

## Основные принципы процесса подземного выщелачивания металла из проницаемых руд пластовых месторождений

Б. В. НЕВСКИЙ, В. Г. БАХУРОВ

УДК 662.349.5:662.775

В последнее время в литературе сообщается об исследованиях по подземному выщелачиванию из руд полезных компонентов, в том числе и урана [1—4]. Указанный метод несомненно является перспективным, однако его успешное осуществление во многом зависит от правильного понимания технологической сущности процесса. В связи с этим нами было предпринято настоящее исследование.

Подземное выщелачивание металла является химико-технологическим процессом. Полезный компонент растворяется химическим реагентом на месте залегания руды. Продукция выдается на поверхность в виде химического раствора.

Этот метод подобен перколяционному процессу, т. е. выщелачиванию методом просачивания, являющемуся одним из приемов гидрометаллургического извлечения полезного компонента из руд. Подземное выщелачивание, как всякий технологический процесс, должно осуществляться по определенной схеме с оптимальными параметрами и соответствующими технико-экономическими показателями.

Наличие определенной технологической схемы позволяет осуществлять постадийный контроль процесса и его регулирование, а также производить предварительные расчеты по тем или иным формулам и уравнениям.

Процесс подземного выщелачивания состоит из следующих стадий:

- 1) подачи выщелачивающего раствора в пласт с целью обеспечения его контакта со всеми частицами минералов полезного металла (компонента), находящегося в пласте;
- 2) выщелачивания металла в процессе движения раствора вдоль пласта;
- 3) выдачи растворов на поверхность (или в некоторых случаях в специальную горную выработку, камеру или карьер) для извлечения из него металла тем или иным способом (хими-

ческое осаждение, ионный обмен, экстракция, электролиз).

Полнота извлечения ценного компонента из рудного тела будет определяться в основном следующими факторами:

степенью извлечения металла в раствор, обусловленной возможностями контакта растворителя с частицами минерала (определяется пористостью пласта и условиями движения в нем раствора), скоростью химического взаимодействия растворителя и минерала;

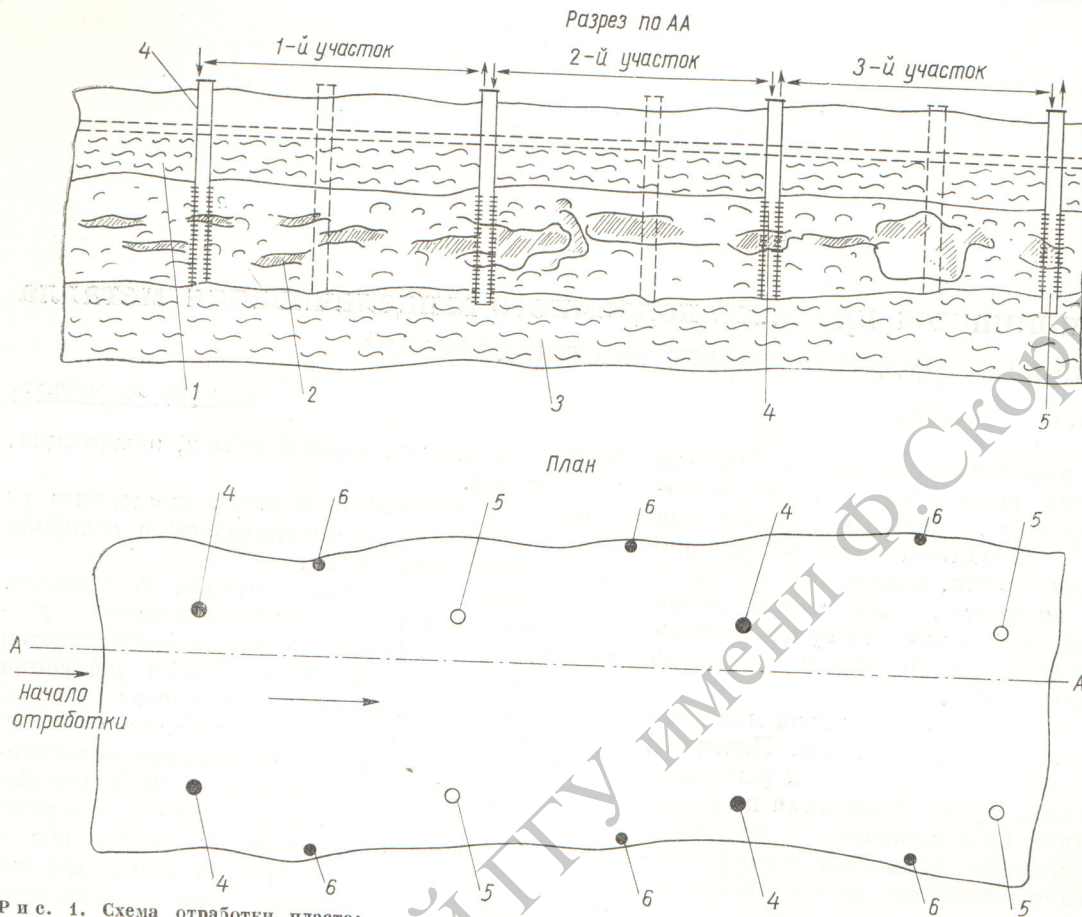
полнотой выдачи продукционного металлсодержащего раствора из пласта на перерабатывающую установку, определяемой потерями этого раствора с потоком подземных вод и удержанием его породой, т. е. неполным вытеснением из пор и капилляров рудного пласта.

