

第三章 铀矿开采

铀矿开采是生产铀的第一步，它是在地质勘探确定了铀矿床的基础上进行的，它的任务是把工业品位的铀矿石从铀矿床中开采出来。

3.1 铀矿开采的一般原则

铀矿开采与其它有色金属矿的开采一样，主要分为三个步骤：

(1) 开拓

开拓是通过从地面到矿床开掘的一系列巷道（井筒、平硐等），使矿床与地面之间形成完整的提升、运输、通风、排水、供水、供风、供电等必要的系统，以便在矿床内进行采准和回采工作。

矿山开拓的方法可以分为：平硐开拓、斜井开拓、竖井开拓和采用两种以上方法的联合开拓。

我国 237 座矿山所采用的开拓方法列于表 3-1^[3.1]，其中：平硐开拓占 28 %，斜井开拓占 11 %，竖井开拓占 38 %，联合开拓占 23 %。

由表 3-1 可见，在我国 20 座铀矿所采用的开拓方法中，平硐开拓占 15 %，斜井开拓占 45 %，竖井开拓占 40 %。

表 3-1 我国矿山采用的开拓方法

矿 种	开 拓 方 法			
	平 硐	斜 井	竖 井	联 合
铁 矿	17	9	17	7
黄金矿	6	1	11	7
有色矿	24	1	41	34
铀 矿	3	9	8	0
化学矿	11	1	3	5
建材矿	4	5	11	2
合 计	65	26	91	55
百分比 / %	28	11	38	23

矿床开拓的投资占采矿总投资的 40 % ~ 60 %，因此选择经济合理的开拓方案是十分重要的。

（2）采准和切割

采准是回采的前期准备工作，它的任务是在开拓好的矿床中，根据矿体和围岩的特点选择合适的采矿方法后，按照采矿方法的要求和具体情况，沿矿体和矿体内开掘一系列运输、通风、人行井巷，把矿体划分成采场，为回采建立必要的工作环境。

切割工作是在采准完毕的矿块中为大规模回采矿石开辟自由面和补偿空间，例如：拉底巷道、切割天井（或切割上山）等。

（3）回采

回采是在已做好采准工作的采区里，从矿床中大量开采出矿石的所有过程，包括：崩矿、搬运、支护和采空区处理等。

所谓的采矿方法也就是采准、切割和回采工作的总称。

我国的大多数铀矿床的矿体小而薄，矿体厚度 1 m ~ 3 m 的占总数的 68 %，埋藏浅的矿床较少。因此，地下开采占总产量的 80 % ~ 85 %，露天开采只占 15 % ~ 20 %。采矿方法以充填采矿法为主，其产量占总产量的 60 %^[3,2]。

3.1.1 开采过程中的品位控制

铀矿石中铀的质量百分数称为铀的品位。通常用最低工业品位确定铀矿石是否具有开采价值，最低工业品位是由矿石开采、加工的经济合理性决定的，它与铀矿加工工艺的技术水平和矿床的铀储量有关。

在铀矿开采各个阶段的工业品位中，最重要的是回采时的边界品位。矿床内所有达到边界品位的最小开采单元储量（包括：金属量和矿石量）的总和就是矿床的总储量，总金属量除以总矿石量就是矿床的平均品位。在开采过程中可以用边界品位作为区分铀矿石和废石的标准。

但是，边界品位是一个技术经济指标，它需要从矿山实际情况出发，根据矿床的开采技术条件，矿石的加工特性和考虑铀资源的充分利用，通过对所开采铀矿的利润总额、净现值、内部收益率和投资回收期等经济指标的分析，按照盈利的原则，才能确定铀矿的最佳边界品位。

确定的边界品位过高，铀资源得不到充分利用；确定的边界品位过低，则降低了供矿品位，提高了铀矿加工成本，造成亏损。因此，对于加工性能不同的铀矿和采用不同加工技术的铀矿，应当采用不同的最佳边界品位。

由于铀矿地质条件复杂，矿床开采时不可避免地会有一定数量的矿石损失，同时也会混入一定数量的废石。在开采过程中损失的矿石数量称为损失量，损失量占矿石开采量的百分比称为损失率。在开采过程中混入矿石中的废石数量称为废石混入量，废石混入量占矿石开采量的百分比称为贫化率。

损失率和贫化率是考核矿产资源开采利用程度和采出矿石质量的重要指标，降低矿石的损失率是为了最大限度地利用铀资源，降低矿石的贫化率是为了提高供矿品位，降低铀矿加工成本。

由此可见，作为铀资源，需要由地质勘探确定铀矿床，在开采时需要按照由盈利原则确定的边界品位来圈定矿石。在矿石开采过程中，需要控制矿石的损失率和贫化率，确保较高的供矿品位。

各种采矿方法的矿石损失率和贫化率见表 3-2^[3.3]。

表 3-2 各种采矿方法的矿石损失率和贫化率

指 标	充 填 采 矿 法		空 场 采 矿 法		崩 落 采 矿 法	
	水平分层	倾斜分层	留矿法	全面法	壁式法	分层法
矿床类型	花岗岩 火山岩 碳硅泥岩	含铀煤	花岗岩 火山岩 碳硅泥岩	碳酸盐	砂岩	碳硅泥岩
方法采用率 / %	51 ~ 53	3 ~ 6	5 ~ 12	7 ~ 12	15 ~ 16	8 ~ 10
矿石损失率 / %	0.3 ~ 8	3.5 ~ 33	1.7 ~ 30.6	4.4 ~ 31.7	1.4 ~ 5	3.8 ~ 20.5
矿石贫化率 / %	5.8 ~ 65	22 ~ 45	6.4 ~ 37.8	18 ~ 23.7	18.8 ~ 45	7.8 ~ 22.8

由表 3-2 可见，损失率和贫化率的最大值和最小值之间差距很大。这表明在开采过程中控制损失率和贫化率是一项极为重要的任务。

在铀矿开采过程中，补充勘探十分重要。补充勘探包括：通过开拓、采准和切割，确定铀矿体的实际形态、矿石的平均品位和真实储量；在矿体的延伸部分和地质资料提供的 II 级估增资源（EAR-II）地区，通过坑探和钻探进一步扩大铀资源。

3.1.2 开采过程中的放射性控制

由于铀矿中存在 ^{238}U 、 ^{235}U 、 ^{226}Ra 、 ^{232}Th 等天然放射性元素，它们在衰变过程中还会产生一系列子体核素，放出 α 、 β 、 γ 射线。因此，铀矿床具有较高的放射性。

在铀矿床的勘探、开采、运输、加工等过程中，都必须考虑辐射防护、通风和环保方面的要求。在铀矿开采过程中除了要考虑噪音、振动、塌方、水患、自燃等危害以外，还必须考虑放射性的危害，这也是铀矿开采的特点。

3.1.2.1 铀矿开采过程中的放射性危害

3.1.2.1.1 直接辐射

铀矿中铀、钍、镭及其子体所放出的 β 、 γ 射线，对矿工形成全身外照射。尤其当矿石品位超过 1 % 时， γ 射线成为对矿工形成直接辐射的主要原因。其中，88 % 的能量来自 ^{214}Bi ，12 % 的能量来自 ^{214}Pb ，它们都是 ^{222}Rn 的短寿命子体。一般情况下，在品位为 0.1 % 的铀矿体的水平巷道中央，剂量率约为 $5\mu\text{Gy/h}$ ；当品位超过 0.5 % 时，矿工就会受到超过 50 mSv 的年允许剂量的危害^[3.4]。

3.1.2.1.2 氡气

氡是镭衰变产生的惰性气体，它无色、无味、无臭、透明，可溶于水和油（尤其是脂肪）中，能被硅胶和活性炭吸附。

氡能在矿岩空隙中移动，并进入矿井的空气中。氡是短寿命（半衰期 3.82 d）的 α 粒子放射源，吸入氡气本身是无危害的，因为它不会滞留在肺中。但是， ^{222}Rn 衰变产生的子体（ ^{218}Pb 、 ^{214}Pb 、 ^{214}Bi ）都是放射性的固体微粒，它们一旦与矿尘相结合形成放射性气溶胶，就可能沉积在肺中。因此，矿工一旦吸入氡气后，氡子体对肺造成的剂量比氡本身要大 20 倍。

铀矿开采过程中，氡主要来自含铀岩石的暴露表面、地下堆积的铀矿石、采空区或崩

落体、充填料和矿井水。几个铀矿山的实测数据见表 3-3^[3.5]。

表 3-3 矿井中氡的析出量和来源

铀矿山	宁乡铀矿		郴州铀矿		衢州铀矿		大浦铀矿		南雄铀矿	
氡的来源	氡析出量 (kBq • s ⁻¹)	%	氡析出量 (kBq • s ⁻¹)	%	氡析出量 (kBq • s ⁻¹)	%	氡析出量 (kBq • s ⁻¹)	%	氡析出量 (kBq • s ⁻¹)	%
总排氡量	619.5	100	985.3	100	793.6	100	345	100	603.8	100
采空区和崩落体	545.4	88	351.5	35.7	232.3	29.3	150	43.5	240	39.7
顺路井和充填体			222	22.5	168	21.2			130	21.5
矿石表面	64.8	10.5	334.6	34	358	45.1	181	52.5	187.2	31.1
爆落矿堆			70.5	7.2	35	4.4	14	4.0	48.6	7.7
矿井水	0.8	0.13	6.7	0.67						
其 他	8.5	1.4								
采矿方法	分层崩落法		充填采矿法		充填采矿法		进路短壁法		充填采矿法	
通风方式	对角两翼抽出式		对角单翼抽出式		对角两翼抽出式		对角两翼压入式		对角单翼压入式	

注：1980 年~1985 年的数据

3.1.2.1.3 粉尘

铀矿开采过程会产生大量的矿石粉尘，这些粉尘颗粒含有许多长寿命的 α 放射源，包括：²³⁸U、²³⁰Th、²²⁶Ra、²¹⁰Po 等。

虽然吸入人体的放射性粉尘，其中所含的大多数放射性核素，在它们衰变并释放完能量前，就能被人体排出体外。但是，由于回采工作面上的粉尘量非常大，因此采矿过程中粉尘的危害也是非常大的。采矿工人必须佩带防护面具或其它防护用品，以减少粉尘的吸入量。

3.1.2.2 铀矿开采过程中的放射性监测

为了防护和减少放射性的危害，应当对个人在工作期间所接受的辐射强度，在每种工作岗位所接受辐射的平均强度和不同工作地点放射性核素的平均含量，经常性进行放射性监测。

按照国际辐射防护委员会推荐的标准以及有关剂量的限值，要求直接辐射、氡气和放射性粉尘三种危害的累积影响应当符合以下公式^[3.4]：

$$\frac{H_p}{0.05 \text{ Sv}} + \frac{IP \cdot M(U)}{1.7 \times 10^3 \text{ Bq}} + \frac{JR(^{222}\text{Rn})}{0.02 \text{ J}} < 1 \quad (3-1)$$

式中：H_p 为外部辐射的最大年等效剂量，(Sv)

IP • M(U) 为一年内吸入的铀矿石粉尘中 α 粒子的放射性强度，(Bq)

JR(²²²Rn) 为一年内吸入的 ²²²Rn 子体产物中 α 粒子的势能，(J)

当开采过程中 ²²⁰Rn 的危害显著时，(3-1) 式左边应增加一项：JR(²²⁰Rn) / 0.06 J 。开采钍矿时，(3-1) 式左边还应增加一项：IP • M(Th) / 300 Bq 。

3.1.2.3 铀矿开采过程的通风方式

铀矿开采过程中为了降低氡气的危害，必须采用良好的通风系统。一个完善的排氡通风系统应当满足以下要求^[3.5]：

(1) 入风的风质好。

入风口的氡浓度不应超过表 3-4 所列的指标。

表 3-4 入风口的氡浓度指标

入风口	总入风口	工作面入风口	最末入风口
氡浓度 / (kBq · m ⁻³)	0.12	1.2	1.8 ~ 2.5

(2) 通风体积小。

通风体积小可以减少氡的析出量，缩短换气时间，降低氡和氡子体的 α 潜能平衡比 K。

$$K = 0.181 E_a / C \quad (3-2)$$

式中：E_a 为氡子体的 α 潜能，(μJ/m³)

C 为氡浓度，(kBq/m³)

实测的换气时间与 K 值的关系见表 3-5。

表 3-5 实测的换气时间与 K 值的关系

铀矿山	换气时间 / min	工作面氡浓度 C / (kBq · m ⁻³)	氡子体的 α 潜能 E _a / (μJ · m ⁻³)	氡和氡子体的 α 潜能平衡比 K
郴州铀矿	22	2.92	2.56	0.159
大浦铀矿	20.36	3.26	1.57	0.087
南雄铀矿	6.8	3.18	0.56	0.032
赣州铀矿	13	2.04	1.63	0.14
宁乡铀矿	11.9	3.81	5.57	0.264*

* 系统调整后的数据

(3) 压力分布有利于控制氡的渗流析出和防止入风污染，不受自然风压的干扰。

在裂隙发育地带或采空区附近应保持正压，使渗流指向采空区。在自然风压干扰的情况下，应尽量保持矿岩体氡的渗流方向不变。因此，抽压联合通风中零压点和负压区的选择，单一压入或抽出通风中压差的调整，对控制氡的渗流和排氡极为重要。

(4) 通风效率高，漏风少。

在多路进风条件下，风量分配要合理，尽量减少角联，减少独头通风和死角。

(5) 控制氡的析出量和析出率为最小。

压入式通风，井下空气处于正压状态，氡的渗流方向指向井外，有利于控制氡的析出量，入风风质好；但漏风率大，工作面供风不足，难于管理。一般来说，压入式通风适用于矿岩裂隙发育，采空区多，容易造成污染的矿山。

抽出式通风，井下空气处于负压状态，氡的渗流方向指向井下，会促使氡的析出量增加；但漏风率小，管理简单。一般来说，抽出式通风适用于矿岩致密，渗透性小，能建立

良好的回风水平，采空区的氡不会污染新鲜风流的矿山。

抽-压混合式通风，兼有上述两种通风方式的优点，适用于通风线路长，阻力大，自然风压干扰较大的矿山。

一个完善的排氡通风系统不可能是一劳永逸的。随着采矿工作的进展或其他条件的变化，通风网络结构、压力分布、风量分配、氡的析出量和析出率在不断变化，必须适时进行调整：消除循环风，控制氡的污染，防止漏风，保证压力和风量的合理分布。调整的原则是安全、有效、经济、合理。

如果井田范围较大，通风效果差，采用分区通风和必要的密闭是有效的。

3.1.2.4 铀矿石品位的放射性监测

由于铀矿石具有放射性，因此开采过程的品位控制可以用放射性监测的方法实现。

物探跟班取样是铀矿开采过程中的主要工序之一，是指导生产正常进行，降低矿石损失率和贫化率的关键。

在爆破作业开始前，可以利用放射性物探的方法确定品位，按照开采的边界品位圈定矿体，指导采矿工人进行采矿工作。在爆破作业以后，可以利用放射性物探的方法把爆破下来的矿石和废石分开，提高供矿品位。

对运输车辆所运矿石进行放射性强度测量，可以计算矿山或采场的矿石产量，确定供矿品位，满足矿石加工的需要。

3.1.3 铀矿开采的技术特点

3.1.3.1 开拓和采准的原则

铀矿开采过程中，开拓和采准应当遵循以下原则：

- (1) 开拓巷道一般布置在脉外，必须穿过矿体的巷道数量应当尽可能少。
- (2) 采用后退式回采顺序，使采空区尽量保持在回风系统一侧，避免采空区释放的氡及其子体污染新鲜风流。
- (3) 井田范围不宜过大，有良好的通风系统。
- (4) 主要的行人和运输巷道、提升机房、机修室、矿石检查站、炸药库等应布置于新鲜风流中。地下储矿仓和水仓应有单独的回风道。
- (5) 坚持采探结合，并尽可能以钻探代替坑探，减少氡析出量。

我国铀矿开采的采掘比见表 3-6^[3.5]。

表 3-6 我国铀矿开采的采掘比

矿床类型	砂岩型	碳硅泥岩型	花岗岩型	火山岩型(脉状)	火山岩型(块状)
采掘比 / (m ³ ·kt ⁻¹)	60~80	25~42	37~43	78	17

3.1.3.2 对采矿方法的要求

选择开采铀矿的方法除了考虑矿石和围岩的稳固性、矿体的厚度和倾角以外，还应当考虑所选择的方法能保证氡的析出量最小，开采的矿石损失率和贫化率小，回采中有利于辐射取样和围壁探矿，并考虑铀矿床的形态。

充填采矿法最适合上述要求，但是从表 3-3 可见，从采场顺路井和充填体析出的氡约占矿井总析出氡量的 20%，可见从充填料中析出的氡不容忽视。

留矿法由于有大量爆破后的矿石在采场储存，所以氡的析出量大。郴州铀矿的实测表明，留矿法采场平均氡浓度为 $33.3 \text{ kBq} / \text{m}^3$ ，是国家标准的 8 倍。采用下行通风后可以降低工作面的氡浓度，但应注意下行排风对新鲜风流的污染。

采用崩落法，如果通风系统不合理，崩落体析出的大量氡会造成严重污染。宁乡铀矿的数据表明，从崩落体析出的氡占矿井总析出氡量的 88 %，井下实测的平均氡浓度达到 $22 \text{ kBq} / \text{m}^3$ 。

3.2 铀矿开采的方法

根据铀矿石的埋藏深度和当地的环境条件，可以选择露天开采或地下开采的回采方法开采铀矿。

由于露天采矿的生产率高，矿石回收率高，排水容易，采矿也比较安全。因此，在条件允许的情况下，尽可能采用露天采矿。但是，露天采矿的粉尘污染很严重，对环境的影响比地下采矿要大。随矿体埋藏深度的增加，露天采矿的剥离工作量必然会大量增加，成本提高，从而降低了露天采矿的优势。对于埋藏深度距地表（含山坡表面）超过 200 m 的矿床，应当采用地下采矿。

3.2.1 露天开采

五十年代末期，我国在建设第一批铀矿的时候就采用了露天开采的技术，到七十年代初，又建设了一批露天开采的铀矿。我国露天铀矿的矿石产量占国内铀矿总产量的 20 % 左右。在露天开采的铀矿中，85 % 属于山坡露天，15 % 属于深凹露天。一般来说，露天采矿的规模为年产矿石 $8 \times 10^4 \text{ t} \sim 12 \times 10^4 \text{ t}$ ，开采深度为 100 m ~ 150 m，梯段高度为 5 m ~ 10 m，边坡角度为 $40^\circ \sim 50^\circ$ [3.6]。

3.2.1.1 露天开采境界的确定

露天开采需要首先剥离围岩，暴露矿体，才能把铀矿石开采出来。因此，剥采比是露天开采经济性的主要指标。

露天开采境界是由露天采场的底面和坡面所限定的可采空间的边界。露天开采境界的合理确定是露天开采中的重要课题之一，它是影响露天开采方案取舍和扩大开采比重的关键。露天开采境界一般采用境界剥采比小于或等于经济合理剥采比来确定。可以用平均剥采比小于或等于经济合理剥采比，或生产剥采比小于或等于经济合理剥采比，来校核所选择的露天开采境界。

露天铀矿一般采用原矿成本比较法来计算经济合理剥采比，也就是根据露天开采的原矿成本与地下开采的原矿成本相等的原则来确定经济合理剥采比（即：经济上允许的最大剥采比）。经济合理剥采比可以由下式确定：

$$n_e = (c - a) / b \quad (3-3)$$

式中： n_e 为经济合理剥采比，(m^3/t)

a 为露天开采的纯采矿成本（不包括剥离），(元/t)

b 为露天开采的剥离成本，(元/ m^3)

c 为地下开采的采矿成本，(元/t)

我国铀矿山曾采用的最大经济合理剥采比为 $10 \text{ m}^3/\text{t}$ ，铀矿山实际采用的露天开采境界

见表 3-7^[3.7]。

表 3-7 铀矿山的露天开采境界

铀矿山	境界剥采比 /($\text{m}^3 \cdot \text{t}^{-1}$)	平均剥采比 / ($\text{m}^3 \cdot \text{t}^{-1}$)		经济合理剥采比 / ($\text{m}^3 \cdot \text{t}^{-1}$)		采场 深度 / m	矿石年 产量 / $\times 10^4 \text{ t}$
		设计	实际	设计	实际		
宁乡铀矿	6.87	5.02	2.43	7.00	5.50	92	2
抚州铀矿	8.00	5.06	2.03	9.75	7.50	108	6
大新铀矿	3.30	2.32		3.40		160	10
赣州铀矿	4.95	3.34		8.00		130	12

