



(12) 发明专利申请

(10) 申请公布号 CN 111940145 A

(43) 申请公布日 2020.11.17

(21) 申请号 202010680347.0

(22) 申请日 2020.07.15

(71) 申请人 中国地质科学院矿产综合利用研究所

地址 610000 四川省成都市二环路南三段5号

(72) 发明人 张渊 邓冰

(74) 专利代理机构 成都玖和知识产权代理事务所(普通合伙) 51238

代理人 胡琳梅

(51) Int. Cl.

B03D 1/00 (2006.01)

B03B 1/00 (2006.01)

B03D 103/02 (2006.01)

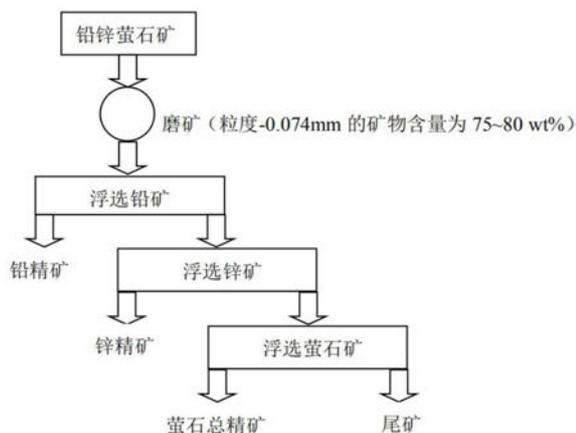
权利要求书2页 说明书7页 附图1页

(54) 发明名称

一种铅锌萤石矿的分离方法

(57) 摘要

本发明涉及铅锌萤石矿浮选技术领域,公开了一种铅锌萤石矿的分离方法,包括以下步骤:S1.磨矿:对所述铅锌萤石矿进行磨矿,得到粒度-0.074mm的矿物含量为75~80wt%的入浮矿物;S2.铅矿浮选:从所述入浮矿物中浮选铅矿,得到铅精矿和脱铅尾矿;S3.锌矿浮选:从所述脱铅尾矿中浮选锌矿,得到锌精矿和脱锌尾矿;S4.萤石矿浮选:从所述脱锌尾矿中浮选萤石矿,得到萤石总精矿和尾矿;本发明所述分离方法使所得萤石总精矿中的CaF<sub>2</sub>的含量≥98%,同时所得铅精矿中Pb的含量以及所得锌精矿中Zn的含量符合质量要求;并且以铅锌矿物基本解离为原则对磨矿细度进行控制,克服了萤石精矿中铅锌含量超标的问题,同时避免了萤石矿物过磨的问题,最大限度的回收利用了铅锌萤石资源。



1. 一种铅锌萤石矿的分离方法,其特征在于,包括以下步骤:

S1. 磨矿:对所述铅锌萤石矿进行磨矿,得到粒度 $-0.074\text{mm}$ 的矿物含量为 $75\sim 80\text{wt}\%$ 的入浮矿物;

S2. 铅矿浮选:从所述入浮矿物中浮选铅矿,得到铅精矿和脱铅尾矿;

S3. 锌矿浮选:从所述脱铅尾矿中浮选锌矿,得到锌精矿和脱锌尾矿;

S4. 萤石矿浮选:从所述脱锌尾矿中浮选萤石矿,得到萤石总精矿和尾矿。

2. 根据权利要求1所述的一种铅锌萤石矿的分离方法,其特征在于,S2中,所述浮选铅矿包括铅粗选、铅扫选和铅精选;

优选的,所述铅粗选,是向所述入浮矿物中加入粗选药剂I,进行粗选,得到铅粗精矿和铅粗选尾矿;

所述铅扫选,是向所述铅粗选尾矿中加入扫选药剂I,进行扫选,得到铅扫选中矿和脱铅尾矿,所述铅扫选中矿返回前一作业;

所述铅精选,是向所述铅粗精矿中加入精选药剂I,进行精选,精选次数 $\geq 3$ ,每次精选得到各自的铅精选中矿,最后一次精选得到铅精选中矿和铅精矿,每次精选得到的所述铅精选中矿顺序返回前一作业。

3. 根据权利要求2所述的一种铅锌萤石矿的分离方法,其特征在于,所述粗选药剂I和所述扫选药剂I均包括抑制剂、捕收剂和起泡剂,所述精选药剂I包括抑制剂;

