



(12) 发明专利申请

(10) 申请公布号 CN 111715411 A

(43) 申请公布日 2020. 09. 29

(21) 申请号 202010620631.9

B03D 101/04 (2006.01)

(22) 申请日 2020.07.01

B03D 103/02 (2006.01)

(71) 申请人 中南大学

地址 410083 湖南省长沙市岳麓区麓山南路932号

(72) 发明人 魏茜 焦芬 覃文庆 杨聪仁

刘维 韩俊伟 董留洋 崔艳芳

(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 周咏 林毓俊

(51) Int. Cl.

B03D 1/00 (2006.01)

B03D 1/018 (2006.01)

B03D 101/06 (2006.01)

B03D 101/02 (2006.01)

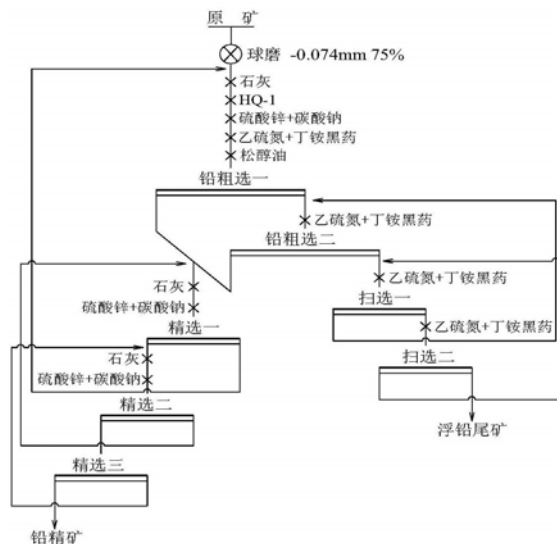
权利要求书2页 说明书7页 附图2页

(54) 发明名称

一种高硫铅锌矿的选矿方法

(57) 摘要

本发明公开了一种高硫铅锌矿的选矿方法,包括以下步骤:1)磨矿:将原矿破碎后,进行湿式球磨,得到矿浆;2)浮选:用石灰调浆后,依次加入硫抑制剂HQ-1,锌抑制剂,铅捕收剂,起泡剂,对上述矿浆进行浮选分离,得到高品质的铅精矿。本发明中的铅浮选作业采用了“不饱和给药”的方式,铅捕收剂分步少量添加,通过两粗二扫三精的工艺流程,并在铅粗选一作业采用了由质量浓度为1.0%~2.0%巯基乙酸、0.5%~1.0%木质素磺酸钠、0.25%~0.5%的糊精水溶液(其中巯基乙酸水溶液、木质素磺酸钠水溶液、糊精水溶液的质量比为2~3:2~3:1)组合添加的、且具有高效选择性抑制性能的硫抑制剂HQ-1,实现了弱碱性条件下方铅矿与黄铁矿的高效分离,获得了铅品位>58%,铅回收率大于85%的铅精矿。



CN 111715411 A

1. 一种高硫铅锌矿的选矿方法,包括以下步骤:

1) 磨矿:将原矿破碎后,进行湿式球磨,得到矿浆;

2) 浮选:用石灰调浆后,依次加入硫抑制剂HQ-1,锌抑制剂,铅捕收剂,起泡剂,对上述矿浆进行浮选分离,得到高品质的铅精矿。

2. 根据权利要求1所述的高硫铅锌矿的选矿方法,其特征在于,所述步骤1)中,磨矿细度为 $-74\mu\text{m}$ 占60%~85%。

3. 根据权利要求1所述的高硫铅锌矿的选矿方法,其特征在于,所述步骤2)中,加入石灰调节矿浆的pH为9~10,起泡剂为松醇油。

4. 根据权利要求1所述的高硫铅锌矿的选矿方法,其特征在于,所述步骤2)中,硫抑制剂HQ-1的活性组分包括有巯基乙酸、木质素磺酸钠、糊精。

5. 根据权利要求1所述的高硫铅锌矿的选矿方法,其特征在于,硫抑制剂HQ-1为活性组分的水溶液,巯基乙酸水溶液的质量浓度为1.0~2.0%,木质素磺酸钠水溶液的质量浓度为0.5~1.0%,糊精水溶液的质量浓度为0.25~0.5%;其中:巯基乙酸水溶液、木质素磺酸钠水溶液和糊精水溶液的加入质量比为2~3:2~3:1。

