



(12) 发明专利申请

(10) 申请公布号 CN 112934475 A

(43) 申请公布日 2021.06.11

(21) 申请号 202110144873.X

(22) 申请日 2021.02.02

(71) 申请人 江西理工大学

地址 341000 江西省赣州市红旗大道86号

(72) 发明人 艾光华 涂燕琼 杨斌 肖国圣

李晓波

(74) 专利代理机构 广西南宁公平知识产权代理

有限公司 45104

代理人 黄永校

(51) Int. Cl.

B03D 1/018 (2006.01)

B03D 103/02 (2006.01)

B03D 101/02 (2006.01)

B03D 101/06 (2006.01)

权利要求书1页 说明书4页 附图1页

(54) 发明名称

一种从铜钨多金属矿石中回收铜铅锌的选矿方法

(57) 摘要

一种从铜钨多金属矿石中回收铜铅锌的选矿方法,属于有色金属选矿领域,方法步骤包括(1)磨矿;(2)铜铅混合浮选;(3)铜铅分离和(4)活化选锌步骤。该方法针对铜钨多金属矿石的性质,制定合适的浮选流程,选择合适的浮选药剂,为后续选钨提供了良好的分选环境,脱硫效果好,实现了从铜钨多金属矿石资源中回收铜铅锌,得到合格的铜精矿、铅精矿和锌精矿,是一种绿色环保、高效节能的选矿方法,适于推广应用。



1. 一种从铜钨多金属矿石中回收铜铅锌的选矿方法,其特征是,由以下步骤组成:

(1) 磨矿:将原矿磨至-0.074mm粒级占75%,同时加入硫化钠300g/t进行磨矿,得到磨矿溢流产物;

(2) 铜铅混合浮选:将得到的磨矿溢流产物搅拌调浆后,采用I粗III精II扫的浮选流程,粗选精矿进行再磨,铜铅混浮粗选加入石灰3000g/t,硫酸锌3000g/t,BK-902 20g/t, BK-204 10g/t;铜铅混浮扫I加入石灰400g/t,硫酸锌300g/t,BK-902 5g/t;铜铅混浮扫II加入硫酸锌100g/t;铜铅混精I加入石灰300g/t,硫酸锌300g/t,BK-902 10g/t;铜铅混精II加入硫酸锌100g/t;铜铅混精III加入硫酸锌100g/t,获得铜铅混合精矿和扫选尾矿I;

(3) 铜铅分离:将步骤(2)得到的铜铅混合精矿进行铜铅分离浮选,采用I粗IV精III扫的抑铜浮铅的浮选流程,铜铅分离粗选加入活性炭150g/t,THB-2 300g/t,BK-902 80g/t,油10g/t;铅扫选I加入THB-2 40g/t,BK-902 10g/t;铅扫选II加入BK-902 5g/t;铅扫选III加入BK-902 5g/t;铜铅分离精I加入THB-2 50g/t,BK-902 10g/t;铜铅分离精II加入THB-2 20g/t,BK-902 5g/t;铜铅分离精III加入THB-2 10g/t,BK-902 5g/t;铜铅分离精IV加入THB-2 5g/t,BK-902 2g/t,得到铜精矿和铅精矿;

(4) 活化选锌:将步骤(2)得到的扫选尾矿I进行锌浮选,采用I粗II精II扫的的浮选流程,锌粗选加入石灰1200g/t,硫酸铜500g/t,丁基黄药100g/t,油20g/t;锌扫选I加入硫酸铜100g/t,丁基黄药20g/t;锌扫选II加入丁基黄药10g/t;锌精选I加入石灰300g/t;锌精选II加入石灰100g/t,得到锌精矿和尾矿。

2. 根据权利要求1所述的从铜钨多金属矿石中回收铜铅锌的选矿方法,其特征是,所述原矿为铜钨多金属矿,原矿中含Cu 0.78%,含Pb 0.66%,含Zn 0.56%,主要金属矿物有闪锌矿、方铅矿、黄铜矿、黄铁矿;微量黑钨矿、白钨矿、辉银矿、辉铋矿、辉钼矿、水锰矿。