3.2.1.2 露天开采的损失率和贫化率

露天开采的回收率较高，除探明的矿体外，还能回收露天开采境界内的盲矿体，开采损失主要是矿石散落在剥离废石之中造成的。一般情况下，露天铀矿在生产过程中铀矿石的损失率只有 1 % ~ 6 %（见表 3-8）^[3.8]。但是由于废石的混入，矿石的贫化率可高达 35 %（见表 3-9）^[3.8]。贫化率高必然增加矿石的运输费和水冶加工费，因此降低贫化率是露天开采的重要任务。

表 3-8 露天铀矿的矿石损失率

铀矿山	矿体形态	矿体平均厚度 / m	爆破孔径 / mm	矿石损失率 / %	
				平均值	最好值
抚州铀矿	群脉型	1 ~ 4	150 ~ 200	6.63	5
大新铀矿	单脉型	10 ~ 30	150	4.42	2.4
上饶铀矿	单脉型	中厚	150	2.31	0.6
南雄铀矿	单脉型	15	150	1.4	0.97
修水铀矿	单脉型	4 ~ 12	50 ~ 65	5.94	2.75

表 3-9 露天铀矿的矿石贫化率

铀矿山	矿体形态	矿体平均厚度 / m	爆破孔径 / mm	矿石贫化率 / %	
				平均值	最好值
抚州铀矿	群脉型	1 ~ 4	150 ~ 200	34.22	
大新铀矿	单脉型	10 ~ 30	150	15.27	11.24
上饶铀矿	单脉型	中厚	150	23.19	14.6
南雄铀矿	单脉型	15	150	10.01	8.8
修水铀矿	单脉型	4 ~ 12	50 ~ 65	16.41	10.12

降低露天开采的矿石贫化率，可以采用以下措施：

- （1）对矿石和围岩进行分爆分采，分装分运。

在开采过程中，对矿石和围岩夹石分别打眼，并对无矿孔和有矿孔以及有矿孔中的矿石和围岩部分分别进行爆破。矿体厚度在 3 m 以上时，采用中深孔爆破；矿体厚度小于 3 m 时，采用在坡面底部打眼崩矿；对于密集多变的群脉型矿床，采用松动爆破的方法。爆破下来的矿石用电铲倒堆，剔出废石，分别堆放和分别运走。

(2) 适当降低梯段高度。

梯段高度是根据电铲安全高度、矿岩节理发育情况、爆破矿岩是否沿层面滑落和坡面底部爆破圆锥体大小等确定的。梯段越高，露天生产能力越大。但是，对于埋藏条件比较复杂的铀矿床，梯段高会使选别回采困难，增加贫化率。因此，适当降低梯段高度对降低贫化率是有利的。对于采用铲斗容积为 $0.2 \text{ m}^3 \sim 0.5 \text{ m}^3$ 小型电铲装运矿石和岩石的露天铀矿，梯段高度可以采用 5 m ~ 8 m；对于采用手持式凿岩机打眼和电耙装运矿石和岩石的露天铀矿，梯段高度可以采用 3 m ~ 5 m。

(3) 手选废石。

在剥离的围岩和低品位矿石运往堆放场之前，再次进行物探分级。把品位稍高的矿石和接近边界品位的矿石分开堆存，用人工对这些矿石堆采用分层手选的方法剔除废石，提高矿石堆的铀品位。

(4) 实行质量管理。

在生产过程中，通过物探监测手段，严密监视各生产环节的矿石贫化率，发现问题及时解决。

3.2.1.3 露天开采的生产安全

露天开采在生产过程中除了考虑放射性危害和爆破安全外，保持边坡稳定是保证露天开采顺利进行的重要条件。影响边坡稳定的因素很多，主要是岩石的物理机械性能和地质构造。合理选择边坡角和平台宽度是保持边坡稳定的主要措施。

安全的平台宽度是阶段高度的 1/10，但不小于 1 m。对于较深的露天矿，采场内每隔 2 ~ 3 个阶段必须设置一个宽度不小于 6 m 的清扫平台，清扫平台的宽度也可以根据所选择的清扫设备确定。

露天矿的边坡角是根据地质构造、岩石的物理机械性能、开采深度、开拓方法等确定的。露天矿剥离台阶推进到最终境界时便形成最终边坡，最下一个台阶的坡脚线和最上一个台阶的坡顶线的连线与水平面的夹角称为最终边坡角。最终边坡角一般在 $35^\circ \sim 50^\circ$ 之间，需要慎重进行选择。减小最终边坡角，虽然可以增加边坡的稳定性，但是也增加了岩石的剥离量；如果为了减少剥离量，增大最终边坡角，则滑坡的危险性加大。

露天铀矿的梯段坡面角是由岩石（矿石）的普氏硬度 f （即：岩石的坚固系数）决定的，可以按表 3-10 选定^[3,6]。

表 3-10 露天铀矿的梯段坡面角

岩石的普氏硬度* / f	15 ~ 20	8 ~ 14	3 ~ 7	1 ~ 2
梯段坡面角 / 度	75 ~ 80	70 ~ 75	60 ~ 65	40 ~ 60

* 岩石的普氏硬度 $f = R/100$ ， 其中：R 为岩石的抗压强度(kg/cm^2)

为了保持边坡稳定，必须注意穿爆工作对边坡的影响。接近边坡的炮眼一般都排在距

边坡 2 m~4 m 以内, 孔距也适当加大, 装药量减少到正常装药量的 60 %~70 %, 并积极推广预裂爆破技术。

对于遭到破坏的边坡, 一般采取清坡和人工加固的方法进行处理。为了防止由于雨水或洪水的危害影响边坡稳定, 在采场上部边界线以外的地方需要挖排洪沟, 在梯段平台上需要挖排水沟。

露天开采时, 要严格控制粉尘污染。露天开采的采场、堆矿场、废石场都是放射性污染源, 搞好环境保护是十分重要的任务。铀矿体的上部覆盖层和大部分围岩的比放射性强度低于 $3.7 \times 10^3 \text{ Bq/kg}$, 属于无毒无害废石, 它们可以用来做建筑材料或造田。一部分围岩和矿体夹层废石或表外矿石, 需要单独堆放和严格管理, 在开采工作结束后进行覆盖和植被处理。

3.2.2 地下开采

地下开采是通过井巷工程从地下采出矿石的开采方法。目前主要采用的地下采矿方法见表 3-11^[3.9]。

我国 237 座矿山的开拓深度见表 3-12^[3.1], 其中: 小于 300 m 的占 59 %, 300 m~600 m 的占 35 % (两者合计为 94 %), 600 m~900 m 的占 5 %, 1000 m 左右的只占 1 %。

由表 3-12 可见, 我国 20 座铀矿的开拓深度都小于 600 m, 从地下采矿的开拓深度考虑, 属于浅部开采。

地下开采的采矿方法以采空区存在状态和维护方法为依据可以分为三大类: 空场采矿法(自然支撑采矿法)、充填采矿法(人工支撑采矿法)和崩落采矿法。

我国铀矿床的埋藏条件和矿岩的稳定性比较复杂, 大多数铀矿体零星分散, 厚度比较薄, 埋藏较深。因此, 为了适应不同铀矿的实际情况, 我国铀矿的采矿方法种类繁多。我国铀矿的开采方法中按所采矿石量计, 1966 年~1980 年充填采矿法占 55 %~60 %, 到 1986 年充填采矿法达到 76 %, 崩落采矿法占 13 %, 留矿法只占 7 %^[3.5]。

我国铀矿地下开采以矿石计的全员劳动生产率见表 3-13^[3.10]。地下采矿的矿石损失率和贫化率见表 3-14^[3.10]。地下开采的平均采掘比见表 3-15^[3.10]。

3.2.2.1 空场采矿法

空场采矿法也称为自然支撑采矿法, 这种方法把矿块划分为矿房和矿柱, 分两步进行回采, 先采矿房, 后采矿柱(或不采矿柱)。回采矿房时, 采空区依靠矿石和围岩自身的稳固性和矿柱来维护。矿房回采后, 有计划地回采矿柱和处理采空区。因此, 采用空场采矿法的基本条件是矿石和围岩稳固。

空场采矿法的优点是: 成本低, 生产能力大, 劳动生产率高, 基建时间比较短, 比较容易达产。缺点主要是: 留下大量矿柱和采空区, 需要进行第二步回采和处理; 由于地压随开采深度的增加而增加, 因此在深部开采时, 空场采矿法的应用受到限制。

在铀矿开采中, 空场采矿法以全面采矿法为主。空场采矿法主要用于开采厚或中厚的缓倾斜矿体, 当矿体厚度超过 4 m 以上时, 需要用已开采的矿石作为工人继续开采的操作平台, 这就是所谓留矿采矿法。但是, 由于铀矿石的放射性, 因此在铀矿开采中留矿采矿法很少应用。

当采空区(顶板)的暴露面积超过地压允许的面积时, 需要采用留岩柱、留低品位矿

柱或浇筑人工混凝土柱等三种方法支撑顶板，也可以用长锚索、锚杆或注浆等技术加固围岩，保证生产安全。

表 3-11 主要的采矿方法

地压控制	采矿方法分类	采矿方法分组	采矿方法名称	主 要 方 法
自然支撑	空场采矿法	分层（单层） 空场法	全面采矿法	普通全面法
				留矿全面法
			房柱采矿法	浅孔落矿房柱法
				中深孔落矿房柱法
			留矿采矿法	极薄矿脉留矿法
				浅孔落矿留矿法
		分段空场法	分段采矿法	有底柱分段采矿法 连续退采分段采矿法
			爆力运矿采矿法	
		阶段空场法	阶段矿房法	水平深孔阶段矿房法
				垂直深孔阶段矿房法（VCR 法）
人工支撑	充填采矿法	分层（单层） 充填法	上向分层充填法	上向分层充填法
			上向进路充填法	上向进路充填法
			点柱分层充填法	点柱分层充填法
			下向分层充填法	下向分层充填法
			壁式充填法	壁式充填法
		分段充填法	分段充填法	分段充填法
		阶段充填法	分段空场事后充填法	分段空场事后充填法
			阶段空场事后充填法	阶段空场事后充填法
			VCR 事后充填法	VCR 事后充填法
			留矿采矿事后充填法	留矿采矿事后充填法
			房柱采矿事后充填法	房柱采矿事后充填法
	支柱采矿法	方框支柱法	方框支架充填法	方框支架充填法
		横撑支柱法	横撑支架充填法	横撑支架充填法
围岩崩落	崩落采矿法	分层（单层） 崩落法	壁式崩落法	长壁崩落法
				短壁崩落法
				进路崩落法
			分层崩落法	进路回采分层崩落法
				长工作面回采分层崩落法
		分段崩落法	无底柱分段崩落法	典型方案 高端壁无底柱分段崩落法
			有底柱分段崩落法	
		阶段崩落法	阶段强制崩落法	典型方案 分段留矿崩落法
			阶段自然崩落法	

表 3-12 我国矿山的开拓深度

矿 种	开 拓 深 度 / m			
	<300	300 ~ 600	600 ~ 900	1000 左右
铁 矿	39	8	3	0
黄金矿	14	11	0	0
有色矿	33	56	9	2
铀 矿	16	4	0	0
化学矿	20	0	0	0
建材矿	19	3	0	0
合 计	141	82	12	2
百分比 / %	59	35	5	1

表 3-13 地下开采的全员劳动生产率

铀矿山	矿山规模	开拓方式	采矿方法	全员劳动生产率 / (t·人 ⁻¹ ·d ⁻¹)	
				平均值	最好值
郴州铀矿	大	平硐、竖井	充填采矿法	0.170	0.240
大浦铀矿	大	斜井、竖井	进路采矿法	0.235	0.350
衢州铀矿	大	平硐、斜井、竖井	充填法、全面法	0.212	0.280
翁源铀矿	中	平硐、斜井、竖井	充填法、留矿法	0.198	0.310
宁乡铀矿	小	平硐、斜井	分层崩落法	0.115	0.230
仁化铀矿	小	平硐、斜井	空场采矿法	0.261	0.380
临沧铀矿	小	斜井	进路采矿法	0.158	0.250

注：截至 1986 年的统计资料

3.2.2.2 充填采矿法

充填采矿法的主要特征是充填工序作为回采工作的必要步骤，充填体起着控制采场地压，支撑围岩，延缓和阻止采空区围岩被破坏和移动的作用。充填采矿法可以采用两步回采，在第一步回采时，随回采工作面的推进，充填采空区以防止围岩崩落；也可以一步或连续回采，回采和充填交替进行。

充填采矿法一般应用于围岩不稳固，或围岩和矿石都不稳固的矿床。

近年来，由于无轨采矿、高分层落矿和充填系统自动化等技术，使充填采矿法的成本下降，采场生产能力和劳动生产率提高，在一些矿石和围岩都稳固的矿床也开始使用充填采矿法。

充填采矿法有利于开采深部矿床，开采水下、建筑物下和构筑物（铁路、桥梁）下的矿床，以及开采有自燃倾向的矿床。充填采矿法的矿石回收率高，贫化率低，采选综合经济效益好。采用尾砂充填可以减少地面尾矿库面积，改善矿山环境。

表 3-14 地下采矿的矿石损失率和贫化率

铀矿山	矿体厚度 / m	采矿方法	矿石损失率 / %		矿石贫化率 / %	
			平均值	最好值	平均值	最好值
郴州铀矿	20 ~ 30	充填采矿法	4.51	1.3	16.66	8.0
抚州铀矿	极薄至中厚	充填法、留矿法	5.13	1.0	33.36	27.6
翁源铀矿	2 ~ 8	充填法、留矿法	2.7	1.4	23.94	18.4
南雄铀矿	0.5 ~ 3	充填法、留矿法	2.7	1.4	58.3	39.6
仁化铀矿	2.1 ~ 3.8	充填采矿法	3.3	1.7	29.71	23.6
衢州铀矿	1 ~ 20	充填法、全面法	2.8	1.1	11.62	5.9
贵阳铀矿	0.7 ~ 3	空场采矿法	9.93	3.6	21.44	17.5
大浦铀矿	0.12 ~ 4.7	进路采矿法	10.09	1.0	25.7	7.8
安化铀矿	0.7 ~ 4	分层崩落法	8.87	4.4	13.45	9.5
宁乡铀矿	2 ~ 5	分层崩落法	6.9	0.9	13.09	5.8
伊宁铀矿	0.14 ~ 4.65	短壁法倾斜分层充填法	13	2.5	28.26	10.6

表 3-15 地下开采的平均采掘比

铀矿山	采矿方法	矿体厚度 / m	平均采掘比 / ($\text{m} \cdot \text{kt}^{-1}$)
郴州铀矿	充填采矿法	20 ~ 30	27.162
翁源铀矿	充填采矿法	2 ~ 8	27.963
仁化铀矿	充填采矿法	2.1 ~ 3.8	19.085
南雄铀矿	充填采矿法	0.5 ~ 3	49.215
衢州铀矿	充填采矿法	1 ~ 20	24.413
抚州铀矿	充填采矿法	极薄至中厚	79.626
大浦铀矿	进路采矿法	0.12 ~ 4.7	82.595
安化铀矿	分层崩落法	0.7 ~ 4	27.741
伊宁铀矿	短壁法倾斜分层充填法	0.14 ~ 4.65	69.114
兴城铀矿	空场采矿法	2	19.085
贵阳铀矿	空场采矿法	0.7 ~ 3	94.118

注：截至 1986 年的统计资料

充填材料分为干式、水砂和胶结充填材料三类：

(1) 干式充填材料。

干式充填材料应是惰性材料，不含挥发性有害气体，含硫不超过 5 ~ 8 %，以防产生高温和二氧化硫。一般可以利用井下巷道掘进时产生的废石，但来源有限，因此还需要开辟专用采场开采废石，满足充填的需要。

(2) 水砂充填材料。

常见的水砂充填材料包括：尾砂、河砂、山砂、破碎砂和水淬炉渣等。

水砂充填材料除了要求化学性质稳定和颗粒本身具有一定的强度以外，还要求具有较好的渗透性能，保证及时脱水以便进行回采作业。一般认为，水砂充填材料在 10℃ 时的渗透系数应不低于 5 cm/h ~ 7 cm/h，因此用尾砂作为充填材料时，0.02 mm 以下细粒级的含量不能超过 10 % ~ 15 % 。

(3) 胶结充填材料。

胶结充填材料主要是水泥，也可以用粉煤灰、高炉炉渣、细砂等部分取代水泥。炉渣需要磨碎，磨碎后的炉渣粒度小于 0.074 mm 必须占 40 % ~ 50 % 以上。

支柱采矿法是用方框（或横撑）支架配合充填来维护采空区，控制顶板和围岩，防止由于顶板和围岩的崩落而造成地表下沉，为回采工作创造安全作业条件，保证地表建筑物不被破坏。

支柱采矿法适用于矿石和围岩极不稳固，矿床产状极其复杂，顶板不许崩落，矿石品位较高的矿床。但是这种方法劳动强度大、工序复杂、采矿成本高、劳动生产率低，因此目前已很少采用。

郴州铀矿为后生热液铀-钼型沉积变质矿床，矿体赋存于由黑灰色石英岩和微石英岩组成的硅质带中，矿体形态复杂，呈不规则透镜体或巢状，与围岩界线不明显。矿体大小不一，走向长度 20 m ~ 200 m，倾角 70° ~ 90°。矿石坚硬稳固，含矿不均匀，铀品位变化大。采矿方法采用水平分层胶结充填法，阶段高度 40 m ~ 50 m，每个分层回采后，用废石充填，每充填 0.6 m 就用水泥砂浆固结充填料一次。充填料取自地面采石场，部分取自表外矿堆浸后的尾矿^[3,5]。

衢州铀矿是我国铀矿首例水砂充填工程，于 1992 年 7 月建成，1993 年 5 月通过验收正式投产，从此结束了我国铀矿只依靠干式充填的历史。充填料通过两段破碎闭路系统破碎成为合格砂，在合格砂与水混合以后，利用自然压头通过注砂管把充填料输送至采场充填，井下废水循环使用。平均充填能力 70 m³/h，最大 83 m³/h，充填 1 个 1000 m³ 的采空区，只需要 15 h，而干式充填需要 200 h ~ 300 h^[3,11]。

3.2.2.3 崩落采矿法

崩落采矿法主要用于开采矿体和围岩都不稳固的矿床。它是一步回采的采矿方法，以崩落围岩的方法实现采场的地压管理。它的特点是：随回采工作面的推进，强制（或自然）崩落围岩充填采空区，达到控制地压的目的。

崩落采矿法的开采顺序就一个井田而言，一般是由上而下逐个阶段开采。当井田内有几个矿体时，应根据围岩崩落角确定相邻矿体的回采顺序，使回采工作相互不受地压活动的影响。

阶段自然崩落采矿法是地下开采中采矿成本最低的采矿方法，但是它的使用条件要求严格，必须慎重。

地表允许下陷是使用崩落采矿法的一个基本前提。因此，地面有河流，或有重要的建筑物和构筑物（例如：铁路和桥梁），或上覆岩层中有流沙和溶洞等情况，不能采用崩落采矿法。有自燃性的矿床也不能用崩落采矿法。应用崩落采矿法的矿山，因围岩崩落而引起地表破坏是普遍现象。因此，在设计和生产时，必须高度重视并采取预防措施。

安化铀矿是后生淋积型铀矿床，铀矿化受层状氧化破碎带控制，矿体平均厚度 4 m 左

右, 倾角 $40^{\circ} \sim 75^{\circ}$ 。含矿岩性为炭板岩和泥板岩, 下盘围岩是斑点状炭板岩, 上盘围岩是层状破碎炭板岩。1973 年投产以来, 采用分层崩落法采矿, 采场沿矿体走向布置, 长度 $25 \text{ m} \sim 30 \text{ m}$, 回采分层高度 2.4 m , 回采工作在人工假顶 (金属网假顶) 下进行, 用手扶风动耙斗出矿, 金属支架支护顶板。安化铀矿的实践表明, 在特定的地质条件下, 选用分层崩落法是合适的^[3.12]。

3.2.3 特殊矿床的开采

特殊矿床是指: 矿床埋藏在某种特殊的环境条件下, 例如: 江、河、湖泊等水体的下面; 或矿石具有特殊性质, 例如: 矿石具有自燃性。铀矿具有放射性, 因此也是一种特殊矿床。特殊矿床在开采时都有一些特殊的要求。

3.2.3.1 在地表水体和建筑物下采矿

在地表水体、建筑物和构筑物 (例如: 铁路和桥梁) 下采矿, 简称 “三下” 采矿。“三下” 采矿要求地下回采工作对地面建筑物和构筑物变形的影响控制在允许范围之内, 同时要防止地表水涌入井下, 造成水患。目前, 对于 “三下” 矿床的开采方法多数采用充填采矿法, 以防止围岩崩落和避免岩移。

