



(12) 发明专利申请

(10) 申请公布号 CN 115323170 A

(43) 申请公布日 2022. 11. 11

(21) 申请号 202210947005.X

C22B 23/00 (2006.01)

(22) 申请日 2022.08.09

(71) 申请人 沈阳有色冶金设计研究院有限公司
地址 110003 辽宁省沈阳市和平区光荣街
35号

(72) 发明人 于志伟 王大明 王勇 钱兆明
王纪兴 曲俊月 胡国斌 李冲

(74) 专利代理机构 沈阳友和欣知识产权代理事
务所(普通合伙) 21254
专利代理师 杨群

(51) Int. Cl.

C22B 3/08 (2006.01)

C22B 3/30 (2006.01)

C22B 15/00 (2006.01)

C25C 1/12 (2006.01)

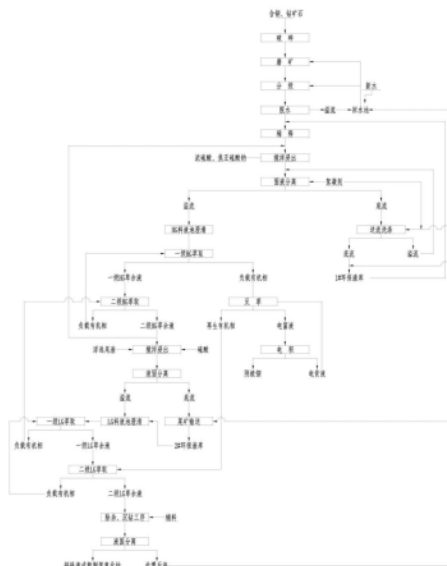
权利要求书2页 说明书4页 附图1页

(54) 发明名称

含氧化铜、钴的浮选尾渣与矿石联合处理湿法冶炼的方法

(57) 摘要

本发明涉及矿石湿法冶炼技术领域,特别提供了一种含氧化铜、钴的浮选尾渣与矿石联合处理湿法冶炼的方法,包括含氧化铜、钴矿石的浸出;浮选尾渣的浸出;萃取;反萃;电积;沉钴。含氧化铜、钴矿石的萃取为两级高铜萃取和一级反萃,浮选尾渣的的萃取为两级低铜萃取。通过本发明提供的方法,既可以回收高耗酸浮选尾渣有价金属,有效利用残酸,亦可降低沉钴工序生产成本;同时抑制湿法冶炼系统水膨胀;并且工艺流程删繁就简,相对灵活。



1. 含氧化铜、钴的浮选尾渣与矿石联合处理湿法冶炼的方法,其特征在于,包括如下步骤:

1) 含氧化铜、钴矿石的浸出:

101) 破碎、磨矿、分级:将含氧化铜、钴矿石进行破碎、磨矿,得到一定细度的矿浆;

102) 脱水至矿浆达到一定浓度;

103) 搅拌浸出:将矿浆先进行酸化稀释,然后泵入到多个串联的、加有浓硫酸和还原剂的搅拌浸出槽中进行常温搅拌-浸出一定时间;

104) 固液分离:浸出的矿浆通过浓缩机进行固液分离,溢流的高铜料液自流到高铜料液池澄清,然后泵入到萃取车间;浓缩机的底流由渣浆泵送入洗涤浓缩机,进行多级串联逆流洗涤,每级的洗涤液均返给上一级,最后一级返给液固分离前的矿浆,最后的洗涤浓缩机的底流送入1#环保渣库,1#环保渣库的液体返回至步骤102)脱水后的矿浆中;

2) 浮选尾渣的浸出:

201) 筛分、制浆:筛分后向浮选尾渣中加入二级高铜萃余液制浆;

202) 搅拌浸出:将浮选尾渣矿浆泵入到多个串联的、补加浓硫酸的搅拌浸出槽进行搅拌浸出;

203) 液固分离:浸出的浮选尾渣矿浆通过浓缩机进行固液分离,溢流的低铜料液送入到低铜料液池澄清,然后泵入到萃取车间;浓缩机的底流由渣浆泵送入2#环保渣库,2#环保渣库的回液送入浓缩机混合调酸后溢流至低铜料液池;

