



(12)发明专利申请

(10)申请公布号 CN 111589589 A

(43)申请公布日 2020.08.28

(21)申请号 202010470153.8

B03B 7/00(2006.01)

(22)申请日 2020.05.28

B03B 9/00(2006.01)

(71)申请人 南京银茂铅锌矿业有限公司
地址 210033 江苏省南京市栖霞区栖霞街89号

B03D 1/02(2006.01)

B03D 101/06(2006.01)

B03D 101/02(2006.01)

B03D 103/04(2006.01)

(72)发明人 缪建成 陈如凤 马斌 汤成龙
毕康颖 尹君 芮凯 韩梦婷
范寻 胡继华

(74)专利代理机构 南京科阔知识产权代理事务所(普通合伙) 32400

代理人 王清义

(51)Int.Cl.

B03D 1/012(2006.01)

B03D 1/002(2006.01)

B03B 1/00(2006.01)

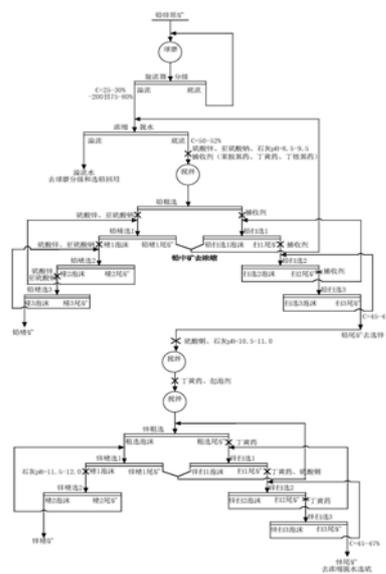
权利要求书1页 说明书6页 附图3页

(54)发明名称

一种高浓度高效铅锌选矿工艺方法

(57)摘要

本发明公开了一种高浓度高效铅锌选矿工艺方法,铅锌原矿经过磨矿、分级、浓缩脱水、选铅(银)、选锌,选铅部分中矿即铅精选1尾矿和铅扫选1泡沫一起与原矿混合二次循环进入原矿浓缩机再次浓缩,实现铅锌银高浓度高效选别。矿浆在浓缩后,利用浮选机将好浮的铅银快速产出进入铅精矿,利用浓缩机将中矿中较难浮的铅银继续与药剂作用,与原矿一起进入选铅粗、精选,使其充分上浮进入铅精矿,而铅中矿中的锌和黄铁矿继续受到抑制进入铅尾矿,选铅浓度始终控制在50-52%,铅尾浓度稳定在45-47%去选锌。该工艺方法,不仅精矿品位和回收率大幅度提高,而且流程稳定、控制方便、水电药剂消耗低,回水全部利用。



1. 一种高浓度高效铅锌选矿工艺方法,包括以下步骤:

铅锌原矿在球磨分级后,旋流器分级溢流质量浓度在25—30%、细度-200目占75—80%,经过原矿浓缩机浓缩脱水至质量浓度50-52%去选铅前搅拌桶,加入硫酸锌300-350g/t、亚硫酸钠100-150g/t、石灰1000-1200g/t抑制锌矿物和黄铁矿,加入苯胺黑药、丁胺黑药、丁基黄药组成的组合捕收剂40-50g/t,搅拌后进入浮选机进行铅粗选,铅粗选泡沫经过3次精选后获得铅精矿、铅粗选尾矿经过3次扫选,将可浮的剩余铅银选净,铅精选3尾矿返回铅精选2、铅精选2尾矿返回铅精选1,铅扫选3泡沫返回铅扫选2、铅扫选2泡沫返回铅扫选1,循序返回;铅精选1、铅精选2、铅精选3各加入硫酸锌80-100g/t、亚硫酸钠40-50g/t;铅扫选1、铅扫选2、铅扫选3各加入组合捕收剂10-15g/t;

铅尾矿加入硫酸铜350-400g/t活化锌、石灰2500-3000g/t抑制黄铁矿、加入丁基黄药180-250g/t捕收锌,起泡剂8-10g/t,经过2次搅拌、1次锌粗选2次锌精选3次锌扫选,获得锌精矿;

其特征是:

铅精选1尾矿和铅扫选1泡沫一起进入原矿浓缩机,带走大量的水,浓缩至底流质量浓度50-52%,底流泵至选铅前搅拌桶,与选铅药剂作用后再次进入铅粗选选铅银。

2. 根据权利要求1所述的高浓度高效铅锌选矿工艺方法,其特征是:浓缩溢流水返回球磨分级和选铅使用。

3. 根据权利要求1所述的高浓度高效铅锌选矿工艺方法,其特征是:所述组合捕收剂中,质量比为苯胺黑药:丁胺黑药:丁基黄药=8:1:1。

一种高浓度高效铅锌选矿工艺方法

技术领域

[0001] 本发明涉及到一种选矿工艺方法,具体涉及到一种高浓度高效铅锌选矿工艺方法。

背景技术

[0002] 铅锌资源是我国重要的矿产资源,现有的铅锌有色矿山近千座,主要是铅锌银多金属硫化矿。铅、锌精矿是生产金属铅、锌、白银、铅、锌化合物等的主要原料。如何利用好有限的铅锌矿产资源、提高铅锌的选矿回收率无论是企业还是国家都显得尤为重要。

[0003] 在铅锌有色金属矿山中,我国目前铅锌浮选的传统选矿工艺是磨矿、分级、浮选铅、浮选锌,铅锌浮选一般采用1次粗选+3-4次扫选+2-3次精选依次顺序返回流程,浮选设备绝大多数采用的是浮选机。传统的选矿工艺方法由于分级溢流入选矿浆浓度低、浮选过程中泡沫冲泡水多、矿浆体积大、流程长,导致很难进一步提高铅锌银选矿回收率和精矿品位,同时还存在水电药耗高,操作稳定性差,造成选矿成本高等问题。

发明内容

[0004] 本发明提供一种不仅精矿品位和回收率大幅度提高,而且流程稳定、控制方便、水电药剂消耗低,回水全部利用的高浓度高效铅锌选矿工艺方法,它解决了入选矿浆浓度低、泡沫冲泡水对浮选浓度影响大、矿浆体积大、浮选时间短、稳定性差、铅锌银多金属矿精矿品位和选矿回收率不够高、水电药耗多的问题。

[0005] 本发明提供如下技术方案:一种高浓度高效铅锌选矿工艺方法,包括以下步骤:

[0006] 铅锌原矿在球磨分级后,旋流器分级溢流质量浓度在25—30%、细度-200目占75—80%,经过原矿浓缩机浓缩脱水至质量浓度50-52%去选铅前搅拌桶,加入硫酸锌300-350g/t、亚硫酸钠100-150g/t、石灰1000-1200g/t抑制锌矿物和黄铁矿,加入苯胺黑药:丁胺黑药:丁基黄药=8:1:1的组合捕收剂40-50g/t,搅拌后进入浮选机进行铅粗选,铅粗选泡沫经过3次精选后获得铅精矿、铅粗选尾矿经过3次扫选,将可浮的剩余铅银选净,铅精选3尾矿返回铅精选2、铅精选2尾矿返回铅精选1,铅扫选3泡沫返回铅扫选2、铅扫选2泡沫返回铅扫选1,循序返回;铅精选1、铅精选2、铅精选3各加入硫酸锌80-100g/t、亚硫酸钠40-50g/t;铅扫选1、铅扫选2、铅扫选3各加入组合捕收剂10-15g/t,铅回收率不低于92%、铅中银回收率不低于63%;

[0007] 铅尾质量浓度45-47%,加入硫酸铜350-400g/t活化锌、石灰2500-3000g/t抑制黄铁矿、加入丁基黄药180-250g/t捕收锌,起泡剂8-10g/t,经过2次搅拌、1次锌粗选2次锌精选3次锌扫选,获得锌精矿,锌主品位不低于50%、锌回收率不低于91%;

[0008] 铅精选1尾矿和铅扫选1泡沫一起进入原矿浓缩机,带走大量的水,浓缩至底流质量浓度50-52%,底流泵至选铅前搅拌桶,与选铅药剂作用后再次进入铅粗选选铅银。

