



(12) 发明专利申请

(10) 申请公布号 CN 113182065 A

(43) 申请公布日 2021.07.30

(21) 申请号 202110505996.1

(22) 申请日 2021.05.10

(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 李晓波 肖国圣 杨斌

(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.

B03B 9/00 (2006.01)

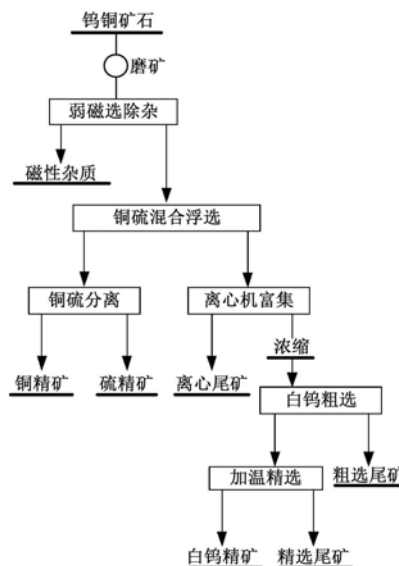
权利要求书2页 说明书5页 附图1页

(54) 发明名称

从钨铜硫矿石中综合回收黄铜矿、白钨矿和硫铁矿的选矿方法

(57) 摘要

从钨铜硫矿石中综合回收黄铜矿、白钨矿和硫铁矿的选矿方法,包括如下步骤:(1)弱磁选脱磁性杂质;(2)铜硫硫化矿混合浮选;(3)铜硫混合精矿铜硫分离;(4)离心机重选预富集;(5)白钨矿常温粗选;(6)白钨粗精矿加温精选。该方法针对低品位含铜白钨矿的性质,预先进行弱磁选脱磁性杂质,减少磁性杂质对钨铜硫浮选的干扰;弱磁选尾矿进行铜硫混合浮选脱硫,为选白钨矿浮选创造好的分选环境;通过离心重选预富集抛掉大量的脉石矿物,提高白钨矿的入选品位;离心富集白钨矿通过粗选和加温精选,得到白钨精矿。实现了从低品位含铜白钨矿中综合回收白钨矿、黄铜矿、硫铁矿。



CN 113182065 A

1. 从钨铜硫矿石中综合回收黄铜矿、白钨矿和硫铁矿的选矿方法,其特征是,由以下步骤组成:

矿物原料:原矿中含 WO_3 0.38%、含铜0.32%、含硫4.25%,主要矿物有白钨矿、黄铁矿、磁铁矿、黄铜矿、石榴石、萤石、方解石以及石英;

(1) 弱磁选脱磁性杂质:将含铜硫的白钨矿石磨矿,-0.074mm占75%,进行磁选除弱磁性矿物,磁选的磁感应强度为3000Gs,得到磁性杂质和磁选尾矿;

(2) 铜硫硫化矿混合浮选:将步骤(1)得到的磁选尾矿进行铜硫硫化矿混合浮选,采用一粗一精二扫的选矿流程,粗选加入丁黄药60g/t~80g/t,黑药30g/t~40g/t,2[#]油20g/t~30g/t;扫选一加入丁黄药30g/t~40g/t,黑药15g/t~20g/t,2[#]油10g/t~15g/t;扫选二加入丁黄药15g/t~20g/t,黑药5g/t~10g/t,2[#]油2g/t~5g/t;精选一为空白精选,不加入浮选药剂,得到铜硫混合浮选精矿和硫化矿浮选尾矿;

(3) 铜硫混合精矿铜硫分离:将步骤(2)得到的铜硫混合浮选精矿进行铜硫分离,采用一粗二精二扫的选矿流程,粗选加入石灰3000g/t~4000g/t、Z-200 30g/t~50g/t、2[#]油10g/t~20g/t;扫选一加入Z-200 10g/t~15g/t,2[#]油5g/t;扫选二加入Z-200 5g/t;精选一加入石灰1000g/t~1500g/t,精选二加入石灰300g/t~500g/t,得到铜精矿和硫精矿;

(4) 离心机重选预富集:将步骤(2)得到的硫化矿浮选尾矿给入SLon-1600型离心选矿机重选预富集,在给矿浓度20%、冲洗水量为2.0L/min、转鼓转速为650r/min条件下,采用一粗一扫工艺流程,得到离心重选的精矿和离心尾矿;