3. 根据权利要求1所述的从铜钨多金属矿石中回收铜铅锌的选矿方法,其特征是,磨矿过程中添加的硫化钠是作为脱药剂。

一种从铜钨多金属矿石中回收铜铅锌的选矿方法

技术领域

[0001] 本发明属于选矿领域,尤其涉及一种从铜钨多金属矿石中回收铜铅锌的选矿方法。

背景技术

[0002] 中国铜资源储量丰富,是世界铜资源丰富的国家,同时中国是世界上铜消耗量最大的国家,每年需要大量进口才能满足工业需求。然而随着中国铜矿的不断开采,铜矿的品位在不断下降,铜矿的嵌布粒度越来越细,伴生矿物也越来越多,导致铜矿的分离浮选也变得更加困难。尤其是对于铜铅锌多金属矿而言,铜铅两种矿物的可浮性相差不大,分离难度大,导致铜精矿品位低,冶炼难度大。

[0003] 目前铜铅锌多金属矿的浮选工艺主要是铜铅混合浮选,得到铜铅混浮精矿后进行铜铅分离浮选,在铜铅混浮尾矿中浮选锌。但是在进行铜铅混合浮选前需要将矿石粒度磨到非常细,使铜铅矿物充分单体解离后才能在铜铅混合浮选的过程中将大部分的铜铅矿物回收,由此会造成磨矿能耗过高,甚至容易造成矿物过粉碎,导致浮选回收率降低。同时在进行铜铅分离时,根据浮选过程“抑多浮少”的原则,一般都是采用抑铅浮铜的浮选流程,抑制剂则选择使用重铬酸钾,但是重铬酸钾是一种有毒物质,在操作管理上非常不方便,同时其浮选废水对环境污染大,需要专门处理后才能排放。因此,现在需要寻找到一种高效、低能耗、无毒、对环境友好的选矿工艺来选别铜铅锌多金属矿。

发明内容

[0004] 本发明的目的是提供一种从铜钨多金属矿石中回收铜铅锌的选矿方法,能够有效回收有用矿物,铜铅有价元素分选效果好,所用抑制剂无毒、环保,很好地保护生态环境。

[0005] 本发明的技术方案是,一种从铜钨多金属矿石中回收铜铅锌的选矿方法,由以下步骤组成:

[0006] (1) 磨矿:将原矿磨至-0.074mm粒级占75%,同时加入硫化钠300g/t进行磨矿,得到磨矿溢流产物;

[0007] (2) 铜铅混合浮选:将得到的磨矿溢流产物搅拌调浆后,采用I粗III精II扫的浮选流程,粗选精矿进行再磨,铜铅混浮粗选加入石灰3000g/t,硫酸锌3000g/t,BK-902 20g/t,BK-204 10g/t;铜铅混浮扫I加入石灰400g/t,硫酸锌300g/t,BK-902 5g/t;铜铅混浮扫II加入硫酸锌100g/t;铜铅混精I加入石灰300g/t,硫酸锌300g/t,BK-902 10g/t;铜铅混精II加入硫酸锌100g/t;铜铅混精III加入硫酸锌100g/t,获得铜铅混合精矿和扫选尾矿I;

[0008] (3) 铜铅分离:将步骤(2)得到的铜铅混合精矿进行铜铅分离浮选,采用I粗IV精III扫的抑铜浮铅的浮选流程,铜铅分离粗选加入活性炭150g/t,THB-2 300g/t,BK-902 80g/t,油10g/t;铅扫选I加入THB-2 40g/t,BK-902 10g/t;铅扫选II加入BK-902 5g/t;铅扫选III加入BK-902 5g/t;铜铅分离精I加入THB-2 50g/t,BK-902 10g/t;铜铅分离精II加入THB-2 20g/t,BK-902 5g/t;铜铅分离精III加入THB-2 10g/t,BK-902 5g/t;铜铅分离精

IV加入THB-2 5g/t, BK-902 2g/t, 得到铜精矿和铅精矿;

