

黄金译文集

2

1974

吉林省冶金研究所情报室

目 录

含 FeS_2 , $FeAsS$ 和 Te 的难选金矿的研究

С.М. АНИСИМОВ, Н.В. СВИСТУНОВ, Л.П. МАКЕДОНОВА(苏) 1

从列宁诺夫斯克选矿厂多金属矿石中回收单体金

В.И. ЯЕМИНОВ(苏) 10

✓关于氰化溶液中的杂质对金溶解的影响

В.Т. ЛЕБЕДЕВА, Ю.М. ЧИКИН, И.К. СКОБЕЕВ, Л.Л. ЗАВЬЯЛОВА(苏) · 20

用季铵化合物从氰化溶液中萃取贵金属

Г.Н. ШИВРИН, А.С. БАСОВ, Б.Н. ЛАСКОРИН,

Е.М. ШИВРИНА(苏) 25

用AM 26阴离子交换剂吸附金

Б.Н. ЛАСКОРИН, Г.И. САЯОВНИКОВА, Ю.П. НОВИКОВ,

А.П. ЛЕБЕДЕВА, А.Н. ЕРЕМКИНА(苏) 34

关于产铜工业 I 中附带回收金和银的问题

Л.М. ГАЗАРЯН, М.С. ЛИПИХИНА(苏) 38

对不同类型顽固含金槽矿的氯化挥发试验

М.Н. ЗЫРЯНОВ, А.П. НИВИН(苏) 50

含 FeS_2 , $FeAs$ 和 Te 的难选金矿石的研究

С.М. АНИСИМОВ, Н.В. СВИСТУНОВ, Л.П. МАКЕДОНОВА [苏]

文章中叙述了对某矿床矿石的四种矿样进行工艺研究的结果。这些矿样是根据对矿床的研究和主要探矿工作的进展情况在不同时期内取出来的。1号矿样和4号矿样的取出时间相距有十一年。根据巷道深度不同,矿样化学组成的变化情况列入表1。

矿样的化学成分 %

表 1.

矿样号	SiO_2	Al_2O_3	MgO	CaO	Fe	S (总)	SO_4	As	As (黄铁矿)	Sb	Cu	Ni	Te 毫克/克	Au 毫克/克	Ag 毫克/克
1	69.8	7.2	4.1	3.1	6.2	0.17	0.02	0.43	0.18	0.02	0.11	0.10	17.0	13.6	11.0
2	57.2	2.7	9.5	4.7	7.7	0.62	0.02	0.43	0.38	0.05	0.13	0.12	30.0	13.6	16.0
3	52.0	6.6	9.2	4.1	7.1	3.03	0.09	0.38	0.18	0.07	0.08	0.35	50.0	10.8	11.9
4	53.1	2.0	14.1	1.5	5.9	4.45	0.06	0.47	0.07	0.04	0.02	0.17	23.0	16.5	27.7

1. 1号和2号矿样是在维·格·阿根叶洛夫教授指导下研究的。

3和4号矿样是经特·伊·伊万诺夫研究的。

1号矿样来自含有少量硫化矿物(0.7%)的矿床上部,将矿石磨碎到-0.074毫米的占89%时,矿石中用氰化法溶解的金可占原矿石含金量的91.1%。用氰化物不能溶解的金为8.9%,其中58%的金是被氰化物不溶解的薄膜所覆盖,2.1%的金被包裹在硫化物和砷化物中,余下1%在石英中未

单体分离出来。将矿石进行焙烧，然后在空气和冷水中冷却的焙砂进行氰化（如图1曲线1和曲线3所示），就可按97%以上的金回收得到氰化溶液，此时尾矿的金品位为0.25—0.35克/吨（见曲线5和曲线7）。

回收率的下降（曲线1和曲线3）是由于在焙烧过程中金表面生成易熔薄膜所致。因为对全部矿石进行焙烧—氰化的结果和直接氰化相比，从1吨原矿中只能多回收约0.6克金，所以在矿石处理工艺流程中就取消了焙烧。

对于1号矿样来说，是

议采用直接氰化与纸面溜槽预先分离游离金和堆选金的流程。此时，溜槽精矿产率为2.6%，其金回收率为16.4%，转为氰化溶液的金回收率为74.4%。氰化尾矿中含有0.9克/吨金。 NaCN 的用量为1.0公斤/吨。

