



(21) 申请号 202410175681.9

(22) 申请日 2024.02.08

(65) 同一申请的已公布的文献号
申请公布号 CN 117718138 A

(43) 申请公布日 2024.03.19

(73) 专利权人 中国矿业大学(北京)
地址 100089 北京市海淀区学院路丁11号
专利权人 广西华锡有色金属股份有限公司
广西森合高新科技股份有限公司

(72) 发明人 吴伯增 胡明振 邱鸿鑫 孙晓豪
阙山东

(74) 专利代理机构 北京超凡宏宇知识产权代理
有限公司 11463
专利代理师 杨明真

(51) Int.Cl.
B03B 9/00 (2006.01)

(56) 对比文件

AU 3499384 A, 1985.07.04
CN 102921549 A, 2013.02.13
CN 106944250 A, 2017.07.14
CN 106984425 A, 2017.07.28
CN 107088468 A, 2017.08.25
CN 109127121 A, 2019.01.04
CN 111617880 A, 2020.09.04
CN 112237985 A, 2021.01.19
CN 117123373 A, 2023.11.28
US 4229287 A, 1980.10.21

王兴杰等. 锡石多金属硫化矿磁选尾矿回收
锡石的工艺流程研究.《矿业研究与开发》.2015,
第35卷(第5期), 第98-101页.

罗美秀等. 新型跳汰介质在锡多金属硫化矿
选矿中的应用研究.《矿业研究与开发》.2014, 第
32卷(第2期), 第54-55页.

审查员 周静

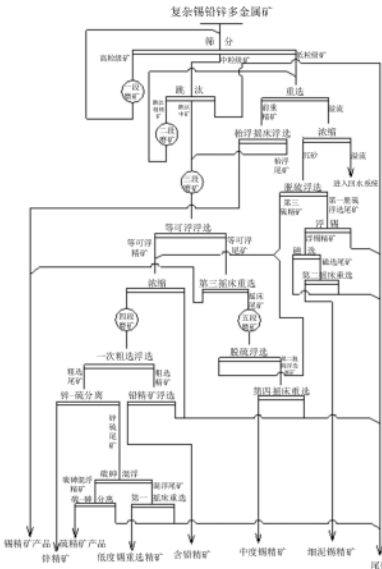
权利要求书4页 说明书23页 附图1页

(54) 发明名称

一种复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法及其应用

(57) 摘要

本发明涉及选矿技术领域, 具体而言, 涉及一种复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法及其应用。复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法包括分级和抛废、等可浮浮选、铅与锌硫的分离浮选、锌-硫分离浮选、硫-砷混浮、硫-砷分离、脱硫浮选、浮锡和收锡等步骤。该方法能够实现锡铅锌多金属矿中有价元素的有效富集和综合回收。



1. 一种复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法,其特征在于,包括如下步骤:

(a)、将复杂锡铅锌多金属矿筛分为低粒级矿、中粒级矿和高粒级矿,所述中粒级矿经跳汰选矿后得到跳汰粗精矿和跳汰中矿,所述跳汰粗精矿经二段磨矿后与所述低粒级矿混合进行重选得到前重精矿和溢流;将所述前重精矿进行栎浮摇床浮选得到第一锡精矿和栎浮尾矿;所述栎浮尾矿与所述跳汰中矿混合进行三段磨矿,得到合并矿;

(b)、将步骤(a)得到的所述合并矿进行一次粗选、两次精选和三次扫选的等可浮浮选,得到等可浮精矿和等可浮尾矿;

(c)、铅与锌硫的分离浮选:将步骤(b)得到的所述等可浮精矿进行浓缩和四段磨矿,然后调节pH并进行一次粗选浮选,得到粗选精矿和粗选尾矿;

铅精矿浮选:将所述粗选精矿进行两次精选浮选,得到含铅精矿,所述含铅精矿包括铅锑精矿、铅银精矿和铅铜精矿中的至少一种;

(d)、锌-硫分离:将步骤(c)得到的所述粗选尾矿进行三次扫选浮选,得到扫选精矿和扫选尾矿;调节所述扫选尾矿的矿浆的浓度和pH,然后进行一次粗选浮选,得到粗锌精矿和粗硫尾矿;将所述粗锌精矿进行三次精选浮选,得到锌精矿和精选中矿;将所述粗硫尾矿进行两次扫选浮选,得到第一硫精矿和锌硫尾矿;

(e)、硫-砷混浮:将步骤(d)得到的所述锌硫尾矿进行磁选,得到磁选尾矿和磁性精矿,将所述磁选尾矿经分级处理后所得的底流进行一次粗选、两次精选和三次扫选,得到硫砷混浮精矿和混浮尾矿;

将所述混浮尾矿进行第一摇床重选得到低度锡重选精矿;

(f)、硫-砷分离:将步骤(e)得到的所述硫砷混浮精矿进行一次粗选、两次精选和三次扫选,得到第二硫精矿;

将所述第二硫精矿与步骤(e)得到的所述磁性精矿混合得到硫精矿产品;

(g)、脱硫浮选:将步骤(a)得到的所述溢流进行浓缩处理得到沉砂,调节所述沉砂的浓度和pH,然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选的脱硫浮选,得到第三硫精矿和第一脱硫浮选尾矿;所述第三硫精矿返回步骤(c)与所述等可浮精矿混合;

(h)、浮锡和收锡:调节步骤(g)得到的所述第一脱硫浮选尾矿的浓度和pH,然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选,得到浮锡精矿;将所述浮锡精矿进行磁选得到磁选尾矿,所述磁选尾矿经第二摇床重选后得到细泥锡精矿;

(i)、收锡:将步骤(b)得到的所述等可浮尾矿进行第三摇床重选,得到第二锡精矿和摇床尾矿;所述第二锡精矿和步骤(a)得到的所述第一锡精矿混合得到锡精矿产品;所述摇床尾矿经五段磨矿后调节浓度和pH,然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选的脱硫浮选,得到第四硫精矿和第二脱硫浮选尾矿;所述第四硫精矿返回步骤(c)与所述等可浮精矿混合;所述第二脱硫浮选尾矿进行第四摇床重选脱硫,得到中度锡精矿。

2. 根据权利要求1所述复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法,其特征在于,步骤(a)中,满足以下条件(1)至(5)中的至少一个:

(1) 所述低粒级矿的粒度小于2mm,所述中粒级矿的粒度为2~4mm,所述高粒级矿的粒度大于4mm;

(2) 将所述高粒级矿进行一段磨矿后返回上级的筛分工序;

(3) 所述重选在圆锥螺旋溜槽系统中进行;

(4) 所述栎浮摇床浮选的冲程为5~20mm, 冲次为240~360次/min;

(5) 所述栎浮摇床浮选所用的捕收剂包括肉桂异羟肟酸, 所述肉桂异羟肟酸的分子式为 $C_6H_5-CH=CH-(C=O)NHOH$, 所述肉桂异羟肟酸的用量为200~400g/t; 所述肉桂异羟肟酸的制备方法包括: 在惰性气氛下, 将苯乙烯基、N-羟基甲酰胺和硝酸混合后加热进行反应, 待所述反应完成后依次进行蒸馏和干燥, 得到所述肉桂异羟肟酸; 所述加热的温度为200~300℃; 所述反应的时间为2~5h; 所述蒸馏的时间为4~8h; 所述干燥的时间为8~24h;

或者, 步骤(b)中, 满足以下条件(6)至(9)中的至少一个:

(6) 所述等可浮浮选的一次粗选所用的捕收剂包括丁基黄药, 所述捕收剂的用量为30~80g/t;

(7) 所述等可浮浮选的三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂包括丁基黄药, 所述捕收剂的用量为30~80g/t;

(8) 所述等可浮浮选的一次粗选所用的活化剂包括硫酸铜, 所述活化剂的用量为30~60g/t;

(9) 将所述合并矿的浆料浓度调节至30wt.%~50wt.%后再进行所述等可浮浮选。

3. 根据权利要求1所述复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法, 其特征在于, 步骤(c)中, 满足以下条件至少其一:

(1) 所述调节pH至10~12;

(2) 所述一次粗选浮选所用的抑制剂包括质量比为1~3:3~5:1~4:2~6的碳化三聚氰酸钠、含硫脲的碱液、含聚合硫酸铁的碱液和碳酸盐, 所述抑制剂的用量为1000~1500g/t;

(3) 所述一次粗选浮选所用的捕收剂包括丁基黄药, 所述捕收剂的用量为100~120g/t;

(4) 所述一次粗选浮选所用的起泡剂包括2#油, 所述起泡剂的用量为30~50g/t;

(5) 所述两次精选浮选中的第一次精选所用的抑制剂包括质量比为1~3:3~5:1~4:2~6的碳化三聚氰酸钠、含硫脲的碱液、含聚合硫酸铁的碱液和碳酸盐, 所述抑制剂的用量为150~400g/t。

4. 根据权利要求1所述复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法, 其特征在于, 步骤(d)中, 满足以下条件至少其一:

(1) 将所述扫选精矿返回上级的所述三次扫选中的第三次扫选;

(2) 所述三次扫选浮选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂包括丁基黄药, 所述捕收剂的用量为20~80g/t;

(3) 将所述扫选尾矿的矿浆的浓度调节至30wt.%~40wt.%;

(4) 将所述扫选尾矿的矿浆的pH调节至11~12;

(5) 所述一次粗选浮选所用的抑制剂包括质量比为1~2:1的聚谷氨酸和聚天冬氨酸, 所述抑制剂的用量为1600~1800g/t;

(6) 所述一次粗选浮选所用的捕收剂包括丁基黄药, 所述捕收剂的用量为50~100g/t;

(7) 将所述精选中矿返回上级的所述三次精选浮选中的第三次精选;

(8) 所述两次扫选浮选所用的抑制剂包括质量比为1~2:1的聚谷氨酸和聚天冬氨酸, 所述抑制剂的用量为300~700g/t;

(9) 所述两次扫选浮选所用的捕收剂包括丁基黄药, 所述捕收剂的用量为30~100g/t;

(10) 将所述第一硫精矿返回上级的所述两次扫选浮选中的第二次扫选。

5. 根据权利要求1所述复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法, 其特征在于, 步骤(e)中, 满足以下条件至少其一:

(1) 所述磁选的磁场强度为5000~15000Gs;

(2) 所述一次粗选所用的捕收剂包括丁基黄药, 所述捕收剂的用量为30~80g/t;

(3) 所述三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂包括丁基黄药, 所述捕收剂的用量为30~80g/t;

(4) 所述一次粗选所用的活化剂包括硫酸铜, 所述活化剂的用量为30~60g/t;

(5) 所述第一摇床重选的冲程为16~22mm, 冲次为200~260次/min;

(6) 所述第一摇床重选在细泥摇床中进行。

6. 根据权利要求1所述复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法, 其特征在于, 步骤(f)中, 满足以下条件至少其一:

(1) 所述一次粗选所用的捕收剂包括丁基黄药, 所述捕收剂的用量为30~50g/t;

(2) 所述三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂包括丁基黄药, 所述捕收剂的用量为30~50g/t;

(3) 所述一次粗选所用的抑制剂包括巯基乙酸钠, 所述抑制剂的用量为2000~3000g/t;

(4) 所述两次精选中的第一次精选和第二次精选所用的抑制剂包括巯基乙酸钠, 所述抑制剂的用量为2000~3000g/t。

7. 根据权利要求1所述复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法, 其特征在于, 步骤(g)中, 满足以下条件至少其一:

(1) 调节所述沉砂的浓度至30wt.%~40wt.%;

(2) 调节所述沉砂的pH至6~7;

(3) 所述一次粗选所用的捕收剂包括丁基黄药, 所述捕收剂的用量为30~120g/t;

(4) 所述三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂包括丁基黄药, 所述捕收剂的用量为30~120g/t;

(5) 所述一次粗选所用的活化剂包括硫酸铜, 所述活化剂的用量为65~200g/t。

8. 根据权利要求1所述复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法, 其特征在于, 步骤(h)中, 满足以下条件至少其一:

(1) 调节所述第一脱硫浮选尾矿的浓度至25wt.%~35wt.%;

(2) 调节所述第一脱硫浮选尾矿的pH至6~7;

(3) 所述一次粗选所用的捕收剂包括肉桂异羟肟酸和P86捕收剂, 所述肉桂异羟肟酸的分子式为 $C_6H_5-CH=CH-(C=O)NHOH$, 所述肉桂异羟肟酸的用量为40~220g/t, 所述P86捕收剂的用量为60~200g/t;