6. 根据权利要求1所述的高硫铅锌矿的选矿方法,其特征在于,所述步骤2)中,锌抑制剂的活性组分包括有硫酸锌和碳酸钠;铅捕收剂的活性组分包括有乙硫氮和丁铵黑药。

7. 根据权利要求6所述的高硫铅锌矿的选矿方法,其特征在于,锌抑制剂为活性组分的水溶液,锌抑制剂由硫酸锌水溶液的质量浓度3~5%的和碳酸钠水溶液3~5%,两者添加的质量比为1~3:1;铅捕收剂为活性组分的水溶液,乙硫氮水溶液的质量浓度0.5~1%,丁铵黑药水溶液的质量浓度0.5~1%,两者加入的质量比为2~3:1。

8. 根据权利要求1~7中任意一项所述的所述的高硫铅锌矿的选矿方法,其特征在于,浮选工艺为二粗二扫三精,具体包括以下步骤:

1) 向原矿湿式球磨后的矿浆中,添加3000~4000g/t石灰,调整矿浆pH为9~10,搅拌;加入100~300g/t HQ-1,搅拌2~3分钟;加入1000~1500g/t锌抑制剂,搅拌2~3分钟;加入40~60g/t铅捕收剂,搅拌2~3分钟;加入20~30g/t松醇油,搅拌0.5~1分钟;充分搅拌后刮泡3~3.5分钟,得到铅粗一精矿产品,槽内产品为铅粗选二的给矿;铅粗选一结束后,向槽内产品继续加入35~45g/t铅捕收剂,搅拌2~3分钟,充气搅拌后刮泡1~1.5分钟,进行铅粗选二,得到铅粗二精矿产品,槽内产品为扫选给矿;

2) 所述三次精选是:铅粗选一精矿产品和铅粗选二精矿产品合并送入精选浮选机,充分搅拌,添加300~500g/t石灰,搅拌2~3分钟,添加400~600g/t锌抑制剂,搅拌2~3分钟,充气浮选,刮泡2~2.5分钟,得到第一次精选的泡沫产品,槽内产品返回到粗选一槽中;将精选一的泡沫产品送入精选二浮选机中,充分搅拌,加入150~300g/t石灰,搅拌2~3分钟,添加200~300g/t锌抑制剂,搅拌2~3分钟,充气搅拌后刮泡1~1.5分钟,得到精矿二泡沫产品,槽内产品返回到精选一槽中;将精选二泡沫产品送入精选三浮选机中,充分搅拌,刮泡1~1.25,得到最终高品质铅精矿产品,槽内产品返回到精选二槽中;

3) 所述两次扫选是:铅粗选二结束后,关闭充气,加入10~20g/t铅捕收剂,搅拌2~3分钟,充气浮选,刮泡0.5~1分钟进行第一次扫选,充分搅拌后,开始充气刮泡,得到扫选一的泡沫产品返回至粗选二槽中;对槽内产品,继续添加5~10g/t铅捕收剂,搅拌2~3分钟,充气浮选,刮泡0.25~0.5分钟,进行第二次扫选,得到扫选二泡沫产品返回扫选一槽中,槽内

产品即为浮铅尾矿。

一种高硫铅锌矿的选矿方法

技术领域

[0001] 本发明属于矿物加工技术领域,具体涉及一种高硫铅锌矿的选矿方法。

背景技术

[0002] 我国铅锌矿资源较为丰富,具有分布广泛且集中、矿石类型复杂,共伴生有价成分较多、贫矿少,富矿多等特点。尽管铅锌矿资源储量比较丰富,但由于近年来不断地开采,铅锌矿中易于开采的,结构完整且可浮性好的铅锌矿资源在逐年减少,现多呈“贫、细、杂”的现象,选矿技术面临着诸多挑战。高硫铅锌矿作为一种常见的铅锌矿石类型,原矿中硫含量较高,硫化铁矿主要是黄铁矿,因不同的成矿条件下黄铁矿表面结构的不均匀性及晶格缺陷的不同、难免离子的活化、伽法尼电偶作用导致黄铁矿的可浮性变化较大,导致铅硫和锌硫分离难以控制。因此,如何有效抑制黄铁矿成为高硫铅锌矿选别的关键。

[0003] 为了较好地抑制黄铁矿,常常需要加入抑制剂,现行的黄铁矿的抑制剂主要有两大类:(1)无机抑制剂:主要石灰、亚硫酸盐、高锰酸钾、氰化物等;(2)有机抑制剂:三亚乙基二铵(DDA)、甘油黄原酸钠(SGX)、不同官能团取代的聚丙烯酰胺、多糖、木质素磺酸盐改性的生物聚合物、木质素磺酸盐、腐植酸盐等。硫抑制剂与黄铁矿的主要作用机理:(1)高碱体系能有效降低黄铁矿的表面氧化电位,导致黄铁矿易于发生自身氧化,生成亲水性物质 $\text{Fe}(\text{OH})_3$ 、 $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ 以及 SO_4^{2-} ;(2)改变矿浆离子组成及去活化作用;(3)吸附于黄铁矿表面,使其表面亲水性增强;(4)使吸附于黄铁矿表面的捕收剂解吸或防止捕收剂吸附等。