优选的,所述抑制剂包括硫酸锌和亚硫酸钠,所述捕收剂包括丁基黄药,所述起泡剂包括2号油。

4. 根据权利要求1所述的一种铅锌萤石矿的分离方法,其特征在于,S3中,所述浮选锌矿包括锌粗选、锌扫选和锌精选;

优选的,所述锌粗选,是向所述脱铅尾矿中加入粗选药剂II,进行粗选,得到锌粗精矿和锌粗选尾矿;

所述锌扫选,是向所述锌粗选尾矿中加入扫选药剂II,进行扫选,得到锌扫选中矿和脱锌尾矿,所述锌扫选中矿返回前一作业;

所述锌精选,是对所述锌粗精矿进行精选,精选次数 $\geq 4$ ,每次精选得到各自的锌精选中矿,最后一次精选得到锌精选中矿和锌精矿,每次精选得到的所述锌精选中矿顺序返回前一作业。

5. 根据权利要求4所述的一种铅锌萤石矿的分离方法,其特征在于,所述粗选药剂II包括活化剂、捕收剂和起泡剂;所述扫选药剂II包括捕收剂和起泡剂;

优选的,所述活化剂包括硫酸铜,所述捕收剂包括丁基黄药,所述起泡剂包括2号油。

6. 根据权利要求1所述的一种铅锌萤石矿的分离方法,其特征在于,S4中,所述浮选萤石矿包括萤石粗选、萤石扫选和萤石精选;

优选的,所述萤石粗选,是向所述脱锌尾矿中加入粗选药剂III,进行粗选,得到萤石粗精矿和萤石粗选尾矿;

所述萤石扫选,是向所述萤石粗选尾矿中加入扫选药剂III,进行扫选,得到萤石扫选中矿和尾矿,所述萤石扫选中矿返回前一作业;

所述萤石精选,是向所述萤石粗精矿中加入精选药剂III,进行精选,精选次数 $\geq 6$ ,每次精选得到各自的萤石精选中矿,最后一次精选得到萤石精选中矿和萤石精矿;每次精选得

到的所述萤石精选中矿合并进行扫选和精选,精选次数 $\geq 2$ ,得到萤石次精矿;将所述萤石精矿与萤石次精矿合并,得到所述萤石总精矿。

7. 根据权利要求6所述的一种铅锌萤石矿的分离方法,其特征在于,所述所述粗选药剂Ⅲ包括分散剂和捕收剂,所述扫选药剂Ⅲ包括捕收剂,所述精选药剂Ⅲ包括分散剂;

优选的,所述分散剂包括硅酸钠,所述捕收剂包括油酸钠。

8. 根据权利要求1所述的一种铅锌萤石矿的分离方法,其特征在于,所述铅精矿中Pb的重量百分比 $\geq 55\%$ 。

9. 根据权利要求1所述的一种铅锌萤石矿的分离方法,其特征在于,所述锌精矿中Zn的重量百分比 $\geq 50\%$ 。

10. 根据权利要求1所述的一种铅锌萤石矿的分离方法,其特征在于,所述萤石总精矿中 $\text{CaF}_2$ 的重量百分比 $\geq 98\%$ 。

## 一种铅锌萤石矿的分离方法

### 技术领域

[0001] 本发明涉及铅锌萤石矿浮选技术领域,具体是一种铅锌萤石矿的分离方法。

### 背景技术

[0002] 我国铅锌矿产资源主要分布在滇西兰坪地区、滇川地区、南岭地区、秦岭-祁连山地区以及内蒙古狼山-渣尔泰地区,分布广泛且储量比较丰富。从省际比较来看,云南的铅矿资源储量占全国总储量的17%,位居全国榜首;内蒙古、广东、甘肃、江西、湖南、四川、陕西次之,其资源储量均在200万吨以上。全国锌储量以云南最多,占全国的25.68%;甘肃和内蒙古次之,占全国的20%以上;其他如内蒙古、甘肃、广西、湖南、广东、四川、河北等省(区)的锌矿资源储量也较丰富,均在400万吨以上。