(5) 白钨矿常温粗选:将步骤(4)得到的离心重选精矿进行白钨粗选,采用一粗二精二扫的选矿流程,粗选加入碳酸钠2000g/t~2500g/t,水玻璃3000g/t~4000g/t,ZL 300g/t~400g/t;扫选一加入ZL 100g/t~150g/t;扫选二加入ZL 20g/t~40g/t;精选一、精选二为空白精选,不加入浮选药剂,得到白钨粗精矿和白钨粗选尾矿;

(6) 白钨粗精矿加温精选:将步骤(5)得到的白钨浮选粗精矿进行白钨加温精选,采用一粗四精二扫的选矿流程,加温精选过程中,加入ZL、 Na_2S 、NaOH、 Na_2CO_3 和水玻璃进行加温浮选,得到白钨精矿和白钨精选尾矿。

2. 根据权利要求1所述的从钨铜硫矿石中综合回收黄铜矿、白钨矿和硫铁矿的选矿方法,其特征是,步骤(6)所述白钨加温精选条件为:温度为90℃,搅拌浓度为56%,搅拌时间为80min。

3. 根据权利要求1所述的从钨铜硫矿石中综合回收黄铜矿、白钨矿和硫铁矿的选矿方法,其特征是,步骤(2)铜硫硫化矿混合浮选条件为:(1)粗选:加入丁黄药80g/t,黑药40g/t,2[#]油30g/t;(2)扫一:加入丁黄药40g/t,黑药20g/t,2[#]油15g/t;(3)扫二:加入丁黄药15g/t,黑药10g/t,2[#]油5g/t。

4. 根据权利要求1所述的从钨铜硫矿石中综合回收黄铜矿、白钨矿和硫铁矿的选矿方法,其特征是,步骤(3)铜硫混合精矿铜硫分离条件为:(1)粗选:加入石灰3000g/t、Z-200 40g/t、2[#]油20g/t;(2)扫一:加入Z-200 10g/t,2[#]油5g/t;(3)扫二:加入Z-200 5g/t;(4)精一:加入石灰1000g/t,(5)精二:加入石灰400g/t。

5. 根据权利要求1所述的从钨铜硫矿石中综合回收黄铜矿、白钨矿和硫铁矿的选矿方法,其特征是,步骤(5)白钨矿常温粗选条件为:(1)粗选:加入碳酸钠2000g/t,水玻璃4000g/t,ZL 300g/t;(2)扫一:加入ZL 100g/t;(3)扫二加入ZL 30g/t;(4)精一、精二为空

白精选,不加药剂。

6. 根据权利要求1所述的从钨铜硫矿石中综合回收黄铜矿、白钨矿和硫铁矿的选矿方法,其特征是,步骤(2)铜硫硫化矿混合浮选条件还有:(1)粗选:加入丁黄药80g/t,黑药30g/t,2#油20g/t;(2)扫一:加入丁黄药40g/t,黑药15g/t,2#油10g/t;(3)扫二:加入丁黄药20g/t,黑药10g/t,2#油5g/t。

7. 根据权利要求1所述的从钨铜硫矿石中综合回收黄铜矿、白钨矿和硫铁矿的选矿方法,其特征是,步骤(3)铜硫混合精矿铜硫分离的条件还有:(1)粗选:加入石灰4000g/t、Z-200 50g/t、2#油20g/t;(2)扫一:加入Z-200 10g/t,2#油5g/t;(3)扫二:加入Z-200 5g/t;(4)精一:加入石灰1500g/t,(5)精二:加入石灰300g/t。

8. 根据权利要求1所述的从钨铜硫矿石中综合回收黄铜矿、白钨矿和硫铁矿的选矿方法,其特征是,步骤(5)白钨矿常温粗选条件还可以为:(1)粗选:加入碳酸钠2000g/t,水玻璃3500g/t,ZL 300g/t;(2)扫一:加入ZL 150g/t;(3)扫二加入ZL 30g/t;(4)精一、精二为空白精选,不加药剂。