在水体下开采矿石时, 首先要确定最小的安全开采深度, 在水体底部和开采的最小深度之间存在一定厚度的防水保护层, 防止水渗入井下。

在建筑物和构筑物下开采矿石时, 要在整个建筑物和构筑物下的矿体范围内同时进行全面积开采, 在这个范围内不形成任何开采边界, 防止地面不均匀下沉, 最大限度地减少矿石开采对建筑物和构筑物的有害影响。

宁乡铀矿莲花矿段赋存于河流、村镇和公路大桥的下面, 矿体形态复杂, 矿岩界线清楚, 稳固性差, 矿体埋藏浅, 矿石的铀品位较高。通过调研和方案比较, 选用下向倾斜分层进路回采胶结充填的采矿方法。回采工艺包括: 凿岩、爆破落矿、通风、出矿、支护和进路充填等工序。充填料 (混凝土) 在地面制备, 由充填钻孔输入采场。在每条进路采完后立即进行充填, 一般是采一条充一条。由于胶结充填体具有所需要的强度, 整体性和稳定性良好, 通过两年多的观测证明, 地表和民房没有发生移动变形。虽然所用的采矿方法的直接成本比分层崩落法稍高一些, 但是由于降低了矿石的损失率和贫化率, 提高了供矿品位和矿石销售价, 抵消了直接成本的增加。同时, 避免了由于地表陷落所造成的损失赔偿, 因此具有明显的社会效益和经济效益^[3.13]。

3.2.3.2 热水型矿床的开采

在矿井内由于各种热源散发热量, 使井下空气的温度升高, 在矿井内出现终年持续的高温工作面 (超过 30°C), 影响井下工人的身体健康和采掘工作的正常进行, 形成矿井热害。

矿井热害主要是地下热水造成的。郴州铀矿是我国矿山中热害最严重的矿山之一, 主矿带掘进工作面气温为 $35^{\circ}\text{C} \sim 41^{\circ}\text{C}$, 相对湿度 $90\% \sim 100\%$, 最严重的是在 1984 年发生的热穿脉涌出, 涌出的热水温度达到 54°C , 涌水量 $4500 \text{ m}^3/\text{h} \sim 4900 \text{ m}^3/\text{h}$, 造成了淹井事故^[3.14]。

对于热水型矿床必须设法切断热源, 采用各种方法降低工作面的温度, 加强通风, 甚至采取人工制冷的措施, 使工作面的温度降到国家规定的标准 (28°C)。要缩短井下工人的

工作时间，加强劳动保护。

对于涌水量大的大水矿床，必须先治水后采矿。治水的方法主要是疏干和截堵两种方法，由于疏干后的围岩稳固性变差，回采时要特别注意顶板的维护。被铀污染的矿坑水必须经过处理后，才能排放。

3.2.3.3 高山采矿

在有高山效应的地区采矿称为高山采矿。高山效应的特点是缺氧，由于气压低，氧分压和水的沸点都低，人的工作能力下降，甚至患高山病。高山采矿的设备运转效率低，使用寿命短。

若尔盖铀矿海拔高度为 3200 m ~ 4060 m，属于高山采矿。该矿采用平硐、斜井方式开拓，水平分层充填法回采^[3.15]。

由于高山地区汽车的机械磨损大、油耗大、运输效率低，因此矿石运输最好用移动式架空索道。要降低矿石的含水量，避免运输时矿石与矿车冻结在一起。在地下作业容易积水成冰，要采取地下采暖的措施，防止冰害。由于高山采矿的设备运转效率低，在选择设备能力时，应当比正常条件需要的能力增加 30 % 左右。要考虑采矿工人对高山效应的适应能力，尽量聘用当地人员采矿。

3.2.3.4 自燃性矿床的开采

硫化矿石、煤炭、含炭质的其它矿岩在与空气接触时产生氧化升温的现象，称为矿岩的自热，当温度达到矿石或伴生物质的着火点时，就会自燃。有自燃发火倾向的矿床称为自燃性矿床。

自燃性矿石从氧化、聚热到自燃必须具备三个条件：（1）有一定量的能氧化自热的可燃物；（2）有充足的氧气供应；（3）有聚热条件，可以升温达到可燃物的着火点。

自燃性矿床的开发必须采取预防火灾的措施，矿床开拓应当有利于分区通风，便于在回采时可以采用分区采矿。各个采区尽量采用独立的通风系统和联络通道，采用后退式回采顺序，实行“三强”（强掘、强采、强运）开采，使开采时间小于矿岩的自燃发火期，矿石采完后立即封闭。

自燃性矿床不宜采用一次崩矿量大的阶段崩落法，避免大爆破和长时间留矿。一般来说，充填采矿法是自燃性矿床比较合适的采矿方法。

伊宁铀矿 509 矿床是一个中型铀矿床，从 1964 年建矿到 1982 年基本结束，共采出含铀煤 3.532×10^5 t，铀的平均品位 0.15 %，金属铀 532.58 t。509 铀煤矿床的矿体赋存于短轴向斜侏罗纪煤层中，该矿床共有 12 层煤，铀品位达到工业价值的只有第一、第九和第十层煤。在第一层煤中的铀储量占总储量的 84.6 %，铀矿体的形态比较复杂，多呈层状、透镜状、巢状和带状，矿体厚度为 0.14 m ~ 4.65 m，矿体与围岩接触界线不明显，含矿系数为 0.2 ~ 0.9。由于煤中含硫和挥发分的物质较多，具有自燃发火的可能性，自燃发火期为 1 ~ 6 个月。为避免矿壁过早氧化，减少自燃发火的几率，该矿床的主要开拓井巷布置在脉外^[3.16]。

509 矿床采用短壁式采矿方法，开采矿体倾角为 $12^\circ \sim 25^\circ$ ，含矿系数大于 0.7，比较连续的矿块。采用倾斜分层充填采矿法，开采矿化比较均匀，矿体连续，厚度为 0.8 m ~ 2.5 m 的急倾斜矿块。采用抽出式的通风方式，达到降氡、排瓦斯和除尘的效果^[3.17]。

3.2.4 无轨采矿

地下采矿是一项劳动密集型的产业，劳动强度大，生产效率低。因此，降低工人的劳动强度，提高劳动生产率，成为改进地下采矿方法的主要方向。

地下采矿的方法，经过几十年的实践，在许多方面都有很大的发展。近 20 年来，尤其在无轨采矿、就地破碎浸出和原地浸出方面有显著的进展，在国内外都已经广泛应用于生产，取得了显著的经济效益。

无轨采矿是指在地下巷道或采场内，用胶轮式或履带式自装自卸运输设备运输矿岩的作业方式。

矿山的无轨开采作业是由铲运机（包括：气动无轨铲运机、柴油驱动无轨铲运机和电动铲运机）、地下矿用卡车（包括：后卸式、伸缩推卸式和梭式）和辅助车辆（包括：材料车、运人车、装药车、燃料油车、维修车、高空作业台车）组成。无轨开采作业与常规方法的区别在于回采设备和矿石运输设备都不需要轨道。

20 世纪 40 年代末，美国最先使用无轨运输设备。1953 年研制出第一台自装自卸履带式运输设备，因为运行速度慢和维修费用高，后来改为胶轮式装运机。在 1962 年第一台井下柴油机驱动无轨铲运机问世后，无轨运输在掘进、回采等多种运输作业中得到广泛应用。遥控技术的应用和窄型铲运机的出现，使铲运机的使用范围进一步扩大。目前，各类铲运机中以风冷型柴油机驱动，铲斗容积约 3.78 m^3 者居多，近年出现的电动铲运机正引起各国的注意。

国内外矿山的生产实践证明，使用机动灵活的无轨采矿设备，可以改革矿山的井巷开拓、采准方式和回采工艺，提高劳动生产率，降低生产成本。

衢州铀矿从 1980 年 6 月开始应用无轨采矿设备进行掘进和采矿试验，1983 年转入正常生产，取得较好的技术经济效益^[3.18]：

（1）加大了回采中段高度，由原来的 25 m 增加到 50 m，减少了采准工程量。采掘比由原来的 15 m/kt ~ 20 m/kt 降低到 10 m/kt ~ 15 m/kt 。

（2）增大了采场面积，由原来的 $300 \text{ m}^2 \sim 500 \text{ m}^2$ 增加到 $500 \text{ m}^2 \sim 1000 \text{ m}^2$ 。提高了采场的生产能力，由原来的 8000 t/a 提高到 15000 t/a ~ 35000 t/a 。

（3）简化了回采工艺，采场循环周期缩短 1/3 。

（4）由于提高了机械化水平，作业人员比原来减少 40 % ~ 60 %，直接工效提高 1 ~ 2 倍，降低了劳动强度，改善了劳动条件。

（5）无轨设备机动性强，矿石、废石可以分采分运，因此可以降低矿石损失率和贫化率。与常规方法比较，矿石损失率和贫化率下降 10 % ~ 30 % 。

（6）由于降低了人员和车间经费，采矿成本降低 15 % ~ 40 % 。

衢州铀矿无轨掘进与常规掘进的比较见表 3-16^[3.19]，无轨采矿方法与常规采矿方法的比较见表 3-17^[3.19]。

无轨采矿不仅适用于大型铀矿的开采，对于中、小型铀矿，无轨采矿的开采方法也可以应用。

本溪铀矿（下马塘）是 1994 年 3 月开始建设的年产矿石 $3 \times 10^4 \text{ t}$ 的小型铀矿，虽然矿体复杂，采场面积只有 $300 \text{ m}^2 \sim 400 \text{ m}^2$ ，围岩极不稳定，无轨采矿生产能力仍达 1500 t/月

~ 2390 t/月，而且还能提高。采用无轨采矿作业可以大幅度减少采掘一线人员，优化采矿工艺，降低矿石在开采过程的损失和贫化，提高供矿品位^[3,20]。

表 3-16 无轨掘进与常规掘进的比较

掘进方法	无轨掘进	常规掘进
巷道规格 / m	3×3	3×3
巷道掘进断面 / m ²	8.4	8.4
凿岩设备	双机台车	气腿凿岩机
出渣设备	铲运机	装岩机、矿车、电机车
平均月进尺 / m	90	30
直接工效 / (m·工班 ⁻¹)	0.43	0.11

表 3-17 无轨采矿与常规采矿的比较

采矿方法	无轨采矿	常规采矿
凿岩设备	双机台车	7655 和 YSP45 凿岩机
出矿设备	2 m ³ 铲运机	30 kW 电耙和 0.7 m ³ 矿车
井下工人工效 / (t·工班 ⁻¹)	2.51	0.62
直接采矿工效 / (t·工班 ⁻¹)	10.9	4.2

无轨采矿的采矿成本虽然比常规采矿方法低，但是在无轨采矿的材料费中，轮胎消耗费约占 20 % ~ 50 %，因此减少轮胎消耗是降低无轨采矿成本的主要方向。柴油机驱动无轨铲运机产生的尾气污染需要治理，可以用加强通风的方法来解决。

3.3 就地破碎浸出

3.3.1 就地破碎浸出的定义和工艺方法

地下浸出是近年来采矿方法发展的主要方向。地下堆浸、就地破碎浸出和原地浸出都属于地下浸出。它们都是把采矿与矿石的浸出结合起来，它们的区别主要在于矿石的位置是否移动。

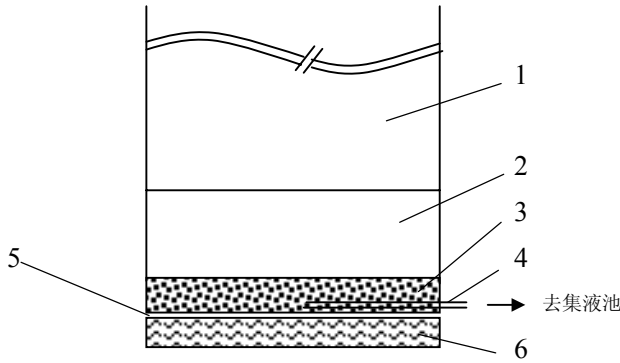
地下堆浸是在地下设置堆浸场，把开采出来的矿石运送到地下堆浸场进行浸出。当矿床中的矿体既小又分散，地下又有合适的场地时，地下堆浸比较适用。

就地破碎浸出是对适当大小的矿体进行挤压爆破，矿体被破碎和崩落（移动）到已安排好集液装置的位置进行浸出。就地破碎浸出主要用于稳定性差和比较破碎的矿体，也可以用于坚硬的花岗岩矿体。

原地浸出的矿体处于自然埋藏状况下，没有任何位移，从地面把浸出剂注入矿床进行浸出。原地浸出主要应用于疏松的砂岩性矿床。

就地破碎浸出提取铀的工艺过程是：利用采准掘进的井巷工程在矿体下方形成补偿空间；对补偿空间的底部进行处理，安排集液装置（见图 3-1）；利用凿岩爆破技术对矿体就

地爆破落矿筑堆，矿体被破碎成一定大小的矿块，并产生更多的裂隙，形成矿堆；封堵后对矿堆进行布液浸出，得到含铀的产品液；通过堆底的集液管收集浸出液，并把浸出液输送到地面回收工厂进行处理。



1 矿体，2 补偿空间，3 卵石层，4 集液管，5 塑料板，6 粘土层

图 3-1 就地破碎浸出示意图

就地破碎浸出与用常规方法采矿然后用常规水冶方法处理矿石相比较，节省了打水泥垫板、出矿、井巷充填、矿石运输、破磨、固液分离等工序，工艺简单，成本低，是一项有发展前景的采铀工艺。

对于就地破碎浸出，由于矿体爆破后矿石松散堆积，体积增大。因此，在爆破前要在矿体下方通过掘进形成合理的补偿空间，补偿空间的大小由补偿空间系数 K 确定：

$$K = (V_{\text{实}} + V_{\text{空}}) / V_{\text{实}} \quad (3-4)$$

式中： $V_{\text{实}}$ 为爆破实体（即：矿体）体积，(m³)

$V_{\text{空}}$ 为有效空间（即：通过掘进形成的补偿空间）体积，(m³)

一般认为， $K = 1.20 \sim 1.30$ 。不考虑在达到一定破碎程度时过挤压带来的放矿问题， K 值可适当减小。兰田铀矿在就地破碎浸出爆破筑堆时，采用的 $K = 1.12 \sim 1.24$ ，筑堆规模达到 $3 \times 10^4 \text{ t}$ ，效果很好。

3.3.2 就地破碎浸出的发展历史

60 年代末，法国在埃卡尔皮埃尔铀矿进行就地破碎浸出采铀的试验，试验矿体的阶段高度为 40 m，矿体倾角 70°，矿石平均品位为 0.102%，试验采用小中段法中深孔爆破破矿，全阶段的矿石分两次爆破处理，共回收金属铀 2.1 t，回收率为 82.5%^[3.21]。

1977 年，加拿大在阿格纽湖铀矿采用深孔（平均孔深 30 m）挤压爆破破矿，用淹没法浸出矿石，从铀品位为 0.045% 的贫铀矿床中回收铀，取得较好的经济效益^[3.21]。

1969 年 ~ 1971 年我国衢州铀矿进行了 3000 t 矿石规模的就地破碎浸出采铀试验，共回收金属铀 1380 kg，回收率 82.2%^[3.21]。

80 年代，郴州铀矿对开采的含黄铁矿的贫铀矿进行就地破碎浸出，用含细菌的废水淋浸，虽然浸出率较低，但由于试剂消耗少，仍具有一定的经济效益。

1991 年, 兰田铀矿在地表堆浸工业试验的基础上, 进行了近万吨规模的地下就地破碎浸出采铀试验。试验总计浸出铀品位为 0.127 % 的铀矿石 8568 t, 按渣计铀的浸出率达到 89 %, 产品成本为常规方法的 70 %, 创总产值 305 万元, 共盈利 87.51 万元, 矿产资源利用率达到 84.43 %, 经济效益显著^[3,22]。

3.3.3 影响就地破碎浸出的主要因素

3.3.3.1 铀矿物的赋存形式

铀矿物在矿床中的赋存形式对是否适合采用就地破碎浸出有很大的影响, 铀矿物的赋存形式可以分为三类:

(1) 当铀矿物以薄膜(细脉膜)和覆层形式赋存于矿体中张开的裂隙壁上时, 矿体爆破后, 铀矿物被暴露在矿石表面, 容易与浸出剂接触。因此, 这样的矿体最适合采用就地破碎浸出。

(2) 当铀矿物以微细脉状形式赋存于岩石的胶结裂隙中时, 也可以采用就地破碎浸出的方法。

(3) 当铀矿物沿整个岩体呈细粒浸染状均匀分布时, 由于就地破碎浸出的矿石块度较大, 浸出率较低, 因此不适合采用就地破碎浸出。

3.3.3.2 爆破块度

爆破后矿石的块度对浸出效果有直接的影响, 爆破以后块度分布的函数形式可以用 Rosin-Rammler 分布表示:

$$Y = 1 - \exp[-(X / X_c)^n] \quad (3-5)$$

式中: Y 是通过筛孔尺寸为 X 的碎块比例, (%)

X 是筛孔尺寸,

X_c 是指 63 % 的碎块可通过的筛孔尺寸, 称为特征尺寸,

n 是均匀系数, 一般情况 n 小于 1.0, 平均为 0.60 。

兰田铀矿采用扇形中深孔布置的小补偿空间一次挤压爆破筑堆, 取样筛分后进行回归计算, 得矿石的块度分布为: $Y = 1 - \exp[-(X / 31.17)^{0.52}]$ ^[3,23]。

目前, 国内要求爆破筑堆的矿石块度应小于 300 mm, 矿堆中小于 150 mm ~ 200 mm 的合格块度的矿石应占 80 % ~ 85 %, 小于 50 mm 的矿石应占 40 % ~ 70 % 。

3.3.3.3 矿堆的有效空隙度

地下矿堆的浸出性能不仅与矿石块度有关, 还受到矿堆的有效空隙度的制约。有效空隙度的大小不仅影响矿石的氧化效率, 而且影响矿石与浸出剂的接触。矿堆的密实度应当均匀, 避免造成浸出剂沟流, 影响浸出效果。

有效空隙度是堆内相互连通的孔隙体积所占矿堆总体积的分数, 由下式表示:

$$\Phi = V_{\text{孔}} / V_{\text{总}} \quad (3-6)$$

式中: Φ 为有效空隙度, (%)

$V_{\text{孔}}$ 为相互连通的孔隙体积之和, (m^3)

$V_{\text{总}}$ 为矿堆总体积, (m^3)

Φ 值与矿堆的松散系数有关, 在采用小补偿空间一次挤压爆破筑堆时的松散系数就是补偿空间系数 K, Φ 与 K 的关系为:

$$\Phi = 1 - 1/K \quad (3-7)$$

从浸出开始到结束，矿堆的 Φ 值可能发生较大的变化， Φ 值的变化可由下式确定：

$$\Phi_a = \Phi_b \cdot e^{-az} \quad (3-8)$$

式中： Φ_a 为某一时间和某一相对高度的有效空隙度，(%)

Φ_b 为矿堆在浸出开始的有效空隙度，(%)

a 为与浸出时间和矿石性质有关的系数，

z 为从矿堆顶部到某一相对高度的矿堆深度，(m)

3.3.3.4 爆破方法

选择合适的爆破方法，提高爆破质量，是就地破碎浸出能否成功的关键。

最满意的爆破效果是：破碎后的矿石块度均匀，符合合格块度的要求；爆破后的矿石能产生更多的裂隙，有利于浸出剂渗入；采场内矿石崩落形成的矿堆密实度均匀，有效空隙度对水的渗透性适宜；尽可能避免发生拒爆和漏爆现象。

爆破筑堆可以采用钻孔爆破和硐室爆破，常用的是钻孔爆破。国内已采用的钻孔爆破方法有两种：

(1) 浅孔爆破留矿法，即在留矿堆向上打浅孔进行爆破。这种方法比较灵活，能保证破碎后的矿石块度符合浸出的要求。但是，凿岩和爆破工作量大，爆破效率较低。

(2) 中深孔分段挤压爆破留矿法。挤压爆破方法的爆破作业安全，效率高，也能基本保证破碎后的矿石块度符合浸出的要求。但是，要求矿体的埋藏条件稳定，矿体的上下盘变化不大，矿体的厚度应大于 3 m，以减少爆破时围岩的夹制作用。

为了达到满意的爆破效果，采取的主要措施是控制一次性爆破规模。爆破规模应当以凿岩巷道的最大空顶时间为依据，同时根据矿山现有的设备能力和爆破技术水平确定。尽量采取快速掘进，快速凿岩，分次爆破的方法保证爆破的质量。

