



(12) 发明专利申请

(10) 申请公布号 CN 115780069 A

(43) 申请公布日 2023. 03. 14

(21) 申请号 202211174476.8

(22) 申请日 2022.09.26

(71) 申请人 长沙矿冶研究院有限责任公司
地址 410000 湖南省长沙市岳麓区麓山南路966号

(72) 发明人 唐雪峰 程征 赵洪冬 宋鑫

(74) 专利代理机构 长沙朕扬知识产权代理事务
所(普通合伙) 43213
专利代理师 郭蓓霏

(51) Int.Cl.
B03B 9/00 (2006.01)
B03B 1/00 (2006.01)

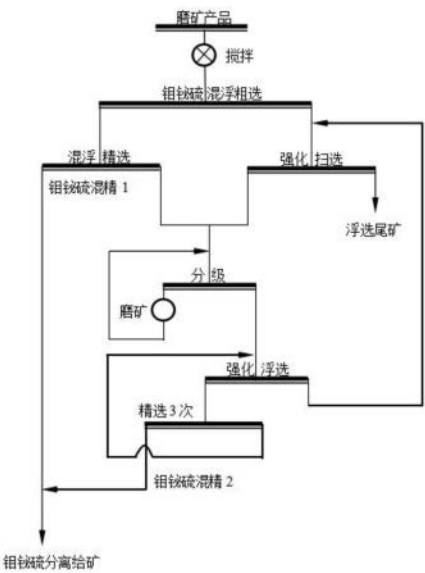
权利要求书2页 说明书8页 附图3页

(54) 发明名称

一种低品位钼铋硫多金属矿梯级强化浮选
高效回收的选矿方法

(57) 摘要

本发明公开了一种低品位钼铋硫多金属矿梯级强化浮选高效回收的选矿方法,首先将低品位钼铋硫多金属矿磨矿形成矿浆,进行混合粗选得到钼铋硫混浮粗精矿和粗选尾矿;钼铋硫混浮粗精矿进行混浮精选,得到钼铋硫混精1和混浮精选中矿;粗选尾矿进行强化扫选,得到扫选精矿和浮选尾矿;混浮精选中矿与扫选精矿混合,进行一段磨矿分级,得到溢流矿浆和分级沉砂矿,分级沉砂矿返回至一段磨矿分级;将溢流矿浆进行难浮硫化矿强化浮选,得到钼铋硫混精2。该工艺既能避免已解离易浮性钼铋硫矿物过磨泥化,还能针对难浮难选硫化矿物实现二次强化捕收,通过药剂强化该部分硫化矿物的疏水性,避免难选硫化矿物在精选过程中脱附造成综合回收率的损失。



CN 115780069 A

1. 一种低品位钼铋硫多金属矿梯级强化浮选高效回收的选矿方法,其特征在于,包括以下步骤:

(1) 将低品位钼铋硫多金属矿的原矿经破碎、磨矿、分级后,给入搅拌桶调浆,得到给矿矿浆;

(2) 将步骤(1)中得到的给矿矿浆进行钼铋硫混合粗选,得到钼铋硫混浮粗精矿和粗选尾矿;

(3) 将步骤(2)中得到的钼铋硫混浮粗精矿进行混浮精选,得到钼铋硫混精1和混浮精选中矿;

(4) 将步骤(2)中得到的粗选尾矿进行强化扫选,得到扫选精矿和浮选尾矿;

(5) 将步骤(3)中得到的混浮精选中矿与步骤(4)中得到的扫选精矿混合,进行一段磨矿分级,得到溢流矿浆和分级沉砂矿,所述分级沉砂矿返回至一段磨矿分级;

(6) 将步骤(5)中得到的溢流矿浆进行难浮硫化矿强化浮选,得到钼铋硫混精2;

(7) 将步骤(3)中得到的钼铋硫混精1与步骤(6)中得到的钼铋硫混精2混合,作为后续钼铋硫分离作业给矿。

2. 根据权利要求1所述的选矿方法,其特征在于,在步骤(1)中,所述低品位钼铋硫多金属矿的原矿中包括辉铋矿、辉钼矿、黄铁矿和黄铁矿;其中Bi含量0.10%-0.5%,Mo含量0.045%-0.5%,S含量1.27%-8%,所述辉钼矿和辉铋矿的嵌布粒度分布在0.005~0.15mm。

3. 根据权利要求1所述的选矿方法,其特征在于,在步骤(1)中,所述原矿分级后细度为-0.075mm的矿粉占45%~90%,调浆质量浓度为30%~55%。

4. 根据权利要求1所述的选矿方法,其特征在于,在步骤(2)、(3)、(4)中,所述钼铋硫混合粗选、混浮精选、强化扫选采用的调整剂选自碳酸钠、水玻璃、改性水玻璃、硫酸铜、硝酸铅、六偏磷酸钠、草酸钠、柠檬酸钠、硫酸铵中的任意一种或几种的组合,采用的捕收剂选自非极性油、黄药类、硫氮类、硫胺酯及硫醇类中任意一种或几种的组合。

5. 根据权利要求4所述的选矿方法,其特征在于,所述捕收剂具体选自丁基黄药、乙基黄药、戊基黄药、乙硫氮、十二硫醇、MBT、Z200、煤油、乳化煤油、柴油中任意一种或几种的组合。

6. 根据权利要求4或5所述的选矿方法,其特征在于,在步骤(2)中,所述钼铋硫混合粗选采用的调整剂用量为300g/t-3000g/t,采用的捕收剂用量为50g/t-500g/t;