[0003] 我国铅锌矿的资源特点以及开发利用的总体条件是:大中型矿多,特大型矿较少,在已发现的矿产地中,大中型矿床占有的铅和锌储量分别达72%和88%;矿石中铅少锌多,铅锌比约为1:2.6,而国外为1:1.2;贫矿多,富矿少,易选,矿山中铅锌的品位之和多在5%~10%之间,品位之和大于10%的矿石仅占总储量的15%,而国外矿山品位一般都比较,铅锌的品位之和大都在10%以上;硫化矿占绝大多数,90%的储量为原生硫化矿矿石,只有云南的兰坪、会泽,广西的泗顶,辽宁的紫河和陕西的铅峒山等少数几个氧化铅锌矿床。

[0004] 我国铅锌矿石类型复杂,共伴生组分多达50余种,其中主要有铜、银、金、锡、锑、镉、铋、镓、铟、锗、汞、硫、萤石及分散元素等,具有极大的综合利用价值,但同时也给我国选冶生产增加了一定的难度。铅锌矿中的一些共生组分,如Cu、S、Sn、Bi、Mo、CaF<sub>2</sub>等,在选矿过程中可以分离出单独的精矿产品,而其他元素一般都在选矿时进入铅或锌精矿,在冶炼过程中回收。

[0005] 从实际情况看,我国绝大多数铅锌矿山资源综合利用工作已开展,但仍然存在发展不平衡的问题。多次调查的结果都表明,铅锌矿山伴生银的选矿回收率较高,达58%~75%,伴生银和伴生金的冶炼回收率达到了95%以上。但是,开展资源综合利用的科研工作深度、广度不够,多数矿山对资源的综合回收,还没有形成系统的科学管理体系,缺乏从矿物原料到加工利用各环节的综合利用研究。

[0006] 萤石的用途广泛,主要用于冶金、化工和建材三大行业,其次用于轻工、光学、雕刻和国防工业;此外,萤石也广泛应用于玻璃、陶瓷、水泥等建材工业中。

[0007] 铅锌萤石矿中是铅锌矿与萤石矿等几种矿物共生,由于矿石中方铅矿和萤石矿均性碎容易泥化,而选矿过程中的磨矿又是以铅锌矿是否单体解离为依据进行磨矿,因此在该过程中有可能导致萤石矿过磨,从而影响萤石精矿的品位和回收率。

[0008] 因此,我们亟需一种既能让铅锌矿的解离达到选别分离,又能够提高所得萤石精矿的品位和回收率,从而使所得萤石精矿的选矿指标最佳的铅锌萤石矿的分离方法。

### 发明内容

[0009] 本发明的目的在于克服现有技术的不足,提供一种铅锌萤石矿的分离方法,以至

少达到既能让铅锌矿的解离达到选别分离,又能够提高所得萤石精矿的品位和回收率,从而使所得萤石精矿的选矿指标最佳的效果。

[0010] 本发明的目的是通过以下技术方案来实现的:一种铅锌萤石矿的分离方法,包括以下步骤:

[0011] S1.磨矿:对所述铅锌萤石矿进行磨矿,得到粒度-0.074mm的矿物含量为75~80wt%的入浮矿物;

[0012] S2.铅矿浮选:从所述入浮矿物中浮选铅矿,得到铅精矿和脱铅尾矿;

[0013] S3.锌矿浮选:从所述脱铅尾矿中浮选锌矿,得到锌精矿和脱锌尾矿;

[0014] S4.萤石矿浮选:从所述脱锌尾矿中浮选萤石矿,得到萤石总精矿和尾矿。

[0015] 进一步的,S2中,所述浮选铅矿包括铅粗选、铅扫选和铅精选;

[0016] 优选的,所述铅粗选,是向所述入浮矿物中加入粗选药剂I,进行粗选,得到铅粗精矿和铅粗选尾矿;

[0017] 所述铅扫选,是向所述铅粗选尾矿中加入扫选药剂I,进行扫选,得到铅扫选中矿和脱铅尾矿,所述铅扫选中矿返回前一作业;

[0018] 所述铅精选,是向所述铅粗精矿中加入精选药剂I,进行精选,精选次数 $\geq 3$ ,每次精选得到各自的铅精选中矿,最后一次精选得到铅精选中矿和铅精矿,每次精选得到的所述铅精选中矿顺序返回前一作业。