9. 根据权利要求1所述的从钨铜硫矿石中综合回收黄铜矿、白钨矿和硫铁矿的选矿方法,其特征是,矿物原料为:含铜白钨矿原矿中含 WO_3 0.36%、含铜0.35%、含硫3.56%,主要矿物有白钨矿、黄铁矿、磁铁矿、黄铜矿、石榴石、萤石、方解石以及石英。

从钨铜硫矿石中综合回收黄铜矿、白钨矿和硫铁矿的选矿方法

技术领域

[0001] 本发明属于选矿领域,尤其涉及一种从钨铜硫矿石中综合回收黄铜矿、白钨矿和硫铁矿的选矿方法。

背景技术

[0002] 我国白钨资源储量丰富,成矿环境较好,是优势矿产资源。但因其贫矿多、富矿少,加之有些矿床成分复杂,加上白钨矿性脆,易过粉碎,且大多嵌布粒度较细,脉石矿物通常是含钙的与白钨矿具有相似可浮性的矿物,这些矿物与钨矿物共生关系密切,分离困难,随着白钨矿被大量开采,白钨资源“贫、细、杂”的问题日益突出,同时,白钨矿床共生多种有用矿物,主要有锡、钼、铋、铜、铅、锌等;其次为硫、锂、铌、钽、萤石等,综合回收这些有益组分,不仅是合理开发利用好矿产资源,也是提高矿山开采经济效益的重要途径。因此,开发生产成本低、流程简单的选矿新工艺,综合回收钨资源和伴生元素,具有十分重要的意义。

发明内容

[0003] 本发明的目的是提供一种从钨铜硫矿石中综合回收黄铜矿、白钨矿和硫铁矿的选矿方法,能够实现从低品位含铜白钨矿中综合回收白钨矿、黄铜矿、黄铁矿。

[0004] 为实现上述目的,本发明的技术方案是,一种从钨铜硫矿石中综合回收黄铜矿、白钨矿和硫铁矿的选矿方法,由以下步骤组成:

[0005] 矿物原料:原矿中含 WO_3 0.38%、含铜0.32%、含硫4.25%,主要矿物有白钨矿、黄铁矿、磁铁矿、黄铜矿、石榴石、萤石、方解石以及石英;

[0006] (1) 弱磁选脱磁性杂质:将含铜硫的白钨矿石磨矿,-0.074mm占75%,进行磁选除弱磁性矿物,磁选的磁感应强度为3000Gs,得到磁性杂质和磁选尾矿;

[0007] (2) 铜硫硫化矿混合浮选:将步骤(1)得到的磁选尾矿进行铜硫硫化矿混合浮选,采用一粗一精二扫的选矿流程,粗选加入丁黄药60g/t~80g/t,黑药30g/t~40g/t,2[#]油20g/t~30g/t;扫选一加入丁黄药30g/t~40g/t,黑药15g/t~20g/t,2[#]油10g/t~15g/t;扫选二加入丁黄药15g/t~20g/t,黑药5g/t~10g/t,2[#]油2g/t~5g/t;精选一为空白精选,不加入浮选药剂,得到铜硫混合浮选精矿和硫化矿浮选尾矿;

[0008] (3) 铜硫混合精矿铜硫分离:将步骤(2)得到的铜硫混合浮选精矿进行铜硫分离,采用一粗二精二扫的选矿流程,粗选加入石灰3000g/t~4000g/t、Z-200 30g/t~50g/t、2[#]油10g/t~20g/t;扫选一加入Z-200 10g/t~15g/t,2[#]油5g/t;扫选二加入Z-200 5g/t;精选一加入石灰1000g/t~1500g/t,精选二加入石灰300g/t~500g/t,得到铜精矿和硫精矿;

[0009] (4) 离心机重选预富集:将步骤(2)得到的硫化矿浮选尾矿给入SLon-1600型离心机重选预富集,在给矿浓度20%、冲洗水量为2.0L/min、转鼓转速为650r/min条件下,采用一粗一扫工艺流程,得到离心重选的精矿和离心尾矿;

[0010] (5) 白钨矿常温粗选:将步骤(4)得到的离心重选精矿进行白钨粗选,采用一粗二

精二扫的选矿流程,粗选加入碳酸钠2000g/t~2500g/t,水玻璃3000g/t~4000g/t,ZL 300g/t~400g/t;扫选一加入ZL 100g/t~150g/t;扫选二加入ZL 20g/t~40g/t;精选一、精选二为空白精选,不加入浮选药剂,得到白钨粗精矿和白钨粗选尾矿;