在步骤(3)、(4)中,所述混浮精选、强化扫选采用的调整剂用量为0g/t-1000g/t,采用的捕收剂的用量为0g/t-500g/t。

7. 根据权利要求1所述的选矿方法,其特征在于,在步骤(5)中,所述一段磨矿分级后得到的溢流矿浆中细度为-200目的矿粉含量 $\geq 80\%$,或溢流矿浆中钼、铋、硫矿物的解离度均 $\geq 80\%$ 。

8. 根据权利要求1所述的选矿方法,其特征在于,在步骤(6)中,所述难浮硫化矿强化浮选包括1-3次精选、1-2次粗选;所述粗选采用的捕收剂为黄药类、硫氮类、硫胺酯及硫醇类中的任意一种或几种的组合,采用的调整剂为盐酸、硫酸、草酸、硫酸铜、硝酸铅、柠檬酸、硫酸氢铵中的任意一种或几种的组合;所述精选采用的调整剂为碳酸钠、水玻璃、改性水玻璃、硫酸铜、硝酸铅、六偏磷酸钠、草酸钠、柠檬酸钠、硫酸铵中的任意一种或几种的组合。

9. 根据权利要求8所述的选矿方法, 其特征在于, 所述粗选采用的捕收剂为酯105与十二硫醇, 每次用量分别为60g/t、30g/t; 所述粗选采用的调整剂为硫酸铜, 每次用量为200g/t; 所述精选采用的调整剂为水玻璃, 每次用量为100-200g/t。

10. 根据权利要求8所述的选矿方法, 其特征在于, 所述粗选采用的捕收剂为乙硫氮与十二硫醇, 每次用量分别为70g/t、30g/t; 所述粗选采用的调整剂为硫酸铜, 每次用量为200g/t; 所述精选采用的调整剂为水玻璃, 每次用量为100-200g/t。

一种低品位钼铋硫多金属矿梯级强化浮选高效回收的选矿方法

技术领域

[0001] 本发明涉及有色金属选矿技术领域,具体为一种低品位钼铋硫多金属矿梯级强化浮选高效回收的选矿方法。

背景技术

[0002] 低品位钼铋硫多金属矿中,铋矿物主要为辉铋矿(Bi含量仅0.10%)、钼矿物主要为辉钼矿(Mo含量低至0.045%),其他金属硫化物以磁黄铁矿和黄铁矿为主,辉钼矿和辉铋矿嵌布粒度主要分布在0.005~0.15mm,属微细粒嵌布的范畴。矿石中辉钼矿与辉铋矿可浮性好,主要难点为高效低成本单体解离;而磁黄铁矿主要为六方晶系,磁性较弱,且易泥化、易氧化,采用常规工艺及药剂制度高效浮选难度大。

[0003] 目前针对该类型矿石综合回收钼铋硫的选矿工艺流程主要为连续磨矿-钼铋等可浮-铋硫混浮工艺-钼铋硫分离与连续磨矿-钼铋硫全浮-钼铋硫分离工艺。采用上述工艺的主要缺陷为:(1)目的矿物解离度低,连续磨矿至-200目占75%左右时,辉钼矿、辉铋矿与硫铁矿的解离度仅分别为67%、64%与78%,如进一步全部细磨提高解离度,则磨矿能耗大,且目的矿物过粉碎严重;(2)单体解离度低,导致钼、铋、硫贫连生体矿物在精选过程中易脱落,导致中矿循环量大,粗选回收率偏低、目的矿物跑尾高;(3)磁黄铁矿浮选效果差,尾矿硫含量高,严重影响后续有价氧化矿物的综合回收。

[0004] 总的来说,现有选矿工艺由于目的矿物单体解离度低,导致钼、铋、硫贫连生体矿物在精选过程中易脱落,导致中矿循环量大,粗选回收率偏低、目的矿物跑尾高;磁黄铁矿浮选效果差,尾矿硫含量高,严重影响后续有价氧化矿物的综合回收。如何经济高效提高钼、铋、硫回收率指标已成为该类型矿山企业的痛点与难点技术问题,亟需解决。

发明内容

[0005] 本发明要克服现有选矿技术针对复杂低品位难选钼铋硫多金属矿选矿回收利用率低的技术难题,提供一种梯级强化钼铋硫高效综合回收的选矿工艺,具有绿色节能、梯级强化、选矿回收率高等特点。

[0006] 为解决上述技术问题,本发明提出的技术方案为:

[0007] 一种低品位钼铋硫多金属矿梯级强化浮选高效回收的选矿方法,包括以下步骤:

[0008] (1)将低品位钼铋硫多金属矿的原矿经破碎、磨矿、分级后,给入搅拌桶调浆,得到给矿矿浆;

[0009] (2)将步骤(1)中得到的给矿矿浆进行钼铋硫混合粗选,得到钼铋硫混浮粗精矿和粗选尾矿;

[0010] (3)将步骤(2)中得到的钼铋硫混浮粗精矿进行混浮精选,得到钼铋硫混精1和混浮精选中矿;

[0011] (4)将步骤(2)中得到的粗选尾矿进行强化扫选,得到扫选精矿和浮选尾矿;

[0012] (5) 将步骤(3)中得到的混浮精选中矿与步骤(4)中得到的扫选精矿混合,进行一段磨矿分级,得到溢流矿浆和分级沉砂矿,所述分级沉砂矿返回至一段磨矿分级;

[0013] (6) 将步骤(5)中得到的溢流矿浆进行难浮硫化矿强化浮选,得到钼铋硫混精2;