Потери продукционного раствора происходят в основном вследствие миграции его в подстилающие или перекрывающие пласты пород, чему способствует всякое отклонение направления потока от горизонтального.

Для правильной организации технологического процесса подземного выщелачивания необходимо иметь предварительные данные, которые могут быть получены в результате следующих работ:

технологического опробования кернов в динамических условиях на моделях с целью определения основных технологических и технико-экономических показателей (максимально возможное извлечение при выщелачивании, минимальные расходы реагентов, продолжительность процесса и т. п.);

исследования геологической и гидрогеологической обстановки на месторождении с целью определения геометрии рудного тела, его мощности, условий залегания, водоносности пласта, характера подстилающих и покрывающих



Р и с. 1. Схема отработки пласта:

1 — покрывающий водоупор (глина); 2 — рудный пласт и водоносный горизонт; 3 — подстилающий водоупор (глина); 4 — закачные скважины; 5 — откачные скважины; 6 — наблюдательные (контрольные) скважины.

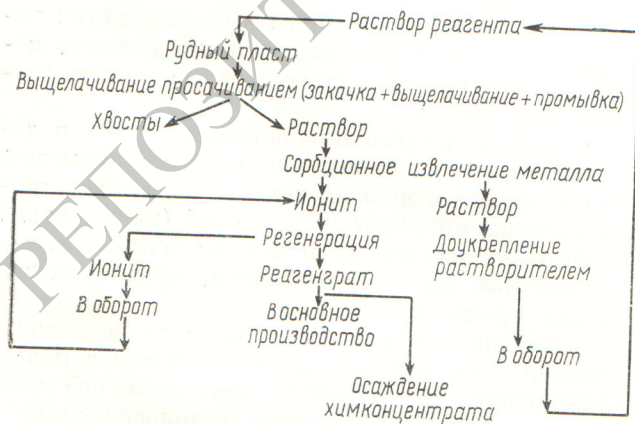
пород, коэффициента фильтрации пласта и окружающих пород и т. п.;

определения скорости и направления естественного водного потока в пласте.

На основании этих данных становится возможной та или иная разбивка рудного тела на определенные участки с учетом падения пласта, направления естественного водного потока и пр.

Наиболее целесообразной является линейная схема расположения скважин отдельными рядами с последовательно-стадийным осуществлением процесса подземного выщелачивания (рис. 1). Принципиальная технологическая схема извлечения металла из рудного тела (рис. 2) по сравнению с традиционной гидрометаллургической схемой характеризуется меньшим количеством операций.

Скважины целесообразно иметь взаимозаменяемыми, их расположение в ряду в основном



Р и с. 2. Принципиальная технологическая схема [5].

определяется геометрией рудного тела и профилем поверхности подстилающего водоупора (скважины должны проходить в низких точках — впадинах). Закачка растворителя осуществляется в краевой части месторождения (залежи), формирующиеся растворы движутся по ходу естественного потока к откачным скважинам.