[0011] (6) 白钨粗精矿加温精选:将步骤(5)得到的白钨浮选粗精矿进行白钨加温精选,采用一粗四精二扫的选矿流程,加温精选过程中,加入ZL、 Na_2S 、 NaOH 、 Na_2CO_3 和水玻璃进行加温浮选,得到白钨精矿和白钨精选尾矿。

[0012] 步骤(6)所述白钨加温精选条件为:温度为90℃,搅拌浓度为56%,搅拌时间为80min。

[0013] 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%。

[0014] 本发明的有益效果在于:

[0015] (1) 预先进行弱磁选脱除磁铁矿,减少磁铁矿对钨铜硫浮选的干扰,优化了钨铜硫分选环境,有利于提高精矿品位;

[0016] (2) 弱磁选尾矿进行铜硫混合浮选,把所有的硫化矿混合浮选富集在一起,再单独分离得到精矿,混合浮选又相当于白钨矿浮选前脱硫,脱硫彻底,为选白钨矿浮选创造好的分选环境;

[0017] (3) 离心机重选对铜硫混合浮选尾矿进行抛尾,使白钨矿进一步得到富集,提高白钨矿精选的入选品位,减少白钨矿精选的给矿量,节省精选的浮选药剂用量,降低药剂成本;

[0018] (4) 粗选得到的白钨矿粗精矿,通过加温浮选,可以获得高品位的白钨精矿。

附图说明

[0019] 图1是本发明所述的从钨铜硫矿石中综合回收黄铜矿、白钨矿和硫铁矿的选矿方法的工艺流程图。

具体实施方式

[0020] 以下通过实施例对本发明的技术方案作进一步详细描述。

[0021] 实施例1

[0022] 本发明所述的从钨铜硫矿石中综合回收黄铜矿、白钨矿和硫铁矿的选矿方法,由以下步骤组成:

[0023] 将低品位含铜白钨矿磨矿调浆后,预先进行弱磁选脱磁铁矿等磁性杂质;弱磁选尾矿进行铜硫混合浮选,采用一粗一精二扫的选矿流程,得到铜硫混合浮选精矿和硫化矿浮选尾矿;铜硫混合精矿进行铜硫分离,采用一粗二精二扫的选矿流程,得到铜精矿和硫精矿;硫化矿浮选尾矿给入离心选矿机重选预富集,采用一粗一扫工艺流程,得到离心重选的精矿和离心尾矿;离心精矿进行白钨粗选,采用一粗二精二扫的选矿流程,得到白钨粗精矿和白钨粗选尾矿;白钨浮选粗精矿进行白钨加温精选,采用一粗四精二扫的选矿流程,得到白钨精矿和白钨精选尾矿。

[0024] 实施例2

[0025] 本发明所述的从钨铜硫矿石中综合回收黄铜矿、白钨矿和硫铁矿的选矿方法的一

个具体实例,由以下步骤组成:

[0026] 矿物原料:某低品位含铜白钨矿原矿中含 WO_3 0.38%、含铜0.32%、含硫4.25%,主要矿物有白钨矿、黄铁矿、磁铁矿、黄铜矿、石榴石、萤石、方解石、石英。

[0027] 采用实施例1的“弱磁除铁—铜硫混浮—铜硫分离—离心预富集—白钨粗选—加温精选”的工艺,得到铜精矿、钨精矿、硫精矿和尾矿,最终获得含 WO_3 56.85%、回收率为71.81%的钨精矿;含Cu 19.66%、回收率为74.95%的铜精矿;含S 42.36%、回收率为65.38%的硫精矿。用该工艺处理该尾矿,较好的回收了铜、硫、钨资源。实施例2的具体工艺条件和参数见表1,试验结果见表2。

