

结 论

1. 在把含钒生铁吹炼成含碳低的产品时所得到的高温含钒炉渣含有尖晶石颗粒,其粒度比普通炉渣的尖晶石大1—3倍。尖晶石颗粒中钒的含量为30—34%,这大大高于新诺吉尔和丘索夫两厂所产炉渣的含钒量。

2. 高温炉渣按石灰工艺很好分解。当炉渣中 V_2O_5 的含量为14.4—18.4%时获得了最好的结果。在这种情况下, V_2O_5 在浸渣中的含量通常不超过0.7—0.9%,而提取到溶液中的全部 V_2O_5 达到95%。

王凤岐译自《Комплексное использование
минерального сырья》, 1981, № 5,
P. 32—35, 程光琪校

从铀矿尾提矿中取镭

R. K. RYAN 等

前 言

怎样处理选矿厂的尾矿是铀矿工业争议最大的问题。处理尾矿的常规方法是把它贮存在高出地面的尾矿坝内。有人曾试图用物理或化学方法来稳定尾矿堆。有时则用土复盖尾矿,再种上植物。然而,多数废矿堆却一直被人忽视,任其遭受侵蚀和扩散。采取补救行动的费用很高。美国能源部估计,在美国使被废弃的选矿厂厂址复原的费用将高达1.3亿美元。

当前环境当局坚持要铀矿公司改进它们的铀矿处理方法。在美国,人们认为埋藏法更可取,埋藏地点或是采空的矿山,或是特地挖掘的坑。在加拿大,在找到合乎要求的处理方法之前,就把尾矿保留系统当作贮藏设施。在澳大利亚,福克斯委员会建议兰杰企业的尾矿应返回到露天矿去。返回尾矿这方法优点很多,但不一定行得通。在许多地下作业中,实际上不可能把所有尾矿填入采空的矿山。此外,对矿山的地下水也可能造成不利的影晌。

尾矿中基本上含有原来赋存在矿石中的所有长寿命的铀子体。镭226及其子体是主要有关的放射性核素。常规的尾矿处理法对环境的影响有以下几点:

- (1) 铀从尾矿中浸出后进入水道;
- (2) 持续地发射氡气;
- (3) 由于水和风的侵蚀,尾矿有扩散的危险;
- (4) 在尾矿堆附近, γ 辐射水平高。

如果大部分长寿命的核素（特别是镭）能从尾矿中脱除，那么上述这些影响就可大大地减少。本文所描述的从尾矿中提取镭的方法是用浓氯化钠溶液浸出，此法比较简单。

前 人 的 工 作

传统的方法

在二十世纪初，镭比铀更有价值；对如何从沥青铀矿中回收镭，人们进行了大量的研究。传统的居里—贝蒙特法先用硫酸浸出沥青铀矿残渣，再用碳酸钠把镭转化成碳酸盐，然后用盐酸溶出，最后通过分离结晶，把它与钡分离。以后又研究出了一些方法，它们是用硝酸或盐酸及 Na_4EDTA （乙二胺四醋酸四钠）溶解。这些方法与最近提出的方法有某些相同之处。然而，传统的方法要消耗大量的化学药品，需要许多处理步骤，并使用现已基本废弃的湿法冶金技术。如果这些方法用于处理当前开采的低品位矿石，那么处理费用就会太大。

用盐酸浸出

近几年来，不少人研究了用盐酸浸出矿石和尾矿，此法可同时提取铀和镭。博罗曼和布鲁克斯研究了在 60°C 下用 1.5 M 盐酸和 25% （重量）固体三段浸出美国铀矿石。镭的提取率为 $86\text{—}98\%$ ，但仍不能达到尾矿中 0.7 贝克勒尔/克的目标含量。矿石中硫的化合物抑制了镭的提取，因为它们与镭结合成比较不溶的硫酸盐。

西利发现用 1 M 盐酸仅可从安布罗西亚湖矿石的尾矿泥中提取 34% 的镭。然而，在 85°C 下用 3 M 盐酸和 25% （重量）固体三段浸出矿石，可获得 94% 的提取率。圣马丁在矿浆浓度为 60% （重量）固体时，用盐酸浸出埃利奥特湖矿石获得 $52\text{—}87\%$ 的镭提取率。相应的钍的提取率为 $75\text{—}85\%$ 。哈克发现在最佳浸出条件下，可以有 90% 的铀、 80% 的钍和 95% 的镭提取出来。林和拉皮萨达研究了在与用常规硫酸浸出相似的条件用盐酸浸出阿利盖特河（兰杰）矿石。浓度在 55% （重量）固体时，镭的提取率仅为 $13\text{—}23\%$ ，但在浓度较低时浸出或多次水洗，提取率会大大地提高。使用 10% （重量）的沸腾酸，浓度为 8.7% （重量）固体时， 92% 的镭可提取出来。因为化学药品的费用很高，所以林和拉皮萨达认为用盐酸浸出不能与传统的硫酸浸出法相竞争。