После определенного времени насыщения пласта реагентом начинается выщелачивание полезного компонента. Когда основное количество металла будет на первом участке выщелочено, приступают к обработке второго участка, для чего закачку растворителя переносят в откачные скважины первого участка, а откачку продукционных растворов осуществляют через новый ряд скважин, пробуренных на втором участке. В закачные скважины первого участка после его обработки подается вода для промывки пласта. Образующиеся бедные растворы соединяются с общим потоком, формирующимся по направлению к откачным скважинам второго участка [6].

В данной схеме предусматривается постадийная промывка пласта, осуществляемая одновременно с основным процессом выщелачивания. Такая же последовательность операций предусматривается для второго и следующих участков. В конечной, краевой, части рудного тела после его промывки необходима подача извести (может быть, и других химикатов) для фиксации и обезвреживания растворенных элементов и некоторых анионов.

Контроль гидрогеологических условий в процессе подземного выщелачивания осуществляется с помощью контрольных (наблюдательных) скважин путем измерения pH раствора, концентрации аниона растворителя, статического уровня и пр. Для технологического контроля замеряются дебит и химический состав продукционного раствора, его окислительно-восстановительный потенциал. Окислительный потенциал оборачиваемых растворов имеет существенное значение, поэтому подбору соответствующих окислителей должно уделяться необходимое внимание.

В случае применения для выщелачивания растворов кислот содержание в них металла между закачной и откачной скважинами будет проходить через максимум и минимум, присутствующие каждому рудному участку в определенный момент времени (рис. 3). Восходящий участок кривой связан с накоплением металла по мере продвижения раствора вдоль пласта при условии сохранения в нем достаточной кислотности;

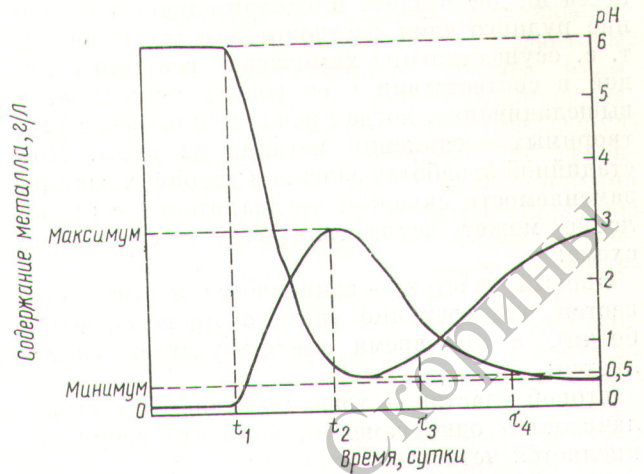


Рис. 3. Схема изменения содержания металла и pH в пластовом растворе во времени.

сти; нисходящий участок связан с понижением кислотности вследствие нейтрализации раствора рудным материалом и обратным осаждением (или сорбцией) металла в пласте. По мере закачки в пласт новых порций растворителя максимум кривой будет перемещаться в направлении движения раствора, пока последний не достигнет ряда откачных скважин.

Для каждой пары скважин кривые, изображенные на рис. 3, могут иметь различную форму в зависимости от скорости потока. Оптимальное расстояние между рядами скважин может быть определено по максимуму и минимуму концентрации металла (при определенной кинетике) в пластовом растворе в зависимости от заданной средней концентрации металла в продукционном растворе.

Откачка раствора для извлечения металла производится при условии, что его концентрация выше некоторого экономического минимума. В противном случае раствор передается на следующий участок, т. е. является промежуточным раствором.

Поддержание концентрации металла в продукционном растворе на заданном уровне можно осуществить, если обрабатывать два рудных участка со сдвигом во времени начала и конца процесса или путем аналогичного разделения работы скважин в ряду. В том и другом случае дополнительное регулирование процесса подземного выщелачивания может производиться такими простейшими приемами, как остановка скважин, их попеременное включение, регулирование напоров и пр. При подземном выщелачивании руды целесообразно разделение про-

цесса на две стадии: предварительное насыщение рудного слоя растворителем (закисление), т. е. осуществление химической реакции с рудой в соответствии с ее реагентоемкостью, и выщелачивание, когда проводится отмывка растворимых соединений металла из руды. При стадийной отработке залежи в условиях взаимозаменяемости скважин предварительное закисление может осуществляться по следующей схеме:

первый участок — закисляется и выщелачивается одновременно (начало процесса отработки), в это время третий участок закисляется;

второй участок — тоже закисляется и выщелачивается одновременно, но в это время закисляется четвертый участок;

третий участок — выщелачивается, пятый участок закисляется и т. д.