(4) 所述三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂包括肉桂异羟肟酸和P86捕收剂, 所述肉桂异羟肟酸的分子式为 $C_6H_5-CH=CH-(C=O)NHOH$, 所述肉桂异羟肟酸的用量为40~220g/t, 所述P86捕收剂的用量为60~200g/t;

(5) 所述一次粗选所用的抑制剂包括含硅酸钠的酸溶液, 所述抑制剂的用量为600~1800g/t;

(6) 所述两次精选中的第一次精选所用的抑制剂包括含硅酸钠的酸溶液, 所述抑制剂的用量为600~1800g/t;

- (7) 所述一次粗选所用的活化剂包括硝酸铅,所述活化剂的用量为50~80g/t;
- (8) 所述磁选的磁场强度为4500~8000Gs;
- (9) 所述第二摇床重选的冲程为5~20mm,冲次为260~340次/min;
- (10) 所述第二摇床重选在细泥摇床中进行。

9. 根据权利要求1所述复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法,其特征在于,步骤(i)中,满足以下条件至少其一:

- (1) 所述第三摇床重选的冲程为11~16mm,冲次为200~300r/min;
- (2) 所述第三摇床重选在细砂摇床中进行;
- (3) 将经过所述五段磨矿的矿物的浓度调节至30wt.%~40wt.%;
- (4) 将经过所述五段磨矿的矿物的pH调节至6~7;
- (5) 所述一次粗选所用的捕收剂包括丁基黄药,所述捕收剂的用量为30~120g/t;
- (6) 所述三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂包括丁基黄药,所述捕收剂的用量为30~120g/t;
- (7) 所述一次粗选所用的活化剂包括硫酸铜,所述活化剂的用量为100~200g/t;
- (8) 所述第四摇床重选的冲程为10~25mm,冲次为200~400次/min;
- (9) 所述第四摇床重选在中矿摇床中进行。

10. 如权利要求1~9任一项所述复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法在选矿中的应用。

一种复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法及其应用

技术领域

[0001] 本发明涉及选矿技术领域,具体而言,涉及一种复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法及其应用。

背景技术

[0002] 锡、铅、锑、锌作为工业发展所需的重要有色金属矿产资源,其开发利用一直饱受关注。但是随着优质富矿资源的不断开采,锡铅锌多金属硫化矿综合品位逐渐下降,当前该类矿体主要存在以下特征:(1)矿石种类多,分离难度大,该类矿体通常含有锡石、铁闪锌矿、脆硫锑铅矿、黄铁矿、磁黄铁矿、毒砂及少量的方铅矿、闪锌矿、黄铜矿、黝锡矿等;(2)矿石呈不均匀嵌布,硫化矿均以细粒为主的不均匀嵌布,且相互嵌结比较致密,锡石结晶粒度以粗粒为主或以细粒为主的不均匀嵌布为主;(3)脉石矿物含量高。

[0003] 当前,由于锡、铅、锌硫化矿晶体结构不同,性质差异大,其综合回收主要存在以下难点:(1)贫矿石品位低:脉石中石英石含量高,可达65%~70%以上,锡石呈粗细不均匀嵌布,硫化矿物也与脉石呈微细粒互相包裹,脉石矿物对后续流程影响大;(2)磨矿过程中锡石过粉严重,硫化矿欠磨难浮:锡石性脆,硫化矿难磨,从而导致磨矿过程中锡石极易过粉碎,产生的大量次生矿泥影响后续分选效果,若不加以回收则会造成大量锡资源流失;(3)硫化矿浮选药耗大,夹锡高、硫化矿分离难度大:在混浮给矿粒度偏粗的前提下,采用加大药量“强拉”的方式来回收硫化矿。硫化矿混浮中矿循环量大,浮选作用时间长,由于各种硫化矿可浮性差异非常大,部分易浮吸附能力强的矿物表面过量吸附药剂,中矿反复循环。为了将硫化矿浮彻底,只有加长流程,加大量药剂,造成药耗增加。精矿泡沫层薄,精选跑水现象严重,细粒锡石易夹杂在硫化矿泡沫中,导致硫化矿夹锡高,造成了锡金属流失。(4)浮锡泥量大,性质复杂,选矿回收难度大:处理锡石结晶粗细不均匀的贫锡矿时,由于矿石需进一步细磨,且贫矿磨矿难度大,导致矿泥量增加,脱泥时锡石损失十分严重,损失率高达45%~50%。

[0004] 基于此,针对于复杂锡铅锌多金属矿综合回收,其浮选制度以及工艺流程的选择至关重要。然而,当前对于含锡铅锌的多金属矿的全组分回收工艺尚未见报道。

[0005] 有鉴于此,特提出本发明。

发明内容

[0006] 本发明的第一目的在于提供一种复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法,该方法能够实现锡铅锌多金属矿中有价元素的有效富集和综合回收。解决了锡、铅、锌硫化矿晶体结构不同,性质差异大,综合回收难,以及当前未有对于含锡铅锌的多金属矿的全组分回收工艺的问题。

[0007] 本发明的第二目的在于提供复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法在选矿中的应用。

[0008] 为了实现本发明的上述目的,特采用以下技术方案:

[0009] 本发明首先提供了一种复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法,包括如下步骤:

[0010] (a)、将复杂锡铅锌多金属矿筛分为低粒级矿、中粒级矿和高粒级矿,所述中粒级矿经跳汰选矿后得到跳汰粗精矿和跳汰中矿,所述跳汰粗精矿经二段磨矿后与所述低粒级矿混合并进行重选得到前重精矿和溢流;将所述前重精矿进行栾浮摇床浮选得到第一锡精矿和栾浮尾矿;所述栾浮尾矿与所述跳汰中矿混合并进行三段磨矿,得到合并矿;

[0011] (b)、将步骤(a)得到的所述合并矿进行一次粗选、两次精选和三次扫选的等可浮浮选,得到等可浮精矿和等可浮尾矿;

[0012] (c)、铅与锌硫的分离浮选:将步骤(b)得到的所述等可浮精矿进行浓缩和四段磨矿,然后调节pH并进行一次粗选浮选,得到粗选精矿和粗选尾矿;

[0013] 铅精矿浮选:将所述粗选精矿进行两次精选浮选,得到含铅精矿,所述含铅精矿包括铅锑精矿、铅银精矿和铅铜精矿中的至少一种;

[0014] (d)、锌-硫分离:将步骤(c)得到的所述粗选尾矿进行三次扫选浮选,得到扫选精矿和扫选尾矿;调节所述扫选尾矿的矿浆的浓度和pH,然后进行一次粗选浮选,得到粗锌精矿和粗硫尾矿;将所述粗锌精矿进行三次精选浮选,得到锌精矿和精选中矿;将所述粗硫尾矿进行两次扫选浮选,得到第一硫精矿和锌硫尾矿;

[0015] (e)、硫-砷混浮:将步骤(d)得到的所述锌硫尾矿进行磁选,得到磁选尾矿和磁性精矿,将所述磁选尾矿经分级处理后所得的底流进行一次粗选、两次精选和三次扫选,得到硫砷混浮精矿和混浮尾矿;

[0016] 将所述混浮尾矿进行第一摇床重选得到低度锡重选精矿;

[0017] (f)、硫-砷分离:将步骤(e)得到的所述硫砷混浮精矿进行一次粗选、两次精选和三次扫选,得到第二硫精矿;

[0018] 将所述第二硫精矿与步骤(e)得到的所述磁性精矿混合得到硫精矿产品;

[0019] (g)、脱硫浮选:将步骤(a)得到的所述溢流进行浓缩处理得到沉砂,调节所述沉砂的浓度和pH,然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选的脱硫浮选,得到第三硫精矿和第一脱硫浮选尾矿;所述第三硫精矿返回步骤(c)与所述等可浮精矿混合;

[0020] (h)、浮锡和收锡:调节步骤(g)得到的所述第一脱硫浮选尾矿的浓度和pH,然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选,得到浮锡精矿;将所述浮锡精矿进行磁选得到磁选尾矿,所述磁选尾矿经第二摇床重选后得到细泥锡精矿;

[0021] (i)、收锡:将步骤(b)得到的所述等可浮尾矿进行第三摇床重选,得到第二锡精矿和摇床尾矿;所述第二锡精矿和步骤(a)得到的所述第一锡精矿混合得到锡精矿产品;所述摇床尾矿经五段磨矿后调节浓度和pH,然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选的脱硫浮选,得到第四硫精矿和第二脱硫浮选尾矿;所述第四硫精矿返回步骤(c)与所述等可浮精矿混合;所述第二脱硫浮选尾矿进行第四摇床重选脱硫,得到中度锡精矿。

[0022] 本发明还提供了所述复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法在选矿中的应用。

[0023] 与现有技术相比,本发明的有益效果为:

[0024] (1)本发明提供的复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法可实现复杂锡铅锌多金属矿中有价元素的有效富集和综合回收。

[0025] (2)本发明提供的复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法,采用“阶段磨矿”“阶段选矿”“粗粒早收”“边磨边选”“粗细分磨”及“细泥归队,集中处理”的流程思路,实现了锡、铅、锌和硫的综合回收,分选工艺简单,易于推广,并且回收率高。

[0026] (3) 本发明提供的复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法, 针对脉石矿物含量高、易影响后续分离工艺的难题, 采用前段重选、跳汰等组成的多段组合抛废工艺, 预先丢弃30%~40%的废石, 可以提高主流程的入选品位和处理能力。

[0027] (4) 本发明提供的复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法, 针对锡石与硫化矿可磨性差异大, 易过粉碎的难题, 对不同品位、不同可磨性的矿石分支分别进行磨矿, 减少了锡石在磨矿过程中的过粉碎, 降低硫化矿混合浮选入选粒度。

附图说明

[0028] 为了更清楚地说明本发明具体实施方式或现有技术中的技术方案, 下面将对具体实施方式或现有技术描述中所需要使用的附图作简单地介绍, 显而易见地, 下面描述中的附图是本发明的一些实施方式, 对于本领域普通技术人员来讲, 在不付出创造性劳动的前提下, 还可以根据这些附图获得其他的附图。

[0029] 图1为本发明提供的复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法的流程示意图。

具体实施方式

[0030] 下面将结合附图和具体实施方式对本发明的技术方案进行清楚、完整地描述, 但是本领域技术人员将会理解, 下列所描述的实施例是本发明一部分实施例, 而不是全部的实施例, 仅用于说明本发明, 而不应视为限制本发明的范围。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。实施例中未注明具体条件者, 按照常规条件或制造商建议的条件进行。所用试剂或仪器未注明生产厂商者, 均为可以通过市售购买获得的常规产品。

[0031] 第一方面, 本发明提供了一种复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法, 如图1所示为该方法的流程示意图, 其具体包括如下步骤:

[0032] (a)、分级和抛废: 将复杂锡铅锌多金属矿(原矿石)筛分为低粒级矿、中粒级矿和高粒级矿, 其中, 高粒级矿的粒度>中粒级矿的粒度>低粒级矿的粒度; 所述中粒级矿经跳汰选矿后得到跳汰粗精矿、跳汰中矿以及跳汰尾矿, 跳汰尾矿直接抛废; 所述跳汰粗精矿经二段磨矿后与所述低粒级矿混合并进行重选, 得到前重精矿和溢流; 将所述前重精矿进行栎浮摇床浮选, 得到第一锡精矿和栎浮尾矿; 所述栎浮尾矿与所述跳汰中矿混合并进行三段磨矿, 得到合并矿。

[0033] (b)、将步骤(a)得到的所述合并矿进行一次粗选、两次精选(即包括第一次精选和第二次精选)和三次扫选(即包括第一次扫选、第二次扫选和第三次扫选)的等可浮浮选, 得到等可浮精矿和等可浮尾矿。其中, 等可浮浮选的目的是综合回收铅锌(铅锌矿和锌硫矿)。

[0034] (c)、铅(铅锑、铅银或者铅铜)与锌硫的分离浮选: 将步骤(b)得到的所述等可浮精矿进行浓缩和四段磨矿, 然后调节pH, 并进行一次粗选浮选, 得到粗选精矿和粗选尾矿。

[0035] 铅精矿浮选: 将所述粗选精矿进行两次精选浮选, 得到最终的含铅精矿, 其中, 所述含铅精矿包括铅锑精矿、铅银精矿和铅铜精矿中的至少一种。

[0036] (d)、锌-硫分离: 将步骤(c)得到的所述粗选尾矿进行三次扫选浮选, 得到扫选精矿和扫选尾矿; 之后调节所述扫选尾矿的矿浆的浓度和pH, 在搅拌桶中混合3~5分钟后进行一次粗选浮选, 得到粗锌精矿和粗硫尾矿; 将所述粗锌精矿进行三次精选浮选, 得到最终的