3) 萃取、反萃:

301) 高铜萃取:高铜料液进入到萃取车间后,先进行一级高铜萃取,得到一级高铜萃余液,一级高铜萃余液进行二级高铜萃取,得到二级高铜萃余液;

302) 低铜萃取:低铜料液进入到萃取车间后,先进行一级低铜萃取,得到一级低铜萃余液,一级低铜萃余液进行二级低铜萃取,得到二级低铜萃余液;二级低铜萃取得到的负载有机相返回至一级低铜萃取过程,一级低铜萃取得到的负载有机相自流至二级高铜萃取过程;

303) 反萃:两级低铜萃取及两级高铜萃取串联得到的负载有机相汇合,采用电贫液进行反萃,得到含铜电富液及再生有机相;

4) 电积:来自反萃的电富液进行电积,生成阴极铜和电贫液,电贫液返回到反萃步骤;

5) 沉钴:先将二级低铜萃余液除杂,然后进行沉钴,得到粗制氢氧化钴产品和处理后液体。

2. 根据权利要求1所述的含氧化铜、钴的浮选尾渣与矿石联合处理湿法冶炼的方法,其特征在于,步骤101)中,含氧化铜、钴矿石破碎的块度为0-250mm,磨矿的细度为小于200目的含量占70%;

步骤102)中,脱水至矿浆浓度达到65%;

步骤103)中,搅拌浸出槽的数量为4个,常温搅拌-浸出的时间为4h,pH控制在1.5-2.0。

3. 根据权利要求1所述的含氧化铜、钴的浮选尾渣与矿石联合处理湿法冶炼的方法,其特征在于,步骤202)中,搅拌浸出槽的个数为3个,搅拌浸出的时间为1h,pH控制在1.8-2.0。

4. 根据权利要求1所述的含氧化铜、钴的浮选尾渣与矿石联合处理湿法冶炼的方法,其特征在于,步骤301)和步骤302)中,萃取剂为5540,稀释剂为260#溶剂油,萃取过程的有机

相为75%的溶剂油和25%的萃取剂混合。

5. 根据权利要求1所述的含氧化铜、钴的浮选尾渣与矿石联合处理湿法冶炼的方法,其特征在于,所述步骤4)中,电积采用不溶阳极和不锈钢永久阴极进行作业,电积槽内的供液方式,采用下进上出的循环方式,电流密度为 $230-300\text{A}/\text{m}^2$,槽电压为 $1.8\sim 2.2\text{V}$,阴极周期为6d;电积后的电贫液成为反萃过程的反萃前液。

6. 根据权利要求1所述的含氧化铜、钴的浮选尾渣与矿石联合处理湿法冶炼的方法,其特征在于,步骤5)中,沉钴过程包括先加石灰乳除铁,然后加氧化镁沉钴,然后再加石灰乳除镁;得到的粗制氢氧化钴需要进行闪蒸干燥。

7. 根据权利要求1所述的含氧化铜、钴的浮选尾渣与矿石联合处理湿法冶炼的方法,其特征在于,设有回水池,步骤102)脱水过程溢流的水进入到回水池,回水池连接新水管,且步骤101)磨矿、分级所需要的水均来自回水池,步骤5)中的处理后液体,分别返回到回水池、步骤104)的逆流洗涤过程、逆流洗涤的底流进入到1#环保渣库的过程、步骤203)液固分离中底流进入到2#环保渣库的过程。