Таким образом, в начале процесса отработки залежи одновременному разбуриванию подлежат три первых участка, а затем разбуриваются по одному дополнительному участку взамен одного выщелоченного.

Применение кислотостойких труб требует их повторного использования после извлечения из отработанных рудных участков. В этом случае уплотнение затрубного пространства (между буровым отверстием и обсадной трубой) необходимо осуществлять не цементом, а химическими гелями, как это рекомендуется, например, в патенте [5].

Основные технологические показатели цикла выщелачивания рудного участка длиной  $l$  (расстояние между закачной и откачной скважинами) определяются следующими соотношениями.

**Число стадий обмена порового раствора на свежий растворитель.** В рудном проницаемом пласте (пески, песчаники) обычно имеется около 30—40% свободного пространства, следовательно, объем одной порции порового раствора (одна стадия) составит около 0,3—0,4 м<sup>3</sup> на 1 м<sup>3</sup> рудного слоя.

Число стадий обмена определяется необходимой эффективностью отмывки (обычно не менее 90—95%), выражаемой эмпирическим соотношением

$$\varepsilon_{\text{отм}} = [1 - (1 - K)^n] \cdot 100\%,$$

где  $K$  — коэффициент отмывки за одну стадию, доли единицы;  $n$  — число стадий отмывки. Допускается, что  $K$  постоянен для всех стадий.

Благодаря неравномерной фильтруемости пласта по его сечению, особенно по вертикали,

на участке с малой пористостью и проницаемостью происходит задержка части растворов. Поэтому коэффициент  $K$  тем меньше, чем более неравномерную структуру и соответственно фильтруемость имеет пласт. Среднее значение  $K \approx 0,5$ . Для непроницаемых пластов глины, когда практически отсутствует возможность отмывки фильтрацией,  $K$  приближается к нулю.

В глинах отмывка происходит по диффузионному механизму, осложненному сорбцией растворенного металла, особенно при низкой кислотности растворов, т. е. на последних стадиях отмывки. Для получения эффективности отмывки на уровне 95% при  $K = 0,5$  число стадий не может быть меньше пяти. Отсюда отношение жидкого к твердому (Ж:Т) будет равно  $5 \cdot (0,3 \times 0,4) = 1,5 - 2,0 \text{ м}^3/\text{м}^3$  руды.

Время прохождения раствора через рудный участок длиной  $l$

$$\tau_0 = \frac{l}{v} \text{ сутки}; \quad \Sigma \tau_0 = \Sigma \frac{l}{v} \text{ сутки},$$

где  $v$  — скорость движения потока, м/сутки.

Скорость естественного движения раствора определяется коэффициентом фильтрации пласта ( $K_{\phi}$ ) и его уклоном ( $J_0$ ):

$$v = K_{\phi} J_0 \text{ м/сутки}.$$

Величина коэффициента фильтрации зависит от размеров (крупности) частиц горной породы, слагающей пласт, и ее пористости. Гидравлический уклон подстилающего водоупора  $J_0$  также определяется природными условиями. Скорость и направление движения потока в пласте можно регулировать путем изменения разности уровней грунтовых вод у закачных и откачных скважин и создания вокруг последних соответствующей воронки депрессии.

Среднее количество раствора, получаемого из скважины:

$$W_{\text{от}} = bhvp \text{ м}^3/\text{сутки},$$

где  $b$  — расстояние между скважинами в ряду, м;  $h$  — мощность рудоносного пласта (между нижним и верхним водоупорами), м;  $p$  — пористость пласта (доля свободного объема), доли единицы;  $v$  — скорость потока, м/сутки.