2号矿样：为含12%的硫化物，其中 FeAs_2S 为0.1%， FeS_2 为1.1%（这时80%的砷呈氧化状态）。Fe的含量（见表1）为30克/吨。由于2号矿样中硫化物含量增多的结果，硫化物

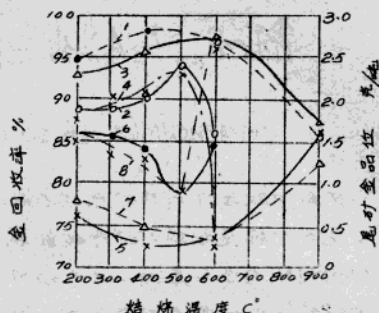


图1. 矿石焙烧温度对由焙砂转到氰化溶液中的金回收率的影响。
在空气中使焙砂冷却：1—1号矿样；2—2号矿样；用水冷却：3—1号矿样；4—2号矿样；对用空气冷却的焙砂氰化后的尾矿中的金品位：5—1号矿样，6—2号矿样。用水冷却的焙砂：7—1号矿样，8—2号矿样。

中金的数量亦增多了。在将矿石磨碎到-0.074毫米的占99%的情况下，被色裹在硫化物中的金占原矿中总含金量的54%，被氰化物不溶的薄膜所覆盖的金数量实际上并无改变(5.9%)。被氰化物不溶的总金量为11.7%，或者说1.6克/吨。

采用 NaOH 和 HCl 溶液对矿石预先处理后，再进行氰化，结果证明：在金表面上的薄膜具有不同的性质。看来，薄膜是由25%的磷酸亚铁(FeAsO_4)与75%的氧化铁和氢氧化亚铁所组成。显然，用 NaOH 和 HCl 处理矿石来除掉这些薄膜，从而提高金回收率的方法是很不合理的，因为其药剂的用量太大。

对矿石进行焙烧和浮选是回收难选金的切实可行的办法。

2号矿样的焙烧温度对随后在空气和冷水中冷却的焙砂氰化结果的影响情况如图1所示。在空气冷却后的焙砂中金的最髙回收率可达到93.7%，其尾矿的金品位为0.85克/吨。而用冷水冷却后的焙砂中得到的金回收率为93.5%，尾矿中金品位亦为0.85克/吨，也就是说两个结果是相同的。 NaCN 的用量约为18公斤/吨， CaO 的用量为9公斤/吨以上。

当药利用量为：水玻璃2公斤/吨，丁基黄药100克/吨，甲酚黑药90克/吨，松油35—40克/吨，粗选时间为10分，第I次精选时间为10分，第II次精选时间为5分，第II次精选时间为7—8分的条件下，对磨碎到-0.074毫米占80—82%的原矿进行浮选，可得到成品浮选精矿，其产率为7%，金品位为40克/吨，金回收率为23%。再选尾矿的金品位为9.5克/吨。

当 NaCN 用量为11公斤/吨的情况下，对再选尾矿进行氰化可以回收91.6%的金(即佔原矿中含金量的64%)。废弃尾矿中仍含有0.8克/吨的不溶金。

这就证明：将原矿进行两段浮选(即原矿磨碎至-0.074

毫米占56%后,进行第I段浮选;然后将I段浮选尾矿再磨碎至-0.074毫米占82%后进行第II段浮选)就可以得到:a)投金的总回收率提高2%;b)使II段浮选尾矿中金品位几乎降低2%;c)使II段浮选尾矿中硫品位降到0.05%(在I段浮选尾矿中硫品位则为0.13%)。

将原矿焙烧及其熔砂氰化的工艺流程与对原矿浮选、浮选尾矿进行氰化以及在铜冶炼厂熔炼浮选精矿的工艺流程在经济上作一比较,就可看出上述两种流程大致相同。为了以2号矿样的原矿中回收金,建议采用浮选,对浮选尾矿进行氰化以及在铜冶炼厂熔炼浮选精矿的工艺流程。