[0009] (4) 活化选锌: 将步骤(2)得到的扫选尾矿I进行锌浮选, 采用I粗II精II扫的的浮选流程, 锌粗选加入石灰1200g/t, 硫酸铜500g/t, 丁基黄药100g/t, 油20g/t; 锌扫选I加入硫酸铜100g/t, 丁基黄药20g/t; 锌扫选II加入丁基黄药10g/t; 锌精选I加入石灰300g/t; 锌精选II加入石灰100g/t, 得到锌精矿和尾矿。

[0010] 除另有说明外, 本发明所述的百分比均为质量百分比, 各组分含量百分数之和为100%。

[0011] 本发明突出的优点在于:

[0012] (1) 在铜铅分离浮选前不需要进行磨矿, 减少整个浮选过程的能耗;

[0013] (2) 采用的抑制剂对铜矿物的抑制效果强, 无需脱药, 铜铅有价元素分选效果好、获得精矿产品品质高, 精矿产品中金属互含率低;

[0014] (3) 所用抑制剂无毒环保, 有益于选矿厂后续的废水处理或循环利用, 很好地保护了选矿厂周围的生态环境;

[0015] (3) 在铜铅分离浮选中选择抑铜浮铅, 打破传统的浮选原则, 避免了使用重铬酸钾, 也未使用氰化物来抑制铜矿物;

[0016] (4) 在铜铅混浮和铜铅分离过程中使用一种新的捕收剂代替黄药, 解决了黄药使用具有刺激性气味、威胁操作工人生命安全、选择性不高的缺点, 能高效的回收有用矿物。

附图说明

[0017] 图1是本发明所述的从铜钨多金属矿石中回收铜铅锌的方法的分选流程图。

具体实施方式

[0018] 以下通过实施例对本发明的技术方案作进一步详细描述。

[0019] 将原矿磨矿后, 给入浮选机进行铜铅混合浮选, 混浮粗选精矿进行再磨, 再磨溢流产物进行精选, 得到铜铅混浮精矿, 铜铅混浮粗选尾矿进行扫选, 得到扫选尾矿I, 铜铅混浮精矿进行铜铅分离浮选, 得到铜精矿和铅精矿, 尾矿I进行活化选锌, 得到锌精矿和尾矿。

[0020] 实施例1

[0021] 本实施例为本发明所述的从铜钨多金属矿石中回收铜铅锌的选矿方法的一个应用实例, 所用原矿为江西龙南某铜钨多金属矿, 原矿中含Cu 0.78%, 含Pb 0.66%, 含Zn 0.56%, 主要的金属矿物有闪锌矿、方铅矿、黄铜矿、黄铁矿; 微量黑钨矿、白钨矿、辉银矿、辉锑矿、辉钼矿、水锰矿等。采用本发明的浮选工艺流程, 对该矿物进行实验室闭路实验, 实验步骤如下:

[0022] (1) 先将矿石磨细至-0.074mm粒级占75%, 同时在磨矿中加入硫化钠300g/t, 得到磨矿溢流产物;

[0023] (2) 磨矿溢流产物调浆后进行铜铅混合浮选, 采用I粗III精II扫的浮选流程, 粗选精矿进行再磨。粗选加入石灰3000g/t, 硫酸锌3000g/t, BK-902 20g/t, BK-204 10g/t; 扫选I加入石灰400g/t, 硫酸锌300g/t, BK-902 5g/t; 扫选II加入硫酸锌100g/t; 精选I加入石灰300g/t, 硫酸锌300g/t, BK-902 10g/t; 精选II加入硫酸锌100g/t; 精选III加入硫酸锌100g/t。得到铜铅混合精矿和扫选尾矿I;

[0024] (3) 将步骤(2)得到的铜铅混合精矿进行铜铅分离浮选,采用I粗IV精III扫的浮选流程。粗选加入活性炭150g/t, THB-2 300g/t, BK-902 80g/t, 油10g/t; 铅扫选I加入THB-2 40g/t, BK-902 10g/t; 铅扫选II加入BK-902 5g/t; 铅扫选III加入BK-902 5g/t; 精选I加入THB-2 50g/t, BK-902 10g/t; 精选II加入THB-2 20g/t, BK-902 5g/t; 精选III加入THB-2 10g/t, BK-902 5g/t; 精选IV加入THB-2 5g/t, BK-902 2g/t, 获得铜精矿和铅精矿;