用硝酸浸出

美国国立橡树岭实验室的工作人员研究了从铀矿矿石和尾矿中提取所有核素的可行性。西利曾在 85°C 下用 3 M 硝酸浸出安布罗西亚湖的矿石，他发现浓度在 25% （重量）固体时，三段浸出矿石的提取率可高达 98% 。赖恩等研究了从美国矿石和尾矿的代表样品中浸出铀 226 、钍 230 及其它核素的可能性。在 30°C 下用 3 M 硝酸二段浸出镭的提取率为 $85\text{—}98\%$ 。在同样条件下钍的回收率为 $92\text{—}99\%$ 。在尾矿中残余的镭含量为 $0.5\text{—}2$ 贝克勒尔/克，这与英国建筑材料规定的 1 贝克勒尔/克的标准接近，但是比标准的土壤高一个数量级。

硝酸法工艺流程的经济评价结果并不有利。以硝酸法工艺流程为基础的选矿厂的基建费用约为常规选矿厂的三倍。基建费用增加的主要原因是使用不锈钢的设备和管材，以及增加了一所回收酸（以循环使用）的工厂，生产费用也比较高，据估计总的费用（基建费用 + 15 年生产费用）几乎是常规选矿厂的一倍。

硝酸浸出的缺点还在于流出废水中的硝酸盐对环境有害。

氯化法

斯基夫研究了高温(400—900℃)氯化铀矿石, 以此从尾矿中提取铀, 并同时脱除核素和硫化物。氯化残渣用稀盐酸浸出。镭的提取率在85—95%之间; 钍的提取率不一, 最高达70%。此法完全脱离了选矿的常规, 但至今还没有成本估算资料。

用络合剂提取

西利和亚格尼克等报道, 强络合剂, 如 Na_4EDTA (乙二胺四醋酸四钠)和 Na_5DTPA (二乙撑三胺五乙酸五钠)等, 能把镭从尾矿中提取出来。西利发现一克分子浓度的 Na_4EDTA 和 Na_5DTPA 溶液在矿浆浓度为3%(重量)固体时能分别从矿泥中溶出93%和94%的镭。亚格尼克声称6.65%(重量)的 NaDTPA 基本上能提取所有的镭。把埃利奥特湖尾矿的镭含量减少到2贝克勒尔/克以下, 使用三段错流或逆流接触法就够了。

关于用络合剂提取镭至今还未发表过详细的成本研究。然而, 因为上述这些化学剂的价格较高, 再加上它们不可避免地会损失到尾矿中, 所以看来使用这种方法是不合算的。

用盐溶液浸出

不少研究人员曾报道盐溶液可促使镭从尾矿中浸出。哈夫利克等发现1 M浓度的氯化钠和氯化钾溶液能从捷克斯洛伐克的尾矿中提取95—100%的镭。其它盐溶液也能提取镭, 但达不到同样的提取率。西利发现1 M的氯化钙、氯化钡、氯化镁和氯化钠溶液在矿浆浓度为3%(重量)固体时, 一次浸出能分别溶出73%、65%、59%和36%的镭。先用分批式四段逆流浸出, 再用二段水洗, 能浸出多达94%的镭。但是当浸出液循环后重新使用时, 镭的回收率就会减少。

莱文斯等发现在环境温度下盐溶液能促使镭从澳大利亚的尾矿中快速浸出。在3%(重量)固体时, 用1 M氯化钠或硝酸钠溶液可浸出80%以上的镭。用钙盐和钾盐做实验, 其结果也相同。除硫酸盐外, 溶液中的阳离子对提取率影响不大, 硫酸盐是因为产生共同离子效应, 所以抑制了浸出。

初步评价了用氯化钠提取镭的方法, 其结果是非常鼓舞人的, 完全值得再作进一步的评价。

用氯化钠提取有以下优点:

- (1) 化学药品的成本低廉;
- (2) 提取在环境温度下进行;
- (3) 提取的速度快;
- (4) 脉石矿物所消耗的化学药品少;
- (5) 比较容易适合常规选矿厂的工艺流程以及现存的尾矿堆。

试 验 方 法

一些澳大利亚铀矿公司提供了50公斤的尾矿样品。表1列出了这些尾矿的铀、镭和硫酸盐含量。大多数试验是用兰杰尾矿做的, 它们是用软化水对被浸过的矿石倾析三次制备的。贾比卢卡尾矿也曾用相似的五段逆流倾析流程水洗过。马里凯思林铀矿(MKU)尾矿的样品来自选矿厂。另外两种矿石——纳巴尔莱克矿石和康加拉矿石——经澳大利亚原子能委员会以实验室规模处理过, 以产生代表性的尾矿。矿石在所推荐的工业处理条件下浸出。随后, 它们被过滤, 并用溶剂萃取残液(浸出液经溶剂萃取后残余的溶液)反复冲洗成