3.3.3.5 矿体倾角和厚度

就地破碎浸出是用爆破落矿的方法在井下造成一个堆浸区。由于就地落矿，矿堆的形状和大小与矿体基本一致，在矿床中多数矿体都有倾角，因此破碎后的矿堆也形成相似的倾角。但是，地下空间有限，如果采用在堆顶布液的方式，倾角（指矿石堆与水平面的夹角） $15^\circ \sim 75^\circ$ 的矿堆容易形成浸出死角，降低金属回收率。

就地破碎浸出不受矿体厚度的限制，对于倾角小于 15° 的矿体或水平的矿体，要求矿体有较大的厚度。但是，矿堆过高会影响空气氧化的效率，一般矿堆高度以小于 50 m 为宜，对于厚、大的矿体应当采用分段爆破的方法。

3.3.3.6 布液方式

只有采用适应性强，操作简便，比较经济的布液方式，才能保证浸出的效果。

在就地破碎浸出时，由于受空间限制，在堆顶的布液面积比实际矿堆的面积小，所以布液效果差。对于缓倾斜的矿体（倾角小于 75° ），为避免浸出死角，必须采用不同的布液手段，把堆顶堰塘布液（带布液）、堆中预埋管布液（线布液）和围岩钻孔布液（点布液）结合起来，才能消除浸出死角，保证浸出率。

布液强度（单位面积的浸出剂流量）要适当，布液强度太大，则试剂消耗大；布液强度太小，则浸出率低。

3.3.4 就地破碎浸出适用的范围

3.3.4.1 矿体和围岩稳定性差的矿床

矿体和围岩稳定性差的矿床，一般只能采用崩落采矿法开采，这类矿床的矿体比较破碎，比较适合就地破碎浸出。

对用就地破碎浸出回收铀的方法与用分层崩落法采矿然后地面堆浸回收铀的方法进行技术经济比较，通过分析成本、利润和矿石品位的关系，可以确定在产品价格一定的条件下两种方法的可采矿石边界品位（表 3-18），也可以确定在一定的浸出率或回收率条件下就地破碎浸出回收铀的利润平衡点（表 3-19）^[3,24]。

表 3-18 黄饼产品价格（以铀计）与矿石可采边界品位的关系

黄饼价格 / (万元·t ⁻¹)		30	26	23	20	19
可采边界品位 / %	就地破碎浸出	0.02471	0.03053	0.03705	0.04713	0.05184
	分层崩落法-地表堆浸	0.03517	0.04289	0.05132	0.06388	0.06956
黄饼价格 / (万元·t ⁻¹)		18	17	16	15	14
可采边界品位 / %	就地破碎浸出	0.05758	0.06475	0.07396	0.08623	0.10338
	分层崩落法-地表堆浸	0.07634	0.08459	0.09484	0.10791	0.12517

在产品（黄饼）价格一定的条件下，两种方法只有处理铀品位大于表 3-18 所示边界品位的矿石才有利可图。就地破碎浸出的成本较低，因此相应的边界品位较低。

表 3-19 就地破碎浸出的浸出率与利润平衡点的关系

浸出率 / %	75	76	78	80	83	84	85	86	87	88
回收率 / %	72	73	75	77	80	81	82	83	84	85
利润平衡点 / %	0.0898	0.0968	0.1148	0.1411	0.2145	0.2596	0.3288	0.4480	0.7021	1.6235

注：浸回差以 3 %计

利润平衡点是指用两种方法分别处理相同矿石时，利润值相等的矿石品位。在确定的浸出率或回收率条件下，处理矿石的铀品位小于表 3-19 所示的利润平衡点，则就地破碎浸出的经济效益（利润）较高；反之，处理矿石的铀品位大于表 3-19 所示的利润平衡点，则分层崩落法-地面堆浸的经济效益（利润）较高。

兰田铀矿属低温热液裂隙充填单铀型矿床，铀矿物为沥青铀黑和微粒铀氧化物，矿石为硅酸盐类型。矿体产于碎裂花岗岩破碎带中，矿体破碎、节理发育、含泥量较高，上下盘围岩为较稳固的块状花岗岩，矿体和围岩的透水性都比较差。因此，采用自上而下中深孔分段挤压爆破留矿法筑堆，形成一个矿石块度适宜、微裂隙发育、空隙度较佳的地下矿堆。矿堆垂直高度 35.4 m，倾角 70°。试验采用以堰塘布液为主，以掩埋管网滴淋和上盘钻孔注液为辅的综合布液措施，减少了浸出“死角”。采用矿堆底部扩漏和天井导流的集液方式，浸出液全部汇集到井下的集液池，然后用泵送至地面的回收车间进行处理。兰田铀矿的就地破碎浸出采铀试验的技术参数见表 3-20^[3,22]。

表 3-20 兰田铀矿就地破碎浸出的技术参数

项 目	设计参数	实际参数	备 注
采场矿堆的矿岩量 / t	8120	8586	
平均铀品位 / %		0.127	
铀金属量 / t		10.877	
浸出周期 / d	240	282	按实际浸出天数计
液固比	2	1.52	按布液量计
酸耗 / %	3	3.08	按矿岩重量计
浸出液平均铀浓度 / ($\text{g} \cdot \text{L}^{-1}$)	0.500	0.584	最大 3.510, 最小 0.180
浸出液总量 / m^3	16240	15819	
浸出液铀金属总量 / t	8.6	9.253	
浸出渣平均铀品位 / %	0.03	0.015	
液计浸出率 / %	80	84.9	
渣计浸出率 / %	80	88.98	
堰塘法布液强度 / ($\text{L} \cdot \text{m}^{-2} \cdot \text{h}^{-1}$)	15 ~ 25	15 ~ 35	
钻孔注液法布液强度 / ($\text{L} \cdot \text{m}^{-2} \cdot \text{h}^{-1}$)	1.5	1.5 ~ 2.0	
管网式布液强度 / ($\text{L} \cdot \text{m}^{-2} \cdot \text{h}^{-1}$)	20 ~ 25	30	

3.3.4.2 矿山开采后的残留矿体

对于现在正在生产的矿山或即将退役的矿山，都不可避免地会留有一定的矿柱或残留矿体，用常规方法回采会由于成本太高或技术难度大而无法进行，若利用井下原有的井巷和采空区，采用就地破碎浸出的技术，就可以回收这些矿产资源。

仁化铀矿属中温热液充填交代单铀矿床，其中一个矿体因为出露地表，矿石的风化很严重，如果采用井下开采，矿石极易塌落，安全无法保证。该矿体倾角 80° 左右，厚度上宽（5.7 m）下窄（2.74 m），平均 3.99 m，矿体铀品位低（平均品位 0.077 %），矿石储量为 2.7×10^4 t，含金属铀 20.765 t，距其它矿体较远，运输环节多，经济效益差。该矿体搁置了十几年，为充分利用资源，采用就地破碎浸出的方法，沿矿体拉开一个宽 7 m，长 100 m，高 2.5 m 的拉底空间，做好防渗漏处理，并以底部切割空间和竖向三个均匀分布的切割槽为 20 % 的补偿空间，从地表钻深孔进行一次挤压崩矿。实践表明，就地破碎浸出可以用于从残留矿体或矿石特别破碎的低品位矿体中回收铀^[3,25]。

3.3.4.3 深凹露天矿

就地破碎浸出不仅适合于地下开采，对于露天开采的铀矿也适用。

赣州铀矿黄峰岭矿是一个露天矿，标高 287 m 以上属于山坡露天矿，以下属于深凹露天矿，梯段高 10 m，采场底板标高 207 m。矿床属中低温热液铀-赤铁矿型，主要赋存于燕山早期中粗粒似斑状黑云母花岗岩中。该矿采至 267 m 梯段时，发现矿体变小，品位下降，采剥比增加，生产成本大幅度提高。为了取得较好经济效益，把 247 m 至 207 m 梯段间的 7 个矿体（矿石储量为 1.1×10^5 t）改为深孔爆破就地浸出。为了既增加爆破自由面和

确保挤压爆破所需要的最低限度补偿空间,又不增加切割量,确定采区底部切割高度为 2.3 m,补偿空间系数 $K = 1.2$,底板坡度为 1%,不铺底的就地破碎浸出的方案。在 1993 年 9 月和 12 月,分两次总计爆破矿石 $1.38 \times 10^5 \text{ t}$,爆破后矿石块度小于 500 mm 的占 85% 以上。1993 年 12 月开始对爆破后的矿堆进行淋浸,浸出效果良好。采用就地破碎浸出比常规露天开采-地面堆浸的工艺,减少剥离量 $6.4 \times 10^5 \text{ m}^3$,减少剥离费 760 万元和设备更新费 100 万元,产品综合成本降低 30% 以上^[3.26]。

3.3.5 就地破碎浸出的技术特点和问题

就地破碎浸出虽然与地表堆浸在技术上有许多相似之处,但是就地破碎浸出仍然有一些特殊的技术问题:

(1) 就地破碎浸出时,矿石只能一次爆破破碎,无法进行二次破碎。因此,一次破碎的质量,即矿石块度大小和破碎后矿石的裂隙多少,对浸出的影响很大。采用效果好的爆破技术和爆破参数是就地破碎浸出成败的关键。

就地破碎浸出矿石的块度比地表堆浸大得多,因此浸出率一般比地表堆浸低,只有当矿体极破碎和矿石的裂隙丰富时,才能得到较高的浸出率。

(2) 采用就地破碎浸出的理想矿体为急倾斜(倾角大于 75°)的矿体。当倾角(指矿体与水平面的夹角)较小时,容易形成浸出剂无法接触的浸出死角,这就增加了布液和集液的难度。

由于井下空间有限,在稳固性较差的岩层中,要维持一个较大的布液空间并正常进行工作,需要克服许多困难。

(3) 就地破碎浸出的矿石堆高度一般都超过 10 m,多数与矿体的阶段高度一致,达到 30 m~50 m,因此矿石的供氧条件差,增加了浸出的难度,这也是就地破碎浸出的浸出率偏低的原因。

(4) 就地破碎浸出要特别防止浸出液外逸带来的金属损失和对地下水的污染,要对矿体的顶、底板的隔水情况有详细的了解,做好防渗漏处理。堆浸区的底部结构必须做到设计合理,施工精细,以防在爆破落矿时遭到破坏。

(5) 就地破碎浸出把矿石留在井下处理,必然增加井下氢的析出量,增加浸出时酸雾对人体和设备的危害。浸出尾矿需要适当处理,确保矿山退役后的安全。

3.4 原地浸出

3.4.1 原地浸出的定义和工艺方法

原地浸出是地下采矿的一种方法。它是指矿石处于自然埋藏状况下,没有发生任何位移的浸出方法。因此,原地浸出又称为:地浸。

原地浸出是采用向地下矿床注入浸出剂和从地下矿床抽出浸出液的方法完成矿床中铀的浸出过程。注液和抽液工程(钻孔或沟槽)可以采用从地表打入矿床的方法,称为:地表钻孔原地浸出;也可以采用从采准的地下巷道硐室打入矿床的方法,称为:地下钻孔原地浸出。

砂岩型的铀矿床对水有一定的渗透性,采用原地浸出的方法比较合适,尤其当铀矿床位于地下储水层时,最好的采矿方法就是原地浸出。

3.4.2 原地浸出的发展历史

1961 年,美国在怀俄明州的 Shirley Basin 矿开始进行原地浸出采铀试验,采用酸性溶液浸出取得成功^[3.27],一直运行到 1969 年。随后,在许多属于前卷曲型砂岩铀矿床中进行原地浸出,多数采用碱性溶液进行浸出,几个原地浸出铀矿的工艺参数见表 3-21。美国已探明的适于原地浸出的铀资源,按 U_3O_8 计为 5.4×10^5 t。1991 年,美国用原地浸出方法生产的铀占美国铀产量的 27.4%,到 1994 年,达到 55 %^[3.28]。

表 3-21 美国几个原地浸出铀矿的工艺参数

矿 区 名 称	Collins Draw	Everst	Exxon
浸出剂	10 g/L ~15 g/L $(NH_4)_2CO_3$	0.3 g/L ~1 g/L NH_4HCO_3	2 g/L ~3 g/L $NaHCO_3$
氧化剂	2 g/L H_2O_2	0.5 g/L O_2	0.5 g/L ~ 1 g/L H_2O_2
pH	9 ~ 9.5	-	7 ~ 8
浸出液铀浓度/(mg ·L ⁻¹)	50 ~ 150	200	-
铀回收方法	离子交换	离子交换	离子交换
设 备	固定床	固定床	固定床
解吸剂	$(NH_4)_2CO_3$	$Na_2CO_3 + NaCl$	$Na_2CO_3 + NaCl$
沉淀剂	蒸汽	NH_4OH	NH_4OH
最终产品	$UO_3 \cdot 2H_2O$	黄饼	黄饼
废物处理	浸出场	废物井	尾矿池

60 年代中期,前苏联在乌克兰开始原地浸出采铀的试验。但是,1968 年在乌兹别克斯坦的一个含泥量较高的铀矿床中开展的原地浸出试验失败,直到 1972 年才在一个渗透性较好的铀矿床原地浸出采铀取得了成功。

根据 1991 年以前的统计,前苏联适于原地浸出的铀资源为 6.556×10^5 t,其中:层间氧化带型为 5.431×10^5 t (主要分布在乌兹别克斯坦和哈萨克斯坦),古谷地古河床型为 1.125×10^5 t (主要分布在俄罗斯和乌克兰)^[3.28]。

1993 年哈萨克斯坦用原地浸出方法生产的铀占总铀产量的 54 %,乌兹别克斯坦用原地浸出方法生产的铀占总铀产量的 75 %^[3.28]。

从 1967 年起,东欧的保加利亚、捷克和前东德在前苏联的帮助下开展原地浸出采铀试验。到 1991 年前苏联(主要是哈萨克斯坦和乌兹别克斯坦)和东欧(保加利亚、捷克和前东德)用原地浸出方法生产的铀占它们生产铀总量的 36 %^[3.28]。

巴基斯坦已探明的适于原地浸出的铀资源,按 U_3O_8 计为 4000 t,巴基斯坦伊沙海尔砂岩铀矿床在我国技术人员的帮助下,1991 年用碱法进行原地浸出取得成功^[3.28]。

我国从 1970 年开始,先后在广东省河源县的砂岩铀矿床和黑龙江省 501 矿床进行原地浸出采铀的小型探索性试验。1982 年 11 月在云南省龙川江盆地 381 矿床进行现场原地浸出采铀试验。在取得良好经济效益的基础上,1990 年投资建设一个年生产铀 3 t 的原地浸出中试基地,1992 年投产。虽然由于资源不落实,到 1995 年只生产了十几吨铀,但是我国现有的各项原地浸出工艺技术都是在这个中试基地试验研究以后取得的。

伊宁铀矿 512 矿床是典型的层间氧化带疏松砂岩型铀矿床，主要是卷状矿体，层位相对稳定，连续性好，渗透性也好，顶板和底板隔水层相对稳定。1985 年开始对伊宁铀矿 512 矿床进行原地浸出实验室试验，确定了酸法浸出的生产工艺，1987 年 ~ 1988 年在 512 矿床进行了现场钻孔抽注浸出试验，到 1990 年获得较好的结果。在此基础上，1991 年投资建设年生产铀 10 t 的地浸矿山，1992 年投产，当年生产铀 6.4 t，1993 年生产铀 12.9 t，1994 年生产铀 23.1 t，1995 年生产铀 41 t，1996 年以后达到年生产铀 100 t 的规模^[3,28]。

3.4.3 水文地质条件和矿石工艺特性对原地浸出的影响

3.4.3.1 原地浸出的地质和水文地质条件

由于原地浸出是在铀矿体自然埋藏条件下，用浸出剂（酸或碱的水溶液）溶解铀矿物或含铀矿物，形成铀的浸出液。因此，铀矿床的地质和水文地质资料是判断该铀矿床是否适合采用原地浸出采铀的主要依据。

对采用原地浸出方法有利的铀矿体（矿层）的地质和水文地质条件包括：

（1）铀矿床赋存于厚度不大（小于 20 m）的含水层中，产矿层剖面中矿层的单层结构宽（大于 100 m）而长（大于 1 km ~ 2 km）。铀矿床产状平缓（以水平走向为主），矿床或矿带中不存在垂直断距的构造破碎和厚度大的含矿围岩层。

（2）铀矿床埋藏不深（小于 400 m），铀矿床所在地区地势平坦或起伏不大。

（3）含矿围岩层剖面上的岩性-岩相（或粒度组分）均匀，剖面中没有不同粒度岩石交替出现的现象。含矿围岩以硅酸盐组分为主，粘土、碳酸盐、磷酸盐和植物有机质的含量低，脉石矿物耗酸或耗碱小。含矿围岩有效厚度与铀矿体厚度之比小于 10 : 1，矿床中无矿的含水岩层厚度小（小于 20 m）。

（4）矿床中的铀矿体以易溶于弱酸性或弱碱性溶液的铀矿物为主，铀矿床具有足够高的铀品位（大于 1 kg/m²），可以通过原地浸出得到较高浓度的浸出液。

（5）铀矿床赋存的地层，具有较高的温度（高于 30℃，不低于 10℃）。

（6）铀矿床位于在面积和厚度上都比较均匀的不透水层（例如：不透水的页岩或粘土层）之间，铀矿体多数位于不透水层附近，不透水层分布连续。在含矿和无矿含水层之间基本没有水力联系，含矿含水层的涌水量较小，涌入含矿层的水量小于含矿层本身的含水量。铀矿床之上的剖面稳定而且不存在较厚的含水层。

（7）铀矿床的渗透性好（渗透系数不小于 0.5 m/d），铀矿床中铀矿体具有高渗透性（渗透系数大于 1 m/d），铀矿体的渗透性必须大于无矿围岩的渗透性。

（8）地下水的水位埋藏不深（小于 50 m），有利于浸出液提升。

（9）铀矿层同时又是含水层，含矿含水层具有承压性，即在含矿含水层的上方存在无矿含水层，地下水对含矿含水层顶板有一定的水压（大于 50 m 水柱）。

（10）地下水的矿化度不高（小于 5 g/L）。

原地浸出在技术上是否可行的关键是：铀矿体是否疏松、多孔隙或裂隙，即是否具有-定的渗透性（矿石的有效空隙率大于 10 %）。含铀矿层的渗透系数应大于非矿层的渗透系数，矿体的渗透系数应大于无矿岩石（围岩）的渗透系数。

砂岩型铀矿由于铀矿物赋存的围岩疏松，渗透性好，是最适合采用原地浸出方法的铀矿床。

对于位于含水层的铀矿床，采用其它地下采矿方法时，在采矿前都需要把水抽干。原地浸出方法却利用矿床含水进行浸出，因此它是含水铀矿床最好的采矿方法。

虽然可以根据铀矿床的地质和水文地质资料，判断该铀矿床是否适合采用原地浸出采铀。但是，原地浸出采铀的铀浸出率较低，是否采用原地浸出采铀，还需要经济比较。

3.4.3.2 砂岩型铀矿石的工艺特性

原地浸出主要适用于砂岩型铀矿石，我国的砂岩型铀矿储量占铀矿总储量的 20 % 左右。广泛分布在华东、中南、西北、华北和西南的中、新生代陆相碎屑建造盆地中，不同砂岩型铀矿的组成物质都不同，但共同的特点是都可以分成碎屑物和胶结物两部分。

碎屑物按其粒度可分为砾岩、含砾砂岩、砂岩和粉砂岩，主要成分为石英、长石、岩屑、云母和少量重矿物。

砂岩型铀矿的胶结物种类很多，常见的有硅质、泥质、钙质、有机质、铁质、硫化物和磷酸盐等，矿石中铀与胶结物关系密切。

砂岩型铀矿中铀的存在形式主要有四种：（1）矿物形式。主要为沥青铀矿、铀石、铀黑和次生铀矿。（2）分散吸附形式。此种形式在砂岩型铀矿中比较常见。（3）类质同象形式。铀与锆石、磷灰石等形成类质同象。（4）有机配合物形式。

砂岩型铀矿的浸出特性不仅与铀的存在形式有关，而且主要取决于胶结物的成分和胶结物与铀的关系。砂岩型铀矿按胶结物的成分可以分为：硅质泥质胶结型、硅质泥质钙质有机质胶结型、碳酸盐泥质胶结型和碳酸盐硫酸盐磷酸盐泥质胶结型四大类^[3,30]。

3.4.3.2.1 硅质泥质胶结型砂岩铀矿的浸出特性

该类砂岩铀矿的矿物成分简单，铀以矿物形式分布于岩石层理面上、岩石裂隙或松散的硅质泥质胶结物中，部分铀以机械吸附的方式被胶结物吸附。在矿石中 SiO_2 的含量约 70 %， $(\text{CaO} + \text{MgO}) < 3 \%$ ，适合用酸法浸出。

硅质泥质胶结型砂岩铀矿的浸出特性：

（1）由于铀矿物以细脉、网脉或星点状分布于砂岩裂隙或松散的胶结物中，不需要把矿石破碎到较细的粒度，铀矿物就能与浸出剂接触而被溶解。因此，非常适合采用原地浸出的方法提取铀。