[0004] 目前,生产现场工业应用最普遍的硫抑制剂是石灰,对高硫多金属硫化矿的选别,石灰用量较大,因此,常存在以下问题:(1)矿浆pH高,选矿废水回用困难;(2)管道结垢严重;(3)高碱环境导致稀贵金属的回收率低,且后续金属矿物活化困难,药剂成本高;(4)石灰用量大,浮选泡沫发黏,夹带严重,生产操控难,指标波动较大。为此,如何有效地抑制黄铁矿,高硫多金属硫化矿选别工艺研究和高效环保硫抑制剂的研发和应用显得尤为重要。

发明内容

[0005] 本发明的目的是提供一种低碱条件下高硫铅锌矿的选矿方法,该方法可在获得高品位的铅精矿和高回收率的锌的条件下,大大降低石灰的用量,使选矿过程更稳定。

[0006] 本发明这种高硫铅锌矿的选矿方法,包括以下步骤:

[0007] 1)磨矿:将原矿破碎后,进行湿式球磨,得到矿浆;

[0008] 2)浮选:用石灰调浆后,依次加入硫抑制剂HQ-1,锌抑制剂,铅捕收剂,起泡剂,对上述矿浆进行浮选分离,得到高品质的铅精矿。

[0009] 所述步骤1)中,磨矿细度为 $-74\mu\text{m}$ 占60%~85%。

[0010] 所述步骤2)中,加入石灰调节矿浆的pH为9~10,起泡剂为松醇油。

[0011] 所述步骤2)中,硫抑制剂HQ-1的活性组分包括有巯基乙酸、木质素磺酸钠、糊精;优选的,硫抑制剂HQ-1为活性组分的水溶液,巯基乙酸水溶液的质量浓度为1.0~2.0%,木质素磺酸钠水溶液的质量浓度为0.5~1.0%,糊精水溶液的质量浓度为0.25~0.5%;其

中:巯基乙酸水溶液、木质素磺酸钠水溶液和糊精水溶液的加入质量比为2~3:2~3:1。

[0012] 所述步骤2)中,锌抑制剂的活性组分包括有硫酸锌和碳酸钠;优选的,锌抑制剂为活性组分的水溶液,锌抑制剂由硫酸锌水溶液的质量浓度3~5%的和碳酸钠水溶液3~5%,两者添加的质量比为1~3:1。

[0013] 所述步骤2)中,铅捕收剂的活性组分包括有乙硫氮和丁铵黑药;优选的,铅捕收剂为活性组分的水溶液,乙硫氮水溶液的质量浓度0.5~1%,丁铵黑药水溶液的质量浓度0.5~1%,两者加入的质量比为2~3:1。

[0014] 所述的浮选工艺为二粗二扫三精,具体包括以下步骤:

[0015] 1) 向原矿湿式球磨后的矿浆中,添加3000~4000g/t石灰,调整矿浆pH为9~10,搅拌;加入100~300g/t HQ-1,搅拌2~3分钟;加入1000~1500g/t锌抑制剂,搅拌2~3分钟;加入40~60g/t铅捕收剂,搅拌2~3分钟;加入20~30g/t松醇油,搅拌0.5~1分钟;充分搅拌后刮泡3~3.5分钟,得到铅粗一精矿产品,槽内产品为铅粗选二的给矿;铅粗选一结束后,向槽内产品继续加入35~45g/t铅捕收剂,搅拌2~3分钟,充气搅拌后刮泡1~1.5分钟,进行铅粗选二,得到铅粗二精矿产品,槽内产品为扫选给矿;

[0016] 2) 所述三次精选是:铅粗选一精矿产品和铅粗选二精矿产品合并送入精选浮选机,充分搅拌,添加300~500g/t石灰,搅拌2~3分钟,添加400~600g/t锌抑制剂,搅拌2~3分钟,充气浮选,刮泡2~2.5分钟,得到第一次精选的泡沫产品,槽内产品返回到粗选一槽中;将精选一的泡沫产品送入精选二浮选机中,充分搅拌,加入150~300g/t石灰,搅拌2~3分钟,添加200~300g/t锌抑制剂,搅拌2~3分钟,充气搅拌后刮泡1~1.5分钟,得到精矿二泡沫产品,槽内产品返回到精选一槽中;将精选二泡沫产品送入精选三浮选机中,充分搅拌,刮泡1~1.25,得到最终高品质铅精矿产品,槽内产品返回到精选二槽中;