Alamine 336, 最后风干。

表 1 尾 矿 的 成 分

| 矿石来源 | 矿 石 (U%) | 尾 矿 | | |
|-------|-------------|-------|-------------------------------|---------------|
| | | U% | ^{226}Ra (贝克勒尔/克) | 硫酸盐 (毫克/克) |
| 兰杰 | 0.217 | 0.023 | 28.4 | 8.7 |
| 贾比乌卡 | 0.44 | 0.021 | 52.4 | 8.9 |
| 马里凯思林 | 0.12 | 0.010 | 11.4 | 19.9 |
| 纳巴尔莱克 | 1.42 | 0.048 | 189.9 | 6.0 |
| 康加拉 | 0.375 | 0.026 | 41.3 | 7.8 |

大多数提取试验是在容量为 0.4—4.1 的搅拌器皿中用 1—5 M 的 NaCl 溶液与 20—500 克的尾矿分批接触下进行的。所研究的参数为接触时间、盐含量、pH 值、尾矿和溶液的硫酸盐含量、液固比以及多段浸出率。矿浆通过粗滤纸尽可能快地过滤，然后再通过 0.45 微米的膜滤器，以获得分析 ^{226}Ra 的试样。所取的接触时间包括通过粗滤器过滤一半试样所需的时间。

有一些试验是用来评价用 NaCl 溶液洗涤尾矿滤饼而提取镭的效率。兰杰尾矿泥在真空条件下用勃曲纳尔型滤斗过滤，制成厚 14—25 毫米的滤饼，每个滤饼都用 3 M 的 NaCl 溶液洗涤，所得滤液用于分析 ^{226}Ra 的含量。

也有些试验是用来确定从浸出液中回收镭的最佳方法。对一些离子交换树脂进行了试验，以确定 3 M NaCl 溶液以 0.3 毫米/秒的表面速度在通过填充在 50 毫升滴定管内高达 70—150 毫米的 50—100 网目（英国标准网目）树脂时树脂保留镭的效率。取 200 毫升浸出液，搅拌后加入 0.43 M BaCl_2 溶液，以研究镭的沉淀。取样分析 ^{226}Ra 、硫酸盐和钡。进行了一些固体吸附剂吸附镭的分批试验。其中一次试验，细粉状（<200 网目）硫酸钡与 200 毫升 3 M NaCl 浸出液一起搅拌一小时。另一次试验，浸出液以 0.3 毫米/秒的表面速度通过填充在直径 11 毫米、长 158 毫米的柱中的 2、3 克锰浸渍丙烯酸纤维。

液体试样在酸化后用射气法分析 ^{226}Ra ，在用射气法分析时，先在 -80°C 下用硅胶吸附 ^{223}Rn ，然后进行液体闪烁计数。有些试验也分析固体试样，以检查总的镭平衡。它们先用硝酸、氢氟酸和高氯酸反复烟化溶解，然后用与分析液样同样的方法分析。

镭 的 提 取

提取动力学

图 1 表示兰杰尾矿在与 3 M NaCl 溶液（充分搅拌）接触后 ^{226}Ra 和硫酸盐浓度的变化。图上曲线的形状是大多数动力试验中很典型的形状。因为需要过滤，所以最短的接触时间为 90 秒左右。在那段时间内，镭的浓度达到最高值。以后几小时内，镭的浓度一直降低。硫酸盐浓度在最初几小时内增加得很快，然后变慢，约两小时后达到平衡。

镭一开始就迅速溶解，表明溶解速度可能受从颗粒表面或从容易达到的孔隙的质量转移

的控制。外部质量转移的动力学可由以下方程表示：

$$\frac{LdC}{dt} = KSA(C_e - C) \quad (1)$$

- 式中： L = 液体体积；
 K = 质量转移系数；
 S = 尾矿质量；
 A = 尾矿比表面面积；
 C = 溶液中 ^{226}Ra 浓度；
 C_e = 溶液中 ^{226}Ra 的平衡浓度。

该方程的解是：

$$\frac{C}{C_e} = 1 - e^{-\left(\frac{S}{L}\right)KA t} \quad (2)$$

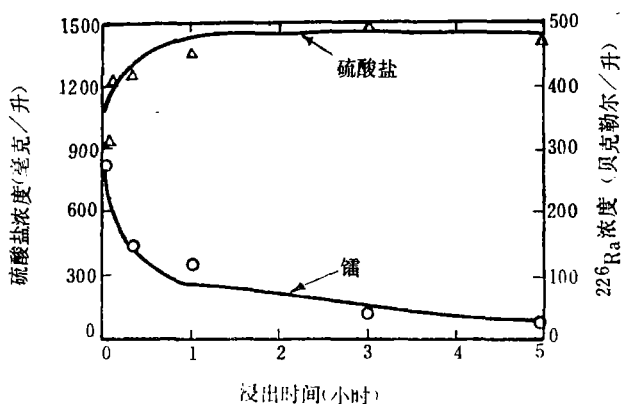


图 1 时间对在 1 M NaCl 溶液中提取镭的影响 (兰杰尾矿; 液固比—5 升/公斤; 温度—25℃, 搅拌速度—1900 转/分, pH—3.0—3.2)。