[0028] 表1实施例2选矿工艺参数

工艺	工艺参数和条件	选矿指标
弱磁选脱磁性杂质	(1) 磨矿细度为-0.074mm 占 75%; (2) 磁感应强度为 3000Gs。	尾矿含 WO_3 0.39%、含 Cu 0.32%、含 S 4.26%。
[0029] 铜硫硫化矿混合浮选	(1) 粗选: 丁黄药 80 g/t, 黑药 40 g/t, 2#油 30 g/t; (2) 扫一: 丁黄药 40 g/t, 黑药 20 g/t, 2#油 15 g/t; (3) 扫二: 丁黄药 15 g/t, 黑药 10 g/t, 2#油 5 g/t。	混合粗精矿含 Cu 3.45%、含 S 28.43%; 尾矿中含 WO_3 0.45%。
铜硫混合精矿铜硫分离	(1) 粗选: 石灰 3000 g/t、Z-200 40 g/t、2#油 20 g/t; (2) 扫一: Z-200 10 g/t, 2#油 5 g/t; (3) 扫二: Z-200 5 g/t; (4) 精一: 加入石灰 1000 g/t,	铜精矿含 Cu 19.66%、回收率 74.95%; 硫精矿含 S 42.36%, 回收率 65.38%。
	(5) 精二: 石灰 400 g/t。	
离心机重选预富集	给矿浓度 20%、冲洗水量为 2.0 L/min、转鼓转速为 650 r/min。	精矿含 WO_3 2.24%, 回收率为 88.18%。
[0030] 白钨矿常温粗选	(1) 粗选: 碳酸钠 2000g/t, 水玻璃 4000 g/t, ZL 300 g/t; (2) 扫一: ZL 100 g/t; (3) 扫二加入 ZL 30 g/t; (4) 精一、精二为空白精选, 不加药剂。	精矿含 WO_3 6.52%, 回收率为 76.66%。
白钨粗精矿加温精选	(1) ZL、 Na_2S 、NaOH、 Na_2CO_3 和水玻璃; (2) 搅拌浓度为 56%, 温度为 90℃, 搅拌时间为 80min。	精矿含 WO_3 56.85%, 回收率为 71.81%。

[0031] 表2实施例2的选矿结果

名称	产率%	品位%			回收率%		
		Cu	WO ₃	S	Cu	WO ₃	S
铜精矿	1.22	19.66	0.32	43.66	74.95	1.03	12.53
[0032] 硫精矿	6.56	0.86	0.22	42.36	17.63	3.80	65.38
钨精矿	0.48	0.46	56.85	0.88	0.69	71.81	0.10
尾矿	91.74	0.02	0.10	1.02	6.73	23.36	21.98
原矿	100.00	0.32	0.38	4.25	100.00	100.00	100.00

[0033] 实施例3

[0034] 本发明所述的从钨铜硫矿石中综合回收黄铜矿、白钨矿和硫铁矿的选矿方法的另一个具体实例,由以下步骤组成:

[0035] 矿物原料:某低品位含铜白钨矿原矿中含WO₃ 0.36%、含铜0.35%、含硫3.56%,主要矿物有白钨矿、黄铁矿、磁铁矿、黄铜矿、石榴石、萤石、方解石、石英。

[0036] 采用实施例1的“弱磁除铁—铜硫混浮—铜硫分离—离心预富集—白钨粗选—加温精选”的工艺,得到铜精矿、钨精矿、硫精矿和尾矿,最终获得含WO₃ 58.48%、回收率为74.72%的钨精矿;含Cu 19.32%、回收率为75.07%的铜精矿;含S 41.55%、回收率为68.39%的硫精矿。用该工艺处理该尾矿,较好的回收了铜、硫、钨资源。实施例2工艺条件和参数见表3,试验结果见表4。