[0025] (4) 将步骤(2)得到的扫选尾矿I进行锌浮选,采用I粗II精II扫的的浮选流程。粗选加入石灰1200g/t, 硫酸铜500g/t, 丁基黄药100g/t, 油20g/t; 扫选I加入硫酸铜100g/t, 丁基黄药20g/t; 扫选II加入丁基黄药10g/t; 精选I加入石灰300g/t; 精选II加入石灰100g/t, 得到锌精矿和尾矿。

[0026] 实验结果见表1

[0027] 表1

	名称	产率	品位			回收率		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
	铜精矿	3.61	18.65	2.04	1.24	86.32	11.16	7.99
[0028]	铅精矿	1.01	2.78	50.02	0.42	3.60	76.55	0.76
	锌精矿	0.86	0.81	0.62	42.68	0.89	0.81	65.54
	尾矿	94.52	0.08	0.08	0.15	9.19	11.49	25.70
	原矿	100.00	0.78	0.66	0.56	100.00	100.00	100.00

[0029] 从表1的试验结果可以看出,采用本发明提供的工艺流程和药剂,实验室闭路试验可获得铜品位18.65%的铜精矿,铜回收率为86.32%,含铅仅为2.04%;铅品位为50.02%的铅精矿,铅回收率为76.55%,含铜仅为2.78%;锌精矿品位为42.68%,锌回收率为65.54%,尾矿直接选钨。

[0030] 实施例2

[0031] 本实施例为本发明所述的从铜钨多金属矿石中回收铜铅锌的选矿方法的另一个应用实例,所用原矿为四川某铜钨多金属矿,原矿中含Cu 0.36%,含Pb 2.01%,含Zn 2.61%,主要的金属矿物有闪锌矿、方铅矿、黄铜矿、黄铁矿、磁黄铁矿及少量黑钨矿和白钨矿等。采用本发明的浮选工艺流程,对该矿物进行实验室闭路实验。

[0032] 实验结果见表2

[0033] 表2

	名称	产率	品位			回收率		
			Cu	pb	Zn	Cu	pb	Zn
	铜精矿	1.30	20.12	2.42	4.12	73.21	1.57	2.06
[0034]	铅精矿	3.02	0.84	56.12	5.69	7.10	84.47	6.59
	锌精矿	4.06	0.83	1.26	51.87	9.43	2.55	80.80
	尾矿	91.62	0.04	0.25	0.30	10.26	11.42	10.55
	原矿	100.00	0.36	2.01	2.61	100.00	100.00	100.00

[0035] 从表2的试验结果可以看出,采用本发明提供的工艺流程,实验室闭路试验可获得铜品位20.12%的铜精矿,铜回收率为73.21%,含铅仅为2.42%;铅品位为56.12%的铅精矿,铅回收率为84.47%,含铜仅为0.84%;锌精矿品位为51.87%,锌回收率为80.80%,尾矿直接选钨。

[0036] 实施例3

[0037] 本实施例为本发明所述的从铜钨多金属矿石中回收铜铅锌的选矿方法的再一个应用实例,所用原矿为安徽某铜钨多金属矿,原矿中含Cu 0.80%,含Pb 0.28%,含Zn 2.36%,主要的矿物有闪锌矿、方铅矿、黄铜矿、长石、方解石、石英、及少量黑钨矿和白钨矿等。采用本发明的浮选工艺流程,对该矿物进行实验室闭路实验。

[0038] 实验结果见表3

[0039] 表3

	名称	产率	品位			回收率		
			Cu	pb	Zn	Cu	pb	Zn
[0040]	铜精矿	2.94	23.59	2.06	3.69	86.49	21.76	4.60
	铅精矿	0.35	0.65	50.35	7.56	0.28	63.33	1.12
	锌精矿	4.01	0.75	0.11	50.56	3.75	1.59	86.02
[0041]	尾矿	92.70	0.08	0.04	0.21	9.48	13.32	8.26
	原矿	100.00	0.80	0.28	2.36	100.00	100.00	100.00