[0017] 3) 所述两次扫选是:铅粗选二结束后,关闭充气,加入10~20g/t铅捕收剂,搅拌2~3分钟,充气浮选,刮泡0.5~1分钟进行第一次扫选,充分搅拌后,开始充气刮泡,得到扫选一的泡沫产品返回至粗选二槽中;对槽内产品,继续添加5~10g/t铅捕收剂,搅拌2~3分钟,充气浮选,刮泡0.25~0.5分钟,进行第二次扫选,得到扫选二泡沫产品返回扫选一槽中,槽内产品即为浮铅尾矿。

[0018] 本发明的原理:

[0019] 巯基乙酸($C_2H_4O_2S$)是一种巯基类小分子抑制剂,具有两个极性基团(羧基和巯基),巯基(-SH)具有亲固性、还原性,可以克服水分子在黄铁矿表面的作用而选择性吸附于黄铁矿表面,并借助羧基(-COOH)同黄铁矿发生吸附,占据捕收剂吸附位点,使捕收剂在黄铁矿表面的吸附量减少,导致黄铁矿表面亲水,从而受到抑制。但巯基乙酸在方铅矿表面的吸附较弱,不影响捕收剂在其表面的吸附,方铅矿的浮选基本不受影响。另外,巯基乙酸还能与活化黄铁矿的重金属离子发生络合,增强对黄铁矿的抑制效果。木质素磺酸钠是一种有机高分子化合物,化学结构中含有大量的羧基和羟基基团,使木质素磺酸盐类物质同时具有亲-疏水性、表面活性、胶体化学等一系列性质和能力。木质素磺酸钠分子中的羧基选择性与黄铁矿表面发生化学反应,而羟基朝外定向分布,包裹于黄铁矿表面,在其表面形成亲水性胶体薄膜,阻止捕收剂的吸附,黄铁矿被强烈抑制。而木质素磺酸钠在方铅矿的表面吸附较弱,对捕收剂的进一步吸附基本没有影响,因此,不影响方铅矿的可浮性。糊精也是一种有机高分子化合物,主要靠与矿物表面的金属羟基化合物发生化学反应而吸附于矿物

表面。而由于方铅矿和黄铁矿表面生成金属羟基化合物的pH区间不一样,在弱碱性条件下,糊精与铁的羟基化合物发生化学反应,而与方铅矿表面仅仅通过氢键作用,从而对黄铁矿产生选择性抑制作用,不影响方铅矿的浮选。因此,将木质素磺酸钠、巯基乙酸和糊精按一定比例组合使用,可以产生药剂间的协同作用,增强对黄铁矿的选择性抑制效果,更好地实现高硫铅锌矿的浮选分离。

[0020] 本发明的有益效果:本发明中的铅浮选作业采用了“不饱和给药”的方式,铅捕收剂分步少量添加,通过两粗二扫三精的工艺流程,并在铅粗选一作业采用了由质量浓度为1.0%~2.0%巯基乙酸、0.5%~1.0%木质素磺酸钠、0.25%~0.5%的糊精(其中巯基乙酸水溶液、木质素磺酸钠水溶液、糊精水溶液的质量比为2~3:2~3:1)组合添加的、且具有高效选择性抑制性能的硫抑制剂HQ-1,实现了弱碱性条件下方铅矿与黄铁矿的高效分离,获得了铅品位>58%,铅回收率大于85%的铅精矿;同时石灰用量大大减少,铅浮选泡沫清爽稳定,生产上容易操作;低碱工艺流程不但避免了高碱选矿废水回用难、管道结垢等问题,还能降低选矿药剂成本。

附图说明

[0021] 图1实施例1的浮选工艺流程图;

[0022] 图2实施例2的浮选工艺流程图;

[0023] 图3对比例1的浮选工艺流程图。

具体实施方式

[0024] 下面将对本发明实例中的技术方案进行清楚、完整的描述,显然所描述的实施例仅是本发明的一部分实施例,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] 本发明实施例中所使用的实验方法如无特殊说明,均为常规方法,所用的材料、试剂等,如无特殊说明,均可从商业途径得到。