[0019] 进一步的,所述粗选药剂I和所述扫选药剂I均包括抑制剂、捕收剂和起泡剂,所述精选药剂I包括抑制剂;

[0020] 优选的,所述抑制剂包括硫酸锌和亚硫酸钠,所述捕收剂包括丁基黄药,所述起泡剂包括2号油。

[0021] 进一步的,所述粗选药剂I中各组分的用量具体为:硫酸锌1400~1600g/t·原矿、亚硫酸钠700~900g/t·原矿、丁基黄药200~250g/t·原矿和2号油80~100g/t·原矿;

[0022] 所述扫选药剂I中各组分的用量具体为:硫酸锌700g/t·原矿、亚硫酸钠400g/t·原矿、丁基黄药100g/t·原矿和2号油30g/t·原矿;

[0023] 所述精选药剂I中各组分的用量具体为:第一次精选时,加入硫酸锌500g/t·原矿和亚硫酸钠300g/t·原矿,随着精选次数的增加,每一次硫酸锌和亚硫酸钠的用量均在上次的基础上减半。

[0024] 进一步的,S3中,所述浮选锌矿包括锌粗选、锌扫选和锌精选;

[0025] 优选的,所述锌粗选,是向所述脱铅尾矿中加入粗选药剂II,进行粗选,得到锌粗精矿和锌粗选尾矿;

[0026] 所述锌扫选,是向所述锌粗选尾矿中加入扫选药剂II,进行扫选,得到锌扫选中矿和脱锌尾矿,所述锌扫选中矿返回前一作业;

[0027] 所述锌精选,是对所述锌粗精矿进行精选,精选次数 $\geq 4$ ,每次精选得到各自的锌精选中矿,最后一次精选得到锌精选中矿和锌精矿,每次精选得到的所述锌精选中矿顺序返回前一作业。

[0028] 进一步的,所述粗选药剂II包括活化剂、捕收剂和起泡剂;所述扫选药剂II包括捕收剂和起泡剂;

[0029] 优选的,所述活化剂包括硫酸铜,所述捕收剂包括丁基黄药,所述起泡剂包括2号

油。

[0030] 进一步的,所述粗选药剂Ⅱ中各组分的用量具体为:硫酸铜700~800g/t·原矿、丁基黄药100~150g/t·原矿和2号油60~70g/t·原矿;

[0031] 所述扫选药剂Ⅱ中各组分的用量具体为:丁基黄药70~80g/t·原矿和2号油20~30g/t·原矿。

[0032] 进一步的,S4中,所述浮选萤石矿包括萤石粗选、萤石扫选和萤石精选;

[0033] 优选的,所述萤石粗选,是向所述脱锌尾矿中加入粗选药剂Ⅲ,进行粗选,得到萤石粗精矿和萤石粗选尾矿;

[0034] 所述萤石扫选,是向所述萤石粗选尾矿中加入扫选药剂Ⅲ,进行扫选,得到萤石扫选中矿和尾矿,所述萤石扫选中矿返回前一作业;

[0035] 所述萤石精选,是向所述萤石粗精矿中加入精选药剂Ⅲ,进行精选,精选次数 $\geq 6$ ,每次精选得到各自的萤石精选中矿,最后一次精选得到萤石精选中矿和萤石精矿;每次精选得到的所述萤石精选中矿合并进行扫选和精选,精选次数 $\geq 2$ ,得到萤石次精矿;将所述萤石精矿与萤石次精矿合并,得到所述萤石总精矿。

[0036] 进一步的,所述粗选药剂Ⅲ包括分散剂和捕收剂,所述扫选药剂Ⅲ包括捕收剂,所述精选药剂Ⅲ包括分散剂;

[0037] 优选的,所述分散剂包括硅酸钠,所述捕收剂包括油酸钠。

[0038] 进一步的,所述粗选药剂Ⅲ中各组分的用量具体为:硅酸钠1000~1500g/t·原矿和油酸钠200~260g/t·原矿;

[0039] 所述扫选药剂Ⅲ中各组分的用量具体为:油酸钠80~150g/t·原矿;