（2）脉石主要是由长石（钾长石、微斜长石）、石英和云母等不溶或微溶于酸的矿物组成，耗酸的碳酸盐极少。因此，适合采用酸性浸出剂。

（3）矿床中铀的存在形式一般以次生铀矿物为主，呈四价状态的原生铀矿物极少。因此，在常温酸浸条件下，不加或稍加氧化剂就能溶解铀。

由此可见，硅质泥质胶结型砂岩铀矿适合于采用酸性浸出剂进行原地浸出。

3.4.3.2.2 硅质泥质钙质有机质胶结型砂岩铀矿的浸出特性

该类砂岩铀矿主要由含有机质的长石石英砂岩和粉砂岩、含有机质的凝灰质砂砾岩和硬质细砂岩等组成。矿石中碳酸盐、有机质、粘土矿物和金属硫化物（主要为黄铁矿）较多， $(\text{CaO} + \text{MgO}) > 4 \%$ ，铀在矿石中以矿物形态交代黄铁矿和有机质，或呈分散吸附状态被粘土矿物和有机质吸附。

硅质泥质钙质有机质胶结型砂岩铀矿的浸出特性：

（1）由于矿石中碳酸盐（以方解石为主）较多，酸浸时耗酸较高。因此，这类砂岩铀

矿不适合采用酸性浸出剂，应当采用碱性浸出剂进行浸出。

(2) 矿石中有机质和黄铁矿的存在，使浸出液处于还原体系。因此，在浸出时需要加入氧化剂，需要较长的浸出时间。

因此，硅质泥质钙质有机质胶结型砂岩铀矿适合于采用碱性浸出剂进行原地浸出，浸出率与氧化条件有密切关系。但是，浸出过程有机质会进入浸出液，对后续纯化和沉淀铀有一定的影响。

3.4.3.2.3 碳酸盐泥质胶结型砂岩铀矿的浸出特性

该类砂岩铀矿的基本特点是：碳酸盐（以方解石为主）的含量高达 20 % 左右，泥质物（主要为绿泥石、伊利石、水云母、蒙脱石等）的含量高，有机质和金属硫化物（主要为黄铁矿）的含量也较高。铀以显微或超显微级细颗粒矿物形态嵌布于岩石裂隙中，或以吸附状态被泥质物和有机质吸附，由于铀与浸出剂接触较难，因此浸出率低。

碳酸盐泥质胶结型砂岩铀矿只能用碱性浸出剂浸出，碱耗较高，氧化剂用量高，浸出时间长。因此，碳酸盐泥质胶结型砂岩铀矿的加工成本较高。

3.4.3.2.4 碳酸盐硫酸盐磷酸盐泥质胶结型砂岩铀矿的浸出特性

该类砂岩铀矿是浸出难度较大的一类铀矿，它有两种不同性质的胶结物类型：碳酸盐硫酸盐泥质胶结型和碳酸盐磷酸盐泥质胶结型。

碳酸盐硫酸盐泥质胶结型的砂岩铀矿中碳酸盐（主要为方解石和白云石）的含量约为 10 % ~ 20 %，硫酸盐（主要为石膏）含量约为 10 % ~ 20 %，泥质物约为 40 %，铀以分散状浸染于碳酸盐、硫酸盐和泥质物中。由于矿石中同时存在碳酸盐和硫酸盐，因此无论酸浸还是碱浸，试剂的耗量都很高。

碳酸盐磷酸盐泥质胶结型的砂岩铀矿中，碳酸盐和磷酸盐的含量高，泥质物多，金属硫化物高。铀以细粒星点状浸染于由碳酸盐、磷酸盐和黄铁矿组成的胶结物中，或与磷呈类质同象存在。这类矿石浸出试剂耗量高，浸出率低，而且浸铀必浸磷，只有“打开”磷才能释放铀，铀的浸出率随磷的浸出率的增加而增加。

以上四种类型砂岩铀矿，除了碳酸盐硫酸盐磷酸盐泥质胶结型砂岩铀矿，因为浸出率低，试剂消耗高，目前暂无工业应用价值以外，都可以采用原地浸出的方法回收铀。

我国的砂岩型铀矿浸出性能都较好，其中酸耗在 10 % 以下或碱耗在 4 % 以下的矿石占 70 % 以上^[3.30]。

3.4.4 影响原地浸出反应速率的因素

原地浸出的浸出反应是在含矿含水层中进行的，一般说来原地浸出的反应温度就是矿床中地下水的温度。对一个确定的矿床，地下水的温度变化很小。因此，可以把原地浸出的浸出过程看作是一个恒温过程^[3.31]。

影响原地浸出反应速率的因素可分为两类：一类是内因，也就是矿石本身的特征，例如：矿石结构（裂隙）、矿床的孔隙率和渗透性、铀矿物的粒度和嵌布特征、铀矿床中的伴生矿物（杂质元素）等；另一类是外因，也就是浸出的操作条件，例如：浸出剂的种类和浓度、氧化剂的种类和浓度、浸出剂的渗透速度（抽注液量）等。

3.4.4.1 矿床的孔隙率和渗透性

在液固相反应体系中，化学反应速率除了由反应物的热力学性质决定以外，主要取决

于溶液与固相（矿石）接触表面（包括：矿石的边界层和孔隙）的大小，反应速率与反应的有效面积成正比。原地浸出是液固相反应体系，孔隙是浸出剂在矿床中运动的通道，矿床的孔隙率是决定原地浸出是否可行的基本因素。

矿床的孔隙率是矿床中孔隙的体积与矿床总体积的比值。彼此不连通的矿石裂隙，不能作为浸出剂在矿床中运动的通道，虽然有利于浸出，但是对浸出剂的运动无效，因此称为无效孔隙。矿床的有效孔隙率是指矿床中彼此连通（但十分曲折）的有效孔隙体积与矿床总体积的比值。

矿床的有效孔隙率不但决定浸出剂与矿石的接触程度，而且决定浸出液能否离开反应区得到回收。孔隙通道的开启程度、大小和通道的曲折复杂程度决定了矿床的渗透性能（渗透系数）。原地浸出要求铀矿床必须具有一定的有效孔隙率（>1.5 %），才能保证浸出剂在矿床中具有抽注液需要的流动（渗透）速度，保证生产过程的顺利进行。

溶液的渗透速度反映了溶液在矿层中运动的速度和矿体被冲刷的程度，增加溶液的渗透速度可以减小矿体周围的扩散层厚度，使浸出剂更迅速地接近矿体表面，并使溶解的铀迅速地进入溶液，离开浸出区。

原地浸出时，溶液在矿层中的运动可以认为是层流。根据达西定律，溶液的渗透速度与水力梯度的一次方成正比，可以表示为：

$$V = kJ \quad (3-9)$$

式中：V 为渗透速度，(m/d)

k 为矿石的渗透系数，(cm/s 或 m/d)

J 为水力梯度。

渗透系数 k 的大小与浸出剂和铀矿床的性质有关，是铀矿床水文地质的基本参数。渗透系数是矿床有效孔隙率的反映，反映了浸出剂与铀矿床接触面积的大小和浸出剂在矿层中的流动能力。当铀矿床的渗透系数小于 0.05 m/d 时，就不适合采用原地浸出。

原地浸出时，在浸出区驱使溶液运动的水力梯度与操作条件有密切关系。注液井的注液量和注液压力，抽液井的抽液量和水位降深，钻孔的排列方式和间距等都能影响浸出区水力梯度的大小。

3.4.4.2 矿床的构造和铀矿物的嵌布特征

矿床的构造是指矿物集合体的形状、大小和空间上的分布特征，即：矿物集合体（矿体）的形态。铀矿物的嵌布特征反映矿体的显微结构，包括：铀矿物原生粒度的大小、铀矿物在矿体中的存在形态（例如：是吸附还是包裹体；是化合物还是单质）、矿石裂隙的发育程度等。这些因素不仅影响浸出反应速率，而且影响被浸出剂溶解的铀在浸出液中的扩散速率。一般来说，铀矿物的原生粒度越小，浸出反应速度越快。伊宁铀矿 512 矿床的铀矿物原生粒度分析见表 3-22^[3.31]。

由表 3-22 可见，铀矿物原生粒度主要分布在粉砂-粘土质粒级中（占 55.56 %）。通过矿物分析表明，铀矿物在砂粒的松散粉砂-粘土质胶结物中呈分散浸染状和小的堆集状存在，充填在砂粒的微裂隙和孔隙中，分布比较均匀，对原地浸出有利。

原地浸出要求矿石的胶结松散，铀矿物以浸染状均匀分布于矿床中。如果矿石胶结致密，或铀矿物被包裹在不与浸出剂反应的其它矿物中，则不应采用原地浸出。

表 3-22 伊宁铀矿 512 矿床的铀矿物原生粒度分析

粒级 / mm	矿石粒度分布 / %	矿石的铀品位 / %	铀矿物的粒度分布 / %
10.0 ~ 5.0	7.64	0.0417	2.36
5.0 ~ 2.0	21.68	0.0869	1.22
2.0 ~ 1.0	17.2	0.0699	9.30
1.0 ~ 0.5	10.08	0.0860	6.48
0.5 ~ 0.25	18.23	0.1084	14.63
0.25 ~ 0.1	5.90	0.1533	6.72
重粒级*	0.01	0.0389	0.00
0.1 ~ 0.05	2.44	0.1830	3.35
<0.05	0.30	0.1997	0.38
粉砂-粘土*	15.70	0.4732	55.56
合计	100.00		100.00

* 重粒级是指密度大于 2.9 g/cm³ 的颗粒，粉砂-粘土的粒级为 0.05 mm ~ 0.005 mm

3.4.4.3 矿床中的伴生矿物（或元素）

矿床中的伴生矿物（或元素），在原地浸出过程中会消耗浸出剂和氧化剂，降低铀的浸出率。例如：黄铁矿的存在会消耗铀的碱性浸出剂和氧化剂，因此矿床中黄铁矿超过 4 % 时，一般不适合采用碱性浸出剂原地浸出铀。

矿床中有些伴生矿物会与浸出剂作用，产生难溶化合物。例如：萤石、方解石、白云石等矿物在用硫酸浸出铀时，不仅消耗酸，而且溶解的 Ca^{2+} 会与 SO_4^{2-} 生成难溶的 CaSO_4 沉淀（结垢），沉积在矿石的孔隙中或铀矿物的表面，会造成矿层堵塞，使矿层的渗透率下降，妨碍铀矿物与浸出剂的接触，降低铀的浸出率。同时，方解石等碳酸盐类矿物与酸反应还会产生 CO_2 气体，有可能引起矿层气体堵塞，影响浸出剂的流动。因此，矿床中碳酸盐（以 CO_2 计）超过 2 % 时，一般不适合采用酸性浸出剂原地浸出铀。

当采用碱性浸出剂进行原地浸出时，有时会形成 CaCO_3 沉淀（结垢）。为了避免产生结垢，需要控制浸出液 $\text{pH} = 7 \sim 8$ ，或采用碳酸氢盐进行浸出。

3.4.4.4 浸出剂的种类和浓度

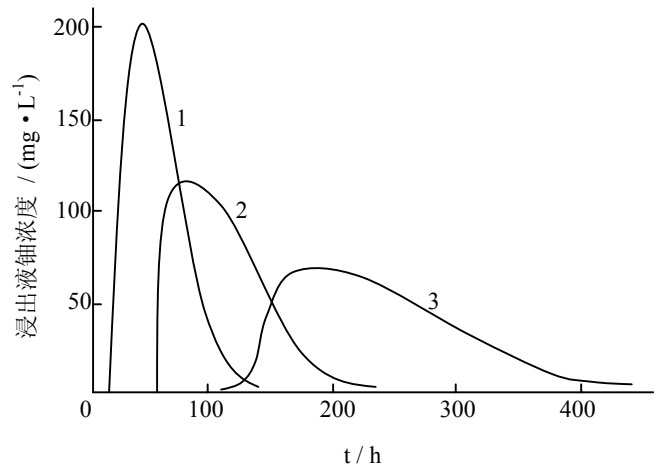
3.4.4.4.1 酸性浸出剂

浸出剂的化学性质和浓度是决定原地浸出反应速率的基本因素，浸出剂浓度对浸出液中的铀浓度有直接的影响，见图 3-2^[3.31]。

由图 3-2 可见，当原地浸出的范围一定时，随浸出剂中硫酸浓度增加，浸出液中铀浓度增加，浸出时间缩短。因此，提高浸出剂浓度，可以加快浸出反应的速度。但是，浸出剂浓度增加，不但导致生产成本增加，而且进入浸出液中的杂质浓度也增加。因此，通过试验选择最佳的浸出剂浓度是必要的。

酸性浸出剂由注液井注入矿层后，开始与铀矿物和围岩发生反应，溶解了铀和其它元素的浸出液向抽液井方向移动（渗透）。随浸出剂从注液井不断注入（同时，从抽液井不断

抽出浸出液)，矿石中铀的浸出过程逐步完成。



1. H₂SO₄ 浓度为 20 g/L 2. H₂SO₄ 浓度为 10 g/L 3. H₂SO₄ 浓度为 5 g/L

图 3-2 浸出液铀浓度随时间 (t) 的变化曲线

用酸性浸出剂进行原地浸出的整个浸出过程可以分为三个阶段^[3,32]：

(1) 酸化阶段

这个阶段从注入浸出剂开始，到原地浸出范围内的矿层中充满浸出剂为止。这个阶段相应的液固比（体积/质量）约为 $0.2 \text{ m}^3/\text{t} \sim 0.3 \text{ m}^3/\text{t}$ 。

一般矿层水的原始 pH 值为 6~8，酸性浸出剂进入后由于它与铀矿物和围岩发生反应而被消耗，因此矿层的 pH 值是逐步降低的。在 pH 值较高时，溶解的铀和其它元素会形成氢氧化物沉淀，暂时降低矿层渗透性能。但是随新的浸出剂不断进入，沉淀物被溶解，矿层的渗透性能被恢复。因此，在这个阶段，随浸出液向抽液井方向移动，不断重复着铀的溶解-沉淀-溶解的过程，直到浸出液被抽出为止。

由此可见，这个阶段最好使用浓度较高的浸出剂（例如：硫酸浓度为 20 g/L~40 g/L）和最大的渗透速度，使浸出剂以最快速度充满含矿层，完成含矿层的酸化（使抽出液的 pH 值小于 2）。在原地浸出范围内，全部抽液井抽出的浸出液铀浓度都开始稳定上升，是这个阶段结束的标志。

(2) 浸出阶段

浸出阶段是矿层中铀被浸出的主要阶段。在这个阶段，应当按生产要求保持较高的溶液渗透速度，但是可以逐渐降低酸度，浸出剂的硫酸浓度一般为酸化阶段的 1/2 左右（例如：7 g/L~15 g/L），抽出的浸出液 pH 值必须保持为 1.8~2.0，避免铀发生水解。为了提高浸出液中的铀浓度，需要控制这个阶段的液固比，一般液固比（体积/质量）为 $0.25 \text{ m}^3/\text{t} \sim 1.5 \text{ m}^3/\text{t}$ 。

(3) 完成阶段

完成阶段是持续浸出和清洗矿层阶段。生产中一般是采用吸附尾液置换矿层中的含铀

溶液，不再补加酸。为了防止铀水解，应当保持抽出液的 pH 值小于 2，因此注入液应当含硫酸 3 g/L ~5 g/L 左右。这个阶段的液固比（体积/质量），可选用 1.5 m³/t ~ 3.0 m³/t，采用较低的渗透速度。

原地浸出时，抽出的浸出液中铀浓度变化的一般规律是：在矿床的浸出率达到 20 % ~ 35 % 以前，浸出液中铀浓度急剧增加。然后，如果含矿层的渗透性相当均匀，浸出液中铀浓度开始逐渐降低，浸出液中铀浓度随时间的变化曲线呈波峰形；如果含矿层的渗透性不均匀，浸出液中最大铀浓度通常可以稳定地持续到浸出率为 50 % ~ 55 % 时，然后急剧降低，浸出液中铀浓度随时间的变化曲线呈平缓形。

浸出液中铀浓度与浸出液固比（体积/质量）的关系可以用以下经验公式表示^[3.32]：

$$\rho = \frac{m(U)}{m(\text{矿石})} abf^{a-1} (1+fa)^{-b-1} \quad (3-10)$$

式中：ρ 为浸出液中铀浓度，(mg/L)

m(矿石) 为原地浸出范围内的矿石量，(t)

m(U) 为原地浸出范围内的铀储量，(t)

a 和 b 为经验常数，与矿石性质、浸出剂性质和地质条件有关，

例如：伊宁铀矿 512 矿床的某个采区 a = 1.81, b = 0.76

f = Vt / m(矿石)，为浸出液固比（体积/质量），(m³/t)

V 为原地浸出范围内注入浸出剂的总流量，(m³/d)

t 为注入浸出剂的时间，(d)

铀的浸出率与浸出液固比（体积/质量）的关系可以用以下经验公式表示^[3.32]：

$$\eta = 1 - (1+fa)^{-b} \quad (3-11)$$

式中：η 为铀浸出率，(%)

f 为原地浸出期间总的浸出液固比（体积/质量），(m³/t)

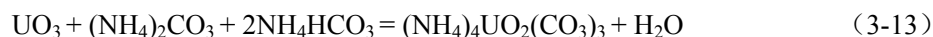
可以用经验公式预测原地浸出期间浸出液的平均铀浓度 ρ_{av} (mg/L) ^[3.32]：

$$\rho_{av} = \frac{\eta m(U) d}{f m(\text{矿石})} \quad (3-12)$$

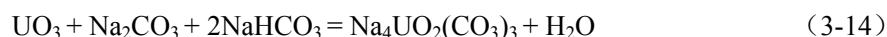
式中：d 为考虑浸出边界品位外的矿石和浸出液密度的系数，一般 d = 1.1 ~ 1.2。

3.4.4.4.2 碱性浸出剂

采用碱性溶液浸出时，浸出剂（碳酸盐或碳酸氢盐）只能与铀矿床中以六价铀形式存在的铀矿物发生浸出反应：



或



由于钠盐会造成粘土矿物膨胀，使铀矿床的渗透性降低。因此，在采用碱性溶液进行原地浸出时，一般不采用钠盐，而采用铵盐（例如：碳酸氢铵）。也可以采用碳酸钾，并在用碳酸钾溶液浸出前先用氯化钾溶液冲洗矿床，以降低浸出费用^[3.33]。

采用碱性溶液浸出时与采用酸性溶液浸出时一样，浸出过程分为三个阶段。在第一阶段，浸出剂的 pH 值大于 8，完成第一阶段所用的时间比酸性浸出时短。第二阶段所用浸出剂的浓度与第一阶段相同，但是碱性浸出液中的铀浓度一般比酸性浸出液低，而杂质的浓

度也低。由于碱性溶液不能溶解铀矿床中的四价铀，因此采用碱法原地浸出时，铀的浸出率与铀矿床的氧化条件密切相关。

3.4.4.5 氧化剂的种类和浓度

原地浸出的过程是成矿作用的逆过程，为了使矿体中的有用成分被浸出，需要改变含矿含水层的地球化学环境，主要是水相的 pH 值和氧化-还原电位 E。pH 值的改变是通过注入浸出剂实现的，氧化-还原电位 E 的改变是通过加入适当的氧化剂实现的。

原地浸出时，由于矿床中有相当数量的铀是以四价形式存在的，必须加入氧化剂，使难溶的四价铀变为易溶的六价铀。

3.4.4.5.1 酸法浸出时的氧化剂

在铀的酸法浸出过程中，使四价铀氧化为六价铀的有效氧化剂是 Fe^{3+} ，增加浸出剂中的 Fe^{3+} 浓度，对晶质铀矿的溶解有利，见图 3-3^[3.31]。

由于酸与围岩矿物（黄铁矿）的反应，浸出液中会有 Fe^{2+} 存在，为了把 Fe^{2+} 氧化成为 Fe^{3+} ，需要加入氧化剂。在酸性浸出的条件下，原地浸出可以采用的氧化剂有：氧气（或空气）、 H_2O_2 、 NaClO_3 、 HNO_3 、高锰酸盐和软锰矿等。