Общее количество раствора соответственно будет

$$\Sigma W_{\text{от}} = 1/2 W_{\text{от}} \Sigma \tau \text{ м}^3/\text{скважина}.$$

По отдельным скважинам в откачном ряду это количество может изменяться. На участке с повышенными запасами металла целесообразно откачивать большее количество раствора, с малыми запасами, наоборот, — меньше. Чтобы устранить избыточное давление в пласте, соз-

дающее потери продукционного раствора, количество закачиваемого в пласт выщелачивающего раствора должно быть несколько меньше (на 10—20%), чем откачиваемого.

Среднее содержание металла в продукционном растворе (без учета разубоживания, т. е. разведения водой водоносного горизонта)

$$\beta = \frac{Mx}{\Sigma W_{от}} \text{ кг/м}^3.$$

Здесь  $x$  — степень извлечения металла из руды в откачиваемый продукционный раствор, доли единицы;  $M$  — запасы металла на одну скважину, кг:

$$M = 1/2blhk\alpha\sigma,$$

где  $b$  — расстояние между скважинами в ряду, м;  $l$  — расстояние между рядами скважин, м;  $h$  — мощность рудоносного пласта, м;  $k$  — коэффициент оруденения, доли единицы;  $\alpha$  — удельный вес руды (сухой), т/м<sup>3</sup>;  $\sigma$  — содержание металла в руде, кг/т.

Содержание металла в откачиваемом растворе будет изменяться по определенной зависимости (см. рис. 3), что позволит примерно определить время начала и конца откачки продукционного раствора.

Расход реагента

$$\rho_{п} = \frac{Q\rho_0 + \Sigma(W_{от}C_{ост})}{1000} \text{ т.}$$

Здесь  $\rho_0$  — расход реагента на реакцию, кг/т;  $C_{ост}$  — средняя остаточная концентрация реагента в продукционном растворе, кг/м<sup>3</sup>;  $Q$  — запасы рудной массы в пласте на одну скважину, т:

$$Q = 1/2bhla,$$

где  $h$  — высота пласта (расстояние между подстилающим и покрывающим водоупорными горизонтами);

$$\rho_{сут} = \frac{\rho_{п}}{\Sigma \tau} \text{ кг/сутки.}$$

Для сохранения параметров процесса постоянными реагент должен подаваться в пласт по возможности непрерывно.

В приведенных расчетных формулах имеются члены, изменение которых пропорционально заданным показателям, например: время прохождения раствора через рудный пласт, количество раствора, получаемого из скважины, среднее содержание металла в продукционном растворе, расход реагента и пр., а также переменные факторы, влияющие особенно на производительность и экономику процесса. К ним относятся в первую очередь степень извлечения металла в раствор, степень обмена (отмытки)

порового раствора и скорость прохождения потока через рудоносный пласт. Это факторы, зависящие от вещественного состава руды, выбранного реагента и кинетики процесса. Если скорость прохождения потока через рудный пласт относительно стабильна, то эффективность процесса подземного выщелачивания определяется в основном степенью и скоростью обмена порового раствора на свежий растворитель, а также полнотой откачки продукционного раствора, т. е. величиной его потерь.

Общая скорость процесса определяется взаимной диффузией веществ, зависящей главным образом от коэффициента диффузии и градиента концентраций на границе раздела фаз. Общее количество извлекаемого металла определяется растворимостью и стойкостью образовавшегося химического соединения.

Основные требования к процессу подземного выщелачивания.

1. Поддержание скорости движения раствора через рудный пласт на максимально стабильном уровне (например, путем подбора растворителя, обеспечивающего минимальную необратимую коагуляцию пласта, применения поверхностно-активных добавок для увеличения проницаемости).

2. Повышение коэффициента диффузии (путем повышения температуры и снижения вязкости растворов, увеличения скорости потока, применения смачивающих реагентов).

3. Поддержание максимального градиента концентраций на границе раздела фаз, т. е. поддержание максимальной концентрации металла в поровом растворе, близкой к насыщению. Это, в свою очередь, требует создания благоприятных условий для повышения скорости химической реакции (температура, окисление, природа растворителя, его концентрация).

4. Управление скоростью и направлением движения выщелачивающего раствора в рудоносном пласте, обеспечивающее достаточную промывку всех его участков (путем расположения скважин с учетом распределения металла по площади и рельефа нижнего водоупора, разработки оптимального режима откачки и закачки растворов и выбора расстояния между рядами скважин с учетом морфологии месторождения).