8. 根据权利要求1所述的含氧化铜、钴的浮选尾渣与矿石联合处理湿法冶炼的方法,其特征在于,在步骤104)的液固分离过程以及逆流洗涤过程中,均加入絮凝剂。

含氧化铜、钴的浮选尾渣与矿石联合处理湿法冶炼的方法

技术领域

[0001] 本发明涉及矿石湿法冶炼技术领域,特别提供了一种含氧化铜、钴的浮选尾渣与矿石联合处理湿法冶炼的方法。

背景技术

[0002] 目前,对于含氧化铜钴的浮选尾渣和矿石多采用单独或混合浸出处理,浸出料液根据液固分离原液及洗涤液含铜量不同分成高、低铜料液,高、低铜料液通过分别萃取获得高、低铜萃余液,高铜萃余液返回浸出或液固分离及洗涤系统使用,低铜萃余液送至沉钴车间除杂提钴。含铜高、低耗酸的浮选尾渣可单独搅拌浸出处理,耗酸偏高的单独处理增加成本,不适宜开采。

[0003] 现在主流行的工艺流程在实际生产过程中,酸性水循环使用,低铜料液含铜、酸较高,经萃取铜释放酸后,萃余液中含铜0.2-0.5g/l、含酸14-20g/l,该萃余液送至沉钴车间生产粗制氢氧化钴,由于含铜高需增加除铜工序,含酸高需加大中和除铁工序钙盐的使用量,进而增加钴的夹带损失。

发明内容

[0004] 为了解决上述技术问题,本发明提供了一种含氧化铜、钴的浮选尾渣与矿石联合处理湿法冶炼的方法。

[0005] 本发明是这样实现的,提供一种含氧化铜、钴的浮选尾渣与矿石联合处理湿法冶炼的方法,包括如下步骤:

[0006] 1) 含氧化铜、钴矿石的浸出:

[0007] 101) 破碎、磨矿、分级:将含氧化铜、钴矿石进行破碎、磨矿,得到一定细度的矿浆;

[0008] 102) 脱水至矿浆达到一定浓度;

[0009] 103) 搅拌浸出:将矿浆先进行酸化稀释,然后泵入到多个串联的、加有浓硫酸和还原剂的搅拌浸出槽中进行常温搅拌-浸出一定时间;

[0010] 104) 固液分离:浸出的矿浆通过浓缩机进行固液分离,溢流的高铜料液自流到高铜料液池澄清,然后泵入到萃取车间;浓缩机的底流由渣浆泵送入洗涤浓缩机,进行多级串联逆流洗涤,每级的洗涤液均返给上一级,最后一级返给液固分离前的矿浆,最后的洗涤浓缩机的底流送入1#环保渣库,1#环保渣库的液体返回至步骤102)脱水后的矿浆中;

[0011] 2) 浮选尾渣的浸出:

[0012] 201) 筛分、制浆:筛分后向浮选尾渣中加入二级高铜萃余液制浆;

[0013] 202) 搅拌浸出:将浮选尾渣矿浆泵入到多个串联的、补加浓硫酸的搅拌浸出槽进行搅拌浸出;

[0014] 203) 液固分离:浸出的浮选尾渣矿浆通过浓缩机进行固液分离,溢流的低铜料液送入到低铜料液池澄清,然后泵入到萃取车间;浓缩机的底流由渣浆泵送入2#环保渣库,2#环保渣库的回液送入浓缩机混合调酸后溢流至低铜料液池;

[0015] 3) 萃取、反萃:

[0016] 301) 高铜萃取:高铜料液进入到萃取车间后,先进行一级高铜萃取,得到一级高铜萃余液,一级高铜萃余液进行二级高铜萃取,得到二级高铜萃余液;

[0017] 302) 低铜萃取:低铜料液进入到萃取车间后,先进行一级低铜萃取,得到一级低铜萃余液,一级低铜萃余液进行二级低铜萃取,得到二级低铜萃余液;二级低铜萃取得到的负载有机相返回至一级低铜萃取过程,一级低铜萃取得到的负载有机相自流至二级高铜萃取过程;

[0018] 303) 反萃:两级低铜萃取及两级高铜萃取串联得到的负载有机相汇合,采用电贫液进行反萃,得到含铜电富液及再生有机相;

[0019] 4) 电积:来自反萃的电富液进行电积,生成阴极铜和电贫液,电贫液返回到反萃步骤;

[0020] 5) 沉钴:先将二级低铜萃余液除杂,然后进行沉钴,得到粗制氢氧化钴产品和处理后液体。

[0021] 优选的,步骤101)中,含氧化铜、钴矿石破碎的块度为0-250mm,磨矿的细度为小于200目的含量占70%;