3号矿样:为矿床中间地带的矿石(即在氧化矿石与硫化矿石之间的地带)。矿石中含有复杂的矿物混合物,其中有石英、方解石、白云石、绿泥石以及阳起石、蛇纹石和滑石等。在非金属矿物中还夹有呈细脉的金属矿物:金、银、黄铁矿、一种黄铁矿、辉钨矿、黄铜矿、黝铜矿和砷化物(砷铝矿、砷金矿、砷金银矿、砷银矿、砷铋矿、针砷银金矿)。这种矿样的特点是矿石中含硫化物较多(超过6%),砷黄铁矿和其他硫化物的氧化程度高,金在矿石中为细粒浸染,其中有些仅为1微米。矿石中金的浸染特性和物相分析的结果列入表2,它很少由于磨碎程度不同而发生变化。矿石中45%以上的金不能进行氰化,35%的金包裹在硫化物中,这比2号矿样中高5.5倍。由于这种金的包裹体特性,因此,采用直接氰化法从矿石中回收金是不可能的。

为了去除金表面上的薄膜并按硫化物中包裹的金单体分离,曾在450°C温度下对矿石进行一段焙烧和450、800°C温度下将矿石进行两段焙烧,然后对空气和冷水中冷却后的渣砂进行氰化的方法做了试验。在第一种情况下,所得到的金回收率与

3号矿样中金自载体状态的物相分析% 表2

金	-0.074毫米粒级%				
	66.7	73.5	88.0	93.2	98.1
单体金	8.5	11.0	11.0	10.2	8.5
连生体中的金	43.8	40.8	41.7	43.7	40.1
薄层所覆盖的金	10.1	12.5	10.7	14.2	12.6
硫化物中的金	36.7	34.8	35.1	31.0	37.9
包裹在石英中的金	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9

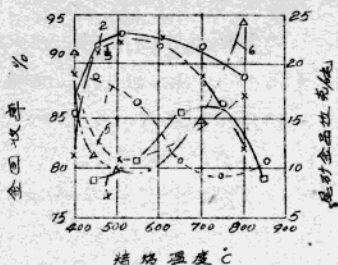


图2. 浮选精矿焙烧温度对由

焙砂转入氰化溶液中金回收率的影响。

用水冷却的焙砂：1-3号矿样；2-4号矿样；
用空气冷却的焙砂：3-4号矿样，用水冷却焙砂
氰化尾矿金品位：4-3号矿样；5-4号矿样；
用空气冷却焙砂氰化尾矿金品位；6-4号矿样。

焙砂的冷却方法无关，其回收率到氰化溶液中的金仅有62-64%，氰化尾矿中金品位为4.0-4.2克/吨，在二种情况下，

对冷水冷却后的焙砂进行氰化，可回收80%的金，氰化尾矿中金品位为2.4克/吨。如果对空气冷却后的焙砂进行氰化，金的回收率还达不到60%，氰化尾矿金品位就达到4.4克/吨。

从焙砂中所得的金回收率低的

原因在黄金与砷化物中的砷形成化学键，而在金表面上生成不被氰化物所溶解的易熔薄膜所致。

浮选是在矿石氰化之前从原矿中回收大部分难选金的最合理的方法，原矿的浮选条件如下：磨矿细度为-0.074毫米占83%；石灰(100%CaO)用量0.5公斤/吨，丁基黄药200克/吨，甲酚黑药150克/吨；粗选时间12分；I次精选20分，II次精选18分。成品精矿产率为8.8-9.2%，金品位为56-58克/吨。

金回收率为49.2-48.2%。

对金品位为5克/吨以上的浮选尾矿需进行氰化。在NaCN用量为1.1公斤/吨和CaO用量为6.3公斤/吨的条件下，氰化溶液中的金回收率为75%（为原矿中金含量的38%）。氰化尾矿中金品位为1.4克/吨。

对浮选精矿（含SiO₂ 23.3%，CaO 1.04%，MgO 7.62%，Al₂O₃ 3.31%，Fe 26.5%，S 27.7%，As 2.02%，Cu 0.89%，Fe 190克/吨，Ag 62.5克/吨）的处理，建议采用下列两种方法中的任何一种均可：或者送到铜冶炼厂熔炼成冰铜，或是经低温（450°C）焙烧后就地进行氰化。

