



(12)发明专利申请

(10)申请公布号 CN 110142135 A

(43)申请公布日 2019.08.20

(21)申请号 201910435502.X

(22)申请日 2019.05.23

(71)申请人 昆明理工大学

地址 650500 云南省昆明市呈贡大学城景明南路727号

(72)发明人 曾国旺 庄故章

(74)专利代理机构 北京高沃律师事务所 11569

代理人 刘奇

(51)Int.Cl.

B03B 7/00(2006.01)

B03B 9/00(2006.01)

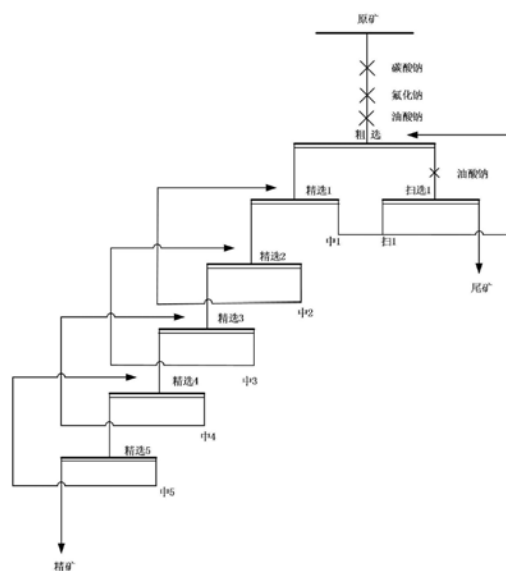
权利要求书1页 说明书6页 附图1页

(54)发明名称

一种白钨精矿的回收方法

(57)摘要

本发明属于矿物加工技术领域,尤其涉及一种白钨精矿的回收方法。本发明利用氟化钠作为抑制剂,能够有效抑制矿石中的滑石,并结合“一粗一扫五精”的浮选工艺流程将白钨矿从矿石中分离出来,本发明的方法对多滑石、低品位白钨矿的浮选具有显著效果,白钨精矿的回收率可达75%以上;与传统的白钨矿浮选工艺比较,本发明使用氟化钠作为抑制剂替代水玻璃,使得尾矿的沉降性能大幅度增大,降低了浮选尾矿的沉降难度,降低了尾矿处理的成本。



1. 一种白钨精矿的回收方法,其特征在于,包括以下步骤:
将原矿矿浆与碳酸钠、氟化钠和油酸钠混合,进行粗选,得到粗精矿和粗选尾矿;
将所述粗选尾矿与油酸钠混合,进行扫选,得到扫选精矿和扫选尾矿;
将所述粗精矿进行第一精选,得到第一中矿和第一精矿;
将所述扫选精矿和第一中矿返回粗选阶段;
将所述第一精矿进行第二精选,得到第二中矿和第二精矿;所述第二中矿返回第一精选阶段;
将所述第二精矿进行第三精选,得到第三中矿和第三精矿;所述第三中矿返回第二精选阶段;
将所述第三精矿进行第四精选,得到第四中矿和第四精矿;所述第四中矿返回第三精选阶段;
将所述第四精矿进行第五精选,得到第五中矿和白钨精矿;所述第五中矿返回第四精选阶段。
2. 根据权利要求1所述的回收方法,其特征在于,所述原矿矿浆中的原矿为多滑石低品位矽卡岩型白钨矿。
3. 根据权利要求1或2所述的回收方法,其特征在于,所述原矿矿浆的质量浓度为14~25%。
4. 根据权利要求2所述的回收方法,其特征在于,所述碳酸钠与原矿的用量比为(400~800)g:1t。
5. 根据权利要求2所述的回收方法,其特征在于,所述氟化钠与原矿的用量比为(600~1000)g:1t。
6. 根据权利要求2所述的回收方法,其特征在于,进行所述粗选时,所述油酸钠与原矿的用量比为(1800~2500)g:1t。
7. 根据权利要求1所述的回收方法,其特征在于,进行所述扫选时,所述油酸钠与粗选尾矿的用量比为(800~1000)g:1t。
8. 根据权利要求1所述的回收方法,其特征在于,所述混合在搅拌条件下进行,所述搅拌的时间为5min。
9. 根据权利要求1所述的回收方法,其特征在于,进行所述粗选时,刮泡时间为10min;进行所述扫选时,刮泡时间为7min。
10. 根据权利要求1所述的回收方法,其特征在于,进行所述第一精选至第五精选时,刮泡时间均为7min。