[0022] 步骤102)中,脱水至矿浆浓度达到65%;

[0023] 步骤103)中,搅拌浸出槽的数量为4个,常温搅拌-浸出的时间为4h,pH控制在1.5-2.0。

[0024] 进一步优选,步骤202)中,搅拌浸出槽的个数为3个,搅拌浸出的时间为1h,pH控制在1.8-2.0。

[0025] 进一步优选,步骤301)和步骤302)中,萃取剂为5540,稀释剂为260#溶剂油,萃取过程的有机相为75%的溶剂油和25%的萃取剂混合。

[0026] 进一步优选,所述步骤4)中,电积采用不溶阳极和不锈钢永久阴极进行作业,电积槽内的供液方式,采用下进上出的循环方式,电流密度为230-300A/m²,槽电压为1.8~2.2V,阴极周期为6d;电积后的电贫液成为反萃过程的反萃前液。

[0027] 进一步优选,步骤5)中,沉钴过程包括先加石灰乳除铁,然后加氧化镁沉钴,然后再加石灰乳除镁;得到的粗制氢氧化钴需要进行闪蒸干燥。

[0028] 进一步优选,设有回水池,步骤102)脱水过程溢流的水进入到回水池,回水池连接新水管,且步骤101)磨矿、分级所需要的水均来自回水池,步骤5)中的处理后液体,分别返回到回水池、步骤104)的逆流洗涤过程、逆流洗涤的底流进入到1#环保渣库的过程、步骤203)液固分离中底流进入到2#环保渣库的过程。

[0029] 进一步优选,在步骤104)的液固分离过程以及逆流洗涤过程中,均加入絮凝剂。

[0030] 与现有技术相比,本发明的优点在于:

[0031] 1、通过制定合理的工艺流程,既可以回收高耗酸浮选尾渣有价金属,有效利用残酸,亦可降低沉钴工序生产成本;

[0032] 2、抑制湿法冶炼系统水膨胀;

[0033] 3、工艺流程删繁就简,相对灵活。

附图说明

[0034] 下面结合附图及实施方式对本发明作进一步详细的说明：

[0035] 图1为本方法流程示意图。

具体实施方式

[0036] 为了使本发明的目的、技术方案及优点更加清楚明白，下面结合附图及实施例，对本发明进行进一步详细说明。应当理解，此处所描述的具体实施例仅仅用于解释本发明，并不用于限定本发明。

[0037] 参考图1，本发明提供一种含氧化铜、钴的浮选尾渣与矿石联合处理湿法冶炼的方法，包括如下步骤：

[0038] 1) 含氧化铜、钴矿石的浸出：

[0039] 101) 破碎、磨矿、分级：将含氧化铜、钴矿石进行破碎、磨矿，得到一定细度的矿浆；含氧化铜、钴矿石破碎的块度为0-250mm，磨矿的细度为小于200目的含量占70%；

[0040] 在本步骤中，主矿床矿石采用一段开路破碎，预先筛分的工艺流程，破碎过程为粗碎+半自磨+球磨。

[0041] 102) 脱水至矿浆浓度达到65%；在进入搅拌浸出之前的物料，为减少液体膨胀，最大可能循环使用酸性水，对旋流器溢流采用一段深锥高效浓缩机脱水；

[0042] 103) 搅拌浸出：将矿浆先进行酸化稀释，矿浆浓度调至25%后，泵入到4个串联的、加有浓硫酸和还原剂的搅拌浸出槽中进行常温搅拌-浸出4h，pH控制在1.5-2.0；还原剂选择焦亚硫酸钠；

[0043] 104) 固液分离：浸出的矿浆通过浓缩机进行固液分离，溢流的高铜料液自流到高铜料液池澄清，然后泵入到萃取车间；浓缩机的底流由渣浆泵送入洗涤浓缩机，进行多级串联逆流洗涤，每级的洗涤液均返给上一级，最后一级返给液固分离前的矿浆，最后的洗涤浓缩机的底流送入1#环保渣库，1#环保渣库的液体返回至步骤102) 脱水后的矿浆中；