[0009] 作为对上述的高浓度高效铅锌选矿工艺方法的进一步改进,浓缩溢流水返回球磨分级和选铅使用。

[0010] 作为对上述的高浓度高效铅锌选矿工艺方法的进一步改进,所述组合捕收剂中,质量比为苯胺黑药:丁铵黑药:丁基黄药=8:1:1。

[0011] 本发明的高浓度铅锌选矿方法,铅粗选浮选质量浓度稳定控制在50-52%,铅尾质量浓度稳定达到45-47%。比没有原矿浓缩的常规浮选工艺流程的铅粗选和铅尾质量浓度均要高15-20个百分点,比铅精选1尾矿和铅扫选1泡沫——一部分中矿直接返回铅粗选的原矿浓缩选铅流程,粗选和铅尾质量浓度均要高10-12个百分点。

[0012] 本发明的铅精选1尾矿与原矿混合二次循环进入原矿浓缩机同浓缩共选别铅(银)选矿工艺方法,铅精选1尾矿自流进入原矿浓缩,该部分中矿量产生的多与少,对粗选矿浆液面的稳定性几乎没有影响,浓缩底流流量恒定,粗选矿浆液面几乎不变;精选刮量多与少,对粗选影响极小。

[0013] 本发明的铅扫选1泡沫与原矿混合二次循环进入原矿浓缩机同浓缩共选别铅(银)锌选矿工艺方法,铅扫选1泡沫自流进入原矿浓缩,该部分中矿量产生的多与少,对粗选矿浆液面的稳定性几乎没有影响,浓缩底流流量恒定,粗选液面几乎不变;扫选刮量多与少,对粗选影响极小。

[0014] 本发明的铅精选1尾矿和铅扫选1泡沫——一部分中矿与原矿混合二次循环同浓缩共选别铅锌选矿方法,原矿中好浮的铅银较快地在粗选浮出进入产品,难浮的铅银有更多时间与药剂作用让其上浮,锌和黄铁矿得到进一步抑制,实现了与药剂差异化作用,铅银回收率更高、铅里含锌硫更低,铅精矿主品位提高。

[0015] 本发明的高浓度高效铅锌选矿工艺方法,选铅浓度大幅度提高,粗选、精选、扫选相对独立,流程稳定,浮选矿浆体积大幅度减少,选铅银浮选时间延长,铅药剂用量减少,设备少,电耗低,选铅主品位和铅银回收率显著提高。

[0016] 本发明的铅高浓度高效铅锌选矿工艺方法,尾高浓度选锌,铅尾无需浓缩就使选锌浓度大幅度提高,浮选矿浆体积大幅度减少,锌浮选时间延长,锌药剂用量减少,选锌主品位和回收率显著提高。

[0017] 本发明的高浓度高效铅锌选矿工艺方法,选矿药剂仍为常规普通药剂,原矿和中矿浓缩废水全部用于磨矿分级和选铅,回水中药剂在磨矿、浓缩时充分与矿物提前作用,更有利于矿物分离。

附图说明

[0018] 图1为常规浓度铅锌选矿工艺方法流程图;

[0019] 图2为原矿浓缩中矿顺序返回铅锌选矿工艺方法流程图;

[0020] 图3为本发明的一种高浓度高效铅锌选矿工艺方法流程示意图。

[0021] 图中C代表质量浓度。

具体实施方式

[0022] 下面通过实施例结合附图对本发明作进一步的描述。

[0023] 实施例1

[0024] 本实施例1的矿石性质为:铅锌硫化矿原矿品位:Pb3.2%,Zn5.8%,S29%,Ag125g/t,矿石氧化率为:Pb5.52%,Zn4.85%。选矿工艺流程见图1,原矿分级溢流无浓缩,

常规浓度选铅、选锌；铅精1尾矿和扫1泡沫(中矿)顺序返回铅粗选再选。

[0025] 实施例1的技术工艺条件为：选铅：磨矿细度-200目(-0.074mm)为80%；选铅粗选初始浓度为30%；选铅药剂条件为：苯胺黑药：丁基黄药：丁铵黑药=8:1:1,80g/t,硫酸锌1000g/t,亚硫酸钠600g/t,石灰1500g/t(矿浆pH 9.0)；选锌：选锌粗选初始浓度为25%，硫酸铜480g/t、石灰4000g/t、丁基黄药250g/t、起泡剂(松醇油)30g/t。生产试验结果见表1。

