



(12)发明专利申请

(10)申请公布号 CN 110396597 A

(43)申请公布日 2019.11.01

(21)申请号 201910657426.7

C22B 30/06(2006.01)

(22)申请日 2019.07.19

B03D 1/02(2006.01)

(71)申请人 江西铜业集团有限公司

地址 330096 江西省南昌市昌东大道7666号

(72)发明人 耿志强 胡意文 曾令明 史伟强
欧阳辉 张红华 王日 童佳诚
戴智飞

(74)专利代理机构 北京金智普华知识产权代理有限公司 11401

代理人 皋吉甫

(51)Int.Cl.

C22B 7/00(2006.01)

C22B 3/04(2006.01)

C22B 13/00(2006.01)

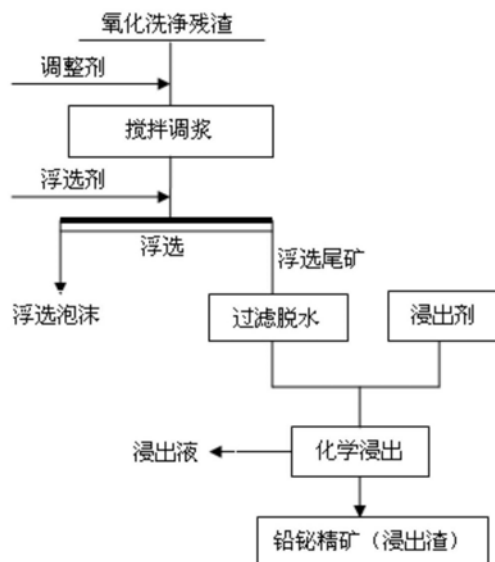
权利要求书1页 说明书3页 附图1页

(54)发明名称

一种从氧化洗净残渣中高效提取铅铋的选冶联合工艺方法

(57)摘要

本发明属于矿物加工技术领域,尤其涉及一种加压氧化浸出过程中洗净残渣高效提取铅铋的选冶联合工艺方法,特别针对加压浸出过程中氧化洗净残渣提取铅铋的处理。针对加压浸出过程中氧化洗净残渣中含有较为明显的有价金属元素铅和铋,有一定的综合回收价值,然而其中硫和砷的存在,导致其冶炼回收成本较高,且会产生大量氯盐废水。本发明的有益效果是:本发明方法具有较好的效果,通过选冶联合工艺处理氧化洗净残渣,可以有效的提取铅铋有价元素。该方法具有工艺简单、效果显著、经济合理等特点。



1. 一种从氧化洗净残渣中高效提取铅铋的选冶联合工艺方法,其特征在于,该方法具体包括以下步骤:

S1) 将洗净残渣进行搅拌化浆后,加入调整剂进行中和调浆,备用;

S2) 所述调浆后的物料加入浮选剂搅拌均匀后进行浮选,浮出泡沫后,浮选尾矿过滤待用;

S3) 浮选后的尾矿加入浸出剂,进行化学浸出,浸出后的渣即为铅铋精矿产品。

2. 根据权利要求1所述的工艺方法,其特征在于,所述S1)中调浆的固液比为1:8-1:20;调整剂的加入量为10-3000g/t,调浆时间10-30min。

3. 根据权利要求2所述的工艺方法,其特征在于,所述调整剂为 Na_2S 、 NaOH 和 Na_2CO_3 中的一种或几种。

4. 根据权利要求1所述的工艺方法,其特征在于,所述S2)中搅拌时间3-5min后进行浮选,浮选时间3-15min,浮选剂的用量为20-500g/t。

5. 根据权利要求4所述的工艺方法,其特征在于,所述浮选剂为煤油、2#油、黄药中的一种或几种。

6. 根据权利要求1所述的工艺方法,其特征在于,所述S3)中浸出固液比为1:2-1:5,浸出剂浓度为1.5-2.5mol/L,浸出温度为75-90℃,浸出时间为1-5h。

7. 根据权利要求6所述的工艺方法,其特征在于,所述浸出剂为二硫化碳、亚硫酸钠和硫化钠中一种或几种。

8. 根据权利要求1所述的工艺方法,其特征在于,所述铅铋精矿含Bi品位不低于37.93%、回收率不低于82.87%,含Pb品位不低于19.47%、回收率不低于84.27%,铅铋合并品位大于50%。

9. 一种铅铋精矿,其特征在于,所述铅铋精矿采用如权利要求1-8任意一项所述的工艺方法浸出得到。

一种从氧化洗净残渣中高效提取铅铋的选冶联合工艺方法

技术领域

[0001] 本发明属于矿物加工技术领域,尤其涉及一种加压氧化浸出过程中洗净残渣高效提取铅铋的选冶联合工艺方法。

背景技术

[0002] 氧化洗净残渣是铜冶炼在废酸净化工序硫化过程中,大量重金属离子(如As、Pb、Bi)与硫化钠反应生成的一种固体危废物料,含大量的硫、砷,有原料复杂、毒性大等多种特点。目前一般的做法主要是采用一次加压浸出处理,得到的浸出剂用二氧化硫还原制取白砷,浸出渣再经压煮脱砷—氯盐浸铋—中和沉铋—液碱转型得到富铋渣后提取铋。