[0014] (7) 将步骤(3)中得到的钼铋硫混精1与步骤(6)中得到的钼铋硫混精2混合,作为后续钼铋硫分离作业给矿。

[0015] 本发明的选矿方法,首先针对易浮钼、铋、硫矿物进行浮选综合回收,优先获得钼铋硫混精1;然后针对本质难浮硫化矿如磁黄铁矿等、粗选尾矿中受矿浆复杂环境氧化及 Ca^{2+} 、 Mg^{2+} 等难免离子抑制造成可浮性显著降低的硫化矿物、受表面化学性质差异在精选过程中易从气泡上脱落的硫化矿物及未实现单体解离的连生体矿物进行针对性强化浮选回收,通过合理的药剂制度最大限度实现该部分难浮硫化矿物的浮选回收,以此获得钼铋硫混精2,实现钼铋硫矿物梯级强化浮选回收。

[0016] 本发明的选矿方法,优先回收已单体解离的易浮硫化矿物,针对混浮精选中矿与扫选精矿中解离度较差的钼、铋、硫矿物采用集中分级-再磨再选工艺,不仅能够减少中矿循环负荷,提高浮选分选效率与回收率指标,相较一次性磨矿至有用矿物有效单体解离还能显著降低磨矿成本。

[0017] 本发明针对复杂低品位难选钼铋硫多金属矿,充分利用钼、铋、硫矿物浮游性及解离度差异,对解离较充分且易浮的硫化矿物实行优先回收,对未充分解离的连生体硫化矿、本质难浮的硫化矿如磁黄铁矿等及精选易脱落的硫化矿实行梯级强化回收,连生体矿物再磨后强化浮选,从而达到大幅度提高钼、铋、硫回收率之目的为该类型低品位复杂难选多金属硫化矿的回收利用提供了新的途径与思路;该工艺具有绿色节能、梯级强化、选矿回收率高等特点,钼、铋、硫回收率较常规选矿工艺可分别提高7~9个百分点、7~9个百分点与9~12个百分点。

[0018] 上述选矿方法,优选的,在步骤(1)中,所述低品位钼铋硫多金属矿的原矿中包括辉铋矿、辉钼矿、黄铁矿和黄铁矿;其中Bi含量0.10%-0.5%,Mo含量0.045%-0.5%,S含量1.27%-8%,所述辉钼矿和辉铋矿的嵌布粒度分布在0.005~0.15mm。

[0019] 优选的,在步骤(1)中,所述原矿分级后细度为-0.075mm的矿粉占45%~90%,调浆质量浓度为30%~55%。中矿主要为本质难浮硫化矿、粗粒和连生体形式存在的硫化矿,中矿再磨设备为球磨机或搅拌磨机。

[0020] 上述选矿方法,优选的,在步骤(2)、(3)、(4)中,所述钼铋硫混合粗选、混浮精选、强化扫选采用的调整剂选自碳酸钠、水玻璃、改性水玻璃、硫酸铜、硝酸铅、六偏磷酸钠、草酸钠、柠檬酸钠、硫酸铵中的任意一种或几种的组合,采用的捕收剂选自非极性油、黄药类、硫氮类、硫胺酯及硫醇类中任意一种或几种的组合。

[0021] 更优选的,所述捕收剂具体选自丁基黄药、乙基黄药、戊基黄药、乙硫氮、十二硫醇、MBT、Z200、煤油、乳化煤油、柴油中任意一种或几种的组合。本发明的捕收剂药剂组合贯穿粗扫选及中矿再磨后粗选,相对常规单一乙硫氮或黄药,引入硫醇类和硫胺酯类后强化了钼、铋、硫矿物回收。

[0022] 优选的,在步骤(2)中,所述钼铋硫混合粗选采用的调整剂用量为300g/t-3000g/t,采用的捕收剂用量为50g/t-500g/t;在步骤(3)、(4)中,所述混浮精选、强化扫选采用的调整剂用量为0g/t-1000g/t,采用的捕收剂的用量为0g/t-500g/t。

[0023] 上述选矿方法,优选的,在步骤(5)中,所述一段磨矿分级后得到的溢流矿浆中细度为-200目的矿粉含量 $\geq 80\%$,或溢流矿浆中钼、铋、硫矿物的解离度均 $\geq 80\%$ 。磨矿细度不宜过细和过粗,保障在比较合理的磨矿细度和解离度的范围内更有利于获得最佳的选矿指标。

[0024] 上述选矿方法,优选的,在步骤(6)中,所述难浮硫化矿强化浮选包括1-3次精选、1-2次粗选;所述粗选采用的捕收剂为黄药类、硫氮类、硫胺酯及硫醇类中的任意一种或几种的组合,采用的调整剂为盐酸、硫酸、草酸、硫酸铜、硝酸铅、柠檬酸、硫酸氢铵中的任意一种或几种的组合;所述精选采用的调整剂为碳酸钠、水玻璃、改性水玻璃、硫酸铜、硝酸铅、六偏磷酸钠、草酸钠、柠檬酸钠、硫酸铵中的任意一种或几种的组合,其用量为0g/t-1000g/t;采用的捕收剂为非极性油、黄药类、硫氮类、硫胺酯及硫醇类中任意一种或几种的组合,其用量为0g/t-500g/t。

[0025] 更优选的,所述粗选采用的捕收剂为酯105与十二硫醇,每次用量分别为60g/t、30g/t;所述粗选采用的调整剂为硫酸铜,每次用量为200g/t;所述精选采用的调整剂为水玻璃,每次用量为100-200g/t。

[0026] 更优选的,所述粗选采用的捕收剂为乙硫氮与十二硫醇,每次用量分别为70g/t、30g/t;所述粗选采用的调整剂为硫酸铜,每次用量为200g/t;所述精选采用的调整剂为水玻璃,每次用量为100-200g/t。

[0027] 与现有技术相比,本发明的有益效果为:

[0028] 1) 本发明遵循“能收早收,先易后难”的原则,充分利用不同硫化矿物之间的浮游性差异,甚至同一种硫化矿物受不同矿床成因和复杂矿浆环境变化等因素影响导致的浮游性差异,分阶段梯级回收可浮性不同浮游性的钼、铋、硫矿物,既能有效避免已解离易浮性钼铋硫矿物在后续分级再磨作业中过磨泥化,还能针对难浮难选硫化矿物实现二次强化捕收,通过梯级回收工艺与药剂强化该部分硫化矿物的疏水性,避免难选硫化矿物在精选过程中脱附造成综合回收率的损失。

[0029] 2) 本发明针对低品位复杂难选钼铋硫多金属矿中各矿物之间嵌布关系复杂,嵌布粒级粗细不均的特性,采用中矿集中分级-再磨再选工艺,实现混浮精选中矿与扫选精矿中大量解离度较差的连生体矿物细磨解离,既充分提高了目的矿物单体解离度,又能有效防止目的矿物过磨,可大幅提高钼、铋、硫回收率。

[0030] 3) 本发明将浮选过程中产生的部分循环中矿(混浮精选中矿和扫选精矿)由常规循序返回混浮粗选作业创新性地改为集中分级-再磨再选方式,避免了中矿中大量的连生体对精矿指标造成影响和波动,有效减少中矿的循环负荷,大幅度提高了浮选作业分选效率。

[0031] 4) 采用本发明选矿工艺方法从低品位复杂难选多金属矿石中综合回收钼铋硫矿物,相较常规选矿工艺,Mo回收率提高了7~9个百分点,Bi回收率提高了7~9个百分点,S回收率提高了9~12个百分点,确保尾矿S含量低于0.1%。

附图说明

[0032] 为了更清楚地说明本发明实施例或现有技术中的技术方案,下面将对实施例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

的一些实施例,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。

[0033] 图1为本发明实施例1某选厂低品位钼铋硫多金属矿梯级强化浮选回收选矿工艺流程图;

[0034] 图2为本发明实施例2某选厂低品位钼铋硫多金属矿梯级强化浮选回收选矿工艺流程图;

[0035] 图3是本发明对比例1-2的选矿工艺流程图。

具体实施方式

[0036] 为了便于理解本发明,下文将结合说明书附图和较佳的实施例对本发明做更全面、细致地描述,但本发明的保护范围并不限于以下具体实施例。

[0037] 除非另有定义,下文中所使用的所有专业术语与本领域技术人员通常理解含义相同。本文中所使用的专业术语只是为了描述具体实施例的目的,并不是旨在限制本发明的保护范围。

[0038] 除非另有特别说明,本发明中用到的各种原材料、试剂、仪器和设备等均可通过市场购买得到或者可通过现有方法制备得到。

[0039] 实施例1:

[0040] 一种本发明的低品位钼铋硫多金属矿梯级强化浮选高效回收的选矿方法,具体如下:

[0041] 本实施例所处理的低品位复杂难选钼铋硫多金属矿石中矿物种类繁多,其中钼矿物主要为辉钼矿形式存在,分布率为88%;铋矿物主要以辉铋矿形式存在,分布率为89%,呈铋华产出的铋占10%,自然铋占1%;硫主要以磁黄铁矿与黄铁矿形式存在,其分布率高达95%,硫酸盐中硫占比为5%;其他金属硫化物为微量黄铜矿、闪锌矿、方铅矿和毒砂;非金属矿物含量最高的是石榴石、萤石,其次为石英、绢云母、方解石、斜长石和钾长石,少量钙铁辉石、透辉石、黑云母、阳起石、黄玉和绿泥石。矿石中硫化物粒度稍粗,主要分布在0.3mm~0.5mm之间,属于中细粒嵌布的范畴;辉钼矿和铋矿物粒度相对较细,主要分布在0.005mm~0.15mm,属微细粒嵌布范畴。矿石中Mo含量0.050%,Bi含量0.10%,S含量1.28%。

[0042] 采用如图1所示的钼铋硫梯级强化浮选高效回收的选矿方法,具体步骤如下:

[0043] (1) 将钼含量0.050%,铋含量0.10%,硫含量1.28%的磨矿产品(细度为-0.075mm占50%),采用搅拌桶进行调浆,调浆浓度约为50%,得到给矿矿浆;

[0044] (2) 往步骤(1)中给矿矿浆添加碳酸钠用量1000g/t,水玻璃用量800g/t,乙硫氮100g/t,起泡剂BK205 20g/t进行浮选(即钼铋硫混合粗选),得到钼铋硫混浮粗精矿和粗选尾矿;

[0045] (3) 将步骤(2)中的钼铋硫混浮粗精矿进行一次精选(即混浮精选),水玻璃用量100g/,得到钼铋硫混精1与精选中矿,钼铋硫混精1产率为2.30%,Mo品位1.60%、Mo回收率73.60%,Bi品位2.97%、Bi回收率68.31%,S品位38.55%、S回收率69.27%;

[0046] (4) 将步骤(1)中的粗选尾矿进行一次强化扫选,捕收剂酯105、十二硫醇分别为30g/t和15g/t,调整剂硫酸铜200g/t,起泡剂BK205 10g/t,获得扫选精矿和最终尾矿(即浮

选尾矿)；

[0047] (5) 将步骤(3)中的精选中矿与步骤(4)中的扫选精矿充分混合后,进行一段磨矿分级,得到溢流矿浆和分级沉砂矿,分级沉砂矿返回至一段磨矿分级,分级溢流矿浆细度-325目占80%；