[0040] 所述精选药剂Ⅲ中各组分的用量具体为:硅酸钠200~300g/t·原矿。

[0041] 进一步的,所述铅精矿中Pb的重量百分比 $\geq 55\%$ 。

[0042] 进一步的,所述锌精矿中Zn的重量百分比 $\geq 50\%$ 。

[0043] 进一步的,所述萤石总精矿中 $\text{CaF}_2$ 的重量百分比 $\geq 98\%$ 。

[0044] 值得注意的是,本发明通过创造性地对分离方法中的浮选顺序、药剂选择以及条件参数进行优化,以铅锌矿物基本解离为原则对所述铅锌萤石矿的磨矿细度进行控制,同时借助对浮选顺序以及各浮选药剂的限定所起到的协同作用,达到了既能让铅锌矿的解离达到选别分离,又能够提高所得萤石总精矿的品位和回收率的效果。

[0045] 应当理解的是,尽管现有技术中已经存在对铅锌萤石矿进行分离的方法,但本发明中所述分离方法所达到的效果远远优于现有技术。具体来说,现有技术中对铅锌萤石矿的分离大多药剂成分复杂、用量大且步骤繁多,例如萤石的精选次数为至少8次,才能使其 $\text{CaF}_2$ 的含量达到97%;而根据本发明的实施例记载,所得萤石总精矿中 $\text{CaF}_2$ 的含量 $\geq 98\%$ ,但此时所述萤石精选的次数仅仅为6次,由此可知,本发明在减少了药剂成分和分离步骤的情况下,却提高了所述萤石总精矿中 $\text{CaF}_2$ 的含量。因此,现有技术对于本发明不存在借鉴作用。

[0046] 本发明的有益效果是:

[0047] 1.本发明的一种铅锌萤石矿的分离方法,以铅锌矿物基本解离为原则对磨矿细度进行控制,克服了萤石精矿中铅锌含量超标的问题,同时避免了萤石矿物过磨的问题,最大限度的回收利用了铅锌萤石资源。

[0048] 2. 本发明的一种铅锌萤石矿的分离方法, 所得萤石总精矿中的 $\text{CaF}_2$ 的含量 $\geq 98\%$ , 同时所得铅精矿中Pb的含量以及所得锌精矿中Zn的含量符合质量要求。

### 附图说明

[0049] 图1为本发明所述分离方法的流程示意图。

### 具体实施方式

[0050] 下面结合附图进一步详细描述本发明的技术方案, 但本发明的保护范围不局限于以下所述。

[0051] 以下实施例1~3所用铅锌萤石矿成分按质量分数为: 1.96% Pb、3.02% Zn、44.55%  $\text{SiO}_2$ 、6.14%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ 、19.30%  $\text{CaF}_2$ 、0.97%  $\text{MgO}$ 、2.10% S、0.18%  $\text{Na}_2\text{O}$ 、2.20%  $\text{K}_2\text{O}$ 、0.01% Cu、0.18%  $\text{BaSO}_4$ 、0.022% Cd、0.048% P、1.98% TFe、0.0025% As、0.1g/t Au、65.2g/t Ag。

[0052] 实施例1

[0053] 一种铅锌萤石矿的分离方法, 如图1所示, 包括以下步骤:

[0054] S1. 磨矿: 对铅锌萤石矿进行磨矿, 得到粒度 $-0.074\text{mm}$ 的矿物含量为75wt%的入浮矿物;

[0055] S2. 铅矿浮选, 具体包括以下步骤:

[0056] 1) 铅粗选: 向入浮矿物中加入硫酸锌1500g/t·原矿、亚硫酸钠800g/t·原矿、丁基黄药200g/t·原矿和2号油80g/t·原矿, 进行粗选, 得到铅粗精矿和铅粗选尾矿;

[0057] 2) 铅扫选: 向铅粗选尾矿中加入硫酸锌700g/t·原矿、亚硫酸钠400g/t·原矿、丁基黄药100g/t·原矿和2号油30g/t·原矿, 进行扫选, 得到铅扫选中矿和脱铅尾矿, 其中的铅扫选中矿返回前一作业;

[0058] 3) 铅精选: 向铅粗精矿中加入硫酸锌和亚硫酸钠, 进行精选, 精选次数=3, 每次精选得到各自的铅精选中矿, 最后一次精选得到铅精选中矿和铅精矿, 每次精选得到的铅精选中矿顺序返回前一作业; 其中, 第一次精选时硫酸锌的用量为500g/t·原矿, 亚硫酸钠的用量为300g/t·原矿, 随着精选次数的增加, 每一次硫酸锌和亚硫酸钠的用量均在上一次的基础上减半;