一种白钨精矿的回收方法

技术领域

[0001] 本发明涉及矿物加工技术领域,尤其涉及一种白钨精矿的回收方法。

背景技术

[0002] 近几年,一些矿企由于选别技术落后,对于矿石中的有价矿物不能充分利用,只能从矿石中分离出单种或者少数几种容易选别的有用矿物,而一些有价难选矿物没有得到分离,随同尾矿一同丢弃,致使大部分矿物资源浪费。因此,钨资源的综合回收利用尤其重要。

[0003] 目前,我国回收白钨矿的技术方法主要为浮选方法,浮选法中使用的浮选药剂中,捕收剂以脂肪酸类捕收剂为主,调整剂以碳酸钠和氢氧化钠为主,抑制剂以水玻璃及以水玻璃为主体的衍生药剂为主,选用上述浮选药剂对白钨矿进行浮选的方法在我国很多矿企业都得到了良好的应用。

[0004] 然而,现有的浮选方法不能实现从含多萤石、低品位白钨矿的尾矿中较好的分离出白钨矿。

发明内容

[0005] 本发明的目的在于提供一种白钨精矿的回收方法,该方法能够较好的从含多萤石、低品位白钨矿的尾矿中分离出白钨矿,且得到的尾矿的沉降性能大大提高,降低尾矿处理成本。

[0006] 为了实现上述发明目的,本发明提供以下技术方案:

[0007] 本发明提供了一种白钨精矿的回收方法,包括以下步骤:

[0008] 将原矿矿浆与碳酸钠、氟化钠和油酸钠混合,进行粗选,得到粗精矿和粗选尾矿;

[0009] 将所述粗选尾矿与油酸钠混合,进行扫选,得到扫选精矿和扫选尾矿;

[0010] 将所述粗精矿进行第一精选,得到第一中矿和第一精矿;

[0011] 将所述扫选精矿和第一中矿返回粗选阶段;

[0012] 将所述第一精矿进行第二精选,得到第二中矿和第二精矿;所述第二中矿返回第一精选阶段;

[0013] 将所述第二精矿进行第三精选,得到第三中矿和第三精矿;所述第三中矿返回第二精选阶段;

[0014] 将所述第三精矿进行第四精选,得到第四中矿和第四精矿;所述第四中矿返回第三精选阶段;

[0015] 将所述第四精矿进行第五精选,得到第五中矿和白钨精矿;所述第五中矿返回第四精选阶段。

[0016] 优选的,所述原矿矿浆中的原矿为多滑石低品位矽卡岩型白钨矿。

[0017] 优选的,所述原矿矿浆的质量浓度为14~25%。

[0018] 优选的,所述碳酸钠与原矿的用量比为(400~800)g:1t。

[0019] 优选的,所述氟化钠与原矿的用量比为(600~1000)g:1t。

- [0020] 优选的,进行所述粗选时,所述油酸钠与原矿的用量比为(1800~2500)g:1t。
- [0021] 优选的,进行所述扫选时,所述油酸钠与粗选尾矿的用量比为(800~1000)g:1t。
- [0022] 优选的,所述混合在搅拌条件下进行,所述搅拌的时间为5min。
- [0023] 优选的,进行所述粗选时,刮泡时间为10min;进行所述扫选时,刮泡时间为7min。
- [0024] 优选的,进行所述第一精选至第五精选时,刮泡时间均为7min。
- [0025] 本发明提供了一种白钨精矿的回收方法,本发明所述方法利用氟化钠作为抑制剂,能够有效抑制矿石中的滑石,使其不被分离出来,并结合“一粗一扫五精”的浮选工艺流程将白钨矿从矿石中分离出来,本发明的方法能够有效适用于粒度细、滑石含量高、白钨品位低的难选矿石,尤其是对多滑石、低品位白钨矿的浮选具有显著效果,白钨精矿的回收率可达75%以上;
- [0026] 与传统的白钨矿浮选工艺比较,本发明使用氟化钠作为抑制剂替代水玻璃(水玻璃作为分散剂,难以沉降),使得尾矿的沉降性能大幅度增大,降低了浮选尾矿的沉降难度,降低了尾矿处理的成本;
- [0027] 本发明方法的药剂制度简单,工艺流程简便,施行难度低。