[0003] 然而该工艺存在:

①处理流程长,主干流程由六个工序组成:氧化浸出残渣加压浸出制备三氧化二砷—压煮深度脱砷—氯盐浸铋—中和沉铋—液碱转型—高氯钠盐硫渣返熔炼;

②高氯、钠盐废水产出量大:氯盐浸铋工序加入氯离子、钠离子作为铋浸出剂,每天产出大量高氯、钠盐废水,增加了废水处理难度,带来了氯离子对系统设备的腐蚀问题;

③每年大量的高氯钠盐硫渣返回,该渣含铋1-1.5%,高氯钠盐不仅增加了铋杂质负荷,且降低了有价金属铋的回收率。

[0004] 故而寻找能够从氧化洗净残渣中高效提取铅铋的工艺方法就成了减少氯盐废水,提高有价元素利用水平的关键。

发明内容

[0005] 本发明提供了一种从氧化洗净残渣中高效提取铅铋的选冶联合工艺方法,特别针对加压浸出过程中氧化洗净残渣提取铅铋的处理。针对加压浸出过程中氧化洗净残渣中含有较为明显的有价金属元素铅和铋,有一定的综合回收价值,然而其中大量硫和砷的存在(含量占90%左右),导致其冶炼回收成本较高,且会产生大量氯盐废水。

[0006] 本公开实施例公开一种从氧化洗净残渣中高效提取铅铋的选冶联合工艺方法,其特征在于,该方法具体包括以下步骤:

S1) 将洗净残渣进行搅拌化浆后,加入调整剂进行中和调浆,备用;

S2) 所述调浆后的物料加入浮选剂搅拌均匀后进行浮选,浮出泡沫后,浮选尾矿过滤待用;

S3) 浮选后的尾矿加入浸出剂,进行化学浸出,浸出后的渣即为铅铋精矿产品。

[0007] 根据本公开实施例,所述S1)中调浆的固液比为1:8-1:20(质量比);调整剂的加入量为10-3000g/t,调浆时间10-30min。

[0008] 根据本公开实施例,所述调整剂为 Na_2S 、 NaOH 或 Na_2CO_3 中的一种或几种。

[0009] 根据本公开实施例,所述S2)中搅拌时间3-5min后进行浮选,浮选时间3-15min,浮选剂的用量为20-500g/t。

[0010] 根据本公开实施例,所述浮选剂为煤油、2[#]油、黄药中的一种或几种。

[0011] 根据本公开实施例,所述S3)中浸出固液比为1:2-1:5(质量比),浸出剂浓度为1.5-2.5mol/L,浸出温度为75-90℃,浸出时间为1-5h。

[0012] 根据本公开实施例,所述浸出剂为二硫化碳、亚硫酸钠、硫化钠中一种或几种。

[0013] 根据本公开实施例,所述铅铋精矿产品含Bi品位不低于37.93%、回收率不低于82.87%,含Pb品位不低于19.47%、回收率不低于84.27%,铅铋合并品位大于50%。

[0014] 一种铅铋精矿,其特征在于,所述铅铋精矿采用上述的方法浸出得到。

[0015] 本发明的有益效果是:由于采用上述技术方案,本发明的方法具有较好的效果,通过选冶联合工艺处理氧化洗净残渣,可以有效的提取铅铋有价元素。该方法具有工艺简单、效果显著、经济合理等特点。

附图说明

[0016] 图1为本发明一种从氧化洗净残渣中高效提取铅铋的选冶联合工艺方法的流程图。

具体实施方式

[0017] 下面结合具体实施例对本发明的技术方案做进一步说明。

[0018] 如图1所示,本公开实施例公开一种从氧化洗净残渣中高效提取铅铋的选冶联合工艺方法,该方法具体包括以下步骤:

S1)将洗净残渣进行搅拌化浆后,加入调整剂进行中和调浆,备用;

S2)所述调浆后的物料加入浮选剂搅拌均匀后进行浮选,浮出泡沫后,浮选尾矿过滤待用;

S3)浮选后的尾矿加入浸出剂,进行化学浸出,浸出后的渣即为铅铋精矿产品。

[0019] 根据本公开实施例,所述S1)中调浆的固液比为1:8-1:20;调整剂的加入量为10-3000g/t,调浆时间10-30min。

[0020] 根据本公开实施例,所述调整剂为 Na_2S 、 NaOH 、 Na_2CO_3 中的一种或几种。

[0021] 根据本公开实施例,所述S2)中搅拌时间3-5min后进行浮选,浮选时间3-15min,浮选剂的用量为20-500g/t。

[0022] 根据本公开实施例,所述浮选剂为煤油、2#油、黄药中的一种或几种。

[0023] 根据本公开实施例,所述S3)中浸出固液比为1:2-1:5,浸出剂浓度为1.5-2.5mol/L,浸出温度为75-90℃,浸出时间为1-5h。

[0024] 根据本公开实施例,所述浸出剂为二硫化碳、亚硫酸钠、硫化钠中一种或几种。

[0025] 根据本公开实施例,所述铅铋精矿产品含Bi品位不低于37.93%、回收率不低于82.87%,含Pb品位不低于19.47%、回收率不低于84.27%,铅铋合并品位大于50%。