[0042] 从表3的试验结果可以看出,采用本发明提供的工艺流程,实验室闭路试验可获得铜品位23.59%的铜精矿,铜回收率为86.49%,含铅仅为2.06%;铅品位为50.35%的铅精矿,铅回收率为63.33%,含铜仅为0.65%;锌精矿品位为50.56%,锌回收率为86.02%,尾矿直接选钨。

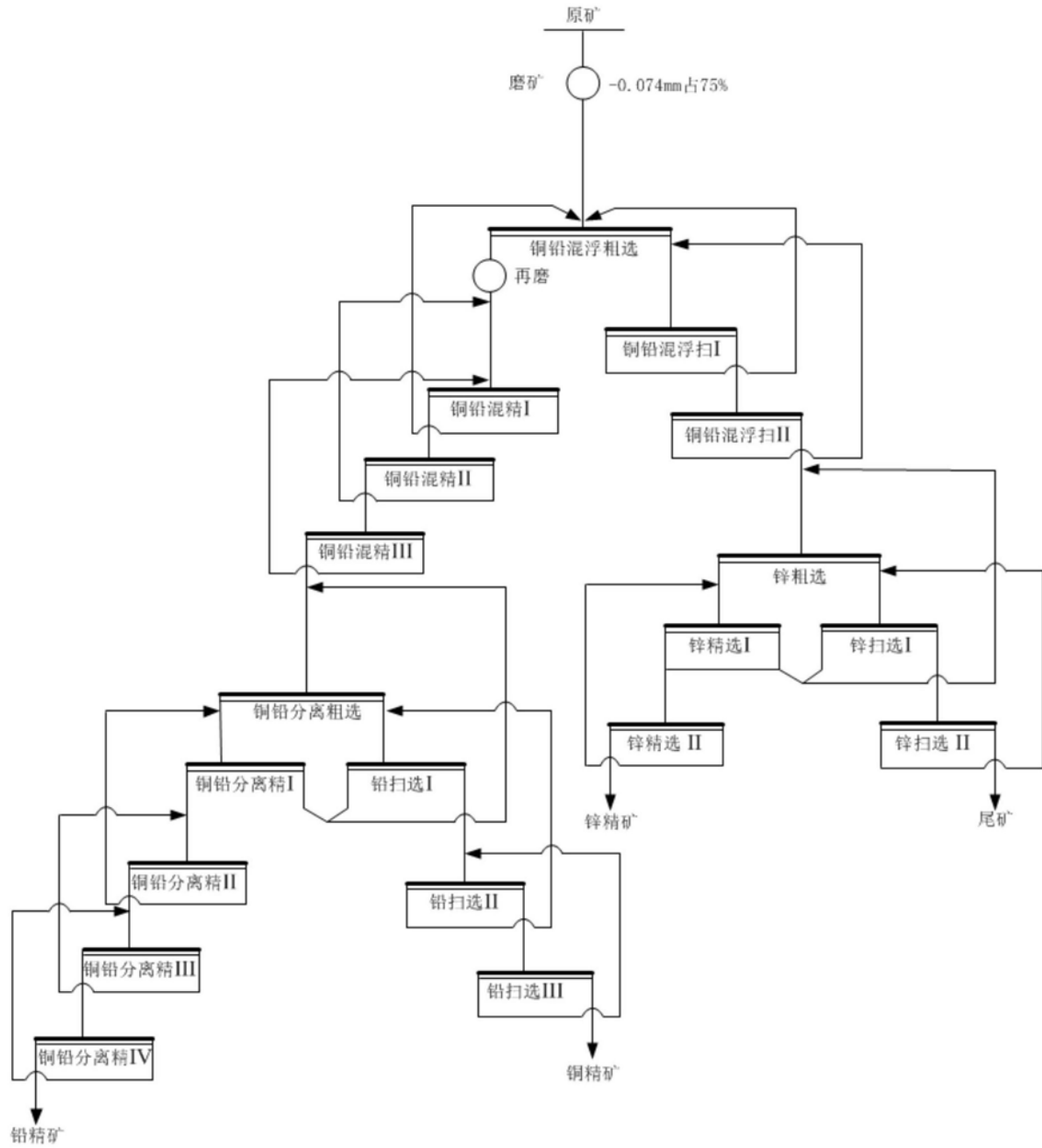


图1