附图说明

- [0028] 图1为本发明所述白钨精矿的回收方法的流程图。

具体实施方式

- [0029] 本发明提供了一种白钨精矿的回收方法,包括以下步骤:
- [0030] 将原矿矿浆与碳酸钠、氟化钠和油酸钠混合,进行粗选,得到粗精矿和粗选尾矿;
- [0031] 将所述粗选尾矿与油酸钠混合,进行扫选,得到扫选精矿和扫选尾矿;
- [0032] 将所述粗精矿进行第一精选,得到第一中矿和第一精矿;
- [0033] 将所述扫选精矿和第一中矿返回粗选阶段;
- [0034] 将所述第一精矿进行第二精选,得到第二中矿和第二精矿;所述第二中矿返回第一精选阶段;
- [0035] 将所述第二精矿进行第三精选,得到第三中矿和第三精矿;所述第三中矿返回第二精选阶段;
- [0036] 将所述第三精矿进行第四精选,得到第四中矿和第四精矿;所述第四中矿返回第三精选阶段;
- [0037] 将所述第四精矿进行第五精选,得到第五中矿和白钨精矿;所述第五中矿返回第四精选阶段。
- [0038] 本发明将原矿矿浆与碳酸钠、氟化钠和油酸钠混合,进行粗选,得到粗精矿和粗选尾矿。在本发明中,所述原矿矿浆中的原矿优选为多萤石低品位矽卡岩型白钨矿;所述多滑石低品位矽卡岩型白钨矿的解离度优选 $\geq 80\%$ 。本发明优选通过尾矿库开采得到所述多萤石低品位矽卡岩型白钨矿。本发明优选先将所述原矿磨至矿物粒度小于400目占84%,然后将所述原矿与水混合搅拌,得到原矿矿浆。本发明将所述原矿磨至矿物粒度小于400目占84%的方法没有特殊的限定,选用本领域技术人员熟知的方法即可。本发明对所述原矿与水的用量比没有特殊的限定,能够将所述原矿分散均匀即可。本发明对所述搅拌的速率和

时间没有特殊的限定,选用本领域技术人员熟知的搅拌速率和时间,能够将原矿与水分散均匀即可。在本发明中,所述原矿矿浆的质量浓度优选为14~25%,更优选为18~22%。本发明利用油酸钠作为捕收剂捕收白钨矿,碳酸钠作为调整剂调整碱性环境,氟化钠作为抑制剂,抑制矿石中的滑石。

[0039] 本发明对所述原矿矿浆与碳酸钠、氟化钠和油酸钠混合的过程没有特殊的限定,选用本领域技术人员熟知的方式进行混合即可。在本发明的实施例中,具体是先将原矿矿浆与碳酸钠混合,搅拌5min,然后向所得混合物中加入氟化钠,搅拌5min,再向所得混合物中加入油酸钠,搅拌5min,将所得混合物进行粗选。本发明对所述搅拌的速率没有特殊的限定,选用本领域技术人员熟知的搅拌速率,能够将试剂混合均匀即可。

[0040] 在本发明中,所述碳酸钠与原矿的用量比优选为(400~800)g:1t,更优选为(500~600)g:1t;所述氟化钠与原矿的用量比优选为(600~1000)g:1t,更优选为(700~800)g:1t;所述油酸钠与原矿的用量比优选为(1800~2500)g:1t,更优选为(2000~2300)g:1t。在本发明中,进行所述粗选时,刮泡时间优选为10min。

[0041] 得到粗选尾矿后,本发明将所述粗选尾矿与油酸钠混合,进行扫选,得到扫选精矿和扫选尾矿。在本发明中,进行所述扫选时,所述油酸钠与粗选尾矿的用量比优选为(800~1000)g:1t,更优选为(850~950)g:1t。在本发明中,进行所述扫选时,刮泡时间优选为7min。本发明利用油酸钠捕收粗选尾矿里含有的白钨矿。