[0026] 表1：实施例1试验指标

名称	产率 (%)	品位				回收率 (%)			
		铅 (%)	锌 (%)	硫 (%)	银 (g/t)	铅	锌	硫	银
铅精矿	4.78	59.45	5.64	20.20	1547	88.52	4.63	3.32	59.17
[0027] 锌精矿	10.31	1.02	50.33	30.89	161	3.27	89.15	10.95	13.28
尾矿	84.91	0.31	0.43	29.36	41	8.21	6.22	85.73	27.55
原矿	100	3.21	5.82	29.08	125	100	100	100	100

[0028] 实施例2

[0029] 本实施例2矿石性质和矿物组成与实施例1相同。选矿工艺流程见图2,原矿分级溢流浓缩后高浓度去选铅、选锌；铅精1尾矿和扫1泡沫(中矿)顺序返回铅粗选再选。

[0030] 实施例2的技术工艺条件为：选铅：磨矿细度-200目(-0.074mm)为80%；选铅粗选初始浓度为50-52%；选铅药剂条件为：苯胺黑药：丁基黄药：丁铵黑药=8:1:1,70g/t,硫酸锌800g/t,亚硫酸钠500g/t,石灰1200g/t(矿浆pH 9.0)；选锌：选锌粗选初始浓度为35%，硫酸铜450g/t、石灰3500g/t、丁基黄药220g/t、起泡剂(松醇油)20g/t。生产试验结果见表2。

[0031] 表2：实施例2试验指标

名称	产率 (%)	品位				回收率 (%)			
		铅 (%)	锌 (%)	硫 (%)	银 (g/t)	铅	锌	硫	银
铅精矿	4.85	60.13	5.12	20.02	1685	91.42	4.27	3.34	65.91
[0032] 锌精矿	10.49	0.97	50.57	30.58	153	3.19	91.3	11.04	12.94
尾矿	84.66	0.2	0.3	29.39	31	5.39	4.43	85.62	21.15
原矿	100	3.19	5.81	29.06	124	100	100	100	100

[0033] 实施例3：

[0034] 本实施例3矿石性质和矿物组成与实施例1、2相同。选矿工艺流程见图3。实施例2的技术工艺条件为：

[0035] 原矿分级溢流浓缩后高浓度去选铅、选锌；铅精1尾矿和扫1泡沫(中矿)与原矿一起自流进入原矿浓缩机，与原矿混合浓缩后返回铅粗选再选。

[0036] 具体为：铅锌原矿在球磨分级后，旋流器分级溢流质量浓度控制在25—30%、细度-200目(74微米)占75—80%，分级溢流经过浓缩脱水至质量浓度50-52%去选铅前搅拌桶，加入硫酸锌300-350g/t、亚硫酸钠100-150g/t、石灰1000-1200g/t(pH=8.5-9.5)抑制锌矿物和黄铁矿，加入组合捕收剂(苯胺黑药：丁铵黑药：丁基黄药=8:1:1)40-50g/t,搅拌10分钟,通过管道进入浮选机铅粗选,铅粗选泡沫经过3次精选后获得铅精矿、铅粗选尾矿经过3次扫选,将可浮的剩余铅银选净,精3尾矿返回精2、精2尾矿返回精1,扫3泡沫返回扫2、扫2泡沫返回扫1,循序返回。精选1、精选2、精选3各加入硫酸锌80-100g/t、亚硫酸钠40-

50g/t;扫选1、扫选2、扫选3各加入组合捕收剂10-15g/t。

[0037] 铅精选1尾矿和扫选1泡沫一起自流进入原矿浓缩机,与原矿混合浓缩,浓缩至底流质量浓度50-52%,底流用砂泵打至选铅前搅拌桶,与选铅药剂作用后再次进入铅粗选选铅银,浓缩溢流水返回球磨分级和选铅使用。

[0038] 铅尾质量浓度45-47%,加入硫酸铜350-400g/t活化锌、石灰2500-3000g/t抑制黄铁矿、加入丁基黄药180-250g/t捕收锌,起泡剂8-10g/t,经过2次搅拌、1粗2精3扫,获得锌精矿。