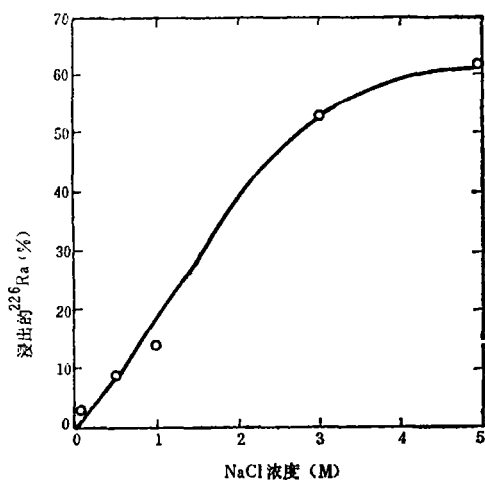


图 2 盐浓度对提取 ^{226}Ra 的影响 (兰杰尾矿; 液固比—5 升/公斤; 接触时间—0.5 小时; 温度—24.5℃; pH—4.1—5.0)。

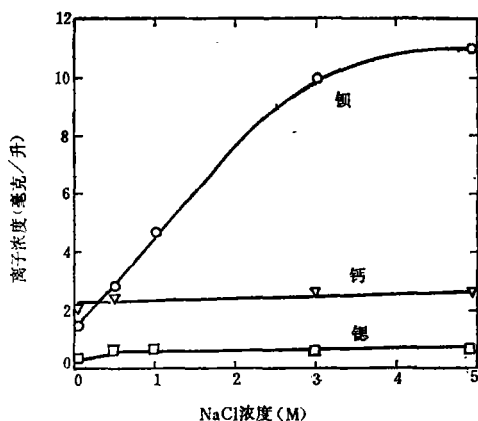


图 3 盐浓度对碱土金属提取的影响 (兰杰尾矿; 液固比—5 升/公斤; 接触时间—0.5 小时; 温度—24.5℃; pH—4.1—5.0)。

在图 1 所示的试验结果中, 固液比 = 200 公斤/米³, A = 500 米²/公斤。质量转移系数 K 估计约为 5×10^{-5} 米/秒。将这些值代入方程 (2), 可以发现在约 0.5 秒内应基本上全部溶解。虽然试验结果与试验数据一致, 但这并不证明外部质量转移是控制速度的机理。内扩散是一个缓慢得多的过程, 看来不可能是镭溶解的机理。这种解释也与西利的观察一致, 即在用硫酸浸出矿石时, 镭也同时迁移了。他指出镭从砂粒中除去并与矿泥一起出现。

硫酸盐的浓度没有镭升高得快 (图 1), 这表明内扩散部分控制了硫酸盐释出的速度。几小时后镭的浓度降低, 认为这是溶液中硫酸盐浓度的持续升高引起的。根据共同离子效应, 这抑制了硫酸镭的溶解度。

实践中, 接触时间应尽可能减少, 以便防止已溶解的镭再重新沉淀。在萃取车间中, 固液分离工序将决定最少的接触时间。

盐浓度的影响

图 2 表示在液固比为 5 升/公斤时 NaCl 浓度对单段提取镭的影响。在 NaCl 溶液浓度未到 3M 时, 随着 NaCl 浓度增加镭的萃取率显著增高。最佳的盐浓度应根据高浓度 (有利于提取) 和低浓度 (把盐损耗减少到最低程度) 间的平衡进行选择。盐浓度较低也有利于从浸出液中回收镭。虽然本文报道的许多试验都是用 1 M NaCl 溶液做的, 但是随后对所有的试验数据进行重新评价表明, 3 M NaCl 接近于最佳浸出液浓度。

为了帮助对试验成果的解释, 从尾矿中提取其它碱土元素的提取率也作了测定。图 3 表示钡的溶解度趋势与镭的相同, 但随盐的克分子浓度变化, 钙和锶的浓度变化得很少。

PH 的影响

PH 的影响通过添加适量的盐酸或氢氧化钠进行研究, 研究的 PH 范围在 3—7 之间。在 NaCl 浓度不到 1 M NaCl 时, PH 值从 7 降到 3, 尾矿中镭的提取率提高得很少 (从 15% 到 19%)。在偏酸性的条件下浸出, 提取率可能会进一步提高, 但并不显著, 因为脉石矿物消耗酸。所有以后进行的浸出试验, 都未对 PH 值进行调整。浸出液的 PH 值视试验条件和使用的尾矿而定, 但一般为 3—6。