锌精矿和精选中矿;将所述粗硫尾矿进行两次扫选浮选,得到第一硫精矿和锌硫尾矿。

[0037] (e)、硫-砷混浮:将步骤(d)得到的所述锌硫尾矿进行磁选,脱除磁性矿物,得到磁选尾矿和磁性精矿,将所述磁选尾矿经分级处理后所得的底流进行一次粗选、两次精选和三次扫选,得到硫砷混浮精矿和混浮尾矿。

[0038] 将所述混浮尾矿进行第一摇床重选得到低度锡重选精矿。所述混浮尾矿经第一摇床重选所得的尾矿废弃。

[0039] (f)、硫-砷分离:将步骤(e)得到的所述硫砷混浮精矿进行一次粗选、两次精选和三次扫选,得到第二硫精矿和尾矿(废弃)。

[0040] 将所述第二硫精矿与步骤(e)得到的所述磁性精矿混合,得到最终的硫精矿产品。硫精矿产品可作为化工原料,实资源绿色循环利用。

[0041] (g)、脱硫浮选:将步骤(a)得到的所述溢流进行浓缩处理得到沉砂,调节所述沉砂的浓度和pH,然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选的脱硫浮选,得到第三硫精矿和第一脱硫浮选尾矿;所述第三硫精矿返回步骤(c)与所述等可浮精矿混合。

[0042] (h)、浮锡和收锡:调节步骤(g)得到的所述第一脱硫浮选尾矿的浓度和pH,然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选,得到浮锡精矿;将所述浮锡精矿进行磁选,脱除磁性矿物,得到磁选尾矿,所述磁选尾矿经第二摇床重选后得到细泥锡精矿。

[0043] (i)、收锡:将步骤(b)得到的所述等可浮尾矿进行第三摇床重选,得到第二锡精矿和摇床尾矿;第二锡精矿和步骤(a)得到的所述第一锡精矿混合得到锡精矿产品;所述摇床尾矿经五段磨矿后调节浓度和pH,然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选的脱硫浮选,得到第四硫精矿和第二脱硫浮选尾矿;所述第四硫精矿返回步骤(c)与所述等可浮精矿混合;根据矿物密度的差异性对所述第二脱硫浮选尾矿进行第四摇床重选脱硫,得到中度锡精矿和尾矿(废弃)。

[0044] 本发明提供的复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法可实现复杂锡铅锌多金属矿中有价元素的有效富集和综合回收。

[0045] 具体地,本发明针对脉石矿物含量高、易影响后续分离工艺的难题,采用前段重选、跳汰等组成的多段组合抛废工艺,预先丢弃30%~40%的废石,可以提高主流程的入选品位和处理能力。

[0046] 并且,本发明针对锡石与硫化矿可磨性差异大,易过粉碎的难题,对不同品位、不同可磨性的矿石分支分别进行磨矿,减少了锡石在磨矿过程中的过粉碎,降低硫化矿混合浮选入选粒度。

[0047] 本发明采用“阶段磨矿”“阶段选矿”“粗粒早收”“边磨边丢”“粗细分磨”及“细泥归队,集中处理”的流程思路,实现了锡铅锌多金属硫化矿的全组分综合回收,并且回收率高。

[0048] 一些具体的实施方式中,步骤(a)中,所述低粒级矿的粒度小于2mm,所述中粒级矿的粒度为2~4mm,所述高粒级矿的粒度大于4mm。

[0049] 一些具体的实施方式中,步骤(a)中,将所述高粒级矿进行一段磨矿后返回上级的筛分工序。

[0050] 一些具体的实施方式中,步骤(a)中,所述重选在圆锥螺旋溜槽系统中进行。采用圆锥螺旋溜槽系统这一高效重选设备进行抛废,有利于提高有价元素的品位和回收率。

[0051] 一些具体的实施方式中,步骤(a)中,所述跳汰粗精矿经二段磨矿后与所述低粒级

矿混合并进入圆锥螺旋溜槽系统中进行重选,富集后底流为前重精矿,进入枱浮摇床内进行枱浮摇床浮选;而溢流进入浓密机内进行浓缩。

[0052] 一些具体的实施方式中,步骤(a)中,所述枱浮摇床浮选的冲程为5~20mm,包括但不限于5mm、8mm、10mm、13mm、15mm、18mm、20mm中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值;所述枱浮摇床浮选的冲次为240~360次/min,包括但不限于240次/min、250次/min、280次/min、300次/min、330次/min、350次/min、360次/min中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0053] 一些具体的实施方式中,步骤(a)中,所述枱浮摇床浮选所用的捕收剂包括肉桂异羟肟酸,所述肉桂异羟肟酸的分子式为 $C_6H_5-CH=CH-(C=O)NHOH$,所述肉桂异羟肟酸的用量为200~400g/t,包括但不限于200g/t、250g/t、300g/t、350g/t、400g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0054] 相较于其他捕收剂,肉桂异羟肟酸表现出更强的捕收能力,同时对于脉石矿物表面的 Ca^{2+} ,如方解石、萤石等表现出较弱的吸附能力,这有利于锡石品质的提升。

[0055] 其中,所述肉桂异羟肟酸的制备方法包括:在惰性气氛下,将苯乙烯基、N-羟基甲酰胺和硝酸混合后加热进行反应,待所述反应完成后依次进行蒸馏和干燥,得到所述肉桂异羟肟酸。

[0056] 一些具体的实施方式中,苯乙烯基、N-羟基甲酰胺和硝酸的摩尔比为1:2~4:1~3。

[0057] 一些具体的实施方式中,所述加热的温度为200~300℃,包括但不限于200℃、220℃、250℃、280℃、300℃中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值;所述反应的时间为2~5h,包括但不限于2h、3h、4h、5h中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值;所述蒸馏的时间为4~8h,包括但不限于4h、5h、6h、7h、8h中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值;所述干燥的时间为8~24h,包括但不限于8h、9h、10h、12h、15h、18h、20h、24h中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0058] 一些具体的实施方式中,所述惰性气氛包括氮气气氛和/或氩气气氛。

[0059] 一些具体的实施方式中,步骤(b)中,所述等可浮浮选的一次粗选所用的捕收剂包括丁基黄药,步骤(b)中所述等可浮浮选的一次粗选所用的所述捕收剂的用量为30~80g/t;包括但不限于30g/t、40g/t、50g/t、60g/t、80g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0060] 一些具体的实施方式中,步骤(b)中,所述等可浮浮选的三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂包括丁基黄药(第三次扫选不加入捕收剂),步骤(b)中,所述等可浮浮选的三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的所述捕收剂的用量各自独立地为30~80g/t;包括但不限于30g/t、40g/t、50g/t、60g/t、80g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0061] 一些具体的实施方式中,步骤(b)中,所述等可浮浮选的一次粗选所用的活化剂包括硫酸铜,步骤(b)中,所述等可浮浮选的一次粗选所用的所述活化剂的用量为40~60g/t;包括但不限于40g/t、50g/t、60g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0062] 一些具体的实施方式中,步骤(b)中,将步骤(a)所得的合并矿的浆料浓度调节至30wt.%~50wt.%(包括但不限于30wt.%、35wt.%、40wt.%、45wt.%、50wt.%中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值)后再进行所述等可浮浮选。

[0063] 一些具体的实施方式中,步骤(c)中,将步骤(b)得到的所述等可浮精矿经过浓密机进行浓缩。

[0064] 一些具体的实施方式中,步骤(c)中,所述调节pH至10~12;包括但不限于10、10.5、11、11.5、12中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

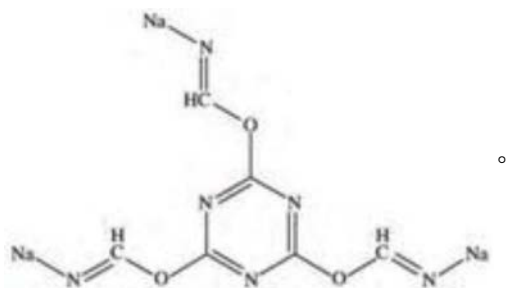
[0065] 一些具体的实施方式中,步骤(c)中,采用生石灰调节pH。

[0066] 一些具体的实施方式中,步骤(c)中,所述一次粗选浮选所用的抑制剂包括质量比为1~3:3~5:1~4:2~6(例如1:3:1:2、1:3:1:3、1:3:1:4、1:3:1:5、1:3:1:6、1:3:2:2、1:3:2:3、1:3:2:4、1:3:2:5、1:3:2:6、1:3:3:2、1:3:3:3、1:3:3:4、1:3:3:5、1:3:3:6、1:3:4:2、1:3:4:3、1:3:4:4、1:3:4:5、1:3:4:6、1:4:4:2、1:4:4:3、1:4:4:4、1:4:4:5、1:4:4:6、1:5:4:2、1:5:4:3、1:5:4:4、1:5:4:5、1:5:4:6、2:5:4:2、2:5:4:3、2:5:4:4、2:5:4:5、2:5:4:6、3:5:4:2、3:5:4:3、3:5:4:4、3:5:4:5或3:5:4:6)的碳化三聚氰酸钠、含硫脲的碱液、含聚合硫酸铁的碱液和碳酸盐。

[0067] 本发明采用碳化三聚氰酸钠、含硫脲的碱液、含聚合硫酸铁的碱液和碳酸盐作为抑制剂,可以降低氰化钠为主的铁闪锌矿抑制剂对环境的危害,工艺适应性强、清洁环保,同时对硫铁矿抑制作用好,降低了石灰用量;另外,碳化三聚氰酸钠与含硫脲的碱液、含聚合硫酸铁的碱液和碳酸盐的混合,能够增加碳化三聚氰酸钠的稳定性,有利于氰根在闪锌矿表面的吸附,从而降低铅精矿中的锌含量,并降低药剂成本。

[0068] 步骤(c)所述一次粗选浮选所用的所述抑制剂的用量(碳化三聚氰酸钠、含硫脲的碱液、含聚合硫酸铁的碱液和碳酸盐的质量和)为1000~1500g/t,包括但不限于1000g/t、1100g/t、1200g/t、1300g/t、1400g/t、1500g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0069] 其中,碳化三聚氰酸钠的分子式为 $\text{Na}_3(\text{CN})_3\text{C}_3\text{H}_3\text{N}_6\text{O}_3$,结构式为



[0070] 含硫脲的碱液是指含有硫脲和碱的混合液。

[0071] 一些具体的实施方式中,含硫脲的碱液的pH值大于7.5,优选为大于10。

[0072] 作为示例,含硫脲的碱液的制备方法包括:将pH=11~12的碱性溶液与质量分数为1%~5%的硫脲溶液以体积比=1~2:3~4混合均匀,其中碱性溶液例如包括氢氧化钠溶液或氢氧化钾溶液等,但含硫脲的碱液的制备方法不限于此。

[0073] 含聚合硫酸铁的碱液是指含有聚合硫酸铁和碱的混合液。其中,碱包括但不限于氢氧化钠、氢氧化钾等。

[0074] 一些具体的实施方式中,含聚合硫酸铁的碱液的pH值大于7.5,优选为大于10。

[0075] 一些具体的实施方式中,碳酸盐例如包括碳酸钠、碳酸钾等,但不限于此。

[0076] 一些具体的实施方式中,步骤(c)中,所述一次粗选浮选所用的捕收剂包括丁基黄药;步骤(c)所述一次粗选浮选所用的所述捕收剂的用量为100~120g/t,包括但不限于

100g/t、110g/t、120g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0077] 一些具体的实施方式中,步骤(c)中,所述一次粗选浮选所用的起泡剂包括2#油;步骤(c)所述一次粗选浮选所用的所述起泡剂的用量为30~50g/t,包括但不限于30g/t、35g/t、40g/t、45g/t、50g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0078] 一些具体的实施方式中,步骤(c)中,所述两次精选浮选中的第一次精选所用的抑制剂包括质量比为1~3:3~5:1~4:2~6(例如1:3:1:2、1:3:1:3、1:3:1:4、1:3:1:5、1:3:1:6、1:3:2:2、1:3:2:3、1:3:2:4、1:3:2:5、1:3:2:6、1:3:3:2、1:3:3:3、1:3:3:4、1:3:3:5、1:3:3:6、1:3:4:2、1:3:4:3、1:3:4:4、1:3:4:5、1:3:4:6、1:4:4:2、1:4:4:3、1:4:4:4、1:4:4:5、1:4:4:6、1:5:4:2、1:5:4:3、1:5:4:4、1:5:4:5、1:5:4:6、2:5:4:2、2:5:4:3、2:5:4:4、2:5:4:5、2:5:4:6、3:5:4:2、3:5:4:3、3:5:4:4、3:5:4:5或3:5:4:6)的碳化三聚氰酸钠、含硫脲的碱液、含聚合硫酸铁的碱液和碳酸盐(第二次精选不加入抑制剂)。