[0039] 生产试验指标见表3。

[0040] 表3:实施例3试验指标

名称	产率 (%)	品位				回收率 (%)			
		铅 (%)	锌 (%)	硫 (%)	银 (g/t)	铅	锌	硫	银
[0041] 铅精矿	4.95	60.53	4.98	19.87	1728	93.63	4.23	3.38	68.43
锌精矿	10.63	0.87	51.28	30.34	135	2.89	93.5	10.74	11.48
锌尾矿	84.42	0.13	0.16	29.6	30	3.48	2.27	85.88	20.09
原矿	100	3.2	5.83	29.1	125	100	100	100	100

[0042] 本实施例3中铅精矿主品位60.53%、铅回收率93.63%、铅中银回收率68.43%;锌精矿主品位51.28%、锌回收率93.50%;原矿与中矿的浓缩废水全部直接回用,选矿废水100%回用,铅锌能耗节约20-25%,药剂成本降低15-20%,选矿冲泡沫水也节约15-20%。

[0043] 表4:各实施例比较

序号	内容	实施例 1	实施例 2	实施例 3 (本发明)	备注
[0044]					

	1	原矿品位	Pb3.2%、Zn5.8%、S29%、Ag125g/t			性质相同
	2	分级浓细度	浓度30%、细度-200目占75—80%			相同
	3	原矿浓缩脱水	无	有	有	
	4	铅粗选入选浓度	30%	40%	50%	
	5	铅精1尾矿	直接返回粗选	直接返回粗选	浓缩后返回粗选	
	6	铅扫1泡沫	直接返回粗选	直接返回粗选	浓缩后返回粗选	
	7	选锌入选浓度	25%	35%	45%	
	8	选铅捕收剂用量	80g/t	70g/t	60g/t	
[0045]	9	选铅抑制剂用量	硫酸锌 1000 g/t、 亚硫酸钠 600 g/t、 石灰 1500 g/t	硫酸锌 800 g/t、 亚硫酸钠 500 g/t、 石灰 1200 g/t	硫酸锌 700 g/t、 亚硫酸钠 400 g/t、 石灰 1000 g/t	
	10	铅锌浮选电耗	17kwh/t	13 kwh/t	12 kwh/t	
	11	铅精矿主品位	59.45%	60.13%	60.53	
	12	铅回收率	88.52%	91.42%	93.63%	
	13	铅中银回收率	59.17%	65.91%	68.43%	
	14	锌精矿主品位	50.33	50.57	51.28	
	15	锌回收率	89.15	91.3	93.5	
	16	浮选液面稳定性	差	较好	好	
	17	选矿用水	全部回水	全部回水	全部回水	

[0046] 实施例3的高浓度高效铅锌选矿工艺方法,铅锌原矿经过磨矿、分级、浓缩脱水、选铅(银)、选锌,选铅部分中矿返回原矿浓缩池一起浓缩再一同选铅,实现铅锌银高浓度高效选别。该选矿工艺方法,利用浮选机将好浮的铅银快速产出进入铅精矿,利用浓缩机将中矿中较难浮的铅银继续与药剂作用,与原矿一起进入选铅粗、精选,使其充分上浮进入铅精矿,而铅中矿中的锌和黄铁矿继续受到抑制进入铅尾矿,选铅浓度始终控制在50-52%,铅尾浓度稳定在45-47%去高浓度选锌。

[0047] 所述铅精选1尾矿自流进入原矿浓缩,带走大量的水,使粗选浮选浓度不受粗选、精选泡沫补加水降低浓度的影响,该部分中矿量产生的多与少,对粗选矿浆液面的稳定性几乎没有影响,浓缩底流砂泵转速不变,粗选液面几乎不变;精选刮量多与少,对粗选影响极小。

[0048] 所述铅扫选1泡沫自流进入原矿浓缩,带走大量的水,使扫选浮选浓度不受粗选、精选、扫1泡沫补加水降低浓度的影响,该部分中矿量产生的多与少,对粗选矿浆液面的稳定性几乎没有影响,浓缩底流砂泵转速不变,粗选液面几乎不变;扫选刮量多与少,对粗选影响极小。