焙烧温度对于用氰化法处理用冷水冷却后的焙砂所得的金回收率的影响如图2（曲线1）所示。如同将原矿进行焙烧时一样（见图1），在450°C的温度下从焙烧后的精矿中所得的金回收率曲线为最高。在最高点，金回收率为88.4%（为原矿中金含量的45.5%），氰化尾矿中金品位为8.7克/吨焙砂（0.6克/吨原矿）。如果将尾矿换算成原矿来表示，其总的金品位为1.9克/吨，由浮选尾矿和精矿转为氰化溶液的总金回收率为80.5%。

4号矿样基本上属于硫化矿带，因为含硫量达到了44.5%（见表1），硫化物含量达到7%±故。

4号矿样的主要金属矿物与2号矿样的相同，但是4号矿样的金属矿物的特点是浸染粒度各不相同：从1微米到0.2-0.5毫米以下。4号矿样的主要特点是硫化物与砷化物的含量高，并且硫化物的氧化程度低。这种矿石按其非金属矿物的含量来看应属于石英-滑石类型，而按其金属矿物的含量来说，它又属于金-黄铁矿-砷黄铁矿-砷化物类型。像前面3号矿样一样，4号矿样中的金也是极小的细粒浸染。

· 7 ·

4号矿样中金包裹体状态的物相分析 % 表3

金	-0.074毫米粒级 %							
	44.6	53.6	69.9	86.9	96.3	99.7	99.9	99.99
单体金	1.9	1.7	2.4	4.1	2.9	3.6	3.5	3.3
连生体中的金(用氰化法回收时)	30.5	36.3	36.5	33.6	41.8	35.7	41.5	39.5
薄膜所覆盖的金	32.9	30.2	29.4	33.5	24.7	31.5	28.4	36.0
包裹在硫化物中的金	33.5	30.7	31.1	28.2	30.0	28.6	26.0	20.6
包裹在石英中的金	1.2	1.1	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6

如同表3的物相分析所表明的那样，原矿中的绝大部分金不适合采用氰化法处理。矿石中金的浸染状态和前一个矿样一样，它与磨矿细度的关系不大。从表3可以看出：尽管4号矿样中硫化物的含量比3号矿样中有所增多，但是，包裹在硫化物中金的数量不仅没有增多，反而有所减少。由薄膜所覆盖着的金的数量也比3号矿样中增多两倍，佔原矿中总含量的30%以上。在处理4号矿样矿石的各种试验中，只有采用图3所表示的三段浮选流程时金回收率最高。三段浮选流程的指标如下：三段浮选粗精矿的累积产率为35—40%（即与原矿的重量）；成品精矿产率为12—15%，浮选精矿的组成（%）为：SiO₂ 22.0；CaO 0.87；MgO 1.00；Al₂O₃ 1.4；Fe 25.0；S 27.6；As 1.9；Cu 0.31；Te 0.11；Au 100克/吨；Ag 150克/吨以上。金和银的回收率为90—92%。最终尾矿中金品位为1.1克/吨，银品位为2.4克/吨。