[0079] 步骤(c)所述两次精选浮选中的第一次精选所用的所述抑制剂的用量为150~400g/t,包括但不限于150g/t、200g/t、250g/t、300g/t、350g/t、400g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0080] 一些具体的实施方式中,步骤(d)中,将所述扫选精矿返回上级的所述三次扫选中的第三次扫选,形成闭路循环。

[0081] 一些具体的实施方式中,步骤(d)中,所述三次扫选浮选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂包括丁基黄药(第三次扫选不加入捕收剂);步骤(d)所述三次扫选浮选中的第一次扫选和第二次扫选所用的所述捕收剂的用量为20~80g/t,包括但不限于20g/t、30g/t、40g/t、50g/t、60g/t、80g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0082] 一些具体的实施方式中,步骤(d)中,将所述扫选尾矿的矿浆的浓度调节至30wt.%~40wt.%;包括但不限于30wt.%、33wt.%、35wt.%、38wt.%、40wt.%中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0083] 一些具体的实施方式中,步骤(d)中,将所述扫选尾矿的矿浆的pH调节至11~12;包括但不限于11、11.5、12中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0084] 一些具体的实施方式中,步骤(d)中,用生石灰调节所述扫选尾矿的矿浆的pH。

[0085] 一些具体的实施方式中,步骤(d)中,所述一次粗选浮选所用的抑制剂包括质量比为1~2:1的聚谷氨酸和聚天冬氨酸;步骤(d)所述一次粗选浮选所用的所述抑制剂的用量为1600~1800g/t,包括但不限于1600g/t、1650g/t、1700g/t、1750g/t、1800g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0086] 本发明在步骤(d)中的一次粗选浮选中,根据脉石矿物性质特点,采用聚谷氨酸和聚天冬氨酸抑制剂,对环境友好,且抑制作用好。

[0087] 一些具体的实施方式中,步骤(d)中,所述一次粗选浮选所用的捕收剂包括丁基黄药;步骤(d)所述一次粗选浮选所用的所述捕收剂的用量为50~100g/t;包括但不限于50g/t、60g/t、80g/t、100g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0088] 一些具体的实施方式中,步骤(d)中,将所述精选中矿返回上级的所述三次精选浮选中的第三次精选,形成闭路循环。

[0089] 一些具体的实施方式中,步骤(d)中,所述两次扫选浮选所用的抑制剂包括质量比为1~2:1的聚谷氨酸和聚天冬氨酸;步骤(d)所述两次扫选浮选所用的所述抑制剂的用量为

300~700g/t;包括但不限于300g/t、400g/t、500g/t、600g/t、700g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0090] 一些具体的实施方式中,步骤(d)中,所述两次扫选浮选所用的捕收剂包括丁基黄药;步骤(d)所述两次扫选浮选所用的所述捕收剂的用量为30~100g/t,包括但不限于30g/t、40g/t、50g/t、60g/t、80g/t、100g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0091] 一些具体的实施方式中,步骤(d)中,将所述第一硫精矿返回上级的所述两次扫选浮选中的第二次扫选,形成闭路循环。

[0092] 一些具体的实施方式中,步骤(e)中,所述磁选的磁场强度为5000~15000Gs;包括但不限于5000Gs、6000Gs、8000Gs、10000Gs、12000Gs、13000Gs、15000Gs中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0093] 一些具体的实施方式中,步骤(e)中,将所述磁选尾矿经螺旋分级机进行分级处理,得到底流和溢流,底流进行一次粗选、两次精选和三次扫选,溢流作为尾矿废弃。

[0094] 一些具体的实施方式中,步骤(e)中,所述一次粗选所用的捕收剂包括丁基黄药;步骤(e)所述一次粗选所用的捕收剂的用量为30~80g/t;包括但不限于30g/t、40g/t、50g/t、60g/t、80g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0095] 一些具体的实施方式中,步骤(e)中,所述三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂包括丁基黄药(第三次扫选不加入捕收剂);步骤(e)所述三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂的用量为30~80g/t,包括但不限于30g/t、40g/t、50g/t、60g/t、80g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0096] 一些具体的实施方式中,步骤(e)中,所述一次粗选所用的活化剂包括硫酸铜,步骤(e)所述一次粗选所用的活化剂的用量为40~60g/t;包括但不限于40g/t、50g/t、60g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

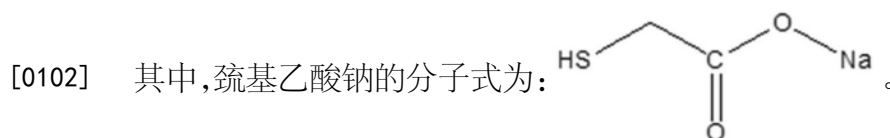
[0097] 一些具体的实施方式中,步骤(e)中,所述第一摇床重选的冲程为16~22mm,包括但不限于16mm、18mm、20mm、22mm中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值;步骤(e)中,所述第一摇床重选的冲次为200~260次/min,包括但不限于200次/min、220次/min、240次/min、250次/min、260次/min中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0098] 一些具体的实施方式中,步骤(e)中,所述第一摇床重选在细泥摇床中进行。

[0099] 一些具体的实施方式中,步骤(f)中,所述一次粗选所用的捕收剂包括丁基黄药;步骤(f)所述一次粗选所用的捕收剂的用量为30~50g/t,包括但不限于30g/t、40g/t、50g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0100] 一些具体的实施方式中,步骤(f)中,所述三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂包括丁基黄药(第三次扫选不加入捕收剂);步骤(f)所述三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂的用量为30~50g/t,包括但不限于30g/t、40g/t、50g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0101] 一些具体的实施方式中,步骤(f)中,所述一次粗选所用的抑制剂包括巯基乙酸钠;步骤(f)所述一次粗选所用的抑制剂的用量为2000~3000g/t,包括但不限于2000g/t、2300g/t、2500g/t、2800g/t、3000g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。



[0103] 本发明采用巯基乙酸钠作为抑制剂,其能够完全替代剧毒抑制剂氰化钠,既保证了锌精矿品位和回收率的生产指标,又可以达到环保要求。

[0104] 一些具体的实施方式中,步骤(f)中,所述两次精选中的第一次精选和第二次精选所用的抑制剂包括巯基乙酸钠;步骤(f)所述两次精选中的第一次精选和第二次精选所用的抑制剂的用量为2000~3000g/t,包括但不限于2000g/t、2300g/t、2500g/t、2800g/t、3000g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0105] 一些具体的实施方式中,步骤(g)中,所述溢流通过浓密机进行浓缩处理。

[0106] 一些具体的实施方式中,步骤(g)中,调节所述沉砂的浓度至30wt.%~40wt.%;包括但不限于30wt.%、33wt.%、35wt.%、38wt.%、40wt.%中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0107] 一些具体的实施方式中,步骤(g)中,调节所述沉砂的pH至6~7;包括但不限于6、6.3、6.5、6.7、7中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0108] 一些具体的实施方式中,步骤(g)中,所述一次粗选所用的捕收剂包括丁基黄药;步骤(g)所述一次粗选所用的捕收剂的用量为30~120g/t;包括但不限于30g/t、50g/t、80g/t、100g/t、120g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0109] 一些具体的实施方式中,步骤(g)中,所述三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂包括丁基黄药(第三次扫选不加入捕收剂);步骤(g)所述三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂的用量为30~120g/t,包括但不限于30g/t、50g/t、80g/t、100g/t、120g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0110] 一些具体的实施方式中,步骤(g)中,所述一次粗选所用的活化剂包括硫酸铜;步骤(g)所述一次粗选所用的活化剂的用量为65~200g/t,包括但不限于65g/t、80g/t、100g/t、120g/t、150g/t、180g/t、200g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0111] 一些具体的实施方式中,步骤(h)中,调节所述第一脱硫浮选尾矿的浓度至25wt.%~35wt.%;包括但不限于25wt.%、28wt.%、30wt.%、33wt.%、35wt.%中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0112] 一些具体的实施方式中,步骤(h)中,调节所述第一脱硫浮选尾矿的pH至6~7;包括但不限于6、6.3、6.5、6.8、7中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0113] 一些具体的实施方式中,步骤(h)中,所述一次粗选所用的捕收剂包括肉桂异羟肟酸和P86捕收剂,其中,所述肉桂异羟肟酸的分子式为 $C_6H_5-CH=CH-(C=O)NHOH$,所述肉桂异羟肟酸的用量为40~220g/t,包括但不限于40g/t、50g/t、80g/t、100g/t、130g/t、150g/t、180g/t、200g/t、220g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值;所述P86捕收剂的用量为60~200g/t,包括但不限于60g/t、80g/t、100g/t、150g/t、200g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0114] 一些具体的实施方式中,步骤(h)中,所述三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂包括肉桂异羟肟酸和P86捕收剂(第三次扫选不加入捕收剂),所述肉桂异羟肟酸的分子式为 $C_6H_5-CH=CH-(C=O)NHOH$,所述肉桂异羟肟酸的用量为40~220g/t,包括但不

限于40g/t、50g/t、80g/t、100g/t、130g/t、150g/t、180g/t、200g/t、220g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值；所述P86捕收剂的用量为60~200g/t，包括但不限于60g/t、80g/t、100g/t、150g/t、200g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0115] 一些具体的实施方式中，步骤(h)中，所述肉桂异羟肟酸的制备方法包括：在惰性气氛下，将苯乙烯基、N-羟基甲酰胺和硝酸混合后加热进行反应，待所述反应完成后依次进行蒸馏和干燥，得到所述肉桂异羟肟酸。

[0116] 其中，所述加热的温度为200~300℃，包括但不限于200℃、220℃、250℃、280℃、300℃中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值；所述反应的时间为2~5h，包括但不限于2h、3h、4h、5h中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值；所述蒸馏的时间为4~8h，包括但不限于4h、5h、6h、7h、8h中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值；所述干燥的时间为8~24h，包括但不限于8h、9h、10h、12h、15h、18h、20h、24h中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。所述惰性气氛包括氮气气氛和/或氩气气氛。苯乙烯基、N-羟基甲酰胺和硝酸的摩尔比为1:2~4:1~3。

[0117] 一些具体的实施方式中，步骤(h)中，所述一次粗选所用的抑制剂包括含硅酸钠的酸溶液；步骤(h)所述一次粗选所用的抑制剂的用量为600~1800g/t；包括但不限于600g/t、800g/t、1000g/t、1500g/t、1800g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0118] 一些具体的实施方式中，步骤(h)中，所述两次精选中的第一次精选所用的抑制剂包括含硅酸钠的酸溶液(第二次精选不加入抑制剂)。其中，所述含硅酸钠的酸溶液为含有硅酸钠和酸的混合溶液，其呈酸性。

[0119] 本发明采用含硅酸钠的酸溶液作为抑制剂，经过酸化的硅酸钠与水玻璃相比，在较低剂量下对脉石矿物具有更强的抑制作用，主要通过进一步抑制硅酸盐和含钙来提高矿物品质，降低了脉石矿物对精矿品质的影响；同时降低了气泡的聚集，减少夹带和提高品位，且这种作用是不可逆的。

[0120] 作为示例，所述含硅酸钠的酸溶液的制备方法包括：将酸溶液与硅酸钠溶液混合进行酸化；其中，所述酸溶液包括草酸溶液、硫酸溶液和盐酸溶液中的至少一种；所述硅酸钠溶液的质量分数为30%~70%；所述酸溶液的摩尔浓度为0.5~5mol/l；酸溶液与硅酸钠溶液的体积比为1~5:1~5；所述混合的时间为30~60min。但所述含硅酸钠的酸溶液的制备方法不限于此。

[0121] 步骤(h)所述两次精选中的第一次精选所用的抑制剂的用量为600~1800g/t；包括但不限于600g/t、800g/t、1000g/t、1500g/t、1800g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0122] 一些具体的实施方式中，步骤(h)中，所述一次粗选所用的活化剂包括硝酸铅；步骤(h)所述一次粗选所用的活化剂的用量为50~80g/t；包括但不限于50g/t、60g/t、70g/t、80g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0123] 一些具体的实施方式中，步骤(h)中，所述磁选的磁场强度为4500~8000Gs；包括但不限于4500Gs、5000Gs、6000Gs、7000Gs、8000Gs中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0124] 一些具体的实施方式中，步骤(h)中，所述第二摇床重选的冲程为5~20mm，包括但不限于5mm、8mm、10mm、13mm、15mm、18mm、20mm中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

