率在 83% 左右,选别效果较好,此时的精矿产率在 68% 左右。

3 结论

1) 以低品位氰化尾渣研究对象,探究低温微熔硫化工艺处置低品位氰化尾渣并高效回收贵金属、铜、铅、锌、铁的技术可行性,提出了氰渣硫化富集金银铜铅锌有价元素的设想。在促进剂的作用下贵金属迁移至金属硫化物,浮选时共同回收,焙烧硫化反应后铁氧化物几乎均为磁铁矿,磁选回收铁得到铁精粉。

2) 在添加剂的作用下,焙烧硫化温度可降至 750 ℃,远低于硫化物熔点,尾渣含金 1.71 g/t,所得金精矿产率为 4.71%, Au、Ag 的平均品位分别为 35.46、737.14 g/t; Au、Ag 的回收率分别达到 92.44%、80.67%。

3) 浮选尾渣在磁感应强度 0.15 T 条件下磁选,铁精矿中铁的品位为 63.57%,回收率达 83%,产率达到 68%。

4) 相比高温氯化挥发技术,该工艺大大降低了能耗和生产成本,有效回收低品位氰渣中有价贵金属的同时,实现了氰渣的无害化处置。

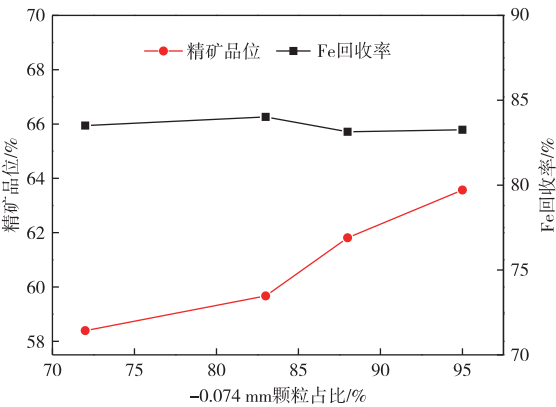


图 14 给矿粒度对精矿品位和回收率的影响
Fig. 14 Effects of feed particle size on concentrate grade and recovery

参考文献

- [1] ADAMS M D. Advances in gold ore processing[M]. Amsterdam:Elsevier Science,2005:496-501.
- [2] 袁嘉声, 畅永锋, 郑春龙, 等. 氰化尾渣脱氰技术综述[J]. 中国有色金属学报, 2021, 31(6):1568-1581.
- YUAN J S, CHANG Y F, ZHENG C L, et al. Review on treatment technologies of cyanide tailing[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2021, 31(6): 1568-1581.
- [3] 高大明. 氰化物污染及其治理技术(续完)[J]. 黄金, 1998, 19(12):53-55.
- GAO D M. Cyanide pollution and its treatment technology[J]. Gold, 1998, 22(12):53-55.
- [4] DONG K W, XIE F, WANG W, et al. The detoxification and utilization of cyanide tailings: A critical review[J]. Journal of Cleaner Production, 2021, 302:126946. DOI:10.1016/j.jclepro. 2021. 126946.
- [5] LV C C, DING J, QIAN P, et al. Comprehensive recovery of metals from cyanidation tailing [J]. Minerals Engineering, 2015, 70:141-147.
- [6] LI H, MA A, SRINIVASAKANNAN C, et al. Investigation on the recovery of gold and silver from cyanide tailings using chlorination roasting process[J]. Journal of Alloys and Compounds, 2018, 763:241-249.
- [7] LIU P F, WANG J J, YU D W, et al. Comprehensive reclamation of valuable metals from Au-bearing cyanide residue by chlorination roasting-carbothermic reduction-magnetic separation; Recovery of iron [J]. Journal of Sustainable Metallurgy, 2021, 7(4):1748-1761.
- [8] ALVILLO-RIVERA A, GARRIDO-HOYOS S, BUITRON G, et al. Biological treatment for the degradation of cyanide: A review [J]. Journal of Materials Research and Technology, 2021, 12: 1418-1433.
- [9] WANG W D, DUAN Y T, WU Y M, et al. Harmless treatment of cyanide tailings by a bifunctional strain JK-1 based on biodegradation and biomineralization[J]. Journal of Cleaner Production, 2021, 313:127757. DOI: 10.1016/j.jclepro. 2021. 127757.
- [10] ZHANG Y L, LI H M, YU X J. Fe extraction from high-silicon and aluminum cyanide tailings by pretreatment of water leaching before magnetic separation [J]. Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 2013, 23(4):1165-1173.
- [11] 李正要, 王维维, 乐坤. 氰化尾渣氯化挥发-还原焙烧一步法回收金铁[J]. 金属矿山, 2015, 44(10):5.
- LI Z Y, WANG W W, LE K. Recovering gold and iron from cyanide tailing by one-step process of chloridizing volatilization and reduction roasting[J]. Metal Mine, 2015, 44(10):173-177.
- [12] 孙留根, 常耀超, 徐晓辉, 等. 氰化尾渣无害化、资源化利用的主要技术现状及发展趋势[J]. 中国资源综合利用, 2017, 35(10):59-62.
- SUN L G, CHANG Y C, XU X H, et al. The main technology status and development trend of harmless and resourceful utilization of cyanide tailings[J]. China Resources Comprehensive Utilization, 2017, 35(10): 59-62.
- [13] 王辉, 王磊. 氰化尾渣无害化处理的研究[J]. 中外能源, 2021, 26(12):76-81.
- WANG H, WANG L. Study on harmless treatment of cyanide tailings[J]. Sino-Global Energy, 2021, 26(12): 76-81.
- [14] 徐忠敏, 李雪林, 国洪柱, 等. 一种降低黄金冶炼氰化尾渣中氰化物含量的方法: CN201811545804. 4[P]. 2019-04-09.
- XU Z M, LI X L, GUO H Z, et al. A method for reducing cyanide content in cyanide tailings of gold smelting: CN201811545804. 4[P]. 2019-04-09.