[0059] S3. 锌矿浮选, 具体包括以下步骤:

[0060] 1) 锌粗选: 向脱铅尾矿中加入石灰1500g/t·原矿、硫酸铜750g/t·原矿、丁基黄药150g/t·原矿和2号油60g/t·原矿, 进行粗选, 得到锌粗精矿和锌粗选尾矿;

[0061] 2) 锌扫选: 向锌粗选尾矿中加入丁基黄药80g/t·原矿和2号油20g/t·原矿, 进行扫选, 得到锌扫选中矿和脱锌尾矿, 其中的锌扫选中矿返回前一作业;

[0062] 3) 锌精选: 对锌粗精矿进行精选, 精选次数=4, 每次精选得到各自的锌精选中矿, 最后一次精选得到锌精选中矿和锌精矿, 每次精选得到的锌精选中矿顺序返回前一作业;

[0063] S4. 萤石矿浮选, 具体包括以下步骤:

[0064] 1) 萤石粗选: 向脱锌尾矿中加入硅酸钠1000g/t·原矿和油酸钠200g/t·原矿, 进行粗选, 得到萤石粗精矿和萤石粗选尾矿;

[0065] 2) 萤石扫选: 向萤石粗选尾矿中加入油酸钠100g/t·原矿, 进行扫选, 得到萤石扫

选中矿和尾矿,其中的萤石扫选中矿返回前一作业;

[0066] 3) 萤石精选:向萤石粗精矿中加入硅酸钠,进行精选,精选次数=6,每次精选得到各自的萤石精选中矿,最后一次精选得到萤石精选中矿和萤石精矿;每次精选得到的萤石精矿中矿合并进行扫选和精选,精选次数=2,得到萤石次精矿;将萤石精矿与萤石次精矿合并,得到萤石总精矿;其中,每次精选时硅酸钠的用量均为300g/t·原矿。

[0067] 结果显示:铅精矿中Pb的含量为59.66%,Pb的回收率为82.68%;

[0068] 锌精矿中Zn的含量为58.93%,Zn的回收率为76.65%;

[0069] 萤石总精矿中CaF<sub>2</sub>的含量为98.26%,CaF<sub>2</sub>的回收率为61.44%。

[0070] 实施例2

[0071] 一种铅锌萤石矿的分离方法,如图1所示,包括以下步骤:

[0072] S1. 磨矿:对铅锌萤石矿进行磨矿,得到粒度-0.074mm的矿物含量为78wt%的入浮矿物;

[0073] S2. 铅矿浮选,具体包括以下步骤:

[0074] 1) 铅粗选:向入浮矿物中加入硫酸锌1500g/t·原矿、亚硫酸钠800g/t·原矿、丁基黄药220g/t·原矿和2号油100g/t·原矿,进行粗选,得到铅粗精矿和铅粗选尾矿;

[0075] 2) 铅扫选:向铅粗选尾矿中加入硫酸锌700g/t·原矿、亚硫酸钠400g/t·原矿、丁基黄药100g/t·原矿和2号油30g/t·原矿,进行扫选,得到铅扫选中矿和脱铅尾矿,其中的铅扫选中矿返回前一作业;

[0076] 3) 铅精选:向铅粗精矿中加入硫酸锌和亚硫酸钠,进行精选,精选次数=3,每次精选得到各自的铅精选中矿,最后一次精选得到铅精选中矿和铅精矿,每次精选得到的铅精选中矿顺序返回前一作业;其中,第一次精选时硫酸锌的用量为500g/t·原矿,亚硫酸钠的用量为300g/t·原矿,随着精选次数的增加,每一次硫酸锌和亚硫酸钠的用量均在上一次的基础上减半;

[0077] S3. 锌矿浮选,具体包括以下步骤:

[0078] 1) 锌粗选:向脱铅尾矿中加入石灰1500g/t·原矿、硫酸铜750g/t·原矿、丁基黄药150g/t·原矿和2号油70g/t·原矿,进行粗选,得到锌粗精矿和锌粗选尾矿;