值;冲次为260~340次/min,包括但不限于260次/min、280次/min、300次/min、320次/min、340次/min中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0125] 一些具体的实施方式中,步骤(h)中,所述第二摇床重选在细泥摇床中进行。

[0126] 一些具体的实施方式中,步骤(i)中,所述第三摇床重选的冲程为11~16mm,包括但不限于11mm、12mm、13mm、15mm、16mm中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值;冲次为200~300r/min,包括但不限于200次/min、230次/min、250次/min、260次/min、280次/min、300次/min中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0127] 一些具体的实施方式中,步骤(i)中,所述第三摇床重选在细砂摇床中进行。

[0128] 一些具体的实施方式中,步骤(i)中,将经过所述五段磨矿的矿物的浓度调节至30wt.%~40wt.%;包括但不限于30wt.%、33wt.%、35wt.%、38wt.%、40wt.%中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0129] 一些具体的实施方式中,步骤(i)中,将经过所述五段磨矿的矿物的pH调节至6~7;包括但不限于6、6.3、6.5、6.8、7中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0130] 一些具体的实施方式中,步骤(i)中,所述一次粗选所用的捕收剂包括丁基黄药,所述捕收剂的用量为30~120g/t;包括但不限于30g/t、40g/t、50g/t、80g/t、100g/t、120g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0131] 一些具体的实施方式中,步骤(i)中,所述三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂包括丁基黄药(第三次扫选不加入捕收剂);步骤(i)所述三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂的用量为30~120g/t,包括但不限于30g/t、40g/t、50g/t、80g/t、100g/t、120g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0132] 一些具体的实施方式中,步骤(i)中,所述一次粗选所用的活化剂包括硫酸铜;步骤(i)所述一次粗选所用的活化剂的用量为100~200g/t,包括但不限于100g/t、120g/t、150g/t、180g/t、200g/t中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0133] 一些具体的实施方式中,步骤(i)中,所述第四摇床重选的冲程为10~25mm,包括但不限于10mm、13mm、15mm、18mm、20mm、22mm、25mm中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值;所述第四摇床重选的冲次为200~400次/min,包括但不限于200次/min、250次/min、300次/min、350次/min、400次/min中的任意一者的点值或任意两者之间的范围值。

[0134] 一些具体的实施方式中,步骤(i)中,所述第四摇床重选在中矿摇床中进行。

[0135] 一些具体的实施方式中,步骤(i)中,五段磨矿后所得的材料粒度小于200目的占比为70wt.%~80wt.%。

[0136] 采用上述选矿药剂以及选矿参数,能够获得更高的收率,并提高有价金属元素的品位。

[0137] 本发明所述各试剂用量的单位“g/t”是指每吨矿物或矿浆所加入试剂(药剂)的质量为n克。例如,100g/t指每吨矿浆所加入试剂的质量为100克。

[0138] 本发明上述一段磨矿、二段磨矿、三段磨矿、四段磨矿和五段磨矿分别指第一次磨矿、第二次磨矿、第三次磨矿、第四次磨矿和第五次磨矿。

[0139] 可以理解的是,上述各选矿步骤中产生的尾矿没有提及的均作废弃处理。

[0140] 第二方面,本发明提供了上述复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法在选矿中的应用。

[0141] 下面将结合实施例对本发明的实施方案进行详细描述,但是本领域技术人员将会理解,下列实施例仅用于说明本发明,而不应视为限制本发明的范围。实施例中未注明具体条件者,按照常规条件或制造商建议的条件进行。所用试剂或仪器未注明生产厂商者,均为可以通过市购获得的常规产品。

[0142] 实施例1

[0143] 本实施例提供的复杂锡铅锌多金属矿(简称为原矿石)选自广西某地锡多金属硫化矿,其中主要金属矿物为锡石、脆硫锑铅矿、铁闪锌矿、黄铁矿和毒砂,脉石矿物主要为石英和方解石,其中锡元素含量为0.23wt.%(wt.%为质量分数),铅元素含量为0.18wt.%,锑元素含量为0.13wt.%,锌元素含量为1.46wt.%,硫元素含量为5.74wt.%,砷元素含量为1.25wt.%,该复杂锡铅锌多金属矿的分离回收方法具体包括如下步骤:

[0144] (1) 分级和跳汰抛废:将原矿石筛分成三个粒度级,大于4mm粒级矿(即高粒级矿)进行一段磨矿后返回上级的筛分工序,2~4mm粒级矿(即中粒级矿)经跳汰选矿后得到跳汰粗精矿和跳汰中矿(跳汰尾矿直接抛废);跳汰粗精矿经二段磨矿(二段磨矿后矿物粒度小于200目的颗粒占比为45wt.%)后与小于2mm粒级矿(即低粒级矿)混合并通过圆锥螺旋溜槽系统进行重选,得到前重精矿(底流)和溢流;前重精矿进入枱浮摇床内进行枱浮摇床浮选,冲程为12mm,冲次为300次/min,枱浮摇床浮选所用的捕收剂为肉桂异羟肟酸(分子式为 $C_6H_5-CH=CH-(C=O)NHOH$),其用量为300g/t,得到第一锡精矿和枱浮尾矿;枱浮尾矿与跳汰中矿混合并进行三段磨矿,得到合并矿。

[0145] 其中,上述肉桂异羟肟酸的制备方法包括:在惰性气氛下,将摩尔比为1:2:1的苯乙炔基、N-羟基甲酰胺和硝酸混合后加热进行反应,待反应完成后依次进行蒸馏和干燥,得到肉桂异羟肟酸;其中,加热的温度为250℃,反应的时间为4h,蒸馏的时间为6h,干燥的时间为12h。

[0146] (2) 将步骤(1)得到的合并矿的矿浆浓度调至40wt.%,然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选的等可浮浮选,得到等可浮精矿和等可浮尾矿。其中,一次粗选所用的捕收剂为丁基黄药,其用量为50g/t(即每吨矿浆加入丁基黄药的质量为50g);一次粗选所用的活化剂为硫酸铜,其用量为50g/t;三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药,每次扫选用量均为50g/t。

[0147] (3) 铅锑与锌硫的分离浮选:将步骤(2)得到的等可浮精矿经浓密机进行浓缩,之后进行四段磨矿(四段磨矿后矿物粒度小于200目的颗粒占比为70wt.%),然后用生石灰调节pH=11,并进行一次粗选浮选,得到粗选精矿和粗选尾矿。其中,一次粗选浮选所用的抑制剂为质量比=2:4:3:4的碳化三聚氰酸钠、含硫脲的碱液、含聚合硫酸铁的碱液和碳酸盐,抑制剂的用量为1000g/t,一次粗选浮选所用的捕收剂丁基黄药的用量为100g/t,一次粗选浮选所用的起泡剂2#油的用量为35g/t。

[0148] 其中,上述含硫脲的碱液为含有硫脲和氢氧化钠的混合液,其pH为11.5。含聚合硫酸铁的碱液为含有聚合硫酸铁和氢氧化钠的混合液,其pH为11.5。碳酸盐为碳酸钠。

[0149] 铅精矿浮选:将上述粗选精矿进行两次精选浮选,得到最终的铅锑精矿。其中,两次精选浮选中的第一次精选所用的抑制剂同本步骤(3)上述一次粗选浮选所用的抑制剂,抑制剂的用量为350g/t。

[0150] (4) 锌-硫分离:将步骤(3)得到的粗选尾矿进行三次扫选浮选,得到扫选精矿和扫

选尾矿。其中,扫选精矿返回上级的三次扫选中的第三次扫选,形成闭路循环;三次扫选浮选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药,每次扫选用量均为50g/t。

[0151] 然后调节上述扫选尾矿的矿浆的浓度至30wt.%,并使用生石灰调节矿浆的pH=12,之后进行一次粗选浮选,得到粗锌精矿和粗硫尾矿。其中,一次粗选浮选所用的抑制剂为质量比=2:1的聚谷氨酸和聚天冬氨酸,抑制剂的用量为1800g/t;一次粗选浮选所用的捕收剂为丁基黄药,其用量为60g/t。

[0152] 将上述粗锌精矿进行三次精选浮选,得到最终的锌精矿和精选中矿。其中,精选中矿返回上级的三次精选浮选中的第三次精选,形成闭路循环。

[0153] 将上述粗硫尾矿进行两次扫选浮选,得到第一硫精矿和锌硫尾矿。其中,两次扫选浮选所用的抑制剂为质量比=2:1的聚谷氨酸和聚天冬氨酸,抑制剂的用量为500g/t,两次扫选浮选所用的捕收剂为丁基黄药,丁基黄药的用量均为40g/t。将第一硫精矿返回上级的两次扫选浮选中的第二次扫选,形成闭路循环。

[0154] (5) 硫-砷混浮:将步骤(4)得到的锌硫尾矿进行磁选,磁场强度为10000Gs,脱除磁性矿物,得到磁选尾矿和磁性精矿。将磁选尾矿经螺旋分级机进行分级处理后得到底流和溢流,溢流作为尾矿废弃,对底流进行一次粗选、两次精选和三次扫选,得到硫砷混浮精矿和混浮尾矿。其中,一次粗选所用的捕收剂为丁基黄药,其用量为50g/t;一次粗选所用的活化剂为硫酸铜,其用量为30g/t;三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药,每次扫选用量均为50g/t。

[0155] 将上述混浮尾矿在细泥摇床中进行第一摇床重选,冲程为20mm,冲次为230次/min,第一摇床重选精矿即为低度锡重选精矿,第一摇床重选尾矿归入最终尾矿。

[0156] (6) 硫-砷分离:将步骤(5)得到的硫砷混浮精矿进行一次粗选、两次精选和三次扫选,得到第二硫精矿。其中,一次粗选所用的捕收剂为丁基黄药,其用量为40g/t;一次粗选所用的抑制剂为巯基乙酸钠,其用量为2500g/t;两次精选中的第一次精选和第二次精选所用的抑制剂均为巯基乙酸钠,每次精选用量均为2500g/t;三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药,每次扫选用量均为40g/t。

[0157] 将上述第二硫精矿与步骤(5)得到的磁性精矿混合,得到最终的硫精矿产品。

[0158] (7) 脱硫浮选:将步骤(1)得到的溢流经过浓密机进行浓缩处理得到沉砂,调节沉砂的浓度为30wt.%,pH=6,然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选的脱硫浮选,得到第三硫精矿和第一脱硫浮选尾矿。其中,一次粗选所用的捕收剂为丁基黄药,其用量为50g/t;一次粗选所用的活化剂为硫酸铜,其用量为100g/t;三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药,其用量均为50g/t。第三硫精矿返回步骤(3)与等可浮精矿混合(继续浓缩和四段磨矿工序)。

[0159] (8) 浮锡和收锡:调节步骤(7)得到的第一脱硫浮选尾矿的浓度至25wt.%,pH=6,然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选,得到浮锡精矿。其中,一次粗选所用的捕收剂为肉桂异羟肟酸(其制备方法同本实施例步骤(1)) and P86捕收剂,肉桂异羟肟酸的用量为180g/t,P86捕收剂的用量为130g/t;一次粗选所用的抑制剂为含硅酸钠的草酸溶液(由摩尔浓度为1mol/l的草酸溶液与质量分数为50%的硅酸钠溶液以体积比=1:1混合50min后制得),其用量为1400g/t;一次粗选所用的活化剂为硝酸铅,其用量为50g/t。两次精选中的第一次精选所用的抑制剂为含硅酸钠的草酸溶液(制备方法同上),其用量为1400g/t。三次扫选中的

第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为肉桂异羟肟酸(其制备方法同本实施例步骤(1))和P86捕收剂,每次扫选肉桂异羟肟酸的用量均为180g/t,每次扫选P86捕收剂的用量均为130g/t。

[0160] 将上述浮锡精矿进行磁选,脱除磁性矿物,磁场强度为8000Gs,得到磁选尾矿。将磁选尾矿在细泥摇床中进行第二摇床重选,冲程为12mm,冲次为300次/min,得到细泥锡精矿。

[0161] (9)收锡:将步骤(2)得到的等可浮尾矿在细砂摇床中进行第三摇床重选,冲程为14mm,冲次为250r/min,得到第二锡精矿和摇床尾矿。将第二锡精矿和步骤(1)得到的第一锡精矿混合,得到最终的锡精矿产品。