[0048] (6) 将步骤(5)中的溢流矿浆进行一粗三精的难浮钼铋硫矿物强化选别,强化粗选浮选尾矿返回步骤(4)的钼铋硫混浮扫选作业,强化精选中矿依次顺序返回,强化粗选作业捕收剂酯105与十二硫醇用量分别60g/t、30g/t,调整剂硫酸铜用量200g/t,起泡剂BK205用量10g/t;强化精选1作业水玻璃用量200g/t,强化精选2作业水玻璃用量100g/t,强化精选3水玻璃用量100g/t,获得的钼铋硫混精2产率为1.33%,Mo品位0.55%、Mo回收率14.63%,Bi品位1.49%、Bi回收率19.82%,S品位23.90%、S回收率24.83%；

[0049] (7) 将步骤(3)中的钼铋硫混精1与步骤(6)中的钼铋硫混精2合并作为钼铋硫分离给矿,综合产率为3.63%,Mo品位1.22%、Mo回收率88.23%,Bi品位2.43%、Bi回收率88.13%,S品位33.18%、S回收率94.10%。钼铋硫混精经分离选别后可获得钼精矿品位Mo 42%、Mo回收率82%,铋精矿品位Bi 31%、回收率75%。

[0050] 实施例2:

[0051] 一种本发明的低品位钼铋硫多金属矿梯级强化浮选高效回收的选矿方法,具体如下:

[0052] 本实施所处理的低品位复杂难选钼铋硫多金属矿石,化学成分极为复杂,可供选矿回收组分钼、铋、硫含量分别为0.052%、0.10%和1.27%,主要脉石组分为 SiO_2 ,次为 Al_2O_3 ,二者合计48.96%。矿石中钼矿物和铋矿物主要以辉钼矿和辉铋矿形式存在,其他金属硫化物以黄铁矿和磁黄铁矿居多;铁矿物可见少量赤铁矿褐和褐铁矿;非金属矿物中含量最高为石榴石(主要为钙铁石榴石,次为铁铝石榴石和钙铝石榴石),其次为石英、钾长石、斜长石、绢云母、黑云母、方解石和少量绿泥石、透闪石、透辉石、阳起石、黄玉和绿柱石。矿石中硫化物粒度属于中细粒嵌布的范畴,主要分布在0.20mm~0.45mm之间;辉钼矿和铋矿物粒度相对较细,主要分布在0.005mm~0.10mm,属微细粒嵌布范畴。

[0053] 采用如图2所示的钼铋硫梯级强化浮选高效回收的选矿方法,具体步骤如下:

[0054] (1) 将钼含量0.052%,铋含量0.10%,硫含量1.27%的磨矿产品(细度为-0.075mm占55%),采用搅拌桶进行调浆,调浆浓度约为50%,得到给矿矿浆;

[0055] (2) 往步骤(1)中给矿矿浆添加碳酸钠用量1000g/t、水玻璃用量1000g/t、捕收剂乙硫氮100g/t,起泡剂BK205 20g/t,进行浮选(即钼铋硫混合粗选),得到钼铋硫混浮粗精矿和粗选尾矿;

[0056] (3) 将步骤(2)中的钼铋硫混浮粗精矿进行精选(即混浮精选),水玻璃用量100g/t,得到钼铋硫混精1与精选中矿,钼铋硫混精1产率为2.50%,Mo品位1.55%、Mo回收率74.51%,Bi品位2.75%、Bi回收率68.75%,S品位36.64%、S回收率72.16%;

[0057] (4) 将步骤(1)中的粗选进行一次强化扫选,捕收剂乙硫氮与十二硫醇用量分别40g/t、15g/t,调整剂硫酸铜200g/t,起泡剂BK205 10g/t,获得扫选精矿和最终尾矿(即浮选尾矿);

[0058] (5) 将步骤(3)中的精选中矿与步骤(4)中的扫选精矿充分混合后进行一段磨矿分级,得到溢流矿浆和分级沉砂矿,分级沉砂矿返回至一段磨矿分级,溢流矿浆细度-325

目占80%；

[0059] (6) 将步骤(5)中的溢流矿浆进行一粗三精的难浮钼铋硫矿物强化选别,强化粗选浮选尾矿返回步骤(2)的钼铋硫混合粗选作业,强化粗选作业捕收剂乙硫氮与十二硫醇用量分别70g/t、30g/t,调整剂硫酸铜用量200g/t,起泡剂BK205用量10g/t;强化精选1作业水玻璃用量200g/t,强化精选2作业水玻璃用量100g/t,强化精选3水玻璃用量100g/t,获得的钼铋硫混精2产率为1.12%,Mo品位0.65%、Mo回收率14.00%,Bi品位1.65%、Bi回收率18.48%,S品位25.04%、S回收率22.08%;

[0060] (7) 将步骤(3)中的钼铋硫混精1与步骤(6)中的钼铋硫混精2合并为钼铋硫分离给矿,综合产率为3.62%,Mo品位1.27%、Mo回收率88.51%,Bi品位2.41%、Bi回收率87.23%,S品位33.05%、S回收率94.24%。钼铋硫混精经分离后可获得钼精矿品位Mo 42%、Mo回收率82%,铋精矿品位Bi 31%、回收率75%。

[0061] 对比例1:

[0062] 采用图1所示的工艺流程对低品位钼铋硫多金属矿进行处理,原矿同实施例1,与实施例1主要区别是步骤(4)中强化扫选作业以及步骤(6)中强化粗选作业均采用常规浮选药剂制度,具体步骤如下:

[0063] (1) 将钼含量0.050%,铋含量0.10%,硫含量1.28%的磨矿产品(细度为-0.075mm占50%),采用搅拌桶进行调浆,调浆浓度约为50%,得到给矿矿浆;