[0026] 实施例1:

采用本发明的方法,对某铜冶炼厂硫酸车间的氧化洗净残渣进行了选冶联合提取铅铋的实践。

[0027] 该残渣物料中Bi品位2.75%,Pb品位1.68%。首先采用水化浆,固液比为1:4,之后加入调整剂 NaOH 调浆,用量2000g/t,调浆时间30min;再加入用量为250g/t的黄药,搅拌3min后进行浮选,浮选时间10min,浮出泡沫后,浮选尾矿过滤;过滤后的浮选尾矿加入1.85mol/

L硫化钠浸出,浸出固液比为1:5,浸出温度80℃,浸出时间2h,浸出后的浸出渣即为铅铋精矿。

[0028] 经过处理后的铅铋精矿产品含Bi品位39.89%、回收率81.87%,含Pb品位11.30%、回收率82.78%,铅铋合并品位大于50%。

[0029] 实施例2:

采用本发明的方法,对某铜冶炼厂硫酸车间的氧化洗净残渣进行了选冶联合提取铅铋的实践。

[0030] 该残渣物料中Bi品位3.03%,Pb品位1.72%。首先采用水化浆,固液比为1:5,之后加入调整剂NaOH用量2000g/t和Na₂CO₃用量1000g/t,调浆时间30min;再加入用量为350g/t的黄药和50g/t的2[#]油,搅拌3min后进行浮选,浮选时间8min,浮出泡沫后,浮选尾矿过滤;过滤后的浮选尾矿加入2.05mol/L硫化钠浸出,浸出固液比为1:3,浸出温度85℃,浸出时间1.5h,浸出后的浸出渣即为铅铋精矿。

[0031] 经过处理后的铅铋精矿产品含Bi品位39.83%、回收率83.15%,含Pb品位22.00%、回收率84.34%,铅铋合并品位大于60%。

[0032] 实施例3:

采用本发明的方法,对某铜冶炼厂硫酸车间的氧化洗净残渣进行了选冶联合提取铅铋的实践。

[0033] 该残渣物料中Bi品位2.92%,Pb品位1.33%。首先采用水化浆,固液比为1:4,之后加入调整剂NaOH用量1000g/t和Na₂CO₃用量1000g/t,调浆时间30min;再加入用量为200g/t的黄药和20g/t的2[#]油,搅拌3min后进行浮选,浮选时间12min,浮出泡沫后,浮选尾矿过滤;过滤后的浮选尾矿加入2.05mol/L硫化钠浸出,浸出固液比为1:3,浸出温度90℃,浸出时间1.5h,浸出后的浸出渣即为铅铋精矿。

[0034] 经过处理后的铅铋精矿产品含Bi品位37.93%、回收率82.87%,含Pb品位19.47%、回收率84.27%,铅铋合并品位大于56%。

[0035] 综上,采用该技术方法,不仅氧化洗净残渣中提高铅铋有价元素的效率高,而且可以工艺流程简单,环境友好。

[0036] 上面仅对本发明的较佳实施例作了详细说明,但是本发明并不限于上述实施例,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做出各种变化,各种变化均应包含在本发明的保护范围之内。

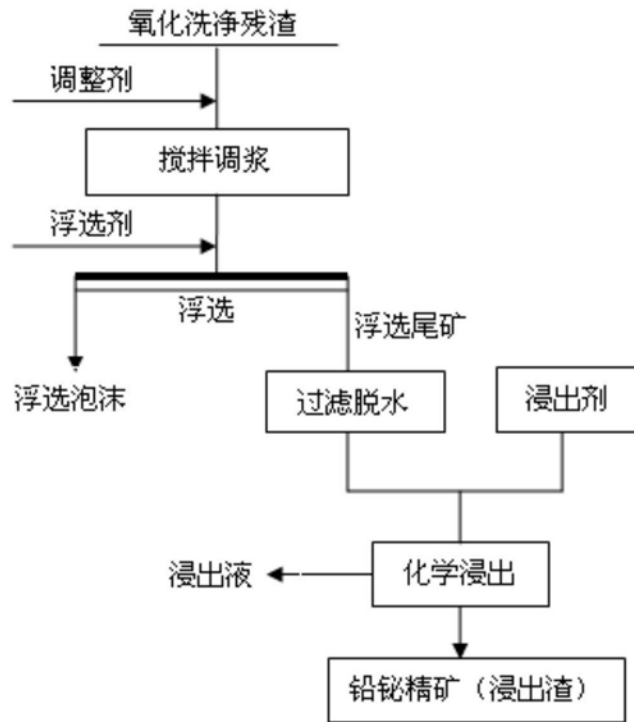


图1