[0162] 将上述摇床尾矿经五段磨矿后(小于200目颗粒占比为70wt.%),调节其浓度至30wt.%,pH=6,然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选的脱硫浮选,得到第四硫精矿和第二脱硫浮选尾矿。其中,一次粗选所用的捕收剂为丁基黄药,其用量为50g/t;一次粗选所用的活化剂为硫酸铜,其用量为100g/t;三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药,其用量均为50g/t。第四硫精矿返回步骤(3)与等可浮精矿混合(继续浓缩和四段磨矿工序)。

[0163] 将上述第二脱硫浮选尾矿在中矿摇床中进行第四摇床重选脱硫,冲程为18mm,冲次为300次/min,得到中度锡精矿。

[0164] 经过以上步骤,本实施例所得铅锑精矿中,铅品位(即铅元素的质量分数)为24.74%,铅元素回收率为83.56%,锑品位(即锑元素的质量分数)为19.03%,锑元素回收率为91.37%;锌精矿中锌品位(即锌元素的质量分数)为48.28%,锌元素回收率为89.20%;锡精矿中锡品位(即锡元素的质量分数)为44.40%,锡元素回收率为78.81%。

[0165] 实施例2

[0166] 本实施例提供的复杂锡铅锌多金属矿(简称为原矿石)选自广西大厂某地锡多金属硫化矿,其中主要金属矿物为锡石、脆硫锑铅矿、铁闪锌矿、黄铁矿和毒砂,脉石矿物主要为石英和方解石,其中锡元素含量为0.33wt.%,铅元素含量为0.20wt.%,锑元素含量为0.14wt.%,锌元素含量为1.63wt.%,硫元素含量为6.85wt.%,砷元素含量为1.56wt.%,该复杂锡铅锌多金属矿的分离回收方法具体包括如下步骤:

[0167] (1)分级和跳汰抛废:将原矿石筛分成三个粒度级,大于4mm粒级矿(即高粒级矿)进行一段磨矿后返回上级的筛分工序,2~4mm粒级矿(即中粒级矿)经跳汰选矿后得到跳汰粗精矿和跳汰中矿(跳汰尾矿直接抛废);跳汰粗精矿经二段磨矿(二段磨矿后矿物粒度小于200目的颗粒占比为50wt.%)后与小于2mm粒级矿(即低粒级矿)混合并通过圆锥螺旋溜槽系统进行重选,得到前重精矿(底流)和溢流;前重精矿进入栎浮摇床内进行栎浮摇床浮选,冲程为8mm,冲次为250次/min,栎浮摇床浮选所用的捕收剂为肉桂异羟肟酸,其用量为200g/t,得到第一锡精矿和栎浮尾矿;栎浮尾矿与跳汰中矿混合并进行三段磨矿,得到合并矿。

[0168] 该肉桂异羟肟酸的制备方法包括:在惰性气氛下,将摩尔比为1:2:1的苯乙炔基、N-羟基甲酰胺和硝酸混合后加热进行反应,待反应完成后依次进行蒸馏和干燥,得到肉桂异羟肟酸;其中,加热的温度为200℃,反应的时间为5h,蒸馏的时间为4h,干燥的时间为8h。

[0169] (2)将步骤(1)得到的合并矿的矿浆浓度调至35wt.%,然后进行一次粗选、两次精

选和三次扫选的等可浮浮选,得到等可浮精矿和等可浮尾矿。其中,一次粗选所用的捕收剂为丁基黄药,其用量为40g/t;一次粗选所用的活化剂为硫酸铜,其用量为40g/t;三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药,用量均为40g/t。

[0170] (3) 铅锑与锌硫的分离浮选:将步骤(2)得到的等可浮精矿经浓密机进行浓缩,之后进行四段磨矿(四段磨矿后矿物粒度小于200目的颗粒占比为75wt.%),然后用生石灰调节pH=10.5,并进行一次粗选浮选,得到粗选精矿和粗选尾矿。其中,一次粗选浮选所用的抑制剂为质量比=2:3:3:4的碳化三聚氰酸钠、含硫脲的碱液、含聚合硫酸铁的碱液和碳酸盐,抑制剂的用量为1200g/t,一次粗选浮选所用的捕收剂丁基黄药的用量为110g/t,一次粗选浮选所用的起泡剂2#油的用量为30g/t。

[0171] 其中,上述含硫脲的碱液为含有硫脲和氢氧化钾的混合液,其pH为12。含聚合硫酸铁的碱液为含有聚合硫酸铁和氢氧化钾的混合液,其pH为12。碳酸盐为碳酸钾。

[0172] 铅精矿浮选:将上述粗选精矿进行两次精选浮选,得到最终的铅锑精矿。其中,两次精选浮选中的第一次精选所用的抑制剂同本步骤(3)上述一次粗选浮选所用的抑制剂,抑制剂的用量为300g/t。

[0173] (4) 锌-硫分离:将步骤(3)得到的粗选尾矿进行三次扫选浮选,得到扫选精矿和扫选尾矿。其中,扫选精矿返回上级的所述三次扫选中的第三次扫选,形成闭路循环;三次扫选浮选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药,其用量均为30g/t。

[0174] 然后调节上述扫选尾矿的矿浆的浓度至35wt.%,使用生石灰调节矿浆的pH=11.5,之后进行一次粗选浮选,得到粗锌精矿和粗硫尾矿。其中,一次粗选浮选所用的抑制剂为质量比=1:1的聚谷氨酸和聚天冬氨酸,抑制剂的用量为1600g/t;一次粗选浮选所用的捕收剂为丁基黄药,其用量为50g/t。

[0175] 将上述粗锌精矿进行三次精选浮选,得到最终的锌精矿和精选中矿。其中,精选中矿返回上级的三次精选浮选中的第三次精选,形成闭路循环。

[0176] 将上述粗硫尾矿进行两次扫选浮选,得到第一硫精矿和锌硫尾矿。其中,两次扫选浮选所用的抑制剂为质量比=1:1的聚谷氨酸和聚天冬氨酸,抑制剂的用量为400g/t,两次扫选浮选所用的捕收剂为丁基黄药,丁基黄药的用量为50g/t。将第一硫精矿返回上级的两次扫选浮选中的第二次扫选,形成闭路循环。

[0177] (5) 硫-砷混浮:将步骤(4)得到的锌硫尾矿进行磁选,磁场强度为8000Gs,脱除磁性矿物,得到磁选尾矿和磁性精矿。将磁选尾矿经螺旋分级机进行分级处理后得到底流和溢流,溢流作为尾矿废弃,对底流进行一次粗选、两次精选和三次扫选,得到硫砷混浮精矿和混浮尾矿。其中,一次粗选所用的捕收剂为丁基黄药,其用量为40g/t;一次粗选所用的活化剂为硫酸铜,其用量为40g/t;三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药,用量均为40g/t。

[0178] 将上述混浮尾矿在细泥摇床中进行第一摇床重选,冲程为18mm,冲次为200次/min,第一摇床重选精矿即为低度锡重选精矿,第一摇床重选尾矿归入最终尾矿。

[0179] (6) 硫-砷分离:将步骤(5)得到的硫砷混浮精矿进行一次粗选、两次精选和三次扫选,得到第二硫精矿。其中,一次粗选所用的捕收剂为丁基黄药,其用量为30g/t;一次粗选所用的抑制剂为巯基乙酸钠,其用量为2200g/t;两次精选中的第一次精选和第二次精选所用的抑制剂均为巯基乙酸钠,其用量均为2100g/t;三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选

所用的捕收剂均为丁基黄药,其用量均为30g/t。

[0180] 将上述第二硫精矿与步骤(5)得到的磁性精矿混合,得到最终的硫精矿产品。

[0181] (7)脱硫浮选:将步骤(1)得到的溢流经过浓密机进行浓缩处理得到沉砂,调节沉砂的浓度为35wt.%,pH=7,然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选的脱硫浮选,得到第三硫精矿和第一脱硫浮选尾矿。其中,一次粗选所用的捕收剂为丁基黄药,其用量为30g/t;一次粗选所用的活化剂为硫酸铜,其用量为65g/t;三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药,其用量均为30g/t。第三硫精矿返回步骤(3)与等可浮精矿混合(继续浓缩和四段磨矿工序)。

[0182] (8)浮锡和收锡:调节步骤(7)得到的第一脱硫浮选尾矿的浓度至30wt.%,pH=7,然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选,得到浮锡精矿。其中,一次粗选所用的捕收剂为肉桂异羟肟酸(其制备方法同本实施例步骤(1))和P86捕收剂,肉桂异羟肟酸的用量为100g/t,P86捕收剂的用量为60g/t;一次粗选所用的抑制剂为含硅酸钠的硫酸溶液(由摩尔浓度为2mol/l的硫酸溶液与质量分数为60%的硅酸钠溶液以体积比=1:2混合30min后制得),其用量为1500g/t;一次粗选所用的活化剂为硝酸铅,其用量为70g/t。两次精选中的第一次精选所用的抑制剂为含硅酸钠的硫酸溶液(制备方法同上),其用量为1500g/t。三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为肉桂异羟肟酸(其制备方法同本实施例步骤(1))和P86捕收剂,肉桂异羟肟酸的用量均为200g/t,P86捕收剂的用量均为180g/t。

[0183] 将上述浮锡精矿进行磁选,脱除磁性矿物,磁场强度为6000Gs,得到磁选尾矿。将磁选尾矿在细泥摇床中进行第二摇床重选,冲程为18mm,冲次为330次/min,得到细泥锡精矿。

[0184] (9)收锡:将步骤(2)得到的等可浮尾矿在细砂摇床中进行第三摇床重选,冲程为16mm,冲次为300r/min,得到第二锡精矿和摇床尾矿。将第二锡精矿和步骤(1)得到的第一锡精矿混合,得到最终的锡精矿产品。

[0185] 将上述摇床尾矿经五段磨矿后(小于200目颗粒占比为75wt.%),调节其浓度至35wt.%,pH=7,然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选的脱硫浮选,得到第四硫精矿和第二脱硫浮选尾矿。其中,一次粗选所用的捕收剂为丁基黄药,其用量为40g/t;一次粗选所用的活化剂为硫酸铜,其用量为180g/t;三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药,其用量均为40g/t。第四硫精矿返回步骤(3)与等可浮精矿混合(继续浓缩和四段磨矿工序)。

[0186] 将上述第二脱硫浮选尾矿在中矿摇床中进行第四摇床重选脱硫,冲程为25mm,冲次为350次/min,得到中度锡精矿。

[0187] 经过以上步骤,本实施例所得铅锑精矿中铅品位(即铅元素的质量分数)为18.12%,铅元素回收率为22.98%,锑品位(即锑元素的质量分数)为14.99%,锑元素回收率为95.89%;锌精矿中锌品位(即锌元素的质量分数)为36.97%,锌元素回收率为88.95%;锡精矿中锡品位(即锡元素的质量分数)为41.56%,锡元素回收率为75.61%。

[0188] 实施例3

[0189] 本实施例提供的复杂锡铅锌多金属矿(简称为原矿石)选自内蒙古锡林浩特市某地锡多金属硫化矿,其中金属矿物为锡石、方铅矿、铁闪锌矿、黄铁矿以及银,脉石矿物主要为石英和方解石,其中锡元素含量为0.24wt.%(wt.%为质量分数),铅元素含量为0.17wt.%,

银元素含量为20g/t, 锌元素含量为1.41wt.%, 硫元素含量为5.53wt.%, 砷元素含量为1.02%, 该复杂锡铅锌多金属矿的分离回收方法具体包括如下步骤:

[0190] (1) 分级和跳汰抛废: 将原矿石筛分成三个粒度级, 大于4mm粒级矿(即高粒级矿)进行一段磨矿后返回上级的筛分工序, 2~4mm粒级矿(即中粒级矿)经跳汰选矿后得到跳汰粗精矿和跳汰中矿(跳汰尾矿直接抛废); 跳汰粗精矿经二段磨矿(二段磨矿后矿物粒度小于200目的颗粒占比为60wt.%)后与小于2mm粒级矿(即低粒级矿)混合并通过圆锥螺旋溜槽系统进行重选, 得到前重精矿(底流)和溢流; 前重精矿进入栎浮摇床内进行栎浮摇床浮选, 冲程为15mm, 冲次为330次/min, 栎浮摇床浮选所用的捕收剂为肉桂异羟肟酸, 其用量为350g/t, 得到第一锡精矿和栎浮尾矿; 栎浮尾矿与跳汰中矿混合并进行三段磨矿, 得到合并矿。

[0191] 该肉桂异羟肟酸的制备方法包括: 在惰性气氛下, 将摩尔比为1:2:1的苯乙烯基、N-羟基甲酰胺和硝酸混合后加热进行反应, 待反应完成后依次进行蒸馏和干燥, 得到肉桂异羟肟酸; 其中, 加热的温度为300℃, 反应的时间为3h, 蒸馏的时间为8h, 干燥的时间为20h。