[0064] (2) 往步骤(1)中给矿矿浆添加碳酸钠用量1000g/t,水玻璃用量800g/t,乙硫氮100g/t,起泡剂BK205 20g/t进行浮选(即钼铋硫混合粗选),得到钼铋硫混浮粗精矿和粗选尾矿;

[0065] (3) 将步骤(2)中的钼铋硫混浮粗精矿进行一次精选(即混浮精选),水玻璃用量100g/,得到钼铋硫混精1与精选中矿,钼铋硫混精1产率为2.35%,Mo品位1.56%、Mo回收率73.32%,Bi品位2.89%、Bi回收率67.92%,S品位38.20%、S回收率70.13%;

[0066] (4) 将步骤(1)中的粗选尾矿进行一次扫选,捕收剂乙硫氮用量30g/t,起泡剂BK205用量10g/t,获得扫选精矿和最终尾矿(即浮选尾矿);

[0067] (5) 将步骤(3)中的精选中矿与步骤(4)中的扫选精矿充分混合后,进行一段磨矿分级,得到溢流矿浆和分级沉砂矿,分级沉砂矿返回至一段磨矿分级,分级溢流矿浆细度-325目占80%;

[0068] (6) 将步骤(5)中的溢流矿浆进行一粗三精的难浮钼铋硫矿物选别,粗选浮选尾矿返回步骤(4)的钼铋硫混浮扫选作业,精选中矿依次顺序返回,粗选作业捕收剂乙硫氮用量60g/t,起泡剂BK205用量10g/t;精选1作业水玻璃用量200g/t,精选2作业水玻璃用量100g/t,精选3水玻璃用量100g/t,获得的钼铋硫混精2产率为1.01%,Mo品位0.56%、Mo回收率11.31%,Bi品位1.52%、Bi回收率15.35%,S品位24.03%、S回收率18.96%;

[0069] (7) 将步骤(3)中的钼铋硫混精1与步骤(6)中的钼铋硫混精2合并作为钼铋硫分离给矿,综合产率为3.36%,Mo品位1.26%、Mo回收率84.63%,Bi品位2.48%、Bi回收率83.27%,S品位33.94%、S回收率89.09%。钼铋硫混精经分离选别后可获得钼精矿品位Mo 41%、Mo回收率78%,铋精矿品位Bi 31.5%、回收率70%。

[0070] 对比例2:

[0071] 采用图2所示的工艺流程对低品位钼铋硫多金属矿进行处理,原矿同实施例1,与

实施例1主要区别是步骤(4)中强化扫选作业以及步骤(6)中强化粗选作业均采用常规浮选药剂制度,具体步骤如下:

[0072] (1)将钼含量0.052%,铋含量0.10%,硫含量1.27%的磨矿产品(细度为-0.075mm占55%),采用搅拌桶进行调浆,调浆浓度约为50%,得到给矿矿浆;

[0073] (2)往步骤(1)中给矿矿浆添加碳酸钠用量1000g/t、水玻璃用量1000g/t、捕收剂乙硫氮100g/t,起泡剂BK205 20g/t,进行浮选(即钼铋硫混合粗选),得到钼铋硫混浮粗精矿和粗选尾矿;

[0074] (3)将步骤(2)中的钼铋硫混浮粗精矿进行精选(即混浮精选),水玻璃用量100g/t,得到钼铋硫混精1与精选中矿,钼铋硫混精1产率为2.45%,Mo品位1.57%、Mo回收率73.97%,Bi品位2.78%、Bi回收率68.11%,S品位37.61%、S回收率72.55%;

[0075] (4)将步骤(1)中的粗选进行一次扫选,捕收剂乙硫氮用量60g/t,起泡剂BK205用量10g/t,获得扫选精矿和最终尾矿(即浮选尾矿);

[0076] (5)将步骤(3)中的精选中矿与步骤(4)中的扫选精矿充分混合后进行一段磨矿分级,得到溢流矿浆和分级沉砂矿,分级沉砂矿返回至一段磨矿分级,溢流矿浆细度-325目占80%;

[0077] (6)将步骤(5)中的溢流矿浆进行一粗三精的难浮钼铋硫矿物强化选别,粗选浮选尾矿返回步骤(2)的钼铋硫混合粗选作业,粗选作业捕收剂乙硫氮用量60g/t,起泡剂BK205用量10g/t;精选1作业水玻璃用量200g/t,精选2作业水玻璃用量100g/t,精选3水玻璃用量100g/t,获得的钼铋硫混精2产率为0.90%,Mo品位0.62%、Mo回收率10.73%,Bi品位1.62%、Bi回收率14.58%,S品位24.60%、S回收率17.43%;

[0078] (7)将步骤(3)中的钼铋硫混精1与步骤(6)中的钼铋硫混精2合并为钼铋硫分离给矿,综合产率为3.35%,Mo品位1.31%、Mo回收率84.70%,Bi品位2.47%、Bi回收率82.69%,S品位34.11%、S回收率89.98%。钼铋硫混精经分离后可获得钼精矿品位Mo 42%、Mo回收率77.6%,铋精矿品位Bi 31.2%、回收率69.7%。

[0079] 对比例3:

[0080] 采用图3所示的工艺流程对低品位钼铋硫多金属矿进行处理,直接进行钼铋硫混合浮选,原矿同实施例1,与实施例1主要区别是钼铋硫混浮精选中矿与扫选中矿直接返回钼铋硫混浮粗选,具体步骤如下:

[0081] (1)将钼含量0.050%,铋含量0.10%,硫含量1.28%的磨矿产品(细度为-0.075mm占50%),采用搅拌桶进行调浆,调浆浓度约为50%,得到给矿矿浆;

[0082] (2)往步骤(1)中给矿矿浆添加碳酸钠用量1000g/t,水玻璃用量800g/t,乙硫氮100g/t,起泡剂BK205 20g/t进行浮选(即钼铋硫混合粗选),得到钼铋硫混浮粗精矿和粗选尾矿;