[0026] 为了更加清晰地展现出本发明所提供的技术方案剂所产生的技术效果,下面以具体实施例对本发明例所提供的高硫铅锌矿的浮选方法及高效硫抑制剂进行详细描述。

[0027] 实施例1

[0028] 根据本发明中高硫铅锌矿的选别方法和高效硫抑制剂,将其应用于云南某高硫铅锌银矿,原矿中铅品位2.98%,锌品位2.79%,银品位114.95g/t,硫品位高达27.79%。铅主要以方铅矿的形式存在,占比率约为82.55%,白铅矿、铅矾、铅铁矾及其它铅占比17.45%。矿石中主要金属矿物为黄铁矿、方铅矿、闪锌矿等,脉石矿物主要为高岭石、石英、绿泥石及绢云母等。

[0029] 该原矿样品首先破碎,球磨至-0.074mm占75%,然后将磨细的矿浆导入浮选槽中,进行浮选试验,试验流程及药剂制度如图1,具体如下:

[0030] 1) 在本实施例中,高硫抑制剂HQ-1为质量浓度1%巯基乙酸水溶液、1%木质素磺酸钠水溶液和0.5%糊精水溶液一起添加,加入的质量比分别是2:2:1。锌抑制剂为质量浓度5%硫酸锌溶液和5%碳酸钠溶液一起添加,加入的质量比为2:1。铅捕收剂为质量浓度1%的乙硫氨水溶液和1%的丁铵黑药水溶液一起添加,加入的质量比为2:1。

[0031] 2) 向磨细后的矿浆中,加入3500g/t石灰,调节pH=9.5;

[0032] 3) 铅两次粗选

[0033] 粗选一:向步骤2)得到的矿浆中加入300g/t硫抑制剂HQ-1,1200g/t锌抑制剂(硫酸锌和碳酸钠组合),60g/t铅捕收剂(乙硫氮和丁铵黑药组合),30g/t起泡剂(松醇油),充气浮选,铅粗选一得到的泡沫产品为铅粗精矿1,槽内产品为铅粗选二给矿。

[0034] 粗选二:向粗选一中的槽内产品中,添加35g/t乙硫氮和丁铵黑药组合,充气浮选,铅粗选二得到的泡沫产品为铅粗精矿2,槽内产品为扫选给矿。

[0035] 4) 三次精选

[0036] 精选一:将步骤2)中粗选一和粗选二的精矿产品合并送入浮选机,充分搅拌后,依次加入500g/t石灰、600g/t硫酸锌和碳酸钠组合,充气浮选,得到精选一的泡沫产品,槽内产品返回铅粗选一槽中。

[0037] 精选二:将精选一的泡沫产品送入精选二浮选槽中,充分搅拌后,依次加入300g/t石灰、300g/t硫酸锌和碳酸钠组合,充气浮选,得到精选二的泡沫产品,槽内产品返回精选一槽中。

[0038] 精选三:将精选二的泡沫产品送入精选二浮选槽中,充分搅拌后,得到最终铅精矿产品,槽内产品返回精选二槽中。

[0039] 5) 两次扫选

[0040] 扫选一:步骤3)中粗选二结束后,关闭充气,加入15g/t乙硫氮和丁铵黑药组合,充分搅拌,充气刮泡,得到扫选一泡沫产品返回粗选二槽中,槽内产品为扫选二给矿。

[0041] 扫选二:向扫选一槽内产品中,加入7.5g/t乙硫氮和丁铵黑药组合,充分搅拌,充气刮泡,得到扫选二泡沫产品返回扫选一槽中,槽内产品为浮铅尾矿。

[0042] 上述浮选过程执行六次后,达到平衡后,每次试验所获得的浮选精矿和浮选尾矿的质量和品位基本不变,将稳定后的精矿和尾矿取样送化学分析。

[0043] 浮选结果见表1,由试验结果可知,浮选铅精矿中铅品位59.02%,锌品位3.17%,银品位2083.69g/t,铅回收率85.87%,锌损失率4.98%,银回收率78.04%。

[0044] 表1铅浮选闭路试验结果/%

产品名称	产率	品位			回收率		
		Pb	Zn	Ag*	Pb	Zn	Ag
[0045] 铅精矿	4.35	59.02	3.17	2083.69	85.87	4.98	78.04
浮铅尾矿	95.65	0.44	2.75	26.66	14.13	95.02	21.96
原矿	100.00	2.99	2.77	116.14	100.00	100.00	100.00

[0046] 注:*单位为g/t。

[0047] 实施例2

[0048] 根据本发明高硫铅锌矿的选别方法和高效硫抑制剂,将其应用于新疆某高硫银铅锌矿的选别,原矿中铅品位4.28%,锌品位4.89%,银品位126.85g/t,硫品位高达17.25%。铅主要以方铅矿的形式存在,占比率约为88.47%,白铅矿、铅矾、铅铁矾及其它铅占比11.53%。矿石中主要金属矿物为黄铁矿、方铅矿、闪锌矿等,脉石矿物主要为石英、云母和