[0192] (2) 将步骤(1)得到的合并矿的矿浆浓度调至45wt.%, 然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选的等可浮浮选, 得到等可浮精矿和等可浮尾矿。其中, 一次粗选所用的捕收剂为丁基黄药, 其用量为60g/t; 一次粗选所用的活化剂为硫酸铜, 其用量为60g/t; 三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药, 用量均为60g/t。

[0193] (3) 铅银与锌硫的分离浮选: 将步骤(2)得到的等可浮精矿经浓密机进行浓缩, 之后进行四段磨矿(四段磨矿后矿物粒度小于200目的颗粒占比为80wt.%), 然后用生石灰调节pH=10, 并进行一次粗选浮选, 得到粗选精矿和粗选尾矿。其中, 一次粗选浮选所用的抑制剂为质量比=2:4:1:6的碳化三聚氰酸钠、含硫脲的碱液、含聚合硫酸铁的碱液和碳酸盐, 抑制剂的用量为1400g/t, 一次粗选浮选所用的捕收剂丁基黄药的用量为110g/t, 一次粗选浮选所用的起泡剂2#油的用量为50g/t。

[0194] 其中, 上述含硫脲的碱液为含有硫脲和氢氧化钠的混合液, 其pH为11。含聚合硫酸铁的碱液为含有聚合硫酸铁和氢氧化钠的混合液, 其pH为11。碳酸盐为碳酸铵。

[0195] 铅精矿浮选: 将上述粗选精矿进行两次精选浮选, 得到最终的铅银精矿。其中, 两次精选浮选中的第一次精选所用的抑制剂同本步骤(3)上述一次粗选浮选所用的抑制剂, 抑制剂的用量为150g/t。

[0196] (4) 锌-硫分离: 将步骤(3)得到的粗选尾矿进行三次扫选浮选, 得到扫选精矿和扫选尾矿。其中, 扫选精矿返回上级的所述三次扫选中的第三次扫选, 形成闭路循环; 三次扫选浮选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药, 其用量均为70g/t。

[0197] 然后调节上述扫选尾矿的矿浆的浓度至35wt.%, 使用生石灰调节矿浆的pH=12, 之后进行一次粗选浮选, 得到粗锌精矿和粗硫尾矿。其中, 一次粗选浮选所用的抑制剂为质量比=2:1的聚谷氨酸和聚天冬氨酸, 抑制剂的用量为1700g/t; 一次粗选浮选所用的捕收剂为丁基黄药, 其用量为80g/t。

[0198] 将上述粗锌精矿进行三次精选浮选, 得到最终的锌精矿和精选中矿。其中, 精选中矿返回上级的三次精选浮选中的第三次精选, 形成闭路循环。

[0199] 将上述粗硫尾矿进行两次扫选浮选, 得到第一硫精矿和锌硫尾矿。其中, 两次扫选

浮选所用的抑制剂为质量比=2:1的聚谷氨酸和聚天冬氨酸,抑制剂的用量为600g/t,两次扫选浮选所用的捕收剂为丁基黄药,丁基黄药的用量为80g/t。将第一硫精矿返回上级的两次扫选浮选中的第二次扫选,形成闭路循环。

[0200] (5) 硫-砷混浮:将步骤(4)得到的锌硫尾矿进行磁选,磁场强度为5000Gs,脱除磁性矿物,得到磁选尾矿和磁性精矿。将磁选尾矿经螺旋分级机进行分级处理后得到底流和溢流,溢流作为尾矿废弃,对底流进行一次粗选、两次精选和三次扫选,得到硫砷混浮精矿和混浮尾矿。其中,一次粗选所用的捕收剂为丁基黄药,其用量为70g/t;一次粗选所用的活化剂为硫酸铜,其用量为60g/t;三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药,用量均为70g/t。

[0201] 将上述混浮尾矿在细泥摇床中进行第一摇床重选,冲程为18mm,冲次为240次/min,第一摇床重选精矿即为低度锡重选精矿,第一摇床重选尾矿归入最终尾矿。

[0202] (6) 硫-砷分离:将步骤(5)得到的硫砷混浮精矿进行一次粗选、两次精选和三次扫选,得到第二硫精矿。其中,一次粗选所用的捕收剂为丁基黄药,其用量为50g/t;一次粗选所用的抑制剂为巯基乙酸钠,其用量为2300g/t;两次精选中的第一次精选和第二次精选所用的抑制剂均为巯基乙酸钠,其用量均为2300g/t;三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药,其用量均为50g/t。

[0203] 将上述第二硫精矿与步骤(5)得到的磁性精矿混合,得到最终的硫精矿产品。

[0204] (7) 脱硫浮选:将步骤(1)得到的溢流经过浓密机进行浓缩处理得到沉砂,调节沉砂的浓度为40wt.%,pH=7,然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选的脱硫浮选,得到第三硫精矿和第一脱硫浮选尾矿。其中,一次粗选所用的捕收剂为丁基黄药,其用量为100g/t;一次粗选所用的活化剂为硫酸铜,其用量为70g/t;三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药,其用量均为100g/t。第三硫精矿返回步骤(3)与等可浮精矿混合(继续浓缩和四段磨矿工序)。

[0205] (8) 浮锡和收锡:调节步骤(7)得到的第一脱硫浮选尾矿的浓度至35wt.%,pH=7,然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选,得到浮锡精矿。其中,一次粗选所用的捕收剂为肉桂异羟肟酸(其制备方法同本实施例步骤(1))和P86捕收剂,肉桂异羟肟酸的用量为50g/t,P86捕收剂的用量为100g/t;一次粗选所用的抑制剂为含硅酸钠的盐酸溶液(由摩尔浓度为1mol/l的盐酸溶液与质量分数为40%的硅酸钠溶液以体积比=1:1.3混合40min后制得),其用量为600g/t;一次粗选所用的活化剂为硝酸铅,其用量为80g/t。两次精选中的第一次精选所用的抑制剂为含硅酸钠的盐酸溶液(制备方法同上),其用量为600g/t。三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为肉桂异羟肟酸(其制备方法同本实施例步骤(1))和P86捕收剂,肉桂异羟肟酸的用量均为50g/t,P86捕收剂的用量均为100g/t。

[0206] 将上述浮锡精矿进行磁选,脱除磁性矿物,磁场强度为4500Gs,得到磁选尾矿。将磁选尾矿在细泥摇床中进行第二摇床重选,冲程为7mm,冲次为280次/min,得到细泥锡精矿。

[0207] (9) 收锡:将步骤(2)得到的等可浮尾矿在细砂摇床中进行第三摇床重选,冲程为12mm,冲次为200r/min,得到第二锡精矿和摇床尾矿。将第二锡精矿和步骤(1)得到的第一锡精矿混合,得到最终的锡精矿产品。

[0208] 将上述摇床尾矿经五段磨矿后(小于200目颗粒占比为80wt.%),调节其浓度至

40wt.%, pH=7, 然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选的脱硫浮选, 得到第四硫精矿和第二脱硫浮选尾矿。其中, 一次粗选所用的捕收剂为丁基黄药, 其用量为100g/t; 一次粗选所用的活化剂为硫酸铜, 其用量为120g/t; 三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药, 其用量均为100g/t。第四硫精矿返回步骤(3)与等可浮精矿混合(继续浓缩和四段磨矿工序)。

[0209] 将上述第二脱硫浮选尾矿在中矿摇床中进行第四摇床重选脱硫, 冲程为10mm, 冲次为220次/min, 得到中度锡精矿。

[0210] 经过以上步骤, 本实施例所得铅银精矿中铅品位(即铅元素的质量分数)为24.11%, 铅元素回收率为88.54%, 银品位(即银元素的质量分数)为155g/t, 银元素回收率为90.71%; 锌精矿中锌品位(即锌元素的质量分数)为45.48%, 锌元素回收率为88.27%; 锡精矿中锡品位(即锡元素的质量分数)为40.99%, 锡元素回收率为74.04%。

[0211] 实施例4

[0212] 本实施例提供的复杂锡铅锌多金属矿(简称为原矿石)选自云南某地锡多金属硫化矿, 其中主要金属矿物为锡石、方铅矿、黄铜矿、铁闪锌矿、黄铁矿和毒砂, 脉石矿物主要为石英和方解石, 其中锡元素含量为0.21wt.%, 铅元素含量为0.17wt.%, 铜元素含量为0.30wt.%, 锌元素含量为1.32wt.%, 硫元素含量为7.15wt.%, 砷元素含量为1.66wt.%, 该复杂锡铅锌多金属矿的分离回收方法具体包括如下步骤:

[0213] (1) 分级和跳汰抛废: 将原矿石筛分成三个粒度级, 大于4mm粒级矿(即高粒级矿)进行一段磨矿后返回上级的筛分工序, 2~4mm粒级矿(即中粒级矿)经跳汰选矿后得到跳汰粗精矿和跳汰中矿(跳汰尾矿直接抛废); 跳汰粗精矿经二段磨矿(二段磨矿后矿物粒度小于200目的颗粒占比为60wt.%)后与小于2mm粒级矿(即低粒级矿)混合并通过圆锥螺旋溜槽系统进行重选, 得到前重精矿(底流)和溢流; 前重精矿进入枱浮摇床内进行枱浮摇床浮选, 冲程为20mm, 冲次为350次/min, 枱浮摇床浮选所用的捕收剂为肉桂异羟肟酸, 其用量为400g/t, 得到第一锡精矿和枱浮尾矿; 枱浮尾矿与跳汰中矿混合并进行三段磨矿, 得到合并矿。

[0214] 该肉桂异羟肟酸的制备方法包括: 在惰性气氛下, 将摩尔比为1:2:1的苯乙烯基、N-羟甲基甲酰胺和硝酸混合后加热进行反应, 待反应完成后依次进行蒸馏和干燥, 得到肉桂异羟肟酸; 其中, 加热的温度为280℃, 反应的时间为3h, 蒸馏的时间为6h, 干燥的时间为8h。

[0215] (2) 将步骤(1)得到的合并矿的矿浆浓度调至50wt.%, 然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选的等可浮浮选, 得到等可浮精矿和等可浮尾矿。其中, 一次粗选所用的捕收剂为丁基黄药, 其用量为80g/t; 一次粗选所用的活化剂为硫酸铜, 其用量为60g/t; 三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药, 用量均为80g/t。

[0216] (3) 铅铜与锌硫的分离浮选: 将步骤(2)得到的等可浮精矿经浓密机进行浓缩, 之后进行四段磨矿(四段磨矿后矿物粒度小于200目的颗粒占比为80wt.%) , 然后用生石灰调节pH=12, 并进行一次粗选浮选, 得到粗选精矿和粗选尾矿。其中, 一次粗选浮选所用的抑制剂为质量比=2:5:4:2的碳化三聚氰酸钠、含硫脲的碱液、含聚合硫酸铁的碱液和碳酸盐, 抑制剂的用量为1500g/t, 一次粗选浮选所用的捕收剂丁基黄药的用量为120g/t, 一次粗选浮选所用的起泡剂2#油的用量为50g/t。

[0217] 其中, 上述含硫脲的碱液为含有硫脲和氢氧化钾的混合液, 其pH为10.6。含聚合硫

酸铁的碱液为含有聚合硫酸铁和氢氧化钾的混合液,其pH为10.6。碳酸盐为碳酸钠。

[0218] 铅精矿浮选:将上述粗选精矿进行两次精选浮选,得到最终的铅铜精矿。其中,两次精选浮选中的第一次精选所用的抑制剂同本步骤(3)上述一次粗选浮选所用的抑制剂,抑制剂的用量为400g/t。

[0219] (4) 锌-硫分离:将步骤(3)得到的粗选尾矿进行三次扫选浮选,得到扫选精矿和扫选尾矿。其中,扫选精矿返回上级的所述三次扫选中的第三次扫选,形成闭路循环;三次扫选浮选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药,其用量均为80g/t。

[0220] 然后调节上述扫选尾矿的矿浆的浓度至38wt.%,使用生石灰调节矿浆的pH=11,之后进行一次粗选浮选,得到粗锌精矿和粗硫尾矿。其中,一次粗选浮选所用的抑制剂为质量比=2:1的聚谷氨酸和聚天冬氨酸,抑制剂的用量为1800g/t;一次粗选浮选所用的捕收剂为丁基黄药,其用量为100g/t。