曾研究过浮选精矿的焙烧温度及其焙砂的冷却方法对采用氰化法处理焙砂时的金回收率的影响问题。如图2曲线2和曲线3所示，由于精矿的焙烧温度不同而使氰化浸出的金回收率

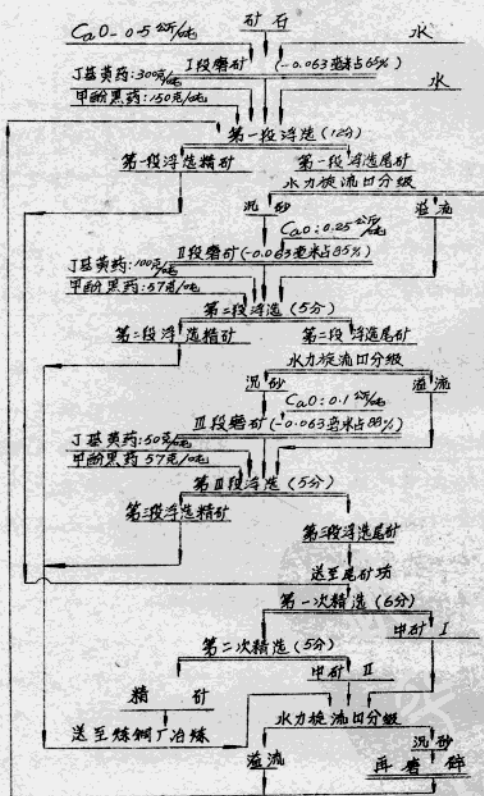


图3. 4号矿样三段浮选工艺流程及其条件

有所改变。曲线的位置开始时较低，但在温度为 500°C 时便达到了最高点。在曲线最高点上，用冷水冷却后的焙砂中所获得的金回收率为 92.8% ，尾矿中金品位为 10.9克/吨 ，而用湿气冷

却后熔砂中所得的金回收率为92.6%，尾矿的金品位为9.9克/吨熔砂，或者说为0.9克/吨原精矿。 NaOH 用量为8.7公斤/吨原精矿， CaO 用量为10-12折/吨原精矿。用水冷却后的熔砂产率为82%（指占精矿重量）。

将精矿进行熔烧及氰化其熔砂的工艺有下列缺点：

1. 银的回收率低。在最好的情况下银回收率仅为58.8%，尾矿中银品位为36克/吨。如果按照使金回收率达到最高时的熔烧条件来处理，那么银回收率则下降到45%，氰化尾矿中的银品位则增加到134克/吨。银回收率低的原因是银与碲化物形成化学键（碲银矿、碲金银矿和针碲金矿），这些碲化物在熔烧过程中生成350℃温度下的易熔共晶体。

2. 由于生成了 Cu 、 As 和 Te 的化合物，使氰化溶液的污染程度相当严重。经过一次使用后的氰化溶液中就可以含有 Cu 0.29克/升， As 0.017克/升； Te 0.127克/升。当温度为80℃时，甚至是在试验室条件下用过量的锌粉也难以从上述溶液中沉淀出贵金属。在工业条件下沉淀贵金属则更加困难。4号矿样类型矿石的原则选矿流程如图3所示。

处理3号矿样所用的联合流程—将选反对浮选尾矿进行氰化的流程在下列条件下方可用来处理4号矿样：采用两段浮选后能够回收大部分难选金。然而，按照上述联合流程对浮选尾矿进行氰化的效果并不明显，这是因为由一吨尾矿中补充回收到的氰化溶液中的金不超过0.5-0.8克。

如果采用溴溶液浸出，虽然从精矿的熔砂中得到的金回收率很高，但是在这项试验中溴的用量却非常大。

上述试验的结果对于目前采金企业的设计工作来说还是非常有用的。

参 考 文 献

1. Атеенков В. Т. Рациональный анализ. ОБГИ Глав-специвета. 1948.
2. Addiks Z. Silver in Industry. 1940. № 9. P. III.
3. Мостовиц В. Я. Цианирование теллуридов золота. Изв. Томского технологического института. 1923. Т. 44.

张教伍译自《Цветные Металлы》1968年

№ 8. С. 24—28

金昌协校对

从列宁诺戈尔斯克选矿厂多金属 矿石中回收单体金

В. И. РЕМИЛОВ [苏]

已制造出的多金属矿石选矿流程适合于回收有色金属 Me (Cu , Pb , Zn), 但回收其中伴生的金则很不理想。列宁诺戈尔斯克矿区的硫化矿石, 按照已采用的流程将其磨碎至 $50 \sim 52\% - 0.074$ 毫米, 可是为了最大程度的回收金则需要将矿石磨碎至约 $70\% - 0.074$ 毫米。