[0044] 2) 浮选尾渣的浸出：

[0045] 201) 筛分、制浆：筛分后向浮选尾渣中加入二级高铜萃余液制浆；

[0046] 202) 搅拌浸出：将浮选尾渣矿浆泵入到3个串联的、补加浓硫酸的搅拌浸出槽进行搅拌浸出；搅拌浸出的时间为1h，pH控制在1.8-2.0。

[0047] 203) 液固分离：浸出的浮选尾渣矿浆通过浓缩机进行固液分离，溢流的低铜料液送入到低铜料液池澄清，然后泵入到萃取车间；浓缩机的底流由渣浆泵送入2#环保渣库，2#环保渣库的回液送入浓缩机混合调酸后溢流至低铜料液池；

[0048] 3) 萃取、反萃：

[0049] 301) 高铜萃取：高铜料液进入到萃取车间后，先进行一级高铜萃取，得到一级高铜萃余液，一级高铜萃余液进行二级高铜萃取，得到二级高铜萃余液；

[0050] 302) 低铜萃取：低铜料液进入到萃取车间后，先进行一级低铜萃取，得到一级低铜萃余液，一级低铜萃余液进行二级低铜萃取，得到二级低铜萃余液；二级低铜萃取得到的负载有机相返回至一级低铜萃取过程，一级低铜萃取得到的负载有机相自流至二级高铜萃取过程；

[0051] 步骤301) 和步骤302) 中，萃取剂为5540，稀释剂为260#溶剂油，萃取过程的有机相

为75%的溶剂油和25%的萃取剂混合。

[0052] 303) 反萃:两级低铜萃取及两级高铜萃取串联得到的负载有机相汇合,采用电贫液进行反萃,得到含铜电富液及再生有机相;

[0053] 4) 电积:来自反萃的电富液进行电积,生成阴极铜和电贫液,电贫液返回到反萃步骤;

[0054] 电积采用不溶阳极和不锈钢永久阴极进行作业,电积槽内的供液方式,采用下进上出的循环方式,电流密度为230-300A/m²,槽电压为1.8~2.2V,阴极周期为6d;电积后的电贫液成为反萃过程的反萃前液。

[0055] 5) 沉钴:先将二级低铜萃余液除杂,然后进行沉钴,得到粗制氢氧化钴产品和处理后液体。

[0056] 沉钴过程包括先加石灰乳除铁,然后加氧化镁沉钴,然后再加石灰乳除镁;得到的粗制氢氧化钴需要进行闪蒸干燥。

[0057] 为了实现液体的循环,作为技术方案的改进,步骤102)脱水过程溢流的水进入到回水池,回水池连接新水管,且步骤101)磨矿、分级所需要的水均来自回水池,步骤5)中的处理后液体,分别返回到回水池、步骤104)的逆流洗涤过程、逆流洗涤的底流进入到1#环保渣库的过程、步骤203)液固分离中底流进入到2#环保渣库的过程。

[0058] 进一步优选,在步骤104)的液固分离过程以及逆流洗涤过程中,均加入絮凝剂。来加快矿石沉降,缩短分离时间。

[0059] 本发明通过合理制定工艺流程,利用高铜萃余液中有价金属、游离酸等处理耗酸浮选尾渣,富集铜钴金属浓度,Cu²⁺浓度2-4g/l,Co²⁺浓度~2g/l,降低溶液中酸含量,搅拌终点pH1.5-2,料液pH2-3。低铜料液经萃取,Cu²⁺浓度≤0.08g/l,Co²⁺浓度~2g/l,含酸≤10g/l,送沉钴车间生产粗制氢氧化钴。

[0060] 采用联合方法处理浮选尾渣较单独处理,按2022年5月金属及材料价格,吨铜成本可减少10000-15000元,吨钴成本缩减20000-30000元成本,甚至单独处理尾渣不可行。