硫酸盐浓度的影响

为了确定硫酸盐浓度对镭提取的影响, 在一些浸出液中加入了硫酸钠。为了降低硫酸盐浓度, 尾矿在浸出前用软化水洗涤。图 4 表示硫酸盐浓度对镭的提取有明显的影。在硫酸盐浓度低于 200 毫克/升时, 用 1 M NaCl 一次就可溶解 55% 的镭。相反, 硫酸盐浓度在 900 毫克/升时, 仅有 1.5% 的镭溶解。在硫酸盐浓度高于 50 毫克/升时, 溶解的镭与硫酸盐浓度的关系遵循以下溶度积定律:

$$[R_2^{2+}] [SO_4^{2-}] = K \quad (3)$$

$$\text{或溶出的 } R_2 \text{ 部分} = F = \left(\frac{L}{S} \right) \frac{K}{(SO_4^{2-})} \quad (4)$$

在硫酸盐浓度极低 (<20 毫克/升) 时, 因为尾矿中含有的可提取的镭含量少, 所以不能满足这两个方程。K 值为 1.1×10^{-13} , 这比在水中硫酸镭可接受的溶度积 (4.25×10^{-11}) 小得多。西利曾指出在尾矿泥 (那里镭呈硫酸盐混合物沉淀) 中, 视溶度积远较真溶度积小。

固液比和多段浸出的影响

这两种影响已发现相互有密切的关系。一段提取镭是不充分的，特别是在矿浆浓度高时。因此试图用较高的液固比和多段接触来提高提取率。在每一浸出段后，尾矿就经过过滤，并与新的 NaCl 溶液接触。图 5 表示这两个变量的影响。固液比在 20 升/公斤时用三段浸出可获得镭的最高提取率，即 90%。

固液比和多段浸出的影响可用溶度积定律半定量地解释。方程 (4) 表明液固比高对镭的提取有利。多段浸出能降低溶液中硫酸盐的浓度，因而能使更多的镭溶解。

不可提取的镭

取自澳大利亚不同矿石的尾矿进行多段浸出试验，试验中使用 3—5 M NaCl 溶液，液固比为 5 升/公斤。图 6 表示从其中三种尾矿中提取的镭的累积量。在每种情况下，都证明有一部分镭是不可提取的。表 2 列出了试验用每种尾矿的最高实用的提取率和要达到此提取率所需的浸出段数。有时镭的提取率可再提高 1% 或 2%，但是这只有再加几个浸出段才能办到，所以看来是不合算的。浸渣中镭的含量为 2.3—11.4 贝克勒尔/克。

