



(12)发明专利申请

(10)申请公布号 CN 111167598 A
(43)申请公布日 2020.05.19

(21)申请号 202010010687.2

(22)申请日 2020.01.06

(71)申请人 长沙有色冶金设计研究院有限公司
地址 410019 湖南省长沙市雨花区木莲东路299号

(72)发明人 罗虹霖 施耘 崔丽娜 尹泽辉

(74)专利代理机构 长沙永星专利商标事务所
(普通合伙) 43001

代理人 何方

(51) Int. Cl.

B03B 9/00(2006.01)

B03D 1/00(2006.01)

B03B 1/00(2006.01)

B03C 1/00(2006.01)

B03D 103/02(2006.01)

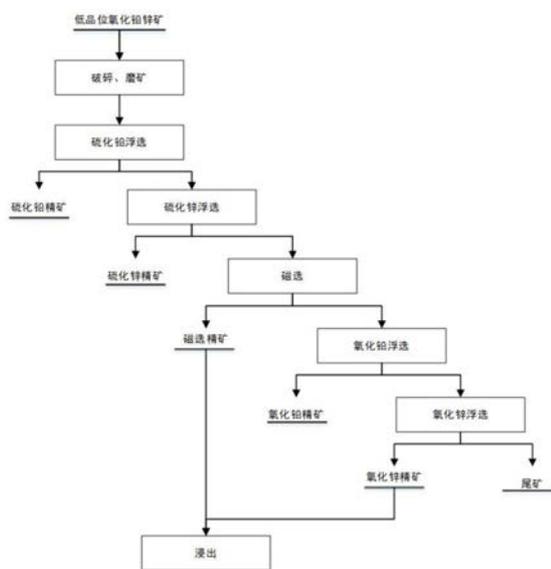
权利要求书1页 说明书3页 附图1页

(54)发明名称

一种低品位氧化铅锌矿选冶处理方法

(57)摘要

本发明公开了一种低品位氧化铅锌矿选冶处理方法,属于矿物加工技术领域,包括以下步骤:(1)将低品位氧化铅锌矿进行破碎、磨矿,得到设定细度的磨矿产品;(2)将磨矿产品依次进行硫化铅浮选、硫化锌浮选、磁选、氧化铅浮选、氧化锌浮选,分别获得硫化铅精矿、硫化锌精矿、磁选精矿、氧化铅精矿和氧化锌精矿;(3)将磁选精矿与氧化锌精矿合并后进行浸出处理,通过电解得到锌金属。本发明方法可以实现氧化铅锌矿的高效分选,不仅提高了金属回收率,而且降低碱性矿物成分以减少酸耗。



1. 一种低品位氧化铅锌矿选冶处理方法,其特征在于,包括以下步骤:
 - (1) 将低品位氧化铅锌矿进行破碎、磨矿,得到设定细度的磨矿产品;
 - (2) 将步骤(1)所得磨矿产品依次进行硫化铅浮选、硫化锌浮选、磁选、氧化铅浮选、氧化锌浮选,分别获得硫化铅精矿、硫化锌精矿、磁选精矿、氧化铅精矿和氧化锌精矿;
 - (3) 将步骤(2)所得磁选精矿与氧化锌精矿合并后进行浸出处理,通过净化、电解后得到锌金属。
2. 根据权利要求1所述的低品位氧化铅锌矿选冶处理方法,其特征在于,所述步骤(1)中磨矿细度为-200目占60%~85%。
3. 根据权利要求1所述的低品位氧化铅锌矿选冶处理方法,其特征在于,所述步骤(2)中各浮选作业的流程结构视精矿与回收率而定,优选为1次粗选,2~3次扫选,2~3次精选,各流程段所产中矿进行顺序返回处理。
4. 根据权利要求3所述的低品位氧化铅锌矿选冶处理方法,其特征在于,所述硫化铅浮选的粗选作业药剂制度:200~400g/t碳酸钠、200~400g/t硫酸锌、40~80g/t乙黄药、10~30g/t 2#油。
5. 根据权利要求3所述的低品位氧化铅锌矿选冶处理方法,其特征在于,所述硫化锌浮选的粗选作业药剂制度:200~400g/t碳酸钠、400~700g/t硫酸铜、40~80g/t丁黄药、10~30g/t 2#油。
6. 根据权利要求3所述的低品位氧化铅锌矿选冶处理方法,其特征在于,所述氧化铅浮选的粗选作业药剂制度:80~160g/t六偏磷酸钠、100~200g/t水玻璃、100~200g/t氯化铵、1500~2000g/t硫化钠、100~200g/t丁黄药、100~200g/t脂肪酸钠、40~80g/t 2#油。
7. 根据权利要求3所述的低品位氧化铅锌矿选冶处理方法,其特征在于,所述氧化锌浮选的粗选作业药剂制度:1000~2000g/t六偏磷酸钠、300~800g/t碳酸钠、4000~7000g/t硫化钠、伯胺100~600g/t。
8. 根据权利要求3~7中任一项所述的低品位氧化铅锌矿选冶处理方法,其特征在于,各段浮选扫选作业较对应的粗选作业浮选药剂减半进行,精选作业不进行药剂增加。
9. 根据权利要求1所述的低品位氧化铅锌矿选冶处理方法,其特征在于,所述磁选在磁场强度为2.0T的条件进行,采用一粗一扫或一粗一精一扫的磁选流程进行。
10. 根据权利要求1所述的低品位氧化铅锌矿选冶处理方法,其特征在于,所述浸出过程条件:浸出温度为75~85℃,浸出时间为1~2h,液固比为2~3:1;溶液pH值为0.5~1.5。