矿石的磨矿细度变粗是混合浮选最终尾矿中金额的损失较大

的一个原因：如，这时在选矿厂尾矿中金的损失比选矿厂将矿石磨碎至65~70% - 0.074毫米进行生产时犹超过0.5~1倍^[1]。

在磨矿循环中回收单体金所用的水力扑集器仍然还不能减少金的损失。

在处理列于诺戈尔斯克矿区矿石的磨矿循环中回收单体金的必要性已在许多著作中指出过^[2-10]。在不同时期，选矿厂成功地采用了摇床和跳汰机^[1]。

为了提高金回收率，曾对磨矿循环中的重选系统重新作了设计并于1968年建成。

该选矿厂处理物理化学和矿物学组成不同的几种矿石。虽然40~60微米的细粒金佔多数，但是金的粒度仍然还不恒定。

磨矿和选产品的金品位列于表1。

设备联系图如图

1所示。MOM-1型跳汰机安装在球磨机的排矿端，并根据磨矿流程（一段或二段）和矿石质量流程（硫化矿或混合矿—硫化—氧化矿）就在不同的条件下进行工作。安装于第二段球磨机上的跳汰机及筛较安装在一段磨矿球磨机上的跳汰机负荷大1倍，並且在第二段磨

在原矿和选矿产品中Au Ag品位，%

表1

产 品 名 称	-0.074 毫米 级别	Au	Ag
原矿	11.2	100	100
球磨机排矿：			
第1段	33.4	107	99.6
第2段	35.5	177	100.6
一段磨矿球磨机排矿	28.2	150	95.6
溢流：			
水力旋流器	55.0	97	99
分级机	52.2	98	99
水力旋流器沉砂	21.0	317	123
精矿：			
水力扑集器精矿	4.9	2870	388
混合浮选精矿	77.2	600	1500
混合浮选尾矿	40.4	23.3	8.6

矿的条件下矿石的粘度更加均匀，这两个因素对跳汰工作起重要的作用。

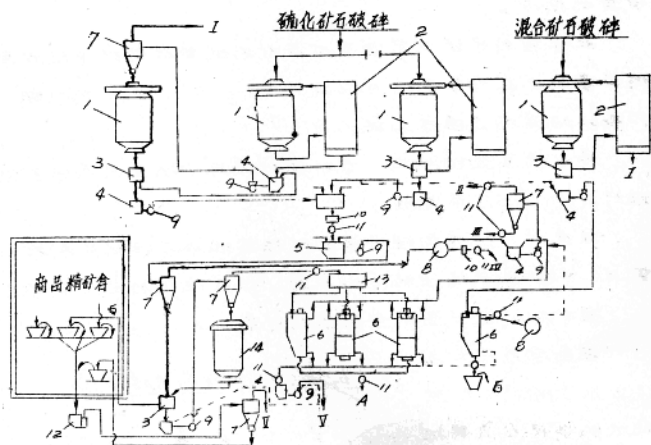


图1. 采用重选法回收金系统的设备联系图

1—球磨机；2—螺旋分级机；3—跳汰机；4—砂泵；5—47C-9型砂泵；6—摇床；7—500, 350和250毫米水力旋流器；8—浓缩机；9—67C-9型砂泵；10—缝式流量计；11—A7-1型取样器；12—47B型砂泵；13—三流式矿浆分配器；14—粗精矿再磨用球磨机。I—溢流送去混合浮选；II—送去第一系统混合浮选；III—送到与磨矿机闭路工作的分级机；A：硫化矿石摇床选别成品精矿；B：混合矿石摇床选别成品精矿。

在工业试验期间，大致恒定了下列条件：按矿石计算的球磨机生产能力，磨矿细度和球磨机排矿中的固体含量。跳汰机

两个工作室的人工床层（由3~7毫米的钢砂所组成）高度为50~60毫米，经连续工作6~7天后就更换一次。

为了防止床层被粗粒碎铁所堵塞，则在工作室的上边安装了筛孔直径为9~10毫米、有效截面为30~35%的金属格筛。

筛下水是在1.4~1.8个大气压下由普通自来水管供给。起初，筛下水是经过自动控制器则在调整好分级机溢流浓度后开始供给的，但其用水量极为不均等（在7米³/小时到16米³/小时之间，常规为12米³/小时）。后来，往每一跳汰机里分别供给水，其结果用水量的波动就大有减少（在13.8米³/小时到16.2米³/小时之间，常规为15米³/小时）。用水量是采用BB-80型快速水量计来定期地进行测量。

采用皮带运输机称来测量球磨机的生产能力，而根据一定时间内截取的试样重量来测定跳汰机的精矿产率，为了统计方便起见，绘制了计算表，后来该表用作选矿厂快速测定精矿产率。