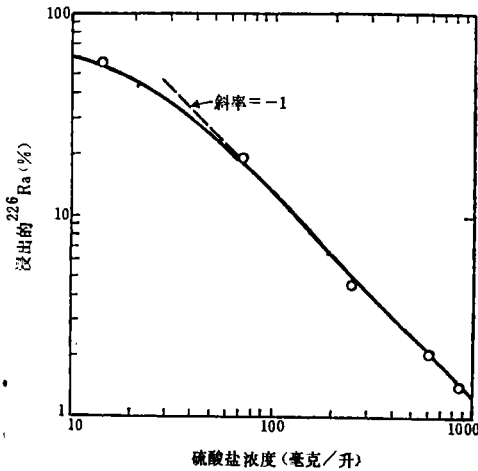


图 4 硫酸盐浓度对提取镭的影响 (兰杰尾矿; 液固比—5 升/公斤; 接触时间—1 小时; 温度—24℃; pH—4.0—4.6)。

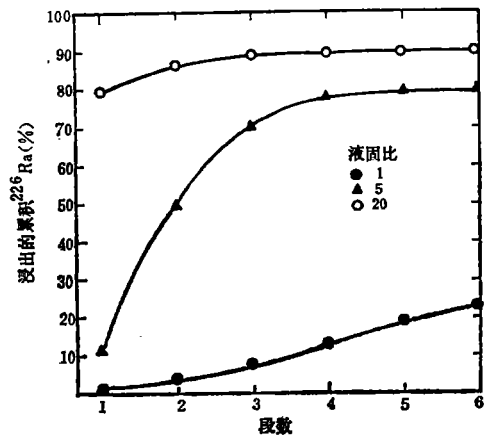


图 5 用 1 M NaCl 多段萃取镭 (兰杰尾矿; 时间—0.5 小时; 温度—25℃; pH—3.8—5.2)。

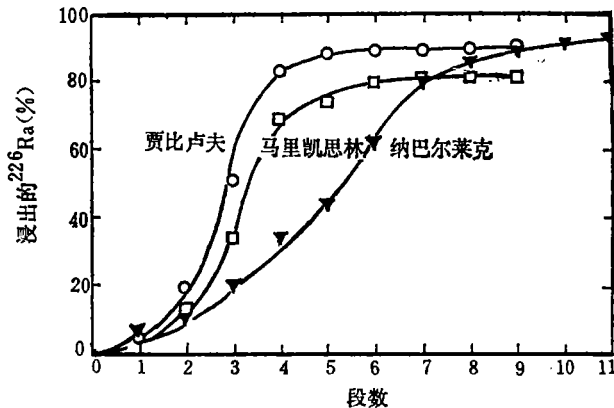


图 6 用 3 M NaCl 多段浸出尾矿萃取镭 (液固比—5 升/公斤; 接触时期—1 小时; 温度—25℃)。

表 2 从澳大利亚尾矿中可提取的最高镭量

| 尾矿 | 所需段数 | NaCl (浓度) (M) | 浸出的镭 (%) | 残余的 ²²⁶ Ra含量 (贝克勒尔/克) |
|-------|------|------------------|-------------|-------------------------------------|
| 兰杰 | 4 | 5 | 91 | 2.6 |
| 纳巴尔莱克 | 11 | 3 | 94 | 11.4 |
| 马里凯思林 | 6 | 3 | 80 | 2.3 |
| 康加拉 | 8 | 3 | 80 | 8.3 |
| 贾比卢夫 | 5 | 3 | 90 | 5.2 |

从尾矿滤饼中提取镭

共做了两个试验以确定是否用 3MNaCl 洗兰杰尾矿滤饼比分批接触有效。图 7 表示在滤饼厚度分别为 14 和 25 毫米时镭的累积提取量与滤液体积的函数关系。用 14 毫米厚的滤饼提取其提取率最高，仅需 5 升/公斤就可达到 90% 的提取率。而在搅拌器中以 5

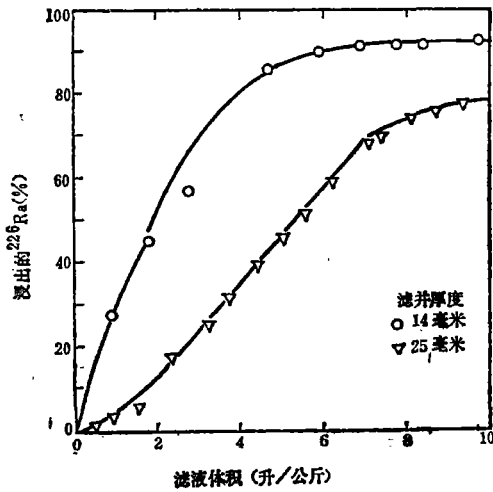


图 7 从尾矿滤饼中浸出萃取镭(兰杰尾矿; 浸出剂—3MNaCl; 温度—18—19℃; 滤液 pH—3.7—4.2)。

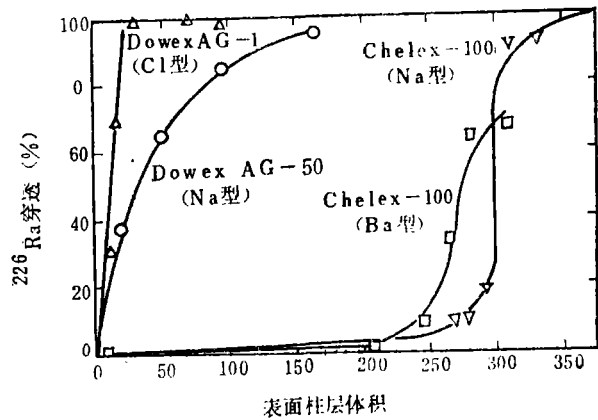


图 8 几种离子交换树脂的镭穿透曲线。

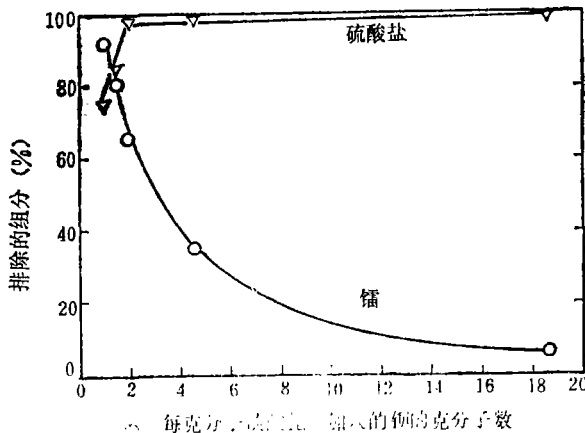


图 9 加入 BaCl₂ 对镭和硫酸盐的影响 (初始浓度 ²²⁶Ra=5300 贝克勒尔/升; 硫酸盐=110 毫克/升)