长石等矿物。方铅矿呈粗粒嵌布,闪锌矿呈中细粒产出。

[0049] 该原矿样品首先破碎,球磨至 -0.074mm 占70%,然后将磨细的矿浆送入浮选槽中,进行浮选试验,试验流程及药剂制度如图2,具体如下:

[0050] 1) 在本实施例中,高硫抑制剂HQ-1为将质量浓度2%巯基乙酸水溶液、1%木质素磺酸钠水溶液和0.5%糊精水溶液一起添加,质量比分别是3:3:1。锌抑制剂是将质量浓度5%硫酸锌溶液和5%亚硫酸钠溶液一起添加,质量比为1:1。铅捕收剂是将质量浓度1%的乙硫氮水溶液和25[#]黑药原液一起添加,质量比为3:1。松醇油按原液添加。

[0051] 2) 向磨细后的矿浆中,加入1500g/t石灰,调节 $\text{pH}=8.5$;

[0052] 3) 铅两次粗选

[0053] 粗选一:向步骤2)得到的矿浆中加入200g/t硫抑制剂HQ-1,2000g/t锌抑制剂(硫酸锌和亚硫酸钠组合),70g/t铅捕收剂(乙硫氮和25[#]黑药组合),25g/t起泡剂(松醇油),充气浮选,铅粗选一得到泡沫产品为铅粗精矿1,槽内产品为铅粗选二给矿。

[0054] 粗选二:向粗选一的槽内产品,加入45g/t乙硫氮和25[#]黑药组合,充气搅拌,刮泡,铅粗选二得到的泡沫产品为铅粗精矿2,槽内产品为扫选给矿。

[0055] 4) 三次精选

[0056] 精选一:将步骤2)中粗选一和粗选二的精矿产品合并送入浮选机,充分搅拌后,依次加入400g/t石灰、800g/t硫酸锌和亚硫酸钠组合,充气浮选,得到精选一泡沫产品,槽内产品返回铅粗选一槽中。

[0057] 精选二:将精选一的泡沫产品送入精选二浮选槽中,充分搅拌后,依次加入200g/t石灰、400g/t硫酸锌和亚硫酸钠组合,充气浮选,得到精选二泡沫产品,槽内产品返回精选一槽中。

[0058] 精选三:将精选二的泡沫产品送入精选二浮选槽中,充分搅拌后,得到最终铅精矿产品,槽内产品返回精选二槽中。

[0059] 5) 两次扫选

[0060] 扫选一:步骤3)中粗选二结束后,关闭充气,加入15g/t乙硫氮和25[#]黑药组合,充分搅拌,充气刮泡,得到扫选一泡沫产品返回粗选二槽中,槽内产品为扫选二给矿。

[0061] 扫选二:向扫选一槽内产品中,加入7.5g/t乙硫氮和25[#]黑药组合,充分搅拌,充气刮泡,得到扫选二泡沫产品返回扫选一槽中,槽内产品为浮铅尾矿。

[0062] 上述浮选过程执行六次后,达到平衡后,每次试验所获得的浮选精矿和浮选尾矿的质量和品位基本不变,将稳定后的精矿和尾矿取样送化学分析。

[0063] 浮选结果见表2,由试验结果可知,浮选铅精矿中铅品位64.58%,锌品位5.11%,银品位1764.33g/t,铅回收率89.93%,锌损失率6.23%,银回收率82.90%。

[0064] 表2铅浮选闭路试验结果/%

产品名称	产率	品位			回收率		
		Pb	Zn	Ag	Pb	Zn	Ag
[0065] 铅精矿	5.96	64.58	5.11	1764.33	89.93	6.23	82.90
浮铅尾矿	94.04	0.46	4.88	23.07	10.07	93.77	17.10
原矿	100.00	4.28	4.89	126.85	100.00	100.00	100.00

[0066] 注:*单位为g/t。

[0067] 对比例1

[0068] 本实施例是一个用现有技术对实施例1中高硫铅锌矿进行浮选的试验,其中硫抑制剂石灰是现有最常用的硫抑制剂。该实施例与实施例1相比工艺参数进行了调整,试验流程及药剂制度如图3,具体如下:

[0069] 实施例1中步骤2)添加8000g/t石灰,搅拌,矿浆pH 12;

[0070] 实施例1中步骤3)铅粗选一次,向步骤2)1500g/t锌抑制剂(硫酸锌和碳酸钠组合),80g/t铅捕收剂(乙硫氮和丁铵黑药组合),30g/t松醇油,充气浮选。铅粗选得到的泡沫产品为铅粗精矿,槽内产品为扫选给矿;