[0083] (3)将步骤(1)中的粗选尾矿进行一次扫选,捕收剂乙硫氮为30g/t起泡剂BK205 5g/t,获得扫选精矿和最终尾矿(即浮选尾矿),粗选尾矿一次扫选精矿返回上一级作业;

[0084] (4)将步骤(2)中的钼铋硫混浮粗精矿进行一次精选(即混浮精选),水玻璃用量100g/t,得到钼铋硫混精与精选中矿,钼铋硫混浮粗精矿一次精选中矿返回上一级作业,所得钼铋硫混精产率为2.85%,Mo品位1.42%、Mo回收率80.94%,Bi品位2.79%、Bi回收率79.52%,S品位38.03%、S回收率84.68%;

[0085] (5) 将步骤(4)中的钼铋硫混精经分离选别后可获得钼精矿品位Mo 41%、Mo回收率75.5%，铋精矿品位Bi 30%、回收率68%。

[0086] 对比例4：

[0087] 采用图3所示的工艺流程对低品位钼铋硫多金属矿进行处理，直接进行钼铋硫混合浮选，原矿同实施例2，与实施例2主要区别是钼铋硫混浮精选中矿与扫选中矿直接返回钼铋硫混浮粗选，具体步骤如下：

[0088] (1) 将钼含量0.052%，铋含量0.10%，硫含量1.27%的磨矿产品(细度为-0.075mm占55%)，采用搅拌桶进行调浆，调浆浓度约为50%，得到给矿矿浆；

[0089] (2) 往步骤(1)中给矿矿浆添加碳酸钠用量1000g/t、水玻璃用量1000g/t、捕收剂乙硫氮100g/t，起泡剂BK205 20g/t，进行浮选(即钼铋硫混合粗选)，得到钼铋硫混浮粗精矿和粗选尾矿；

[0090] (3) 将步骤(1)中的粗选进行一次扫选，捕收剂乙硫氮30g/t，起泡剂BK205 5g/t，获得扫选精矿和最终尾矿(即浮选尾矿)，粗选尾矿一次扫选精矿返回上一级作业；

[0091] (4) 将步骤(2)中的钼铋硫混浮粗精矿进行精选(即混浮精选)，水玻璃用量100g/t，得到钼铋硫混精与精选中矿，钼铋硫混精产率为2.90%，Mo品位1.46%、Mo回收率81.42%，Bi品位2.74%、Bi回收率79.46%，S品位36.33%、S回收率82.96%；

[0092] (5) 将步骤(4)中的钼铋硫混精经分离选别后可获得钼精矿品位Mo 41%、Mo回收率74.6%，铋精矿品位Bi 30%、回收率67.8%。

[0093] 综上所述，本发明的选矿方法，具有绿色节能、梯级强化、选矿回收率高等特点，钼、铋、硫回收率较常规钼铋硫混浮或等可浮-混浮选矿工艺可分别提高7~9个百分点、7~9个百分点与9~12个百分点。该工艺充分利用钼、铋、硫矿物浮游性及解离度差异，对解离较充分且易浮的硫化矿物实行优先回收，对未充分解离的连生体硫化矿、本质难浮的硫化矿如磁黄铁矿等及精选易脱落的硫化矿实行梯级强化回收，从而达到大幅度提高钼、铋、硫回收率之目的，为该类型低品位复杂难选多金属硫化矿的回收利用提供了新的途径与思路。