[0042] 得到粗精矿后,本发明将所述粗精矿进行第一精选,得到第一中矿和第一精矿;将所述扫选精矿和第一中矿混合,进入粗选阶段;将所述第一精矿进行第二精选,得到第二中矿和第二精矿;所述第二中矿返回第一精选阶段;将所述第二精矿进行第三精选,得到第三中矿和第三精矿;所述第三中矿返回第二精选阶段;将所述第三精矿进行第四精选,得到第四中矿和第四精矿;所述第四中矿返回第三精选阶段;将所述第四精矿进行第五精选,得到第五中矿和白钨精矿;所述第五中矿返回第四精选阶段。在本发明中,进行所述第一精选至第五精选时,刮泡时间均优选为7min。在本发明中,进行第五精选后,在得到第五中矿和白钨精矿的同时,得到尾矿。本发明通过五次精选可得品位较高的白钨精矿。

[0043] 图1为本发明所述白钨精矿回收方法的流程图,如图所示,本发明将原矿矿浆与碳酸钠、氟化钠和油酸钠混合,进行粗选,得到粗精矿和粗选尾矿;将所述粗选尾矿与油酸钠混合,进行扫选,得到扫选精矿(扫1)和扫选尾矿;将所述粗精矿进行第一精选(精选1),得到第一中矿(中1)和第一精矿;将所述扫选精矿和第一中矿混合,进入粗选阶段;将所述第一精矿进行第二精选(精选2),得到第二中矿(中2)和第二精矿;所述第二中矿返回第一精选阶段;将所述第二精矿进行第三精选(精选3),得到第三中矿(中3)和第三精矿;所述第三中矿返回第二精选阶段;将所述第三精矿进行第四精选(精选4),得到第四中矿(中4)和第四精矿;所述第四中矿返回第三精选阶段;将所述第四精矿进行第五精选(精选5),得到第五中矿(中5)和白钨精矿;所述第五中矿返回第四精选阶段。

[0044] 下面结合实施例对本发明提供的白钨精矿的回收方法进行详细的说明,但是不能把它们理解为对本发明保护范围的限定。

[0045] 实施例1

[0046] 将白钨矿品位为0.117%的原矿(多萤石低品位矽卡岩型白钨矿)磨至矿物粒度小于400目占84%,加水混合,向所得混合物中加入碳酸钠(碳酸钠与原矿的用量比为600g:

1t), 搅拌5min, 然后向所得混合物中加入氟化钠(氟化钠与原矿的用量比为800g:1t) 搅拌5min, 再向所得混合物中加入油酸钠2100g/t (油酸钠与原矿的用量比为2100g:1t) 搅拌5min, 进行粗选(刮泡时间为10min), 得到粗精矿和粗选尾矿;

[0047] 向所述粗选尾矿中加入油酸钠(油酸钠与原矿的用量比为900g:1t) 搅拌5min, 进行扫选(刮泡时间为7min), 得到扫选精矿和扫选尾矿; 将所述粗精矿进行第一精选(刮泡时间为7min), 得到第一中矿和第一精矿; 将所述扫选精矿和第一中矿混合, 进入粗选阶段; 将所述第一精矿进行第二精选(刮泡时间为7min), 得到第二中矿和第二精矿; 所述第二中矿返回第一精选阶段; 将所述第二精矿进行第三精选(刮泡时间为7min), 得到第三中矿和第三精矿; 所述第三中矿返回第二精选阶段; 将所述第三精矿进行第四精选(刮泡时间为7min), 得到第四中矿和第四精矿; 所述第四中矿返回第三精选阶段; 将所述第四精矿进行第五精选(刮泡时间为7min), 得到第五中矿、白钨精矿和尾矿; 所述第五中矿返回第四精选阶段。

[0048] 实施例1的浮选试验结果见表1。

[0049] 表1实施例1的浮选试验结果

[0050]

产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
白钨精矿	4.06	2.20	75.65

[0051]