[0037] 表3实施例3选矿工艺条件和参数

工艺	工艺参数和条件	选矿指标
弱磁脱磁性杂质	(1) 磨矿细度为-0.074mm 占 75%; (2) 磁感应强度为 3000Gs。	尾矿含 WO ₃ 0.37%、含 Cu 0.35%、含 S 3.58%。
铜硫硫化矿混合浮选	(1) 粗选: 丁黄药 80 g/t, 黑药 30 g/t, 2#油 20 g/t; (2) 扫一: 丁黄药 40 g/t, 黑药 15 g/t, 2#油 10 g/t; (3) 扫二: 丁黄药 20 g/t, 黑药 10 g/t, 2#油 5 g/t。	混合粗精矿含 Cu 3.82%、含 S 26.58%; 尾矿中含 WO ₃ 0.42%。
[0038] 铜硫混合精矿铜硫分离	(1) 粗选: 石灰 4000 g/t、Z-200 50 g/t、2#油 20 g/t; (2) 扫一: Z-200 10 g/t, 2#油 5 g/t; (3) 扫二: Z-200 5 g/t; (4) 精一: 加入石灰 1500 g/t, (5) 精二: 石灰 300 g/t。	铜精矿含 Cu 19.32%、回收率 75.07%; 硫精矿含 S 41.55%, 回收率 68.39%。
离心机重选预富集	给矿浓度 20%、冲洗水量为 2.0 L/min、转鼓转速为 650 r/min。	精矿含 WO ₃ 2.32%, 回收率为 86.65%。
白钨矿常温粗选	(1) 粗选: 碳酸钠 2000g/t, 水玻璃 3500 g/t, ZL 300 g/t; (2) 扫一: ZL 150 g/t; (3) 扫二入 ZL 30 g/t; (4) 精一、精二为空白精选, 不加药剂。	精矿含 WO ₃ 5.88%, 回收率为 78.52%。
白钨粗精矿加温精选	(1) ZL、Na ₂ S、NaOH、Na ₂ CO ₃ 和水玻璃; (2) 搅拌浓度为 56%, 温度为 90℃, 搅拌时间为 80min。	精矿含 WO ₃ 58.48%, 回收率为 74.72%。

[0039] 表4实施例3的选矿结果

名称	产率%	品位%			回收率%		
		Cu	WO ₃	S	Cu	WO ₃	S
铜精矿	1.36	19.32	0.35	40.18	75.07	1.32	15.35
[0040] 硫精矿	5.86	0.85	0.36	41.55	14.23	5.86	68.39
钨精矿	0.46	0.54	58.48	0.88	0.71	74.72	0.11
尾矿	92.32	0.04	0.07	0.62	9.99	18.09	16.14
原矿	100.00	0.35	0.36	3.56	100.00	100.00	100.00

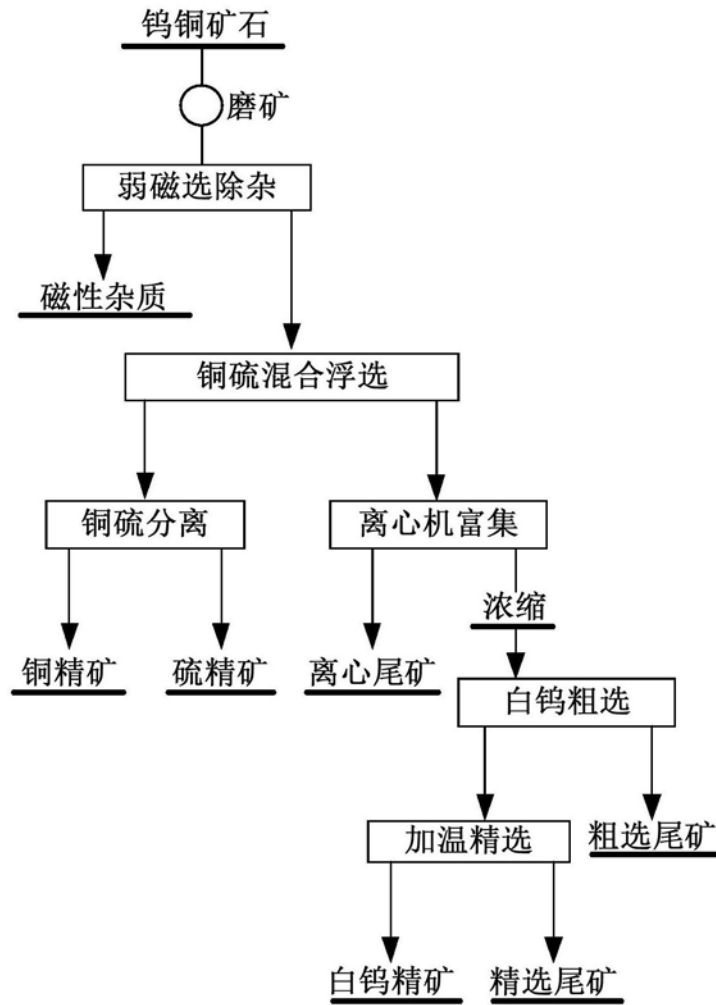


图1