一种低品位氧化铅锌矿选冶处理方法

技术领域

[0001] 本发明属于矿物加工技术领域,具体涉及一种低品位氧化铅锌矿选冶处理方法。

背景技术

[0002] 由于硫化铅锌矿的不断开发和进一步枯竭,矿产资源开发面临着新的困难,如何处理好氧化铅锌矿石,提高选矿指标,增进经济效益已成为进一步发挥铅锌工业急待解决的问题。

[0003] 我国氧化铅锌资源分布集中,储量大,主要分布在西南和西北两大铅锌基地。如云南的兰坪铅锌矿,氧化率较高,一般铅的氧化率大于80%,锌的氧化率大于90%,主金属铅锌品位低于10%,属超低品位氧化铅锌矿,矿物种类繁多,脉石种类也多,含泥量高,因此氧化铅锌矿石选矿难度大,铅锌回收率低,铅回收率40~60%,锌回收率60~70%。氧化铅锌矿往往含有大量碱性矿物或粘土性矿物,低品位锌精矿或原矿在提取锌金属时存在酸耗大,溶液离子浓度低,生产成本高的问题。

发明内容

[0004] 针对现有技术中铅锌回收率低、提取锌金属时酸消耗量大的技术问题,本发明的目的在于提供一种低品位氧化铅锌矿选冶处理方法,该方法可以实现氧化铅锌矿的高效分选,不仅提高了金属回收率,而且降低碱性矿物成分以减少酸耗。

[0005] 为了达到上述目的,本发明提供以下技术方案:

[0006] 本发明提供一种低品位氧化铅锌矿选冶处理方法,包括以下步骤:

[0007] (1) 将低品位氧化铅锌矿进行破碎、磨矿,得到设定细度的磨矿产品;

[0008] (2) 将步骤(1)所得磨矿产品依次进行硫化铅浮选、硫化锌浮选、磁选、氧化铅浮选、氧化锌浮选,分别获得硫化铅精矿、硫化锌精矿、磁选精矿、氧化铅精矿和氧化锌精矿;

[0009] (3) 将步骤(2)所得磁选精矿与氧化锌精矿合并后进行浸出处理,通过净化、电解后得到锌金属。

[0010] 进一步,所述步骤(1)中磨矿细度为-200目占60%~85%。

[0011] 进一步,所述步骤(2)中各浮选作业的流程结构视精矿与回收率而定,优选为1次粗选,2~3次扫选,2~3次精选,各流程段所产中矿进行顺序返回处理。

[0012] 进一步,所述硫化铅浮选的粗选作业药剂制度:200~400g/t碳酸钠(Na_2CO_3)、200~400g/t硫酸锌(ZnSO_4)、40~80g/t乙黄药、10~30g/t 2#油。

[0013] 进一步,所述硫化锌浮选的粗选作业药剂制度:200~400g/t碳酸钠(Na_2CO_3)、400~700g/t硫酸铜(CuSO_4)、40~80g/t丁黄药、10~30g/t 2#油。

[0014] 进一步,所述氧化铅浮选的粗选作业药剂制度:80~160g/t六偏磷酸钠、100~200g/t水玻璃、100~200g/t氯化铵(NH_4Cl)、1500~2000g/t硫化钠(Na_2S)、100~200g/t丁黄药、100~200g/t脂肪酸钠、40~80g/t 2#油。

[0015] 进一步,所述氧化锌浮选的粗选作业药剂制度:1000~2000g/t六偏磷酸钠、300~

800g/t碳酸钠(Na_2CO_3)、4000~7000g/t硫化钠(Na_2S)、伯胺100~600g/t。

[0016] 进一步,各段浮选扫选作业较对应的粗选作业浮选药剂减半进行,精选作业不进行药剂增加。

[0017] 进一步,所述磁选在磁场强度为2.0T的条件进行,采用一粗一扫或一粗一精一扫的磁选流程进行。磁选的作用是提取磁性矿物,以便回收磁性矿物中夹带的有价元素(锌矿物)。