尾矿	95.94	0.03	24.35
原矿	100.00	0.12	100.00

[0052] 对比例1

[0053] 与实施例1的区别在于, 使用水玻璃替换氟化钠。

[0054] 按照常规方法, 将实施例1和对比例1得到的尾矿分别进行沉降性能试验。结果发现, 对于500g尾矿, 对比例1得到的尾矿的过滤时间为30min, 实施例1得到的尾矿的过滤时间10min。这说明本发明的回收方法显著提高了尾矿的沉降性能。

[0055] 实施例2

[0056] 将白钨矿品位为0.13%的原矿(多萤石低品位矽卡岩型白钨矿)磨至矿物粒度小于400目占84%, 加水混合, 向所得混合物中加入碳酸钠(碳酸钠与原矿的用量比为600g:1t), 搅拌5min, 然后向所得混合物中加入氟化钠(氟化钠与原矿的用量比为1000g:1t) 搅拌5min, 再向所得混合物中加入油酸钠2100g/t (油酸钠与原矿的用量比为2100g:1t) 搅拌5min, 进行粗选(刮泡时间为10min), 得到粗精矿和粗选尾矿;

[0057] 向所述粗选尾矿中加入油酸钠(油酸钠与粗选尾矿的用量比为900g:1t) 搅拌5min, 进行扫选(刮泡时间为7min), 得到扫选精矿和扫选尾矿; 将所述粗精矿进行第一精选(刮泡时间为7min), 得到第一中矿和第一精矿; 将所述扫选精矿和第一中矿混合, 进入粗选阶段; 将所述第一精矿进行第二精选(刮泡时间为7min), 得到第二中矿和第二精矿; 所述第二中矿返回第一精选阶段; 将所述第二精矿进行第三精选(刮泡时间为7min), 得到第三中矿和第三精矿; 所述第三中矿返回第二精选阶段; 将所述第三精矿进行第四精选(刮泡时间

为7min),得到第四中矿和第四精矿;所述第四中矿返回第三精选阶段;将所述第四精矿进行第五精选(刮泡时间为7min),得到第五中矿、白钨精矿和尾矿;所述第五中矿返回第四精选阶段。

[0058] 实施例2的浮选试验结果见表2。

[0059] 表2实施例2的浮选试验结果

[0060]

产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
白钨精矿	4.46	2.00	70.36

[0061]

尾矿	95.54	0.03	22.61
原矿	100	0.13	92.96

[0062] 实施例3

[0063] 将白钨矿品位为0.11%的原矿(多萤石低品位矽卡岩型白钨矿)磨至矿物粒度小于400目占84%,加水混合,向所得混合物中加入碳酸钠(碳酸钠与原矿的用量比为600g:1t),搅拌5min,然后向所得混合物中加入氟化钠(氟化钠与原矿的用量比为600g:1t)搅拌5min,再向所得混合物中加入油酸钠2100g/t(油酸钠与原矿的用量比为2100g:1t)搅拌5min,进行粗选(刮泡时间为10min),得到粗精矿和粗选尾矿;

[0064] 向所述粗选尾矿中加入油酸钠(油酸钠与粗选尾矿的用量比为900g:1t)搅拌5min,进行扫选(刮泡时间为7min),得到扫选精矿和扫选尾矿;将所述粗精矿进行第一精选(刮泡时间为7min),得到第一中矿和第一精矿;将所述扫选精矿和第一中矿混合,进入粗选阶段;将所述第一精矿进行第二精选(刮泡时间为7min),得到第二中矿和第二精矿;所述第二中矿返回第一精选阶段;将所述第二精矿进行第三精选(刮泡时间为7min),得到第三中矿和第三精矿;所述第三中矿返回第二精选阶段;将所述第三精矿进行第四精选(刮泡时间为7min),得到第四中矿和第四精矿;所述第四中矿返回第三精选阶段;将所述第四精矿进行第五精选(刮泡时间为7min),得到第五中矿、白钨精矿和尾矿;所述第五中矿返回第四精选阶段。

[0065] 实施例3的浮选试验结果见表3。

[0066] 表3实施例3的浮选试验结果

[0067]

产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
白钨精矿	4.70	1.98	75.99
尾矿	95.30	0.02	15.56
原矿	100.00	0.12	91.56

[0068] 由以上实施例可知,本发明提供了一种白钨精矿的回收方法,本发明利用氟化钠作为抑制剂,能够有效抑制矿石中的滑石,使其不被分离出来,并结合“一粗一扫五精”的浮