[0071] 步骤4)中三次精选:精选一:将步骤2)中粗选一和粗选二的精矿产品合并送入浮选机,充分搅拌后,依次加入1000g/t石灰、800g/t硫酸锌和碳酸钠组合,充气浮选,刮泡,得到精选一的泡沫产品,槽内产品返回铅粗选槽中。精选二:将精选一的泡沫产品送入精选二浮选槽中,充分搅拌后,依次加入500g/t石灰、400g/t硫酸锌和碳酸钠组合,充气浮选,刮泡,得到精选二的泡沫产品,槽内产品返回精选一槽中。精选三:将精选二的泡沫产品送入精选二浮选槽中,充分搅拌,充气刮泡,得到最终铅精矿产品,槽内产品返回精选二槽中。

[0072] 步骤5)中两次扫选:扫选一:步骤3)中粗选二结束后,关闭充气,加入30g/t乙硫氮和丁铵黑药组合,充分搅拌,充气刮泡,得到扫选一泡沫产品返回粗选槽中,槽内产品为扫选二给矿。扫选二:向扫选一槽内产品中,加入15g/t乙硫氮和丁铵黑药组合,充分搅拌,充气刮泡,得到扫选二泡沫产品返回扫选一槽中,槽内产品为浮铅尾矿。

[0073] 上述浮选过程执行六次后,达到平衡后,每次试验所获得的浮选精矿和浮选尾矿的质量和品位基本不变,将稳定后的精矿和尾矿取样送化学分析。

[0074] 浮选结果见表3,由试验结果可知,浮选铅精矿中铅品位50.28%,锌品位4.98%,银品位1749.21g/t,铅回收率83.01%,锌损失率8.94%,银回收率73.26%。

[0075] 表3高碱条件铅浮选闭路试验结果/%

产品名称	产率	品位			回收率		
		Pb	Zn	Ag*	Pb	Zn	Ag
[0076] 铅精矿	4.92	50.28	4.98	1749.21	83.01	8.94	73.40
浮铅尾矿	95.08	0.53	2.62	32.80	16.99	91.06	26.60
原矿	100.00	2.99	2.74	117.25	100.00	100.00	100.00

[0077] 注:*单位为g/t。

[0078] 通过实例1和实施例2的浮选结果与现有技术实施例3的浮选结果对比可以看出:

本发明的浮选方法结合高效硫抑制剂HQ-1,具有方铅矿和黄铁矿浮选分离效率高的特点,在获得高品位铅精矿的同时,铅和银的回收基本不受影响;而用现有浮选方法进行高硫铅锌矿的选别,则表现出方铅矿和黄铁矿浮选分离效率低,石灰用量大泡沫发黏,夹带严重的现象,获得了铅精矿中铅品位稍低,锌互含量高,银回收率低的试验结果。本发明中高硫铅锌浮选方法中采用铅捕收剂分段少量添加,明显拉开了方铅矿与黄铁矿的可浮性差异,且在铅粗选一作业添加高效硫抑制剂HQ-1,加强对黄铁矿的抑制效果,而对方铅矿的抑制效果较弱,从而实现了低碱条件下方铅矿与黄铁矿的高效浮选分离。另外,本发明中采用的高硫抑制剂中成分,成本低,绿色环保,购买方便。因此本发明为高硫铅锌矿的选别提供了一种经济可行的方法。