[0049] 该铅锌银选矿工艺方法,不仅精矿品位和回收率大幅度提高,而且流程稳定、控制方便、水电药剂消耗低,回水全部利用,很好地解决了铅锌浮选流程长、浓度低、选矿指标不够高、水电药剂消耗高、操作不够稳定的问题,对提高铅锌银回收率和精矿质量、节能降耗、

清洁生产具有十分重要的意义。

[0050] 该技术不仅适用于铅锌多金属硫化矿选矿,也适用于其它有色金属矿硫化矿的选矿。

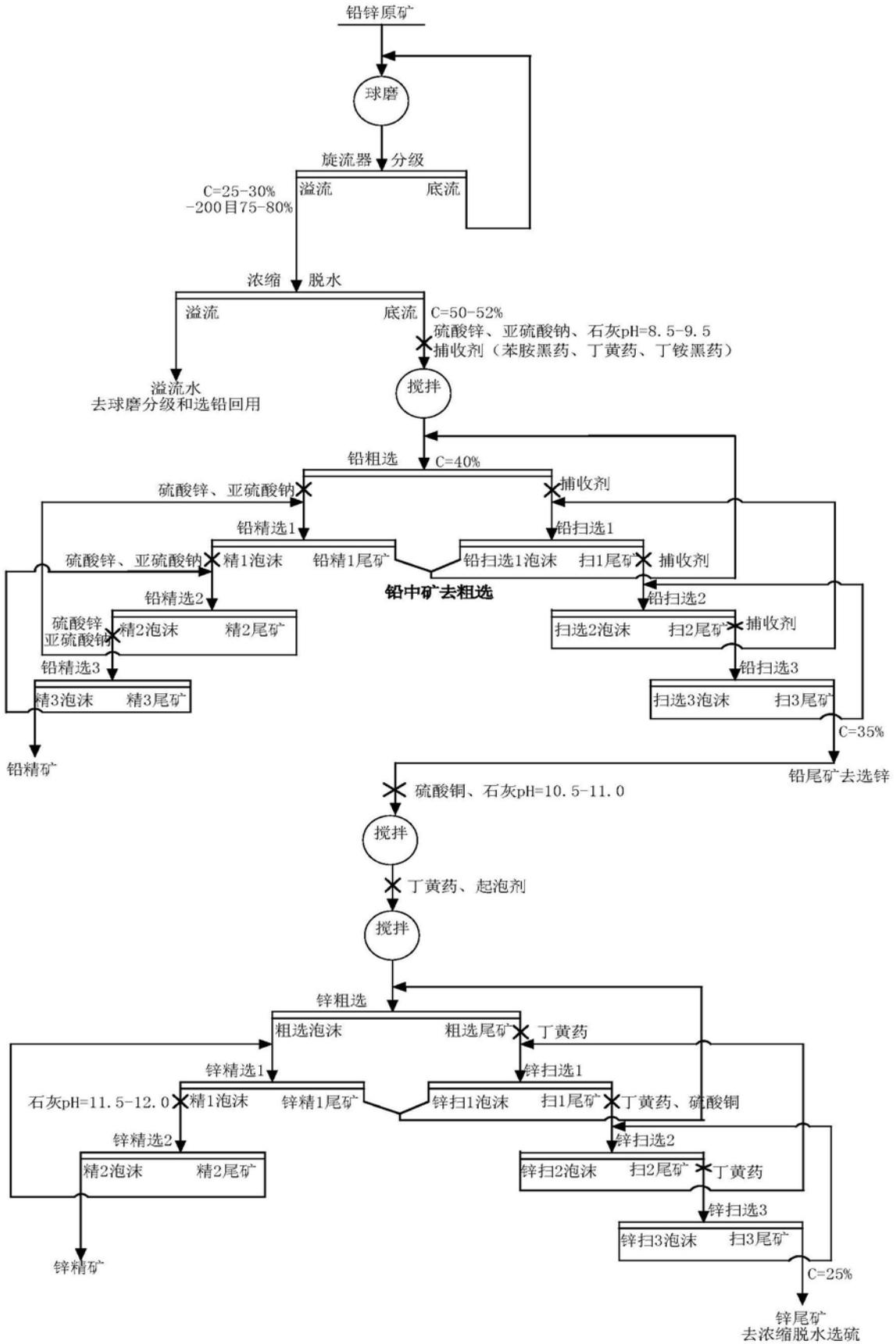


图2

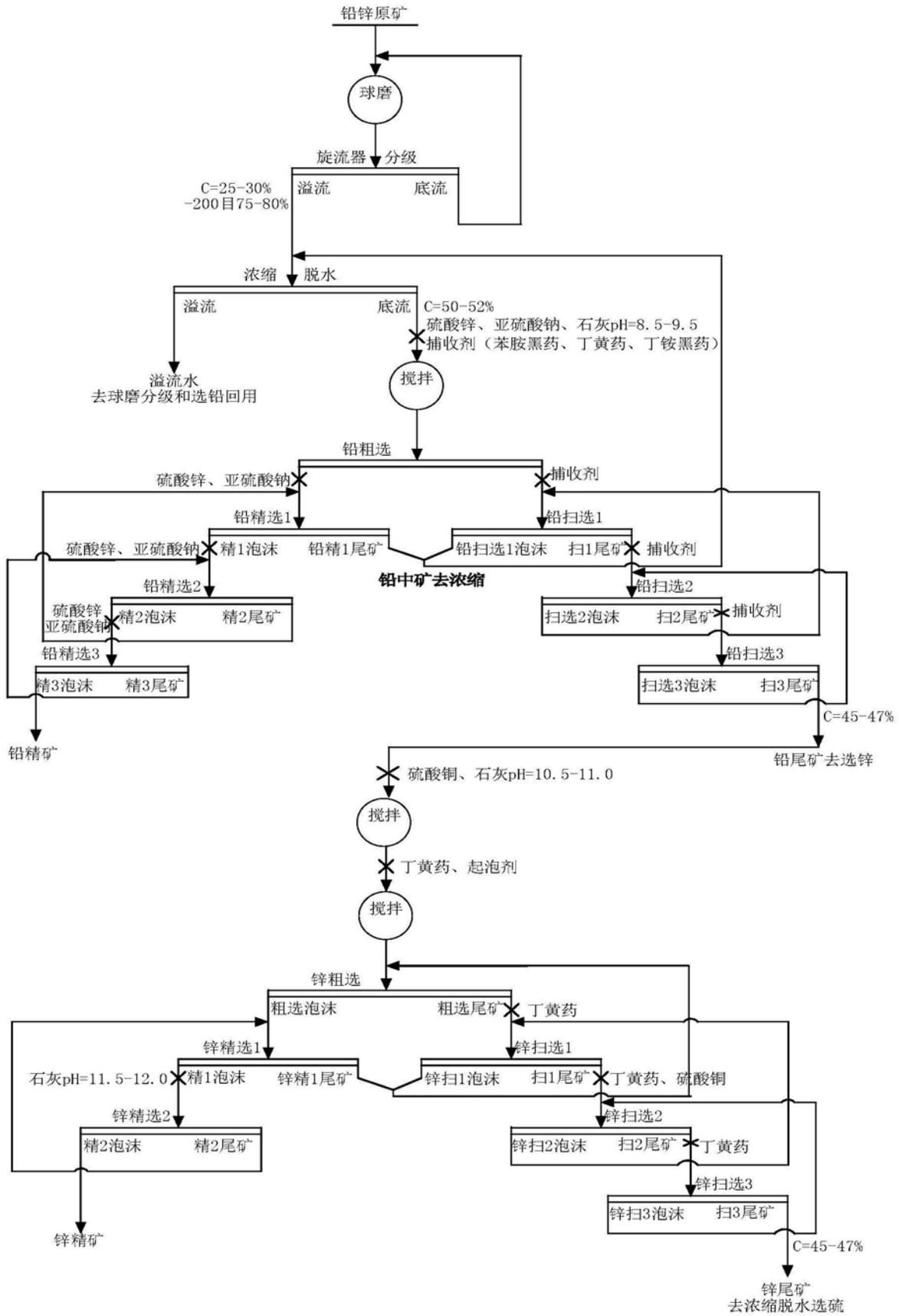


图3