选工艺流程将白钨矿从矿石中分离出来,本发明的方法对多萤石、低品位白钨矿的浮选具有显著效果,白钨精矿的回收率可达75%以上;

[0069] 与传统的白钨矿浮选工艺比较,本发明使用氟化钠作为抑制剂替代水玻璃,使得尾矿的沉降性能大幅度增大,降低了浮选尾矿的沉降难度,降低了尾矿处理的成本。

[0070] 以上所述仅是本发明的优选实施方式,应当指出,对于本技术领域的普通技术人员来说,在不脱离本发明原理的前提下,还可以做出若干改进和润饰,这些改进和润饰也应视为本发明的保护范围。

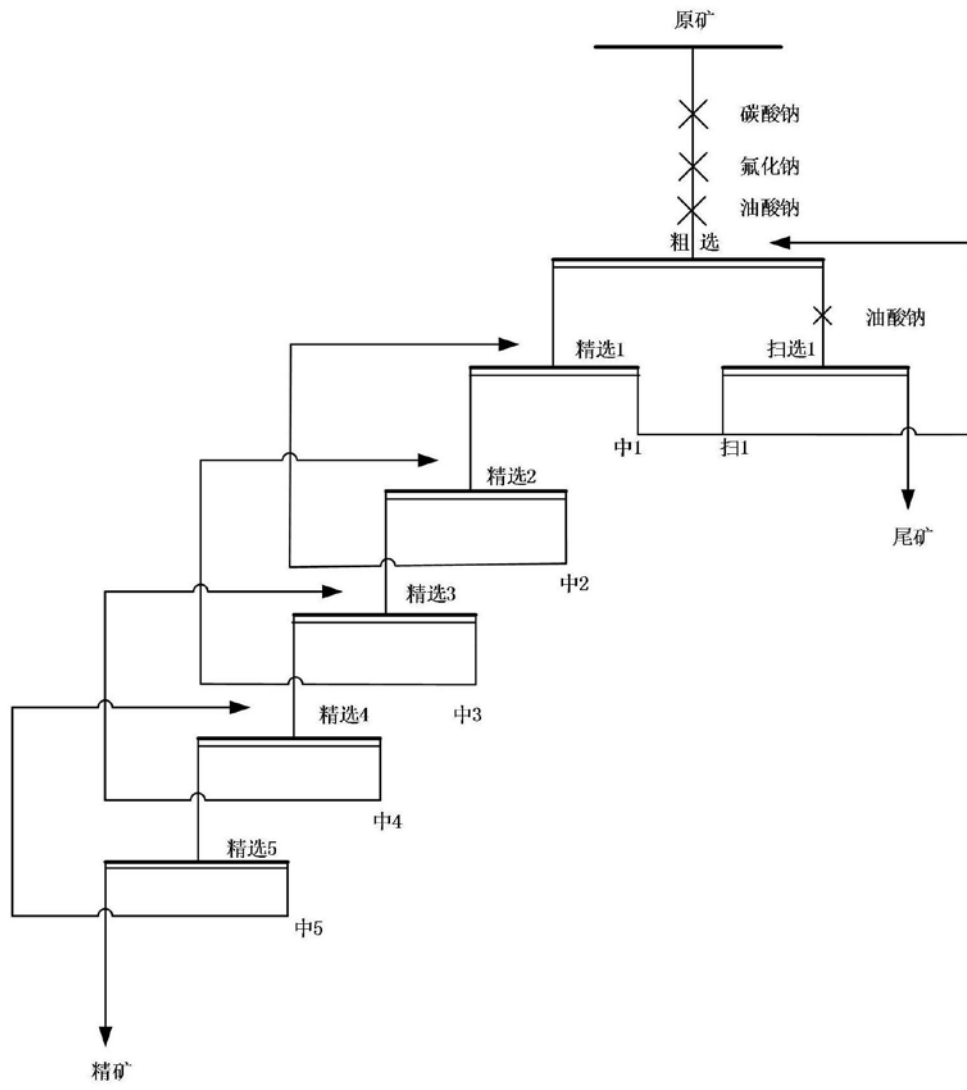


图1