[0079] 2) 锌扫选:向锌粗选尾矿中加入丁基黄药70g/t·原矿和2号油20g/t·原矿,进行扫选,得到锌扫选中矿和脱锌尾矿,其中的锌扫选中矿返回前一作业;

[0080] 3) 锌精选:对锌粗精矿进行精选,精选次数=4,每次精选得到各自的锌精选中矿,最后一次精选得到锌精选中矿和锌精矿,每次精选得到的锌精选中矿顺序返回前一作业;

[0081] S4. 萤石矿浮选,具体包括以下步骤:

[0082] 1) 萤石粗选:向脱锌尾矿中加入硅酸钠1200g/t·原矿和油酸钠230g/t·原矿,进行粗选,得到萤石粗精矿和萤石粗选尾矿;

[0083] 2) 萤石扫选:向萤石粗选尾矿中加入油酸钠100g/t·原矿,进行扫选,得到萤石扫选中矿和尾矿,其中的萤石扫选中矿返回前一作业;

[0084] 3) 萤石精选:向萤石粗精矿中加入硅酸钠,进行精选,精选次数=6,每次精选得到各自的萤石精选中矿,最后一次精选得到萤石精选中矿和萤石精矿;每次精选得到的萤石精矿中矿合并进行扫选和精选,精选次数=2,得到萤石次精矿;将萤石精矿与萤石次精矿合并,得到萤石总精矿;其中,每次精选时硅酸钠的用量均为300g/t·原矿。

[0085] 结果显示:铅精矿中Pb的含量为61.23%,Pb的回收率为80.34%;

[0086] 锌精矿中Zn的含量为59.83%,Zn的回收率为75.62%;

[0087] 萤石总精矿中CaF<sub>2</sub>的含量为98.36%,CaF<sub>2</sub>的回收率为59.35%。

[0088] 实施例3

[0089] 一种铅锌萤石矿的分离方法,如图1所示,包括以下步骤:

[0090] S1.磨矿:对铅锌萤石矿进行磨矿,得到粒度-0.074mm的矿物含量为80wt%的入浮矿物;

[0091] S2.铅矿浮选,具体包括以下步骤:

[0092] 1) 铅粗选:向入浮矿物中加入硫酸锌1500g/t·原矿、亚硫酸钠800g/t·原矿、丁基黄药250g/t·原矿和2号油100g/t·原矿,进行粗选,得到铅粗精矿和铅粗选尾矿;

[0093] 2) 铅扫选:向铅粗选尾矿中加入硫酸锌700g/t·原矿、亚硫酸钠400g/t·原矿、丁基黄药100g/t·原矿和2号油30g/t·原矿,进行扫选,得到铅扫选中矿和脱铅尾矿,其中的铅扫选中矿返回前一作业;

[0094] 3) 铅精选:向铅粗精矿中加入硫酸锌和亚硫酸钠,进行精选,精选次数=3,每次精选得到各自的铅精选中矿,最后一次精选得到铅精选中矿和铅精矿,每次精选得到的铅精选中矿顺序返回前一作业;其中,第一次精选时硫酸锌的用量为500g/t·原矿,亚硫酸钠的用量为300g/t·原矿,随着精选次数的增加,每一次硫酸锌和亚硫酸钠的用量均在上一次的基础上减半;

[0095] S3.锌矿浮选,具体包括以下步骤:

[0096] 1) 锌粗选:向脱铅尾矿中加入石灰1500g/t·原矿、硫酸铜750g/t·原矿、丁基黄药150g/t·原矿和2号油70g/t·原矿,进行粗选,得到锌粗精矿和锌粗选尾矿;

[0097] 2) 锌扫选:向锌粗选尾矿中加入丁基黄药70g/t·原矿和2号油20g/t·原矿,进行扫选,得到锌扫选中矿和脱锌尾矿,其中的锌扫选中矿返回前一作业;

[0098] 3) 锌精选:对锌粗精矿进行精选,精选次数=4,每次精选得到各自的锌精选中矿,最后一次精选得到锌精选中矿和锌精矿,每次精选得到的锌精选中矿顺序返回前一作业;

[0099] S4.萤石矿浮选,具体包括以下步骤:

[0100] 1) 萤石粗选:向脱锌尾矿中加入硅酸钠1500g/t·原矿和油酸钠260g/t·原矿,进行粗选,得到萤石粗精矿和萤石粗选尾矿;

[0101] 2) 萤石扫选:向萤石粗选尾矿中加入油酸钠100g/t·原矿,进行扫选,得到萤石扫选中矿和尾矿,其中的萤石扫选中矿返回前一作业;

[0102] 3) 萤石精选:向萤石粗精矿中加入硅酸钠,进行精选,精选次数=6,每次精选得到各自的萤石精选中矿,最后一次精选得到萤石精选中矿和萤石精矿;每次精选得到的萤石精矿中矿合并进行扫选和精选,精选次数=2,得到萤石次精矿;将萤石精矿与萤石次精矿合并,得到萤石总精矿;其中,每次精选时硅酸钠的用量均为300g/t·原矿。

[0103] 结果显示:铅精矿中Pb的含量为57.67%,Pb的回收率为84.59%;

[0104] 锌精矿中Zn的含量为56.37%,Zn的回收率为76.87%;

[0105] 萤石总精矿中CaF<sub>2</sub>的含量为98.03%,CaF<sub>2</sub>的回收率为57.32%。

[0106] 以上所述仅是本发明的优选实施方式,应当理解本发明并非局限于本文所披露的形式,不应看作是对其他实施例的排除,而可用于各种其他组合、修改和环境,并能够在本

文所述构想范围内,通过上述教导或相关领域的技术或知识进行改动。而本领域人员所进行的改动和变化不脱离本发明的精神和范围,则都应在本发明所附权利要求的保护范围内。

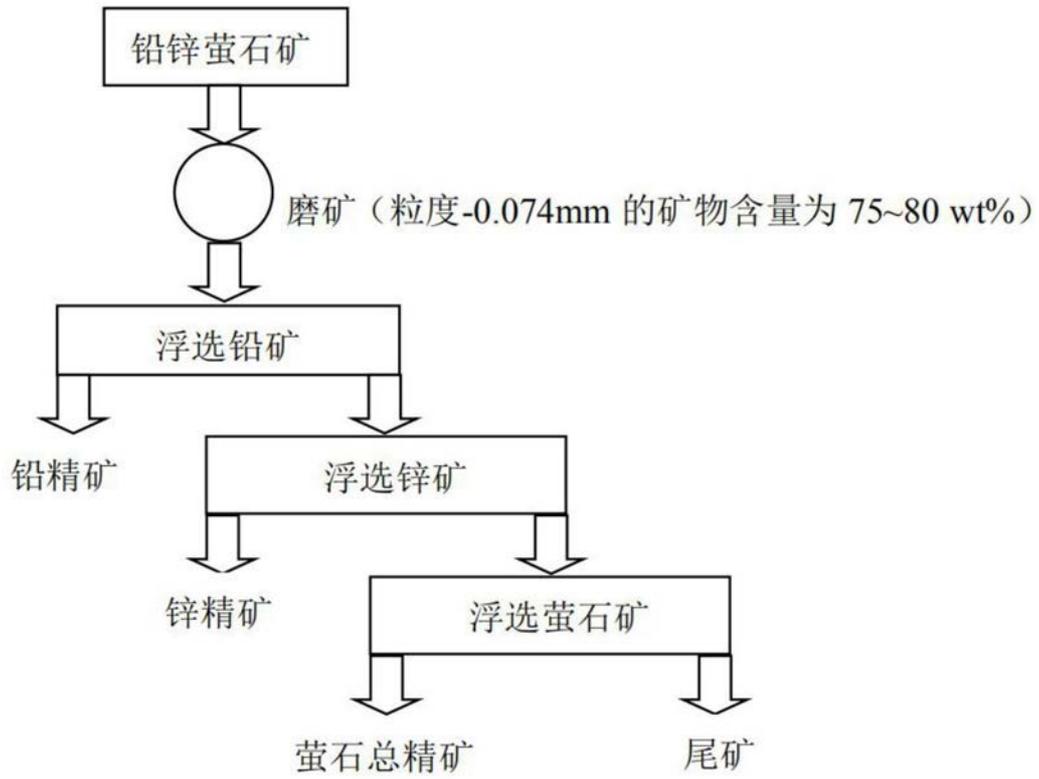


图1