升/公斤的液固比接触同样的尾矿时，提取率仅为 53%。所以用滤饼提取更有效，因为接触时间减少（图 1），而且尾矿的硫酸盐含量也迅速减少。

镭 的 回 收

离子交换、氯化钡处理和用硫酸钡吸附都曾当作从浸出液中回收镭的可能方法加以研究。如果浸出液要重复使用，硫酸盐也必须脱除，因为它抑制镭的溶解。

离子交换

试验了三种离子交换树脂——Dowex AG—50W（强酸树脂）、Dowex AG—1（加碱树脂）和Chelex100（弱酸树脂，以确定它们从 3MNaCl 溶液中除去镭和硫酸盐的效率。图 8 表示 Chelex100 无论是钠的形式或是钡的形式对除去镭都有效。对这些树脂来说，在通过约 250 柱层体积后就发生穿透。如在提取阶段使用 5 升/公斤，则 20 公斤 Chelex100 树脂可保留从一吨尾矿中溶出的镭。在三柱层体积的 1NHCl 溶液通过柱时，树脂可再生。

所有试验过的树脂，其脱除硫酸盐的能力是不令人满意的。其中只有钡式 Chelex100 保留的硫酸盐含量达到有重大意义的程度。但甚至用这种树脂，硫酸盐也有某种程度的瞬间漏出。在通过 150 柱层体积后，硫酸盐即完全穿透。

氯化钡处理

加入氯化钡使镭和硫酸盐都沉淀的方法也进行了研究。图 9 表明当加入的氯化钡超过所需化学计量的两倍时，硫酸盐的除去几乎是定量的，然而，在氯化钡过量的情况下，镭除去的效率降低，这可能因为钡离子从沉淀物中浸出了镭。沉淀的速度很慢，要除去大量的硫酸盐，逗留时间需要一小时以上。pH 值在 3—8 范围时，不影响镭和硫酸盐的沉淀。

在提取车间氯化钡的加添需要严密控制，以便在镭和硫酸盐的除去之间达到最佳平衡。在实践中，二段沉淀可能效果更好。在第一阶段，加入化学计量的氯化钡使大部分钡沉淀，在第二阶段，再加入氯化钡使硫酸盐完全沉淀，此流程也可最佳化，即单段除去硫酸盐，残存的镭用离子交换法或用吸附法除去。

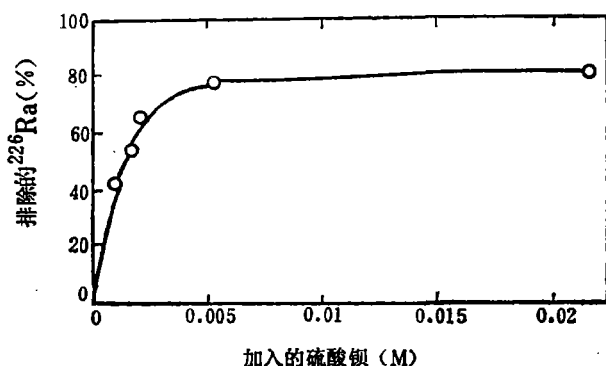


图 10 用硫酸钡吸附镭 (初始 ^{226}Ra 浓度=54 贝克勒尔/升)。

用固体吸附

前人的工作表明，硫酸钡能吸附流出液中的镭。为确定从 3MNaCl 溶液中吸附镭的效率，粉状硫酸钡与含 ^{226}Ra 5300 贝克勒尔/升的溶液一起搅拌一小时。图 10 表明除去的最大镭量为 80%，这需要在每升溶液中加入 0.01 克分子 BaSO_4 。

工艺流程的可行性

目前还没有足够的资料编制此方法的详细工艺流程图，或对成本进行估价。然而，根据本文报道的试验结果，可作出某种初步的工艺流程图，并可对设备作出选择。

根据设想可以在一系列浓缩机中或通过冲洗在鼓式或带式过滤机上的尾矿滤饼进行镭提取。从滤饼中提取更有效，因为它可把浸出液的需要量减少到最低程度。假如使用浓缩机，则在每一阶段添加新的浸出剂的错流法比逆流法更可取，因为在逆流流程中硫酸盐的增长会抑制镭的溶解。加入氯化钡使大部分镭和硫酸盐同时沉淀，这样镭的回收会完成得最好。从浸出液中回收残存的镭，可能必须使用吸附法或离子交换法。

图 11 为镭回收的可能工艺流程图。使用硫酸的常规浸出法的矿泥用带式过滤机过滤。滤饼用中和的残液和水冲洗以减少硫酸盐的含量，然后用 3M NaCl 溶液萃取镭。在含盐滤液中加入氯化钡使镭沉淀，浸出液则重新循环使用。最后用水洗滤饼以从尾矿中除去氯化物。洗水则经蒸发返回浸出流程。