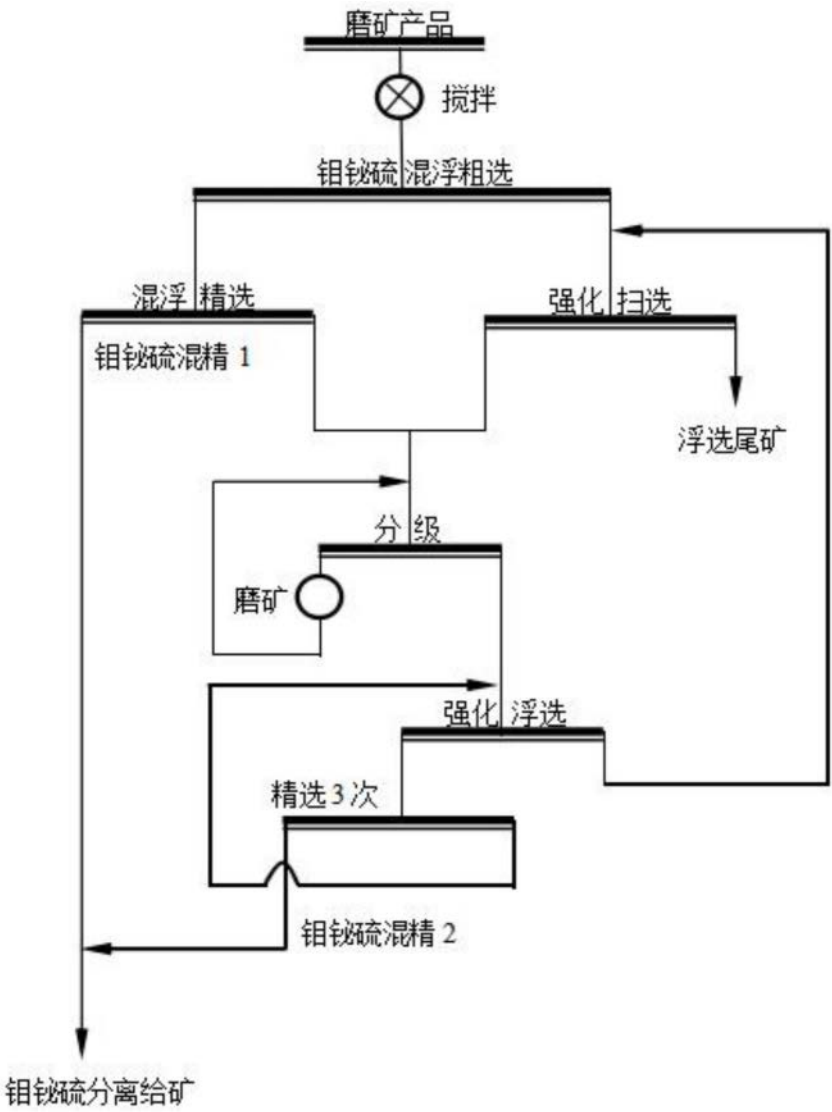


图1

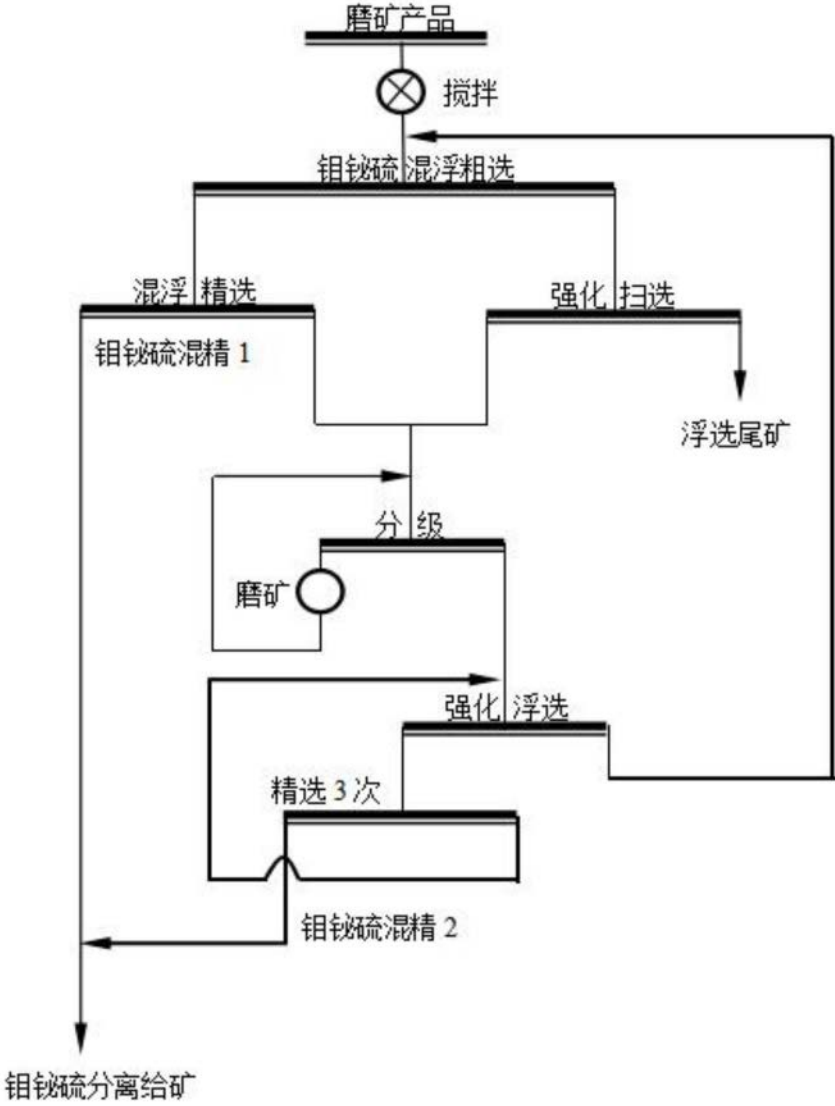


图2

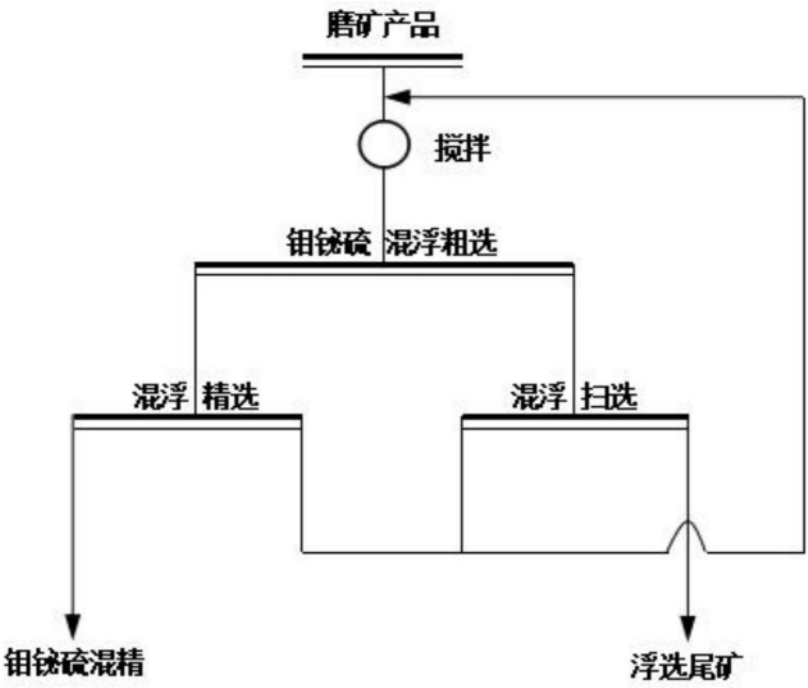


图3