[0221] 将上述粗锌精矿进行三次精选浮选,得到最终的锌精矿和精选中矿。其中,精选中矿返回上级的三次精选浮选中的第三次精选,形成闭路循环。

[0222] 将上述粗硫尾矿进行两次扫选浮选,得到第一硫精矿和锌硫尾矿。其中,两次扫选浮选所用的抑制剂为质量比=2:1的聚谷氨酸和聚天冬氨酸,抑制剂的用量为700g/t,两次扫选浮选所用的捕收剂为丁基黄药,丁基黄药的用量为100g/t。将第一硫精矿返回上级的两次扫选浮选中的第二次扫选,形成闭路循环。

[0223] (5) 硫-砷混浮:将步骤(4)得到的锌硫尾矿进行磁选,磁场强度为8000Gs,脱除磁性矿物,得到磁选尾矿和磁性精矿。将磁选尾矿经螺旋分级机进行分级处理后得到底流和溢流,溢流作为尾矿废弃,对底流进行一次粗选、两次精选和三次扫选,得到硫砷混浮精矿和混浮尾矿。其中,一次粗选所用的捕收剂为丁基黄药,其用量为80g/t;一次粗选所用的活化剂为硫酸铜,其用量为80g/t;三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药,用量均为80g/t。

[0224] 将上述混浮尾矿在细泥摇床中进行第一摇床重选,冲程为22mm,冲次为250次/min,第一摇床重选精矿即为低度锡重选精矿,第一摇床重选尾矿归入最终尾矿。

[0225] (6) 硫-砷分离:将步骤(5)得到的硫砷混浮精矿进行一次粗选、两次精选和三次扫选,得到第二硫精矿。其中,一次粗选所用的捕收剂为丁基黄药,其用量为50g/t;一次粗选所用的抑制剂为巯基乙酸钠,其用量为2200g/t;两次精选中的第一次精选和第二次精选所用的抑制剂均为巯基乙酸钠,其用量均为2200g/t;三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药,其用量均为50g/t。

[0226] 将上述第二硫精矿与步骤(5)得到的磁性精矿混合,得到最终的硫精矿产品。

[0227] (7) 脱硫浮选:将步骤(1)得到的溢流经过浓密机进行浓缩处理得到沉砂,调节沉砂的浓度为40wt.%,pH=6.5,然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选的脱硫浮选,得到第三硫精矿和第一脱硫浮选尾矿。其中,一次粗选所用的捕收剂为丁基黄药,其用量为120g/t;一次粗选所用的活化剂为硫酸铜,其用量为80g/t;三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药,其用量均为120g/t。第三硫精矿返回步骤(3)与等可浮精矿混合(继续浓缩和四段磨矿工序)。

[0228] (8) 浮锡和收锡:调节步骤(7)得到的第一脱硫浮选尾矿的浓度至38wt.%,pH=7,然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选,得到浮锡精矿。其中,一次粗选所用的捕收剂为肉

桂异羟肟酸(其制备方法同本实施例步骤(1))和P86捕收剂,肉桂异羟肟酸的用量为180g/t,P86捕收剂的用量为130g/t;一次粗选所用的抑制剂为含硅酸钠的草酸溶液(由摩尔浓度为1mol/l的草酸溶液与质量分数为50%的硅酸钠溶液以体积比=1:1混合30min后制得),其用量为1400g/t;一次粗选所用的活化剂为硝酸铅,其用量为50g/t。两次精选中的第一次精选所用的抑制剂为含硅酸钠的草酸溶液(制备方法同上),其用量为1400g/t。三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为肉桂异羟肟酸(其制备方法同本实施例步骤(1))和P86捕收剂,肉桂异羟肟酸的用量均为180g/t,P86捕收剂的用量均为130g/t。

[0229] 将上述浮锡精矿进行磁选,脱除磁性矿物,磁场强度为8000Gs,得到磁选尾矿。将磁选尾矿在细泥摇床中进行第二摇床重选,冲程为15mm,冲次为320次/min,得到细泥锡精矿。

[0230] (9)收锡:将步骤(2)得到的等可浮尾矿在细砂摇床中进行第三摇床重选,冲程为15mm,冲次为280r/min,得到第二锡精矿和摇床尾矿。将第二锡精矿和步骤(1)得到的第一锡精矿混合,得到最终的锡精矿产品。

[0231] 将上述摇床尾矿经五段磨矿后(小于200目颗粒占比为80wt.%),调节其浓度至40wt.%,pH=7,然后进行一次粗选、两次精选和三次扫选的脱硫浮选,得到第四硫精矿和第二脱硫浮选尾矿。其中,一次粗选所用的捕收剂为丁基黄药,其用量为120g/t;一次粗选所用的活化剂为硫酸铜,其用量为100g/t;三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均为丁基黄药,其用量均为120g/t。第四硫精矿返回步骤(3)与等可浮精矿混合(继续浓缩和四段磨矿工序)。

[0232] 将上述第二脱硫浮选尾矿在中矿摇床中进行第四摇床重选脱硫,冲程为20mm,冲次为350次/min,得到中度锡精矿。

[0233] 经过以上步骤,本实施例所得铅铜精矿中铅品位(即铅元素的质量分数)为24.96%,铅元素回收率为89.48%,铜品位(即铜元素的质量分数)为17.25%,铜元素回收率为94.88%;锌精矿中锌品位(即锌元素的质量分数)为45.09%,锌元素回收率为88.85%;锡精矿中锡品位(即锡元素的质量分数)为40.96%,锡元素回收率为72.89%。

[0234] 对比例1

[0235] 本对比例提供的复杂锡铅锌多金属矿的分离回收方法与实施例1基本相同,区别在于,步骤(1)中,跳汰粗精矿经二段磨矿后与小于2mm粒级矿混合后未通过圆锥螺旋溜槽系统进行重选,而是直接进入栎浮摇床内进行栎浮摇床浮选。

[0236] 本对比例所得铅锑精矿中,铅品位(即铅元素的质量分数)为20.34%,铅元素回收率为80.69%,锑品位(即锑元素的质量分数)为10.23%,锑元素回收率为79.22%;锌精矿中锌品位(即锌元素的质量分数)为40.39%,锌元素回收率为85.36%;锡精矿中锡品位(即锡元素的质量分数)为39.68%,锡元素回收率为68.25%。

[0237] 对比例2

[0238] 本对比例提供的复杂锡铅锌多金属矿的分离回收方法与实施例1基本相同,区别在于,步骤(1)中2~4mm粒级矿未经过跳汰选矿,而是直接将2~4mm粒级矿与栎浮尾矿混合并进行三段磨矿。

[0239] 本对比例所得铅锑精矿中,铅品位(即铅元素的质量分数)为20.02%,铅元素回收率为80.39%,锑品位(即锑元素的质量分数)为10.97%,锑元素回收率为79.36%;锌精矿中锌

品位(即锌元素的质量分数)为40.32%,锌元素回收率为86.31%;锡精矿中锡品位(即锡元素的质量分数)为38.65%,锡元素回收率为67.21%。

[0240] 对比例3

[0241] 本对比例提供的复杂锡铅锌多金属矿的分离回收方法与实施例1基本相同,区别在于,步骤(3)中未进行四段磨矿,并且步骤(9)中未进行五段磨矿。

[0242] 本对比例所得铅锑精矿中,铅品位(即铅元素的质量分数)为19.56%,铅元素回收率为79.98%,锑品位(即锑元素的质量分数)为12.03%,锑元素回收率为78.99%;锌精矿中锌品位(即锌元素的质量分数)为39.70%,锌元素回收率为85.69%;锡精矿中锡品位(即锡元素的质量分数)为37.25%,锡元素回收率为66.98%。

[0243] 对比例4

[0244] 本对比例提供的复杂锡铅锌多金属矿的分离回收方法与对比例1基本相同,区别仅在于,步骤(1)中,将栎浮摇床浮选所用的捕收剂肉桂异羟肟酸替换为等质量的丁基黄药。

[0245] 本对比例所得铅锑精矿中,铅品位(即铅元素的质量分数)为18.56%,铅元素回收率为75.64%,锑品位(即锑元素的质量分数)为10.25%,锑元素回收率为75.39%;锌精矿中锌品位(即锌元素的质量分数)为38.12%,锌元素回收率为84.10%;锡精矿中锡品位(即锡元素的质量分数)为35.12%,锡元素回收率为63.21%。

[0246] 对比例5

[0247] 本对比例提供的复杂锡铅锌多金属矿的分离回收方法与对比例1基本相同,区别仅在于,步骤(3)中,将一次粗选浮选所用的抑制剂替换为等质量的亚硫酸钠,并将两次精选浮选中的第一次精选所用的抑制剂替换为等质量的亚硫酸钠。

[0248] 本对比例所得铅锑精矿中,铅品位(即铅元素的质量分数)为17.69%,铅元素回收率为76.21%,锑品位(即锑元素的质量分数)为11.03%,锑元素回收率为74.12%;锌精矿中锌品位(即锌元素的质量分数)为38.14%,锌元素回收率为84.13%;锡精矿中锡品位(即锡元素的质量分数)为36.18%,锡元素回收率为64.13%。

[0249] 对比例6

[0250] 本对比例提供的复杂锡铅锌多金属矿的分离回收方法与对比例1基本相同,区别仅在于,步骤(6)中,将一次粗选所用的抑制剂巯基乙酸钠替换为等质量的亚硫酸钠,并将两次精选中的第一次精选和第二次精选所用的抑制剂替换为等质量的亚硫酸钠。

[0251] 本对比例所得铅锑精矿中,铅品位(即铅元素的质量分数)为17.15%,铅元素回收率为71.26%,锑品位(即锑元素的质量分数)为11.20%,锑元素回收率为70.17%;锌精矿中锌品位(即锌元素的质量分数)为35.14%,锌元素回收率为81.01%;锡精矿中锡品位(即锡元素的质量分数)为36.18%,锡元素回收率为61.29%。

[0252] 对比例7

[0253] 本对比例提供的复杂锡铅锌多金属矿的分离回收方法与对比例1基本相同,区别仅在于,步骤(8)中,将一次粗选所用的捕收剂中的肉桂异羟肟酸替换为等质量的P86捕收剂,并将三次扫选中的第一次扫选和第二次扫选所用的捕收剂均替换为等质量的P86捕收剂,即步骤(8)中未添加肉桂异羟肟酸。

[0254] 本对比例所得铅锑精矿中,铅品位(即铅元素的质量分数)为18.66%,铅元素回收

率为77.45%,铈品位(即铈元素的质量分数)为10.11%,铈元素回收率为76.12%;锌精矿中锌品位(即锌元素的质量分数)为37.14%,锌元素回收率为81.26%;锡精矿中锡品位(即锡元素的质量分数)为35.12%,锡元素回收率为65.13%。

[0255] 对比例8

[0256] 本对比例提供的复杂锡铅锌多金属矿的分离回收方法与对比例1基本相同,区别仅在于,步骤(8)中,将一次粗选所用的抑制剂含硅酸钠的草酸溶液替换为水玻璃(即硅酸钠的水溶液,其中硅酸钠的质量分数为25%),并将两次精选中的第一次精选所用的抑制剂含硅酸钠的草酸溶液替换为水玻璃(硅酸钠的质量分数为25%)。

[0257] 本对比例所得铅铈精矿中,铅品位(即铅元素的质量分数)为17.23%,铅元素回收率为75.17%,铈品位(即铈元素的质量分数)为11.02%,铈元素回收率为74.16%;锌精矿中锌品位(即锌元素的质量分数)为34.13%,锌元素回收率为86.10%;锡精矿中锡品位(即锡元素的质量分数)为35.25%,锡元素回收率为61.21%。

[0258] 通过比较实施例1和对比例1~对比例3可以看出,采用本发明提供的复杂锡铅锌多金属矿分离回收方法,能够适应含高脉石矿物、矿石可磨性差异大的复杂锡铅锌多金属矿,有价金属资源得到高效回收具有更高品位和高回收率的同时,降低了降低药剂消耗,降低了生产成本,工艺流程简单且适应性强,易于推广。

[0259] 通过比较对比例1和对比例4~对比例8可以看出,各步骤中通过采用适宜的试剂,能够进一步提高有价金属元素的回收率或者品位。

[0260] 尽管已用具体实施例来说明和描述了本发明,然而应意识到,以上各实施例仅用以说明本发明的技术方案,而非对其限制;本领域的普通技术人员应当理解:在不背离本发明的精神和范围的情况下,可以对前述各实施例所记载的技术方案进行修改,或者对其中部分或者全部技术特征进行等同替换;而这些修改或者替换,并不使相应技术方案的本质脱离本发明各实施例技术方案的范围;因此,这意味着在所附权利要求中包括属于本发明范围内的所有这些替换和修改。