使用图 11 所示的工艺流程，每吨矿石可产生约 2 公斤硫酸钡和硫酸镭。沉淀物风干后可运往 α 放射性废料库。镭也可与钡分离并以更浓的形式回收。在这范围内，每生产一吨镭大约可以回收 0.3 克吨镭。

盐水浸出法所提取的钍或铀量是微不足道的。假如钍不从尾矿中脱除，在几千年内 ^{226}Ra 将又会增长。用常规的硫酸浸出法约有 60% 的钍溶出。在图 11 所示的工艺流程中，钍是在中和时从残液中沉淀的。这种矿泥（一般约 30 公斤/吨矿石）可以作为低级废物处理。另一种方法是用溶剂萃取法从废液中或用与铀同时萃取法从浸出液中回收浓缩的钍。

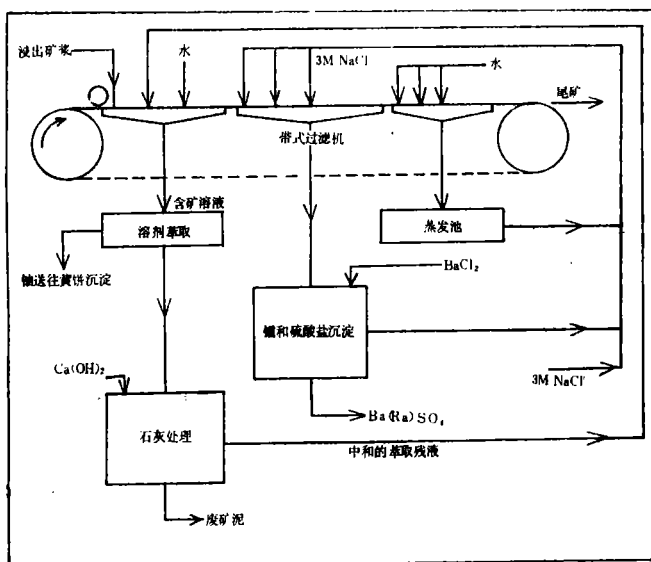


图 11 镭提取和回收的可能性工艺流程图。

核素含量如果没有减少到接近背景水平（如 <0.2 贝克勒尔/克）尾矿也不可能无限制

地进行处理。为了符合这个准则，99%以上的铀，镭和钍必须从目前开采的平均品位的铀矿石中脱除。对于盐水浸出法来说，镭的最高提取率为80—94%，剩余镭的放射性为2.3—11.4贝克勒尔/克。因此，残余镭的含量比无限制使用所要求的至少要高1个数量级。然而对于某些尾矿来说，有可能把砂粒级尾矿中的镭减少到0.2贝克勒尔/克以下，因为这个粒级一般仅含10%的镭。这样就大大地减少需要保存的尾矿的数量。虽然脱除镭的工艺流程不可能就此免除安全贮存一定粒级尾矿的需要，但是较低水平的保存（如高于地面贮存）可为环境当局所接受，因为已大大地减少了危险性。

费振璧译自《CIM·BU11》October 1980

有色金属矿的就地浸出

DONALD H. DAVIDSON

矿石的就地浸出可用来开发那些目前用常规方法开采是不经济的矿产资源，而且对当地的环境破坏较小。就地浸出与一般采矿和处理矿石的方法主要区别在于它是使液体通过岩石来回收有价值的金属。这种方法最适用于具有下列条件的矿：埋藏深、品位较低、含有饱和水、有较好的可渗透性以及矿石能与水相接触。

在前十几年里，铀和铜的就地浸出技术取得了如下的主要进展：

- * 在南得克萨斯实现了铀的工业化生产。
- * 在怀俄明和科拉拉多分别建成铀的就地浸出中间工厂。
- * 肯奈柯特公司扩建了亚利桑那的硫化铜矿的就地浸出。
- * 扩建了亚利桑那的氧化铜矿的就地浸出。

就地浸出由地面和地下两部分组成（如图1所示）。总的说来，包括以下几项：

- ①通过地面设备首先配制能将金属溶解并保持在溶液中的化学药品。
- ②通过一组注液井，用超过矿床中流体静压的压力把溶剂注入到岩石的缝隙中。
- ③使溶剂穿过岩石，并与固体矿物反应，从而把有价值的金属溶解到液相中。
- ④通过一组生产井产生低压坑，使富集了金属的溶液汇集在坑里以便于输送到地面。
- ⑤处理浸出溶液，一方面回收金属，另一方面处理后的溶液可再循环使用。

要成功完成这五项任务，必须综合利用矿物地质、油田和矿物提取等之方面的技术。尽管就地浸出的技术很复杂，但从铀矿和铜矿的浸出或井场作业（从大量岩石的破碎到把水注满具有天然可透性的矿床）看，大多数就地浸出系统具有下列共同特点：

- ①大部分基建投资用于地面装置，而地面装置不像地下装置那样，一般是比较标准和可控制的。