[0018] 进一步,所述浸出过程条件:浸出温度为75~85℃,浸出时间为1~2h,液固比为2~3:1;溶液pH值为0.5~1.5。

[0019] 本发明中所述的“g/t”是指药剂相对于低品位氧化铅锌矿的添加量,如碳酸钠的用量是200g/t,是指处理一吨低品位氧化铅锌矿需要加入碳酸钠200g。

[0020] 本发明的优点:

[0021] 本发明通过铅锌的富集,可以有效的提高精矿中铅锌品位,降低精矿产品中的有害矿物,如碳酸盐或硅酸盐等碱性矿物,可以减少氧化铅锌矿直接进行浸出酸的消耗量。

[0022] 本发明在浮选过程中设置磁选,有效得解决了因铁性矿物夹带造成氧化铅锌矿的回收率低的问题。

附图说明

[0023] 图1为本发明实施例1的工艺流程图。

具体实施方式

[0024] 下面将对本发明实施例中的技术方案进行清楚、完整地描述,显然,所描述的实施例仅是本发明一部分实施例,而不是全部实施例,基于本发明中的实施例,本领域普通技术人员在没有做出创造性劳动前提下所获得的所有其他实施例,都属于本发明保护的范围。

[0025] 本实施例如无特殊说明,使用的试剂均为普通市售产品或者通过常规手段制备获得,采用的设备均为本领域内的常规设备,以下是发明人在试验中的部分实施例:

[0026] 实施例1

[0027] 低品位氧化铅锌矿含Pb 0.92%,Zn 6.50%,经破碎后磨矿分级,磨放细度为-200目占80%,磨矿产品依次进行一粗二精一扫硫化铅浮选,一粗二精一扫硫化锌浮选,一粗一扫磁选,一粗一精一扫氧化铅浮选,一粗二精一扫氧化锌浮选,产出铅精矿、锌精矿、氧化铅精矿和氧化锌精矿,然后磁选精矿与氧化锌精矿合并后进行湿法浸出,通过净化、电解后得到锌金属。

[0028] 各段粗选作业的药剂制度:

[0029] 硫化铅浮选:350g/t碳酸钠(Na_2CO_3)、300g/t硫酸锌(ZnSO_4)、50g/t乙黄药、20g/t 2#油。

[0030] 硫化锌浮选:300g/t碳酸钠(Na_2CO_3)、500g/t硫酸铜(CuSO_4)、60g/t丁黄药、15g/t 2#油。

[0031] 氧化铅浮选:100g/t六偏磷酸钠、150g/t水玻璃、120g/t氯化铵(NH_4Cl)、1600g/t硫化钠(Na_2S)、180g/t丁黄药、150g/t脂肪酸钠、50g/t 2#油。

[0032] 氧化锌浮选:1400g/t六偏磷酸钠、500g/t碳酸钠(Na_2CO_3)、6000g/t硫化钠(Na_2S)、

伯胺200g/t。

[0033] 各段浮选扫选作业较对应的粗选作业浮选药剂减半进行,精选作业不进行药剂增加。

[0034] 浸出过程条件:

[0035] 浸出温度:80℃,浸出时间:2h,液固比:2.5:1;溶液pH值:1.0。

[0036] 获得硫化铅品位33.12%,回收率53.22%,氧化铅精矿铅品位12%,回收率32.30%;硫化锌精矿锌品位31.80%,回收率17.12%,磁选精矿锌品位9.47%,回收率7.62%,氧化锌精矿锌品位24.72%,回收率55.58%,锌浸出率为98.53%。

[0037] 实施例2

[0038] 低品位氧化铅锌矿含Pb 0.92%,Zn 6.50%,经破碎后磨矿分级,磨放细度为-200目占80%,磨矿产品进行一粗二精一扫硫化锌浮选,一粗一扫磁选,一粗一精二扫氧化铅浮选,一粗二精一扫氧化锌浮选,产出铅精矿、锌精矿、氧化铅精矿和氧化锌精矿,然后磁选精矿与氧化锌精矿合并后进行湿法浸出,通过净化、电解后得到锌金属。

[0039] 各段粗选作业的药剂制度:

[0040] 硫化锌浮选:600g/t碳酸钠(Na_2CO_3)、300g/t硫酸铜(CuSO_4)、80g/t丁黄药、20g/t 2#油。

[0041] 氧化铅浮选:100g/t六偏磷酸钠、150g/t水玻璃、120g/t氯化铵(NH_4Cl)、1600g/t硫化钠(Na_2S)、200g/t丁黄药、150g/t脂肪酸钠、50g/t 2#油。