[0061] 上面结合附图对本发明的实施方式做了详细说明,但是本发明并不限于上述实施方式,在本领域普通技术人员所具备的知识范围内,还可以在不脱离本发明宗旨的前提下作出各种变化。

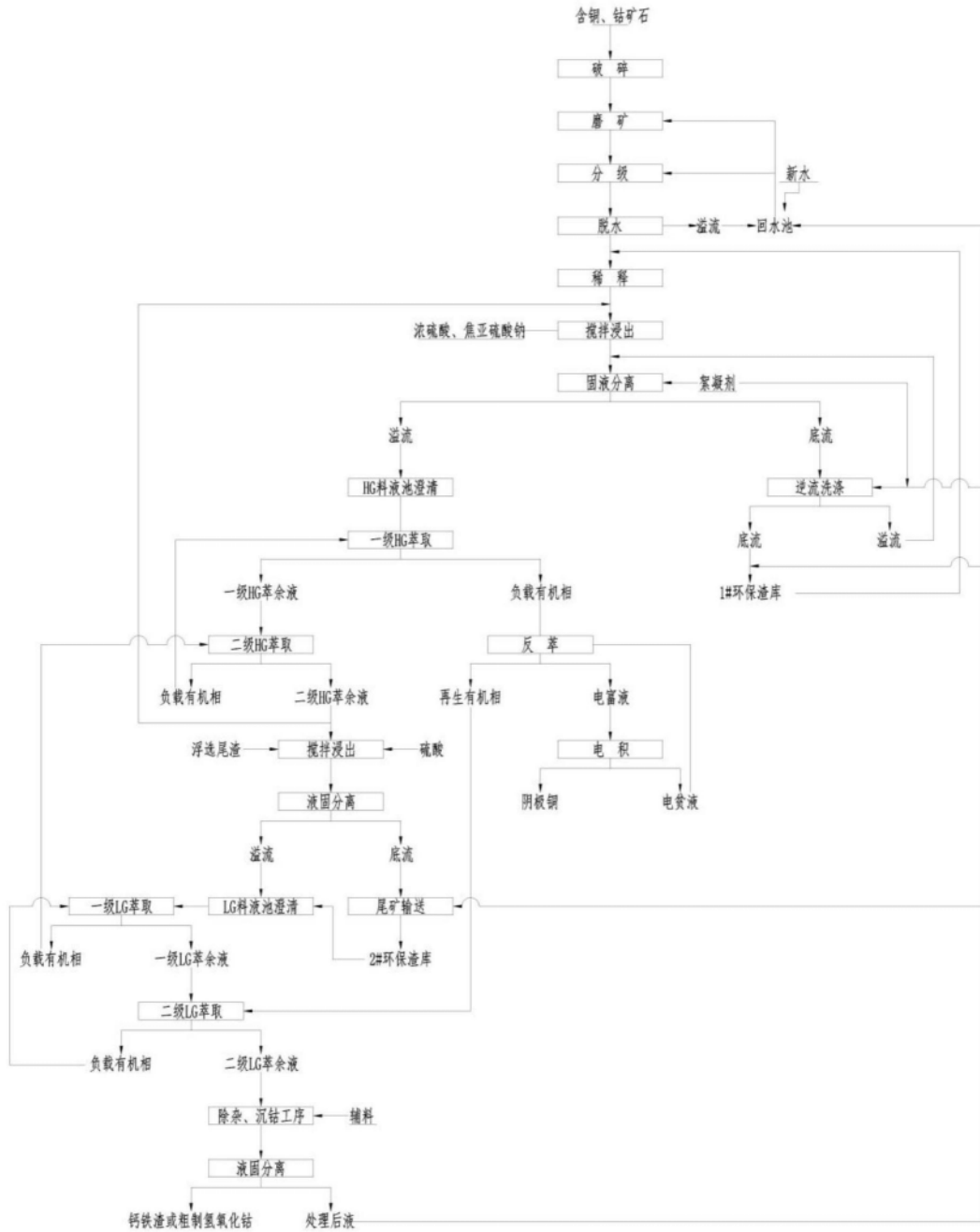


图1