我国云南 381 矿床和新疆伊宁铀矿 512 矿床都采用 H_2O_2 作为氧化剂，浸出剂中 H_2O_2 浓度对浸出铀的影响见表 3-23^[3.31]。

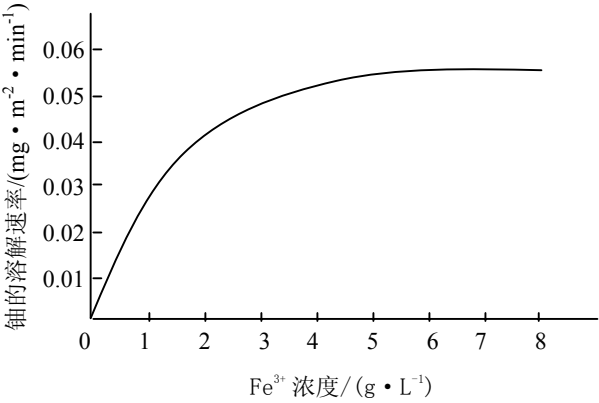


图 3-3 Fe^{3+} 浓度对晶质铀矿溶解速率的影响

表 3-23 浸出剂中 H_2O_2 浓度对浸出铀的影响

H_2O_2 浓度 / ($\text{g} \cdot \text{L}^{-1}$)	浸出时间 / d	液固比 / ($\text{L} \cdot \text{kg}^{-1}$)	浸出率 / %
0.0	28	6.86	62.5
0.1	28	6.58	87.3
0.2	24	5.85	92.4
0.3	21	5.15	95.8
0.4	21	5.05	96.0
0.5	21	5.08	95.7

由于 H_2O_2 价格昂贵，容易分解和氧化选择性差，伊宁铀矿 512 矿床进行了采用硝酸盐 (NO_3^-) 作为氧化剂的试验。结果表明，硝酸盐 (NO_3^-) 能氧化 Fe^{2+} 为 Fe^{3+} ，只是速率比 H_2O_2 稍慢。 NO_3^- 对四价铀有氧化作用，可以有效提高铀的浸出率。但是， NO_3^- 及其还原产物对地下水的潜在危害以及对离子交换树脂吸附铀的影响需要引起注意^[3.34]。

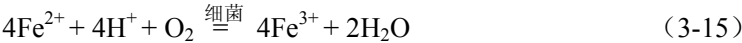
氧气（或空气）作为氧化剂的优点是价格低廉（约为 H_2O_2 的 10 %）、无副作用、选择性好和氧化效率高。氧气在水中的溶解度与大气压有关，在 1 大气压（101.3 kPa）的条件下，氧气或空气（含 21% O_2 ）中的氧气在水中的溶解度见表 3-24^[3.35]。在原地浸出采用氧气（或空气）作为氧化剂时，为保证氧气（或空气）在水中的溶解度需要加压，在注液孔附近也可能引起气堵。

表 3-24 氧气在水中的溶解度

温度 / °C		0	10	15	20	25	30	40	50	60	80
溶解度 / (mg · L ⁻¹)	O_2	69.5	53.7	48.0	43.4	39.3	35.9	30.0	26.6	22.7	13.8
	空气 (21% O_2)	14.6	11.3	10.1	9.1	8.2	7.5	6.4	5.5	4.7	2.8

目前，氧气（或空气）作为氧化剂已经应用于大规模生产。实践证明，采用碱性浸出剂进行原地浸出时，采用氧气（或空气）作为氧化剂是十分合适的。

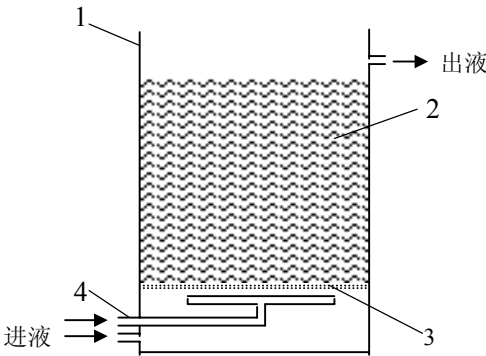
用细菌代替 H_2O_2 作氧化剂，是降低生产成本的重要方法。酸性溶液中的 Fe^{2+} 可以用氧化铁硫杆菌（*Thiobacillus ferrooxidans*）在氧气存在下快速氧化为 Fe^{3+} 。



含 Fe^{3+} 的浸出剂通过钻孔注入矿层，可以使矿石中的 UO_2 氧化为 UO_2^{2+} 。



生物反应器是微生物生长、繁殖，进行生物反应的设备。用氧化铁硫杆菌氧化 Fe^{2+} 为 Fe^{3+} 的生物反应器结构见图 3-4。



1. 外壳 2. 填料（聚乙烯刨花） 3. 多孔塑料板 4. 进气管

图 3-4 生物反应器结构示意图

氧化铁硫杆菌是以溶液中的亚铁或矿石中的铁为能源，以空气中的二氧化碳为碳源的好氧自养菌，能氧化溶液中的亚铁和金属硫化物中的硫。氧化铁硫杆菌适宜在溶液 pH 值

为 1.2 ~ 6.0（最好为 1.5 ~ 2.5），温度 5℃ ~ 40℃（最好为 25℃ ~ 35℃）的条件下进行应用。经过耐铀驯化以后的氧化铁硫杆菌，可在铀浓度为 0.055 mol/L（约 13 g/L）的溶液中存活。

用培养基培养好的菌液放入生物反应器，使细菌附着在大面积的填料上，含 Fe^{2+} 的浸出剂（一般为吸附尾液）在通空气的条件下，以一定的流速通过生物反应器（溶液在生物反应器中的停留时间约 1 h ~ 2 h），溶液中的 Fe^{2+} 被细菌快速氧化成为 Fe^{3+} ，氧化后的浸出剂补加酸以后注入矿层中，与矿石进行浸出反应。从地下抽出的浸出液经过吸附提铀处理后，再次通过生物反应器进行细菌氧化，如此反复循环，达到动态平衡。细菌氧化和 H_2O_2 氧化效果的对比，见表 3-25^[3.36]。

表 3-25 细菌和 H_2O_2 氧化效果对比

	电位 / mV	Fe^{2+} 浓度 / ($\text{mg} \cdot \text{L}^{-1}$)	总 Fe 浓度 / ($\text{mg} \cdot \text{L}^{-1}$)
氧化前溶液	400 ~ 430	400	600 ~ 700
H_2O_2 氧化后溶液	470 ~ 510	100 ~ 200	600 ~ 700
细菌氧化后溶液	> 550	< 10	600 ~ 700

无论是云南 381 矿床，还是伊宁铀矿 512 矿床，细菌氧化的效果都比用 0.2 g/L ~ 0.3 g/L H_2O_2 氧化的效果好，用细菌氧化代替 H_2O_2 氧化可以节约氧化剂费用 70 % 以上^[3.36]。

经过多次循环后，发现从地下抽出的浸出液和吸附尾液中都有细菌存在，而且有较好活性，这对 Fe^{2+} 的氧化十分有利。处理含铀浸出液的吸附和解吸过程正常，也证明细菌对铀的吸附没有影响。

3.4.4.5.2 碱法浸出时的氧化剂

采用碱性溶液（碳酸铵和碳酸氢铵）进行原地浸出时，由于碱性溶液不能溶解以四价铀形式存在的铀矿物，浸出时必须加入氧化剂。一般都采用把氧化剂（ H_2O_2 或 O_2 ）加入到浸出剂中的方法，从注入井一起进入铀矿床。

当采用 H_2O_2 作为氧化剂时，氧化反应为^[3.37]：



在铀矿床中，除了铀矿物以外，黄铁矿是主要消耗氧化剂的矿物。由于铀的浸出动力学显著快于黄铁矿氧化作用的动力学，因此在原地浸出的开始阶段，氧化剂的使用效果是最好的，随浸出时间的延长，氧化效果逐步减小。

单独使用 H_2O_2 时，存在两个主要缺点^[3.38]：（1） H_2O_2 试剂价格比较高；（2） H_2O_2 容易分解。生产现场发现，含有 H_2O_2 的浸出剂在通过管道到达注入井之前，所加的 H_2O_2 已有 2/3 被分解；即使进入铀矿床，一般也会在 15 min 以内被分解。



因此，在铀矿床中起氧化作用的不是 H_2O_2 ，而是 O_2 。

在工业应用时，以 $\text{H}_2\text{O}_2 + \text{O}_2$ 混合方式注入高浓度的氧化剂可能是最经济的，可以按照氧气在浸出剂中达到饱和状态以后再补充 H_2O_2 的方法，使含有足够量氧化剂的浸出剂进入铀矿床。

在原地浸出条件下，由于地下压力较大，氧气在水中的溶解度增加。在 1 ~ 100 个大

气压、0℃ ~ 40℃ 的范围内，氧气的溶解度与温度和压力的关系为^[3.38]：

$$Q = 64P (1.107 - 0.07 \lg P) / (33.5 + T) \quad (3-19)$$

式中：Q 为氧气的溶解度，(mg/L)

P 为压力，(英尺水柱 = 29890.7 达因/cm²)

T 为温度，(℃)

因此，在井压为 650 kPa 的 85 m 深处的铀矿床中，如果温度为 40℃，氧气的溶解度约为 400 mg/L。应当指出，当铀矿床深度超过 60 m 时，在浸出剂中的氧气溶解度可能超过 300 mg/L，因此采用氧气取代 H₂O₂ 作为氧化剂是完全可能的。

在氧气作为浸出剂的条件下，铀矿床中以 UO₂ 形式存在的四价铀发生以下氧化反应：



按化学计量，每 kg U₃O₈ (以 UO₂ 存在) 消耗 0.057 kg 氧^[3.39]。

近年来，有越来越多的铀矿，采用向注入井底部的地下水中直接压入 CO₂ 和 O₂ 的方法，得到原地浸出需要的浸出剂 (HCO₃⁻)。浸出剂中应当保证浸出铀需要的碳酸盐或碳酸氢盐浓度，而氧的浓度由铀矿床的深度决定^[3.40]。

3.4.5 钻井工程和抽注平衡

钻井在原地浸出中不仅是穿透矿层的主要工程，而且是开采过程的主要技术手段。通过注液井注入浸出剂，并且通过抽液井抽出浸出液，才能实现原地浸出。钻井工程的质量和成本对原地浸出的技术经济指标起决定性的作用。

3.4.5.1 钻井结构和施工技术

按照在产量相同的条件下，尽量减少投资和降低成本的原则，我国已开发的原地浸出矿山的注液井和抽液井采用相同的结构。因此，同一个钻井既可作为注液井，也可作为抽液井，比较灵活。在钻井结构上，采用两种形式，大多数钻井采用托盘结构，个别钻井采用充填结构，见图 3-5^[3.41]。

托盘结构的钻井适用于含矿含水层工程地质稍差的地层，施工比较容易，利用抽水过程在过滤器周围形成充填层，起到第一次过滤作用，使大量泥砂不会渗入过滤管内而堵塞过滤器。

充填结构的钻井适用于含矿含水层工程地质比较好的地层，其特点是在含矿层部位进行扩孔，然后从地面加入不同粒级的石英砂到套管的外围，起到充填支护扩孔空间和过滤作用。在扩孔空间 (过滤管外围) 应充填较粗的石英砾岩，需要选择合适的粒度，避免大量泥砂渗入过滤管内，堵塞过滤器，影响钻井的抽水量。

钻井所用套管为聚氯乙烯塑料管，井深超过 300 m 可用不锈钢管。套管内径按抽液机具的尺寸确定，采用气升泵 (空气) 提升时，套管内径约为 75 mm。套管的连接形式为梯形连接，丝扣长度不小于 6 cm。过滤管长度不应小于含矿层厚度，保证溶液在矿层内运动。过水孔总面积应当大于过滤管表面积的 20%，保证达到应有的流量。

过滤器有管状过滤器 (带圆孔或窄缝)、网状过滤器和填砾过滤器等。垂直直角窄缝式过滤器，缝沿过滤器长度方向成带状分布，缝宽 1 mm ~ 3 mm，缝高根据矿层性质和钻井深度选择，一般为 50 mm ~ 100 mm，缝间距离 70 mm ~ 100 mm，由于结构简单、工作可靠性高，应用较广。网状过滤器由于过滤面积小、不能防止积砂、清洗困难等缺点，应用

较少。伊宁铀矿 512 矿床采用筋条包网式的网状过滤器（见图 3-5），实际过水能力只达到设计能力的 50 % 。

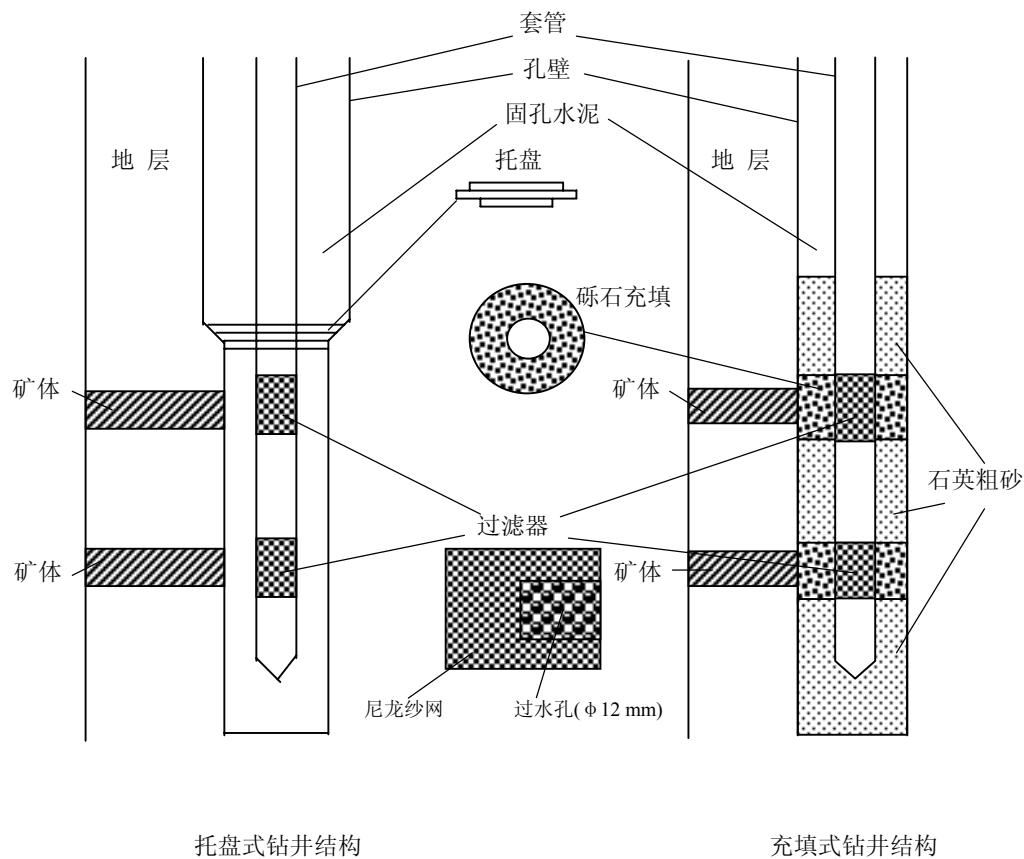


图 3-5 原地浸出采用的钻井结构

在托盘结构钻井的托盘和充填结构钻井的充填物之上，用耐酸水泥封孔，水灰的质量比为 1 : 2，封到地表。待水泥凝固后，为保证钻井质量，下沿部分必须用砂浆二次封孔到孔口，使钻孔套管和孔壁承受一定的压力。

钻孔近孔底结构是溶液注入或抽出钻孔的关键部位，可以分为两类：裸眼结构和填砾结构。在矿层存在细砂粒时，填砾结构最有效，它用较大粒度的砾岩增加过滤器地带的渗透性，也增加了钻孔的有效直径，提高钻井生产能力和工作寿命。云南 381 矿床采用填砾结构，伊宁铀矿 512 矿床采用裸眼结构。

3.4.5.2 钻井排列形式和井距

钻井排列形式和井距对采场生产规模和生产成本有直接影响。

3.4.5.2.1 钻井排列形式

钻井排列形式在试验和生产中使用过的有二十多种，可以分为行列式和网格式，常见的网格式有三角形、正方形（五点井型）、等边六角形（七点井型）等。云南 381 矿床采用三角形排列形式，伊宁铀矿 512 矿床采用正方形（五点井型）排列形式。

网格式排列时，浸出液从周边注液钻孔沿多个方向向中心抽液钻孔渗流，矿体浸出相对均匀。行列式排列的平均单位面积的钻井数比网格式排列少，钻井费用较低。但是，行列式排列的抽液井和注液井之间的行距过大，会增加浸出剂消耗和浸出液流失。

选择钻井排列形式的基本原则是：

(1) 采场自动化控制、生产管理和技术水平的高低。行列式排列时，浸出过程的控制和检查比较方便、简单。网格式排列要求每个钻井都有测量仪表，溶液流网（流线）图和地面管路连接比较复杂。

(2) 矿床埋藏深（大于 200 m）、酸耗低、隔水层稳定（浸出液不易流失）时，采用行列式排列。

(3) 矿床渗透性好，采用行列式排列。矿床渗透性差，采用网格式排列。

(4) 矿体较大，形态较规则，各部位矿石的渗透性比较均匀时，常采用行列式排列。

相对比较，七点井型对应的抽液钻孔与注液钻孔之比为 1：2，可以满足大多数原地浸出采场单孔注液量与单孔抽液量之比接近 1：2 的要求，具有更大的实用性。

3.4.5.2.2 确定钻井最佳井距的原则和方法

井距设计不仅要保证采场的生产能力，而且要保证浸出率高和在原地浸出期间总生产成本最低。井距的大小与采场矿体的地质、水文地质和浸出工艺条件有关，也与钻井工程建设费用和抽、注液设备性能有关。

矿层埋藏深，常采用较大的井距。矿层埋藏浅，常采用较小的井距。井距与矿层埋深的关系见表 3-26^[3.42]。

表 3-26 井距与矿层埋深的关系

矿层埋深 / m	最佳行距 / m	最佳间距 / m
<100	30	15
100 ~ 200	40	20
200 ~ 300	44	22
300 ~ 400	46	23

矿石的渗透性好，采用较大的井距。例如：渗透系数为 6 m/d 左右，钻井常采用的行距和间距分别为 50 m 和 20 m^[3.42]。

矿石的渗透性差，采用较小的井距。例如：矿石渗透系数为 0.1 m/d ~ 1.0 m/d，常采用的钻井间距为 8 m ~ 20 m^[3.42]。

采场每平方米铀质量小、矿石酸耗低、矿层顶底板隔水稳定、钻井施工单价高时，常采用较大的井距。反之，则采用较小的井距。

如果用单个钻井所控制的采场平均面积（或称为：钻井控制面积）作为衡量井距大小的标准。随钻井控制面积增加，采场钻井数、采场基建费用、钻井总流量和采场生产能力减少；同时，采场开采时间、生产费用和“浸出死角”面积增加。总之，采场基建费用和采场生产费用是一对矛盾，通过选择最佳井距，使这对矛盾得到合理解决。

假设钻井控制面积 S' 对矿石酸耗和采场总浸出率没有影响，工资总额按金属总量提

取，为达到在采场寿命期内总生产成本最低，钻井控制面积 S' 可以表示为^[3.32]：

$$S' = (AQ_v \rho \gamma S / Bd \eta)^{1/2} \quad (3-21)$$

式中：A 为单井造价（包括提液机具），（元）

Q_v 为单井年抽液量，（ m^3/a ）

ρ 为采场寿命期内浸出液平均浓度，（ kg/m^3 ）

γ = 抽液井数/总井数，一般取 $\gamma = 0.35 \sim 0.5$

S 为采场面积，（ m^2 ）

d 为采场每平方米铀质量，（ kg/m^2 ）

η 为采场寿命期内总浸出率，（%）

B 为采场年修理费 + 分摊的办公、差旅费 + 分摊的流动资金借款利息 + 分摊的
黄饼运输费，（元/a）

采场的总井数 N 为^[3.32]：

$$N = (BSd \eta / AQ_v \rho \gamma)^{1/2} \quad (3-22)$$

在确定了采场的总井数 N 以后，根据所选的钻井排列形式、采场形状和采场每平方米铀质量等安排钻井位置，并利用各种方案的流网图进行优选。

对于网格格式排列，建议井距 λ 为^[3.32]：

$$\lambda = (AQ_v \rho \gamma S / Bd \eta)^{1/4} \quad (3-23)$$

对于行列式排列，行距与行内孔距之比的最佳值为 $2 \sim 4$ ^[3.32]：

当行距/行内孔距=2 时，行内孔距 $a = 0.71 \times (AQ_v \rho \gamma S / Bd \eta)^{1/4}$

当行距/行内孔距=3 时，行内孔距 $a = 0.58 \times (AQ_v \rho \gamma S / Bd \eta)^{1/4}$

当行距/行内孔距=4 时，行内孔距 $a = 0.5 \times (AQ_v \rho \gamma S / Bd \eta)^{1/4}$

计算得到的井距需要通过生产能力和生产条件的验算。按设计抽液量验算得到的年生产能力和服务年限，应当符合设计的要求。生产条件的验算需要满足三个要求：

（1）抽液井的最大水位降深值 h_w 不应当超过地下水原始水位到含矿含水层顶板的距离 h，即：地下水位降深不允许到达含矿含水层的顶板（见图 3-7）。

（2）注液井的最大上升水位到地表的距离应当符合设计要求。

（3）为避免发生潜蚀，造成浸出液短路，最大压力梯度不应当大于 $(1 - \varepsilon)(\rho - 1)$ ，其中： ε 为孔隙度， ρ 为岩石密度。