跳汰机在一个制度下工作的时候，在其工作时间内取出了精矿、水力旋流器（或分级机）溢流和球磨机排矿试样，并且根据这些试样的分析结果就算出了该制度下跳汰机的工作指标。

精矿产率随着可动锥体冲程和冲次的增加而增多，但与筛下水用量则成反比例。最好的精矿产率应为尾矿的3%，当进一步提高产率时，实际上就不可能选出金精矿（表2）。

在不同制度下跳汰机进行工作时，就能获得3%的精矿产率（表3）。在可动锥体冲次（ n ）高、筛下水用量（ q ）最少和可动锥体冲程（ L ）最小时，精矿中金回收率为最高。加大筛下水用量和冲程就会促使去除细粒金，因此，使得精矿中细粒金回收率则下降。由跳汰机给矿含金量（球磨机排矿）和原矿含金量中回收精矿的两个金回收率的指标列于表3，对安装在—

当精矿产率(r)不同时, 跳汰机精矿Au回收率, % 表2

r	精矿Au回收率	增 加		回收率与产率 增加之比
		产 率	Au回收率	
2.4	14.5	2.4	14.5	6.10
3.0	20.1	0.6	5.6	9.3
4.0	21.2	1.0	1.1	1.1
5.0	22.5	1.0	1.3	1.3

跳汰机工作制度: 锥体冲次-350次/分; 摆动冲程
-4~18毫米; 筛下水用量-9米³/小时

当跳汰机工作制度不同时精矿($r=3\%$) Au回收率 表3

工 作 制 度			精矿Au回收率, % (对金量)	
n	q	L	球磨机排矿	原矿

第1段磨矿球磨机

350	9	8	17.9	20.1
	12	10	16.9	19.8
	18	14	16.3	19.2
258	9	10	16.8	18.6
	12	12	16.0	17.6
	18	16	15.0	16.6
130	9	30	11.0	12.4
	12	32	9.0	10.1
	18	36	8.0	9.0

第2段磨矿球磨机

350	9	14	10.0	18.6
	12	16	9.5	17.7
	18	20	9.3	17.2
	21	22	9.0	16.7
206	9	26	7.4	13.8
	12	28	7.0	13.1
	18	32	6.8	12.7
	21	34	6.2	11.6

符号: n —可动锥体冲次; q —筛下水用量;
 L —锥体冲程。

段磨矿球磨机上的跳汰机说来，上述两个指标彼此相接近，而安装在第二段磨矿球磨机上的跳汰机说来，按原矿计算出的金回收率则几乎高一倍。这一差异是由于分级返砂中金循环量不同所致。在一段磨矿时，球磨机排矿中金品位较原矿金品位约高11%；这一差异在第二段磨矿球磨机排矿为平均86%。银品位在第一种情况下为小6~7%；而在第二种情况下则大18~19%。

金和银在第二段磨矿球磨机分级返砂中蓄积的增多，主要是依靠用水力旋流器替代螺旋分级机并加大跳汰机负荷而造成的。

一部分筛下水用于排出精矿，其用水量随着加大排料管直径和跳汰机负荷的增加而增多。排出一段磨矿跳汰机精矿就消耗了（管路直径为15~18毫米）3.0~3.5米³/小时水，可是第二段磨矿跳汰机负荷较前者约大1倍的情况下则消耗了4.5~5.0米³/小时水，这对筛下水总用量则没有多大影响。当管路直径由15毫米缩小到9毫米时，排出精矿用水量则减少25~30%，所以，总用水量就会减少1.0~1.5米³/小时，但因为排矿管路在管路直径小的情况下就被大量碎铁（主要是金属线块）所堵塞，从而破坏跳汰机工作节奏。

跳汰机给矿矿浆浓度，尤其是第二段磨矿的球磨机排矿中，通常含70~75%固体，在这种浓度下精矿的金回收率有所下降（表4）。建议将矿浆稀释到60~65%固体，这种浓度，则不会恶化磨矿和筛选过程。

人工床层的状况对金回收率就有显著的影响（图2）。在连续工作时，床层被碎铁所堵塞，这一碎铁取代钢砂，并使床层稍微移动。为了消除上述现象，建议在每昼夜要振松床层一次，而且部分地去除碎铁并补充新钢砂，经过连续工作3~4