Хотя в целом процесс подземного выщелачивания экстенсивный, однако имеются достаточные и определенные пути его интенсификации. Кроме того, экстенсивность процесса в данном случае может частично компенсироваться

благодаря возможности включать в одновременную отработку большие площади рудного тела, что осуществимо при простой технологической схеме процесса и несложном его аппаратурном оформлении.

Высказанные положения не являются исчерпывающими, они могут уточняться и дополняться практическими данными, полученными на участках, работающих по методу подземного выщелачивания.

Поступила в Редакцию 27/III 1969 г.

## Физико-химические условия процесса подземного выщелачивания урана из скальных руд

И. К. ЛУЦЕНКО, В. Г. БАХУРОВ, Р. С. МЕЩЕРСКАЯ

Использованию бедных урановых руд путем их выщелачивания на месте залегания уделяется в настоящее время большое внимание [1—3]. Процесс подземного выщелачивания урана из скальных пород состоит из двух основных операций: разрушения рудного массива с магазинированием отбитой руды в блоки и последующего ее выщелачивания раствором серной кислоты [1, 2]. Особенностью процесса является извлечение урана в раствор из крупнокусковой руды забойной крупности при обычной температуре забоя (10—21° С). Извлечение урана из руды производится путем капиллярного выщелачивания, при котором выщелачивающий раствор не заполняет промежутки между кусками руды, а покрывает их лишь тонкой пленкой [4].

Выполненное авторами лабораторное изучение физико-химических закономерностей процесса подземного выщелачивания проводилось с целью определения его оптимальных условий. Исследование кинетики капиллярного выщелачивания осуществлялось на образцах обогащенной урановой черны крупностью —10 + + 5 мм и на забалансовых рудах: гранит-порфир, кварц-серицитовый, полевошпатово-кварцевой — забойной крупности (—200 мм). Кроме того, для получения сравнительных данных были проведены опыты с физически однородными образцами галита (NaCl), имевшими в отличие от урансодержащих образцов мономинеральный состав. Выщелачивание проводили в динамических условиях. В качестве растворителя использовали растворы серной кислоты и бикарбоната магния.

### ЛИТЕРАТУРА

1. А. Р. Zefirov. Processing of Lowgrade Uranium Ores. Vienna, 1967. (Доклад СССР № PL-014.)
2. С. Г. Вечёркин, В. Г. Бахуров, И. К. Луценко. «Атомная энергия», 24, 128 (1968).
3. Н. В. Губкин, и др. «Атомная энергия», 24, 511 (1968).
4. А. И. Калабин. «Горный журнал», № 1, 39 (1967).
5. Д. Гарднер, М. Ричи. Патент США № 3309140, 14/III 1967; см. также Engng and Mining J., 168, 5, 106 (1967).
6. С. Livingston. Патент США № 2818240, 31/XII 1957.

УДК 662.349.5:662.775

Важную роль в кинетике капиллярного выщелачивания играет скорость проникновения растворителя в рудный кусок. Этот параметр определяет продолжительность процесса выщелачивания крупнокусковой руды и его эффективность. Скорость проникновения растворителя в породу зависит от физических и химических свойств руды (от количества пор и капилляров, их геометрии, смачиваемости породы растворителем и т. д.). Проникновение растворителя в поры и капилляры руды связано с движением жидкости по этим каналам и с диффузией как самого растворителя, так и продуктов реакции реагента с минералами породы.

Динамику проникновения растворителя в рудный монолит определяли по изменению величины электропроводности по высоте рудного куска и с окрашенными растворами. В каждом образце сверху выдалбливали лунку по всей его поверхности; по высоте куска через определенные промежутки просверливали отверстия внутрь куска на половину его толщины, куда плотно вставляли электроды. Рудный монолит помещали в коробку из органического стекла и плотно закрывали крышкой.

Через отверстие в крышке в лунку по каплям поступал растворитель, уровень которого поддерживался постоянным. За скоростью проникновения следили по замерам электропроводности в цепи раствор (лунка) — электрод. Электропроводность замерялась тестером через определенные промежутки времени. По этому показателю рассчитывалась средняя скорость движения растворителя во внутрь кусков.