如果验算结果不能满足上述三个要求中的任何一个，就必须重新调整钻井的设计抽液量，采用比较合适的井距，再次进行上述验算和流网图评价，直到符合生产能力和生产条件的要求为止。

3.4.5.3 浸出液提升（抽取）方式

浸出液提升（抽取）方式对钻井的生产能力和生产成本有直接影响。选择溶液提升方式的原则是：

- （1）抽液能力符合设计要求。
- （2）在溶液中悬浮物（含沙量）和水温条件下，能稳定地工作。
- （3）提升机具的配件来源方便，通用性和互换性强。
- （4）具有较高的技术经济指标。

目前，浸出液提升方式主要是两种：气升泵（空气）提升和潜水泵提升。

气升泵（空气）提升的原理是：压缩空气从扬水管底部进入扬水管后，在扬水管中形成水和空气的混合物，由于该混合物的比重比水小，在地下水压的作用下在扬水管中的水位上升，直到水从扬水管溢出为止。如果地下水原始水位埋深为 h m，扬水管浸入深度距离地下水原始水位为 H m，则要求 $H > 1.5 h$ ，而且压缩空气的压力必须大于 H m 水柱的压力，才能实现气升泵（空气）提升。

气升泵（空气）提升的优点：

- (1) 钻孔内无活动部件，工作可靠性大。装配容易，维修方便。
- (2) 钻井的基建成本低。
- (3) 输液管和风管可以用 PVC 或 PE 管材，不需要防腐。
- (4) 对溶液中悬浮物要求不高，只要溶液中含砂量在 30 % 以下就可使用。
- (5) 抽液量可以在 $0.5 \text{ m}^3/\text{h} \sim 10 \text{ m}^3/\text{h}$ 之间调节。

气升泵（空气）提升的缺点：

- (1) 工作效率低。理论上为 20 % ~ 25 %，实际只有 6 % ~ 15 % 左右。水位越深，有效功率越低。
- (2) 抽液量不稳定，动水位观测困难。多个钻井共用一台空压机时，对其中一个钻井进行风量调节会影响其它钻井的抽液能力。
- (3) 需要进行气液分离。经测定， 1 m^3 分离后的空气中含氡 343.13 kBq，对采场的环境污染大。

潜水泵提升的优点：

- (1) 抽液稳定，便于自动控制和计量。
- (2) 效率高，能耗小。当提升高度为 60 m ~ 70 m 时，气升泵（空气）提升 1 m^3 溶液的电耗为 3.3 kWh；而潜水泵提升 1 m^3 溶液的电耗只有 0.31 kWh ~ 0.35 kWh，是空气提升的 10 % 左右。
- (3) 可增大水位降深，提高钻井的抽液能力。
- (4) 每个钻井一个泵，钻井流量调节互不影响。
- (5) 对采场的环境污染小。

潜水泵提升的缺点：

- (1) 对钻井结构和施工要求严格，基建成本高。
- (2) 要求水温不超过 45°C 。
- (3) 要求提升的溶液中含砂量小于 50 mg/L ，泥沙颗粒直径小于 0.3 mm 。
- (4) 钻孔内有活动部件，出现损坏的机率高，维修工作量大。
- (5) 要求较高的密封、防腐和绝缘措施。
- (6) 使用寿命短，使用期一般为 1 ~ 3 a，个别的只有 1500 h。

气升泵（空气）提升的效率与地下水原始水位埋深和抽液时造成的最大水位降深值有密切关系。当地下水原始水位埋深小于 10 m 时，用气升泵（空气）提升的单位产品成本比用潜水泵提升低；当地下水原始水位埋深大于 10 m 时，用气升泵（空气）提升的单位产品成本比用潜水泵提升高；而且随地下水原始水位埋深增大，用气升泵（空气）提升的

单位产品成本呈直线上升，但是对用潜水泵提升的单位产品成本影响很小。因此，当地下水原始水位埋深超过 10 m 时，应当采用潜水泵提升。

3.4.5.4 采场的抽注平衡和原地浸出范围的控制

抽注平衡是原地浸出正常生产的关键，采场抽注平衡有两个含义：

(1) 控制整个采区总的抽液量与注液量基本相等，保证注入的浸出剂不流失和抽出的浸出液不被稀释。

(2) 控制每个抽注单元局部抽注平衡，防止浸出剂分配不均，产生浸出死角。

根据地下水动力学的原理，要达到抽注平衡的目的，应当控制抽液量大于注液量 1 % ~ 3 %，在采区内形成大的降水漏斗，控制浸出液只在采区内运动^[3.43]。

保持采场抽注平衡也就是控制原地浸出的浸出范围。为了控制浸出液不外流，通常在矿体周边钻孔设置抽液井，在矿区边界形成负压区，使外围的地下水向矿体内流动，可以防止浸出液向矿体外扩散。同时，应当在采场边界线外的 30 m 内设置观察井，监测浸出液流向。

在确定了钻井的排列形式、钻井的行距和孔距、钻井的抽注液流量和采区的地质、水文地质等条件后，可以绘制流网（流线）图，见图 3-6^[3.42]。

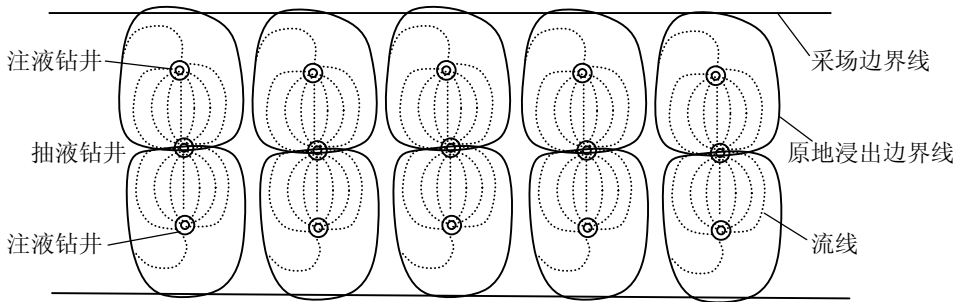


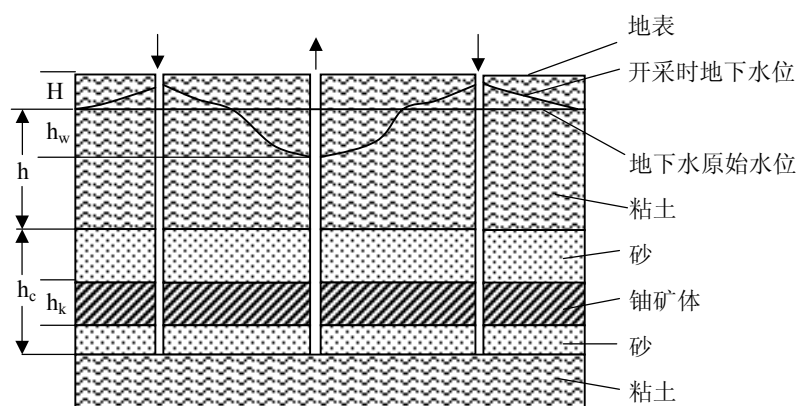
图 3-6 原地浸出的流网（流线）图

要求绘制出的流网（流线）图中，原地浸出的边界线与采场边界线基本吻合，浸出剂的覆盖率大于 95 %，各部位的流线长短相差不大。否则，就需要改变钻井的排列形式和井距，直到符合要求为止。

要保证采场的抽注平衡，必须调节注入液量和抽出液量。矿层中溶液的流动方向是从高压处向低压处渗透，抽、注井布置不合理，会造成溶液流动紊乱，容易形成局部的不平衡，导致过多的浸出死角，降低铀的回收率。

对于采场抽注平衡来说，矿层的渗透性是关键因素。渗透性大而且均匀的矿床，抽注平衡容易达到。对于渗透性差而且又不均匀的矿床，由于各种因素的影响难于达到预计的抽液量，要保证抽注平衡比较困难。

抽液井工作时会造成降水漏斗，使抽液井附近地下水位下降。注液井工作时，会局部提高注液井附近的地下水位。因此，在多个抽液井和注液井同时工作时，采场地下水的液面是凹凸不平的，见图 3-7^[3.44]。



H 为地下水埋深， h_w 为开采时最大水位降深值， h 为地下水原始水位到铀矿床顶板的距离
 h_c 为含矿含水层厚度， h_k 为铀矿体厚度

图 3-7 原地浸出水文地质剖面示意图

采用合适的浸出液提升方式，也是实现抽注平衡的重要方面。由于采用气升泵（空气）提升时，地下水原始水位埋藏越深，抽液时水位降深值越大，有效功率越低。因此，容易造成抽液量小于注液量的不平衡状态。对于地下水原始水位埋藏较深的采场，为了保证抽液量达到设计要求，实现采场抽注平衡，采用潜水泵提升是合适的。

伊宁铀矿 512 矿床，地下水原始水位埋深 7 m，最大水位降深值 20 m，由于采用气升泵（空气）提升，曾经长期处于抽注不平衡状态，注液量大于抽液量 10 % 左右，最高达 23 %，造成 0.138 Mm³ 含铀溶液损失，使地下水的污染范围扩大。后来采取把外围的注液井变为抽液井，在采场周边形成负压，防止浸出液外流，同时在采场内部调整注液井和抽液井的排列，使抽液量大于注液量 1 %，达到抽注平衡^[3,43]。

抽、注井的安装质量也是影响抽注平衡的重要因素，钻井质量需要通过物探测井的方法来检查。

钻井安装以后，应当用 γ 测井方法确定含铀矿层的深度、厚度和铀品位；用电流测井方法测定过滤管的位置、套管的裂隙和溶液的渗漏量；用声幅测井方法检测水泥固井的质量；用感应测井的方法监测含矿层的酸化渐变过程、浸出液的分布区和浸出液向隔水层上部渗透的情况；用瞬发裂变中子测井方法测量铀矿层的剩余铀品位和浸出液在移动过程中铀的二次富集。除此以外，还应当在采场的地面，用激发极化测探法进行浸出液在地下流动范围的监测，控制原地浸出的范围。

3.4.6 环境保护和地下水复原

3.4.6.1 原地浸出的主要污染源

地下铀矿原地浸出造成的污染源包括：气态源项、液态源项和废渣。

3.4.6.1.1 气态源项

原地浸出产生的主要气态源项是氦。

地下铀矿伴生的氦，在原地浸出过程中，在较大的地压条件下，溶解在浸出液中，并

随浸出液抽出地面，进入集液池。由于压力降低，气液迅速分离，氦被迅速释放到集液池周围的大气环境中，造成对周围环境的污染。

伊宁铀矿 512 矿床原地浸出过程，每生产 1 t 铀，产生的氦为 $1.22 \times 10^{11} \text{ Bq}^{[3.45]}$ 。由此可见，原地浸出的浸出液带出的氦量是比较大的，必须引起重视。

3.4.6.1.2 液态源项

原地浸出产生的液态源项主要是：含铀、镭等放射性物质和其它对环境有害物质的污水，这些污水可以污染地下水系和地表。

液态源项造成污染的原因包括以下几方面：

(1) 跑冒滴漏

由于浸出剂和浸出液都是通过管道和阀门输送的，管道连接和阀门质量的好坏，是跑冒滴漏的主要原因。但是，归根结底是管理和操作问题。

(2) 外排水

在正常生产过程中，为了达到控制原地浸出范围的目的，往往采用抽液量略大于注液量的方法。因此，在水循环过程中，水量是不平衡的，有一部分吸附尾液（仍然含有微量铀和大量其它有害物质）不能通过注液井返回地下，需要外排。

(3) 地下浸出液的流失

在正常生产过程中，有效控制原地浸出的范围，地下浸出液的流失较少。但是，当地下浸出条件和状况发生变化，例如：结垢会影响浸出液的渗透速度和方向，对于这种变化没有及时作出调整和控制，地下液流会出现紊乱，加上位于原地浸出边界线附近的注液井注入溶液的扩散和渗透，地下浸出液总会有一些不可避免地流到原地浸出边界线以外的地区，造成污染。

由于中和作用，流出原地浸出边界线以外的浸出液中的金属离子会在沿途依次形成氢氧化物沉淀，这些沉淀物对浸出液的继续外泄起阻碍作用，通常会在离边缘钻井 50 m 以内形成 $\text{pH} = 7$ 的最终边界。

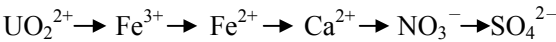
流失的浸出液受地下水垂直和侧翼方向的补充稀释、浸出液与碳酸盐矿物的作用、地下温度的升高以及岩石的吸附等因素影响，会使上述自然清洁过程加快，从而减少被污染地区的面积。

浸出液中化学组分被岩石吸收的能力和分布系数 β 值见表 3-27^[3.45]。

表 3-27 浸出液中化学组分被岩石吸收的能力和分布系数 β

浸出液中的化学组分	组分被岩石吸收的能力	分布系数 β
Cl^- , NO_3^-	实际上不吸收	>1
K, Na, Ca, Mo, W, SO_4^{2-}	弱吸收	$0.01 \sim 1$
Cu, Zn, U, Se, Ag, Au	容易吸收	$1 \times 10^{-4} \sim 1 \times 10^{-2}$
Al, Cr, Fe, Pb, Si, Co, Ni, Ra, Th	很容易吸收	$<1 \times 10^{-4}$

采用硫酸浸出时，从矿体向外渗透方向，浸出液污染成分晕圈的分布顺序为：



由此看来，要确定地下浸出液是否流到原地浸出的边界线以外，只需要确定在原地浸出的边界线以外是否有 SO_4^{2-} 就可以了。因此，在采用硫酸浸出时，弄清硫酸的物料平衡是很重要的。

(4) 地下复原时的抽出液

原地浸出终产后，需要对地下水和岩层进行复原处理，使受污染的地下水复原到接近浸出前的可接受状态为止。在复原过程中，矿层中残存的浸出液需要抽出地面。还需要用清洁水充分洗涤矿层，这部分水量约为残存浸出液的 5 倍以上。因此，地下水复原时的抽出液处理量是非常大的。

3.4.6.1.3 废渣

原地浸出产生的废渣量极少，这也是原地浸出的主要优点。

原地浸出产生的废渣主要来自两个方面：

(1) 抽出的浸出液中所含的悬浮物，它们在集液池沉降形成废渣。根据现场实测的结果，抽出的浸出液中所含的悬浮物量小于 6.4 mg/L 。

(2) 外排的吸附尾液在外排之前，经石灰乳中和后产生的残渣。经实验了解，当中和到 $\text{pH} = 7.5$ 时，外排的吸附尾液产生的残渣量约为 2 g/L 。

3.4.6.2 放射性污染的防护

针对原地浸出过程产生的放射性污染，必须采取切实可行的防护措施。

3.4.6.2.1 井场地表的防污染和复原

由于抽、注井口接头不严、阀门质量差、管道断裂和管理不善造成的跑冒滴漏，以及注液井排气带出少量溶液，都会造成井口周围一定程度的污染。

为了防止井场地表的污染，除了严防跑冒滴漏以外，还需要对井口周围的表土采取必要的措施。例如：在原地浸出开始前，把井口表土运走，在井口周围砌筑一个储存泄漏溶液的小池，防止泄漏溶液渗入地表表土中；在原地浸出结束后，把污染的表土埋藏在专用的坑沟中，用没有污染的表土恢复井口周围的地貌。

3.4.6.2.2 氡的防护

由于抽出的浸出液含有大量氡，在进入集液池之前需要气液分离。

气液分离装置应当设置在井场主导风向的下侧，避开居民区，并与居民区之间留有足够的防护距离。

对气液分离装置的防护要求与矿井的排风井类似，集液池应当是弯曲形结构，浸出液最后流入集液泵池。集液泵池设置在集液池的上风向，严禁浸出液不经过气液分离装置直接进入集液泵池。操作人员控制室应当与泵池隔开，泵房需要设置排气装置，使泵房空气的含氡量降到允许水平以下。

3.4.6.3 原地浸出后地下水的复原技术

由于原地浸出的铀矿床位于不透水的顶板和底板之间，浸出液在垂直方向的移动被限制在含矿含水层内，浸出液的流散晕在垂直方向极小，主要沿含矿含水层位的水流方向扩散。因此，浸出液对地下水的污染，主要集中在含矿含水层内，原地浸出后地下水复原的主要对象就是含矿含水层内的地下水。

原地浸出终产后，地下水的复原需要经过四个步骤：

(1) 抽出矿层中的地下水

用潜水泵或压缩空气作动力，把矿层中污染的地下水（浸出残液）抽出，同时矿层周围的清洁水进入矿层取代被污染的地下水。这个阶段需要抽出 1 ~ 3 个矿层孔隙体积的地下水，抽出的污染水需要经过回收处理以后才能外排。

(2) 水净化

继续抽取 2 ~ 6 个矿层孔隙体积的地下水，在专门的水处理装置中进行处理，使溶液中的各种组分都达到或接近原地浸出前地下水的基准值，再返回注入地下。这个方法对地下水处理的要求比较严格，要避免由于不符合要求，造成地下水反复处理，延长地下水复原的时间。

可以采用的水净化方法有反渗透法和电渗析法。对伊宁铀矿酸性溶液浸出的 512 矿床的地下水，采用电渗析法进行处理，处理效果见表 3-28。

表 3-28 电渗析法处理效果

水样组成	污染的地下水/(mg · L ⁻¹)	电渗析处理后的地下水/(mg · L ⁻¹)	地下水基准值/(mg · L ⁻¹)
SO ₄ ²⁻	7500	182	180
Ca ²⁺	360	11	78
Mg ²⁺	197	12	26.8
总 Fe	404	28	
Fe ²⁺	386	22	
SiO ₂	140	118	15
*NH ₄ ⁺	111	7.05	
*NO ₃ ⁻	314	1.73	
Cl ⁻	148	2.7	40
TDS	10480	557	853
pH	1.81	2.74	7.8

* 由于现场采用硝酸盐作为氧化剂造成的

由表 3-28 可见，经过电渗析处理后的地下水组成接近地下水的基准值，脱盐率大于 90 %，淡水产率 65 %，电流效率 70 %，电耗约 4 kwh/m³。电渗析处理得到的“盐水”排到蒸发池或注入深井。

但是，如果地下水中含有泥沙过多（粉砂密度指数大于 6），或者可溶性的二氧化硅浓度过高（大于 120 mg/L），渗透器组件需要频繁更换，代价太高。因此，电渗析或反渗透方法用于地下水的复原，需要考虑经济问题。

(3) 向矿层注入还原剂

在原地浸出过程中，由于加入氧化剂，使矿层从还原态转为氧化态。如果矿层继续保持氧化态，残留的铀和其它金属仍处于易溶的状态，会使地下水继续污染。为了解决这个问题，必须使矿层恢复还原态。采用合适的还原剂，例如：硫化氢或硫化钠，注入含水层中，造成溶解的铀和其它金属沉淀，使地下水组成稳定在可接受的水平。

(4) 水循环

用 1~2 个矿层孔隙体积的矿体以外的地下水, 进行抽出-注入的简单循环, 使所有钻井周围的水质均匀化。在 6~12 个月的监控期间, 这个措施可以有助于降低水质在空间和时间上的不稳定因素。

经过一段时间的稳定, 证明含矿含水层已相当于原水质或达到可接受水平时, 复原工作才能结束。复原工作结束后, 至少还需要 3~5 年的观测期, 确定复原效果。

采用铵盐进行原地碱法浸出时, 浸出剂中的铵离子 (NH_4^+) 能与岩石 (粘土) 吸附的阳离子交换, 被岩石 (粘土) 吸附。当原地浸出结束后, 被岩石 (粘土) 吸附的铵离子 (NH_4^+) 会通过离子交换作用, 不断进入地下水, 造成地下水中 NH_4^+ 偏高。因此, 在原地浸出结束后的地下水复原工作中, 必须考虑去除被岩石 (粘土) 吸附的 NH_4^+ 。

把 3 g/L AlCl_3 溶液注入地下矿层, 利用 Al^{3+} 与 NH_4^+ 之间的离子交换, 去除被岩石 (粘土) 吸附的 NH_4^+ ^[3.46]。10 个矿层孔隙体积的 AlCl_3 溶液通过矿床后, 可以去除 90 % 以上被岩石 (粘土) 吸附的 NH_4^+ 。从地下抽出的含 NH_4^+ 的地下水可以采用电渗析法处理 (见表 3-28), 使地下水得到复原。被岩石 (粘土) 吸附的 Al^{3+} , 不会与地下水中的一价或二价阳离子交换, 而且在 pH = 8 的地下水中, 铝几乎完全沉淀, 因此不会影响复原后的地下水组成^[3.46]。