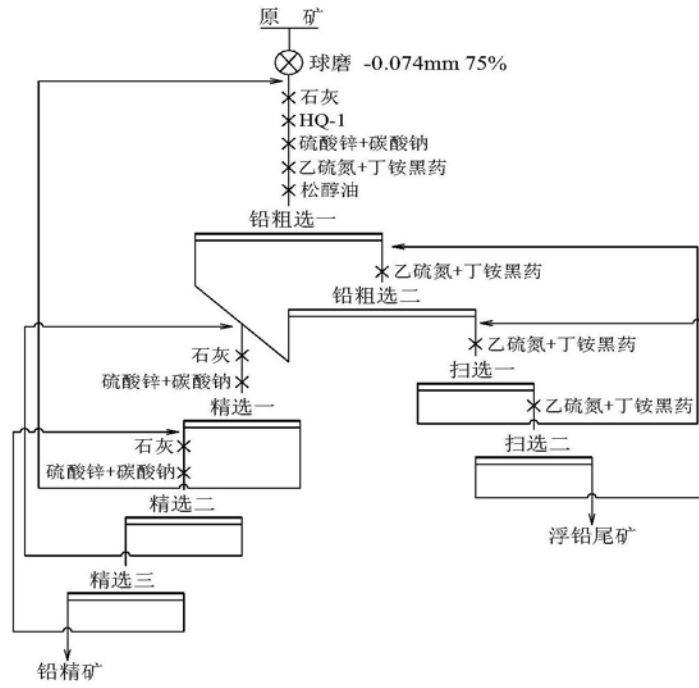


图1

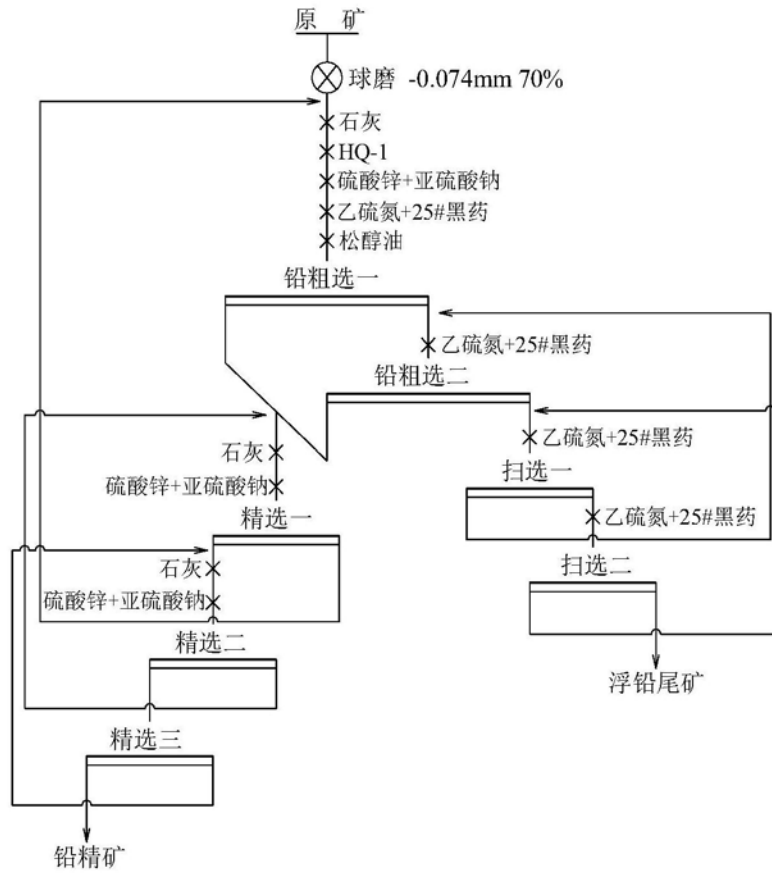


图2

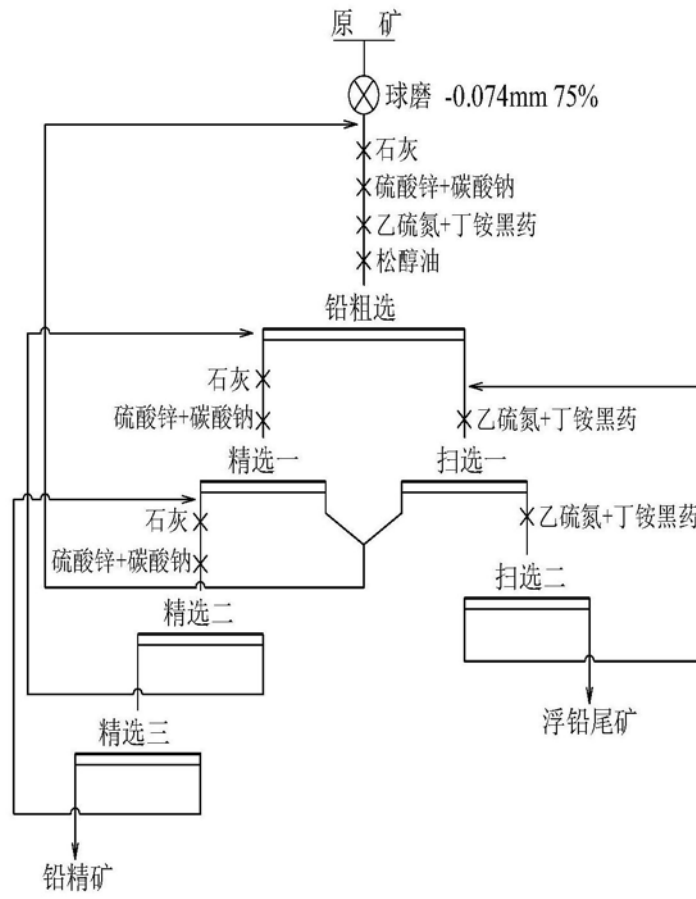


图3