[0042] 氧化锌浮选:2000g/t六偏磷酸钠、500g/t碳酸钠(Na_2CO_3)、6000g/t硫化钠(Na_2S)、伯胺200g/t。

[0043] 各段浮选扫选作业较对应的粗选作业浮选药剂减半进行,精选作业不进行药剂增加。

[0044] 浸出过程条件:

[0045] 浸出温度:70℃,浸出时间:1h,液固比:2.5:1;溶液pH值:1.0。

[0046] 获得硫化锌精矿锌品位30.68%,回收率23.12%,磁选精矿锌品位8.83%,回收率7.68%,氧化锌精矿锌品位25.05%,回收率48.76%;氧化铅精矿铅品位23.83%,回收率64.86%,锌浸出率为98.36%。

[0047] 尽管已经示出和描述了本发明的实施例,对于本领域的普通技术人员而言,可以理解在不脱离本发明的原理和精神的情况下可以对这些实施例进行多种变化、修改、替换和变型,本发明的范围由所附权利要求及其等同物限定。

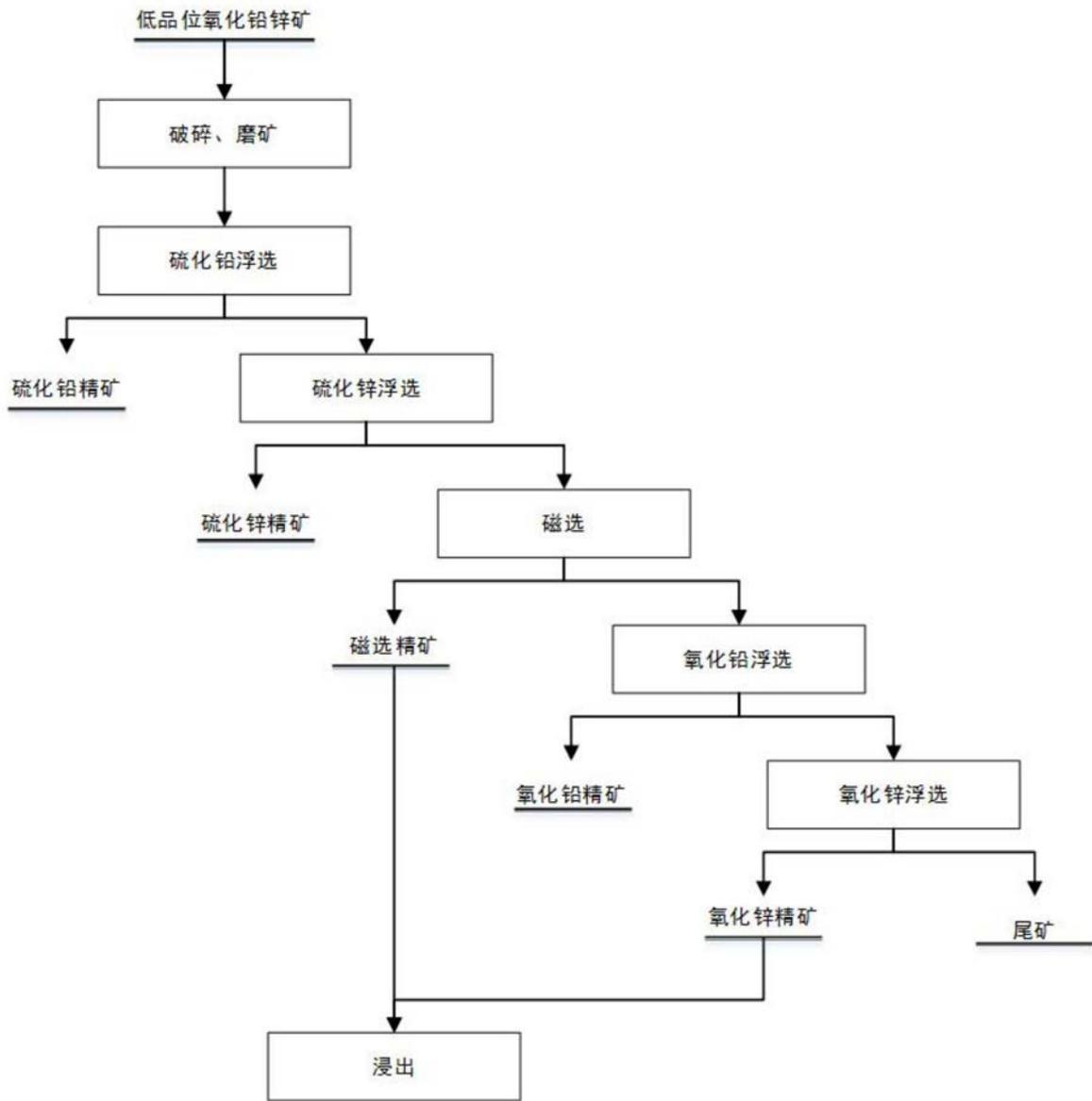


图1