用 8 个矿层孔隙体积的 K_2SO_4 溶液通过矿床进行洗涤后, 也可以去除 90 % 被岩石 (粘土) 吸附的 NH_4^+ ^[3.47]。

采用碱性浸出剂进行原地浸出时, 各种复原方法的成本比较见表 3-29^[3.48]。

表 3-29 各种复原方法的成本比较

复原方法	单位矿层孔隙体积所需费用*/百万美元
反渗透	23
矿井水冲洗	17
高钠矿井水冲洗	25
H_2S 还原	41
地下水冲洗	15
地下水冲洗并灌溉	10
地下水冲洗、灌溉和除钠	16

* 不包括劳动力、技术管理和分析成本

3.4.7 原地浸出的技术经济分析

原地浸出与其它常规的采矿方法比较, 具有明显的经济性。它不仅避免了常规采矿方法必须的开拓、采准、回采、矿石运输、通风等工序和操作, 而且把对于常规采矿方法不利的疏松含水铀矿床转变为原地浸出的必要条件, 避免了井巷支护和矿坑排水的困难, 使砂岩型铀矿床可以经济地开采。实践证明, 原地浸出具有工艺流程简单、投资省、建设周期短、产品成本低、有利于环境保护和安全生产等许多优点。

但是, 与其它常规的采矿方法一样, 原地浸出的可行性和经济性也受到矿床地质、水

文地质条件的制约和开采工艺的影响。只有按照地质和水文地质条件合理选择铀矿床，优化开采工艺，才能在充分利用矿产资源的前提下，使采用原地浸出的铀矿山企业取得令人满意的经济效益。

3.4.7.1 矿床地质和水文地质条件的影响

3.4.7.1.1 矿床地质储量

矿床地质储量和矿石铀品位是衡量技术经济指标的首要条件，适合原地浸出的铀矿体不仅需要一定的品位，而且需要一定的厚度。

“每平方米铀储量”是指矿体（层）平面上每平方米范围内铀储量的大小，是由矿石品位、密度和矿体厚度组成的综合性指标，是衡量原地浸出是否经济可行和经济效益好坏的一个重要尺度。每平方米铀储量 Y 可以用数学式表示^[3,49]：

$$Y = 10 \omega \delta \rho \quad (3-24)$$

式中： Y 为每平方米铀储量，(kg/m²)

ω 为矿石品位，(%)

δ 为矿体厚度，(m)

ρ 为矿石密度，(t/m³)

可以根据每平方米铀储量 Y 的大小，把铀矿体（层）分为三个品级：

低品级铀矿体： $Y = 3 \text{ kg/m}^2 \sim 5 \text{ kg/m}^2$

中等品级铀矿体： $Y = 5 \text{ kg/m}^2 \sim 8 \text{ kg/m}^2$

高品级铀矿体： $Y \geq 8 \text{ kg/m}^2$

每平方米铀储量 Y 可以直观的表现铀矿床储量的内在质量，它表明用原地浸出方法不仅可以开采较高品位的矿体，而且只要矿体具有一定厚度，即使铀品位较低，也可以经济地开采。

每平方米铀储量 Y 对浸出液的铀浓度有直接的影响，从而会影响从浸出液回收铀的成本。每平方米铀储量 Y 对铀产品成本的影响见图 3-8^[3,49]，由图可见，按照铀产品（黄饼）目前国内的收购价，要求铀矿床可经济开采的最低每平方米铀储量为 3.4 kg 左右。

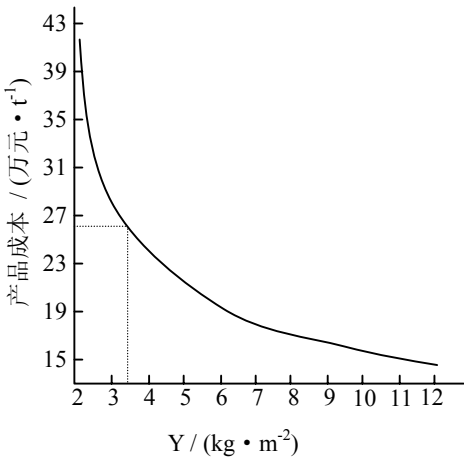


图 3-8 每平方米铀储量 Y 对铀产品成本的影响

3.4.7.1.2 地质条件对铀的浸出率的影响

铀的浸出率是最重要的技术经济指标。由于原地浸出是在矿床自然埋藏条件下的浸出过程，因此原地浸出的浸出率与地质条件有十分密切的关系。

在矿床自然埋藏条件下，很难采用破碎、加温、加压等强化浸出措施。因此，对同样地质条件的铀矿床，与其它浸出方法比较，原地浸出的浸出率是最低的。原地浸出的经济合理性是因为减少了采矿工序，而浸出率低的缺点只能采取长时间浸出增加回收率的方法来弥补。

原地浸出只适合容易浸出的铀矿床。从地质条件来看，要求矿体富含裂隙，而且铀矿物不被难溶矿物包裹，浸出剂容易与铀矿物接触，直接进行浸出反应。为了保证铀的回收率，避免浸出液流失，要求铀矿床的顶、底板必须是渗透性极差或不渗透的岩层。为了保证生产规模，铀矿床必须具备一定的渗透速度。一般来说，只有砂岩型铀矿床才适合原地浸出。因此，原地浸出对地质条件的要求是很苛刻的。

铀矿床的埋深对钻井工程和浸出液提升方法的投资和生产成本有直接的影响。一般来说，铀矿床的埋深越大，钻井工程和浸出液提升方法的投资和生产成本越高。

3.4.7.1.3 矿床水文地质条件的影响

铀矿床的水文地质条件对能否采用原地浸出方法回收铀起着决定性的作用。如果铀矿体本身渗透性极差，例如：质地致密的硬岩铀矿床，就不能采用原地浸出方法。

适合原地浸出的铀矿床应当处于地下含水层中，含矿含水层的渗透系数应当大于 0.5 m/d，铀矿体的渗透性应当比围岩的渗透性好，使浸出剂主要在铀矿体中运动，避免浸出剂短路造成浸出死角，降低回收率。含矿含水层的上方和下方都应当有渗透性差或不渗透的隔水层，避免浸出液流失。

含矿含水层上方最好存在地下水层，使含矿含水层承受一定程度的水柱压力，而且要求地下水的原始水位埋深较浅。只有在这样的条件下，才能采用投资较少的气升泵（空气）提升方法抽取浸出液；否则，只能采用投资较高的潜水泵。

含矿含水层的厚度最好只比铀矿体厚度稍大一些，涌水量应当小于 1 L/s，避免浸出剂被冲稀，增加浸出剂的消耗。

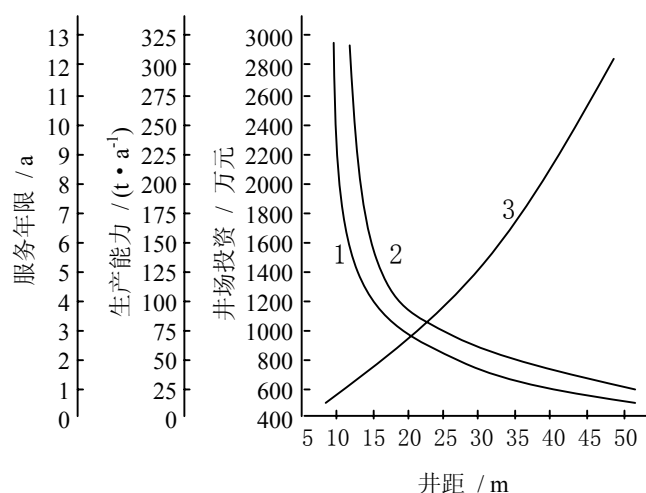
3.4.7.2 钻井工程和浸出液提升方法的影响

3.4.7.2.1 井距的影响

原地浸出采铀井场抽液井与注液井之间的距离（井距），是影响井场投资、生产能力和服务年限的重要因素。对于一个确定面积和地质条件的井场，井距越小，则井场的抽注液井数量多，生产能力大，服务年限短。同时，包括钻孔施工安装、孔内和孔口设备材料以及井场管线费在内的井场投资增大，造成产品成本增加。

由图 3-9 可见^[3,49]，井距小于 20 m 时，井场投资迅速增长。确定经济合理的井距，需要按照以下条件综合考虑：

- （1）井场有合理的服务年限，一般为 3 a ~ 5 a 。
- （2）矿体浸出均匀，各个部位都能基本同步浸完，没有浸出死角。
- （3）浸出剂对矿体的体积覆盖率大于 95 % 。
- （4）产品成本构成合理，井场开拓费用约为原地浸出生产黄饼总成本的 15 % ~ 20 % 。



1 井场投资，2 生产能力，3 服务年限

图 3-9 井场投资、生产能力和服务年限与井距的关系

井距太大，在抽液井和注液井之间的水力梯度小，浸出剂渗透路径长，浸出剂与围岩的反应时间延长，造成浸出剂的消耗增加。井距太小，在抽液井和注液井之间的水力梯度大，由于“潜蚀”作用会形成强渗透带，造成浸出剂短路或铀矿物的浸出时间太短，降低浸出率。

从节省投资，保持井场有一个合理的服务年限考虑，一般认为井距为 20 m ~ 30 m 比较合适。当矿层的渗透性差，矿床每平方米铀储量较高和矿体埋藏较浅时，井距可取 20 m 左右；当矿层的渗透性较好，矿床每平方米铀储量较低和矿体埋藏较深时，井距应当选择 30 m 以上。

3.4.7.2.2 浸出液提升方式的影响

地下水原始水位的埋深对浸出液提升方法的选择有直接影响，

潜水泵提升时抽液设备投资大，井场钻孔成本高，但是潜水泵提升效率高，井场抽注平衡容易控制。气升泵（空气）提升虽然抽液设备投资小，井场钻孔成本低，但是地下水原始水位的埋深越大，提升效率越低，井场抽注平衡难以控制。一般来说，地下水原始水位埋深较浅（10 m 以内），可以采用气升泵（空气）提升；地下水原始水位埋深较深，应当采用潜水泵提升。

3.4.7.3 合理确定浸出的结束点

为了确保最大的经济效益，应当合理确定浸出的结束点。

在实验室试验基础上，可以按照预定的浸出率或注入的浸出剂总体积确定浸出的结束点，但是由于实验室试验与实际生产条件不可能完全一致，因此确定的浸出结束点会与原地浸出现场实际情况有出入。

在原地浸出现场，分析抽出浸出液中的铀浓度 ρ_{av} ，是确定浸出结束点的比较简便的

方法。

合理确定浸出的结束点，应当考虑投入产出的经济效益，按照产品是否有经济效益为准则，可表示为^[3.50]：

$$P_f = M_d / C_d \quad (3-25)$$

式中： P_f 为效益因素。 $P_f > 1$ ，具有良好的经济效益；

$P_f = 1$ ，则没有经济效益，或称为盈亏平衡点。

M_d 为日总产值（元/d）。 $M_d = M_p \rho_{av} Qn$ ，其中：

M_p 为产品销售价格，（元/t）

ρ_{av} 为浸出液日平均浓度，（t/m³）

Q 为日抽液量，（m³/d）

n 为水冶回收率，（%）

C_d 为日生产费用（元/d）。 $C_d = C_r + C_c + C_s + C_z + C_g$ ，其中：

C_r 为日人工费用，（元/d）

C_c 为日材料消耗费，（元/d）

C_s 为日水电费，（元/d）

C_z 为日折旧费，（元/d）

C_g 为日其它费用（包括车间经营费），（元/d）

C_d 分为固定费用和可变费用两部分，在原地浸出后期，在日抽液量一定的条件下，可变费用主要取决于原材料消耗（包括浸出剂和氧化剂）。

按照式（3-25）计算 $P_f = 1$ 时的浸出液铀浓度 ρ_{av} ，此时的浸出液平均铀浓度 ρ_{av} 就是能够获利的浸出液最低铀浓度 ρ_{min} ，也就是经济合理的浸出结束点。由于不同地区和不同时间的材料价格是不同的，因此相应的浸出结束点 ρ_{min} 应当是不同的。

3.4.7.4 合理确定生产规模

生产规模是工程可行性研究和项目经济评价的一个基本参数。

对指定矿床来说，由于可采的地质储量一定，因此生产规模越大，则矿山服务年限越短。确定生产规模不仅要考虑产品成本，而且要考虑在整个服务年限内的盈利能力，应当从财务净现值和内部收益率等经济指标综合考虑。

对于一个具有可回收的铀储量 3000 t，适宜采用原地浸出的铀矿床，从产品成本、财务净现值和内部收益率等经济指标综合考虑，采场的生产规模控制在 100 t/a ~ 200 t/a 是合适的^[3.49]。

原地浸出的产品（黄饼）成本还与浸出剂的组成和浸出液的处理工艺有关，这些方面的技术经济分析可以参考以后各章的相应部分。

参考文献

[3.1] “采矿手册”编辑委员会编. 采矿手册(第四卷). 北京：冶金工业出版社, 1990. 1~3.

[3.2] 冯福贤. 中国铀矿开采与发展方向. 铀矿冶, 1993, 12(3): 145~149.

[3.3] 李初杰. 铀矿开采中损失率和贫化率的计算及降低损失贫化的意义. 铀矿冶, 1986, 5(2): 1~6.

[3.4] IAEA. 铀提取工艺. 北京：出版者不详, 1995. 26~28.

- [3.5] “采矿手册”编辑委员会编. 采矿手册(第四卷). 北京: 冶金工业出版社, 1990. 612~629.
- [3.6] 李开文. 我国铀矿露天开采的技术状况及发展方向. 铀矿冶, 1986, 5(1): 1~6.
- [3.7] 李君宜. 对小型露天铀矿几个问题的探讨. 铀矿冶, 1992, 11(3): 1~5.
- [3.8] 中国技术经济研究会. 技术经济手册(矿山卷). 沈阳: 东北工业大学出版社, 1993. 756~757.
- [3.9] “稀有金属手册”编辑委员会编. 稀有金属手册(上册). 北京: 冶金工业出版社, 1992. 297.
- [3.10] 中国技术经济研究会. 技术经济手册(矿山卷). 沈阳: 东北工业大学出版社, 1993. 777~779.
- [3.11] 邹国和, 江学勤. 大茶园矿井水砂充填工艺系统的初步应用和认识. 铀矿冶, 1994, 13(2): 73~80.
- [3.12] 王文健, 陈景良. 七一五矿分层崩落法回采技术的改进. 铀矿冶, 1983, 2(2): 6~11.
- [3.13] 欧阳建功, 朱家华. 铀矿床“三下”开采模拟试验. 铀矿冶, 1988, 7(3): 1~9.
- [3.14] 王锐. 我国矿井热害及其治理措施. 铀矿冶, 1989, 8(1): 1~8.
- [3.15] “采矿手册”编辑委员会编. 采矿手册(第四卷). 北京: 冶金工业出版社, 1990. 558.
- [3.16] 王前裕. 浅谈509煤型铀矿床的开采特点. 铀矿冶, 1997, 16(2): 78~83.
- [3.17] 欧阳建功. 含铀煤的开采. 铀矿冶, 1982, 1(3): 1~6.
- [3.18] 邹国和, 周维新. 无轨采矿技术在铀矿山的应用及其技术经济评价. 铀矿冶, 1987, 6(3): 8~14.
- [3.19] 李可大. 无轨采矿设备在大茶园铀矿的应用. 铀矿冶, 1984, 3(1): 1~9.
- [3.20] 陈炳国. 无轨采矿在本溪铀矿的应用. 铀矿冶, 1998, 17(3): 145~150.
- [3.21] 李明. 就地破碎浸出采铀的研究与进展. 铀矿冶, 1996, 15(2): 81~85.
- [3.22] 全爱国. 原地爆破浸出采铀的工艺技术研究及应用前景. 铀矿冶, 1998, 17(1): 1~6.
- [3.23] 李羽. 浅析原地破碎浸出采矿的爆破筑堆与矿堆的技术要求. 铀矿冶, 1997, 16(3): 151~155.
- [3.24] 崔恒洁. 原地破碎浸出和分层崩落法地表堆浸采铀的成本、利润分析. 铀矿冶, 1995, 14(3): 151~157.
- [3.25] 龚先钟. 原地破碎浸出回收残矿体中铀的试验方案评估. 铀矿冶, 1993, 12(4): 226~229.
- [3.26] 吕立才. 黄峰岭露天矿深孔爆破原地浸出采铀. 铀矿冶, 1996, 15(1): 1~7.
- [3.27] Anderson J S, Ritchie M I. Solution Mining of Uranium. Min. Congr. J., 1968, 54(1): 20~26.
- [3.28] 王西文. 地浸采铀概述. 铀矿开采, 1996, (1): 1~12.
- [3.29] 王西文. 原地浸出采铀研究. 铀矿冶, 1987, 6(2): 6~13.
- [3.30] 文吉庸. 我国砂岩型铀矿工艺特性研究. 铀矿冶, 1997, 16(2): 84~91.
- [3.31] 阙为民, 姚益轩, 王西文. 影响原地浸出反应速率的因素. 铀矿冶, 1999, 18(3): 156~163.
- [3.32] 郑仕忠. 原地浸出采铀中若干技术问题的探讨. 铀矿冶, 2000, 19(1): 11~16.
- [3.33] Schechter R S, Lade L W, Guilinger T R. Development of Environmentally Attractive Leachants, Vol. II: Rep. No. PB 84 - 232669. Springfield, V A: National Technical Information Service, 1984. 548.
- [3.34] 阙为民, 陈祥标. 硝酸盐作为酸法地浸氧化剂的研究. 铀矿冶, 2000, 19(1): 24~31.
- [3.35] 姚允斌, 解涛, 高英敏. 物理化学手册. 上海: 上海科学技术出版社, 1985. 691.
- [3.36] 胡凯光, 王清良, 史文革. 生物反应器及细菌快速氧化 Fe^{2+} 工艺研究. 铀矿冶, 1997, 16(4): 245~251.
- [3.37] Carlson R H, Norris R D, Schellinger R. 氧化剂在铀原地浸出中的有效性. 见: 中国核工业总公司矿冶局. 铀碱法地浸论文汇编. 北京: 出版者不详, 1995. 7~14.
- [3.38] Litz L M. 用氧气作氧化剂的原地浸出采铀. 见: 中国核工业总公司矿冶局. 铀碱法地浸论文汇编. 北京: 出版者不详, 1995. 15~20.

- [3.39]Goddard J B, Brosnahan D R. 溶解氧在碳酸铵原地浸铀时的消耗速率. 见: 中国核工业总公司矿冶局. 铀碱法地浸论文汇编. 北京: 出版者不详, 1995. 21~30.
- [3.40]IAEA. 铀提取工艺. 北京: 出版者不详, 1995. 122.
- [3.41]阳奕汉, 刘忠位. 原地浸出采铀新技术在伊宁铀矿 512 矿床的应用. 铀矿冶, 1999, 18(4): 222~229.
- [3.42]王西文. 确定地浸钻孔最佳间距的原则和方法. 铀矿冶, 1999, 18(2): 73~84.
- [3.43]王海峰, 苏学斌. 新疆伊宁地浸矿山井场抽注平衡问题的刍议. 铀矿冶, 1999, 18(3): 145~149.
- [3.44]格拉博夫尼科夫 B A. 溶浸采矿法的地质工艺研究. 北京: 原子能出版社, 1991. 48.
- [3.45]周星火, 吴桂惠. 铀地浸环保技术与对策. 铀矿冶, 1995, 14(1): 18~22.
- [3.46]Grant D C, Burgman H A, Seidel D C. Restoration of in situ leached uranium ores: a laboratory study of restoration reagents. In: IAEA-TECDOC-492. Vienna: IAEA, 1989. 63~74.
- [3.47]Devries F W. 浸出剂和现场复原方面的新技术. 见: 中国核工业总公司矿冶局. 铀碱法地浸论文汇编. 北京: 出版者不详, 1995. 54~58.
- [3.48]Mays W M. 地浸铀矿含水层的复原及复原流体用作灌溉. 见: 中国核工业总公司矿冶局. 铀碱法地浸论文汇编. 北京: 出版者不详, 1995. 65~70.
- [3.49]姚益轩, 阙为民, 苏学斌, 谢卫星. 地浸采铀工程技术经济分析. 铀矿冶, 1999, 18(4): 230~237.
- [3.50]苏学斌, 王海峰. 地浸作业中浸出结束点的确定. 铀矿冶, 1999, 18(2): 85~89.