

УДК 69.035.4.002.68

Е.П. Каратыгин, И.И. Ризнич

ОЦЕНКА НАДЕЖНОСТИ РАЗМЕЩЕНИЯ ТОКСИЧНЫХ ОТХОДОВ В ПОДЗЕМНЫХ КАМЕРАХ УСОЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАМЕННОЙ СОЛИ

Семинар № 15

Усольское месторождение каменной соли расположено вблизи г. Усолье-Сибирское Иркутской области на левом берегу р. Ангары (рис. 1) и эксплуатируется тремя предприятиями методом подземного растворения солей через скважины, пробуренные с поверхности земли.

Промышленно соленосной является Усольская свита, представленная переслаивающимися между собой пластами каменной соли, доломитов, ангидритов и сланцев. Мощность усольской свиты колеблется от 499,5 м (скв. № 7х) до 671 м (скв. № Р-2х).

Глубина залегания и мощность промышленных пластов соли в пределах контура гор-

ного отвода рассолопромысла ООО «ХимпромУсолье» приведены в табл. 1.

Для обеспечения производства хлора и каустической соды на ООО «ХимпромУсолье» пробурены 12 скважин (рис. 1) [2]. Краткая характеристика рассолодобычного парка скважин и их состояния приведена в табл. 2.

В 2001-2003гг ЗАО «Химгортехнология» совместно с институтом земной коры СО АН РФ провело комплексные геолого-экологические исследования по оценке перспектив использования отработанных соляных камер для размещения в них хлорорганических отходов ООО «Усольехимпром».

Для оценки возможности и безопасности

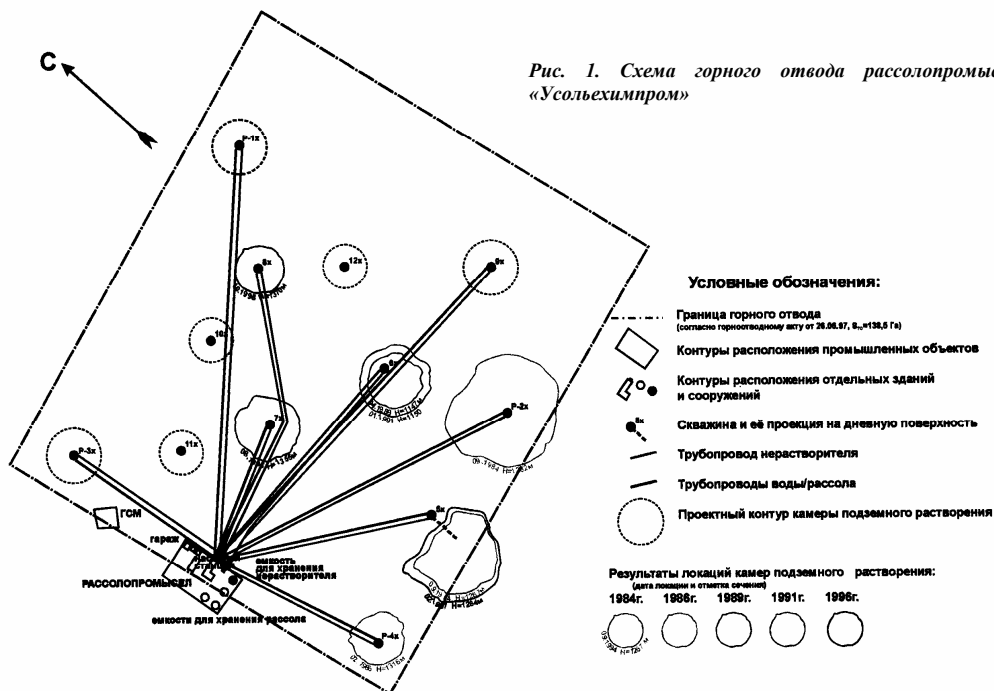


Рис. 1. Схема горного отвода рассолопромысла «Усольехимпром»

Таблица 1

№ пласта соли	Глубина кровли, м		Глубина подошвы, м		Мощность, м	
	от	до	от	до	от	до
I	721	886	750	912	8,53	26,0
II	875	879	900	908	25,0	29,0
III	902	911	966	979	13,0	25,0
IV	953	989	996	1015	13,0	15,0
V	978	1017	1013	1041	14,5	25,5
VI	1015	1042	1040	1060	9,5	50,5
VII	1048	1065	1116	1129	21,0	72,0
VIII	1108	1139	1144	1166	20,0	30,0
IX	1139	1170	1149	1175	10,0	28,0
X	1218	1243	1268	1279	35,0	50,5
XI	1279	1295	1377	1386	85,6	92,8

Таблица 2

№ скважины	Объем камеры, тыс. м ³	Краткая характеристика состояния
P-1x	109,3	Законсервирована в связи с наличием препятствия в стволе
P-2x	1096,0	Временно законсервирована
P-3x	150,0	Законсервирована в связи с негерметичностью обсадной колонны
P-4x	1053,0	Законсервирована в связи с необходимостью проведения сложного ремонта
5x	1740,7 (на 1.01.2000 г.)	Эксплуатируется
6x	1620,0 (на 1.01.2000 г.)	Эксплуатируется
7x	791,0	Эксплуатируется
8x	100,4	Эксплуатируется
9x	523,0	Законсервирована для ремонтных работ
10x	-	Подготовлена к пуску в размыв
11x	1,5	Подготовительный размыв
12x	-	Подготовительные работы

размещения хлорорганических отходов в подземных соляных камерах выполнены следующие полевые и камеральные исследования:

1. собраны и проанализированы фондовые, архивные и литературные материалы ранее приведенных геологических, гидрогеологических и геофизических исследований, буровых работ и опробования скважин;
2. проведена гидрохимическая и гелиевая съемки района;
3. проведено поинтервальное гидрохимическое опробование скважин;
4. составлена схема разрывных нарушений района работ
5. выполнен анализ геомеханического состояния массива горных пород в районе расположения скважин рассолопромысла;
6. проведено обследование технического состояния скважин и подземных камер рассолопромысла и выбор отработанных камер

для опытных работ по размещению в них хлорорганических отходов;

7. Изучено взаимодействие отходов с водными растворами хлорида натрия, каменной солью, доломитами и находящимся в подземной выработке дизельным топливом.

1. Особенностью Усольского месторождения каменной соли является почти горизонтальное залегание солевых пластов различной мощности и большое количество несолевых прослоев, что создает определенные трудности при отработке пластов соли подземным раствором (рис. 2).

Несолевые прослои представлены массивными доломитами и ангидритами, контакты несолевых прослоев крепкие, нетрещиноватые, что является благоприятным фактором для создания подземных хранилищ и размещения в образованных выработках отходов различного назначения.

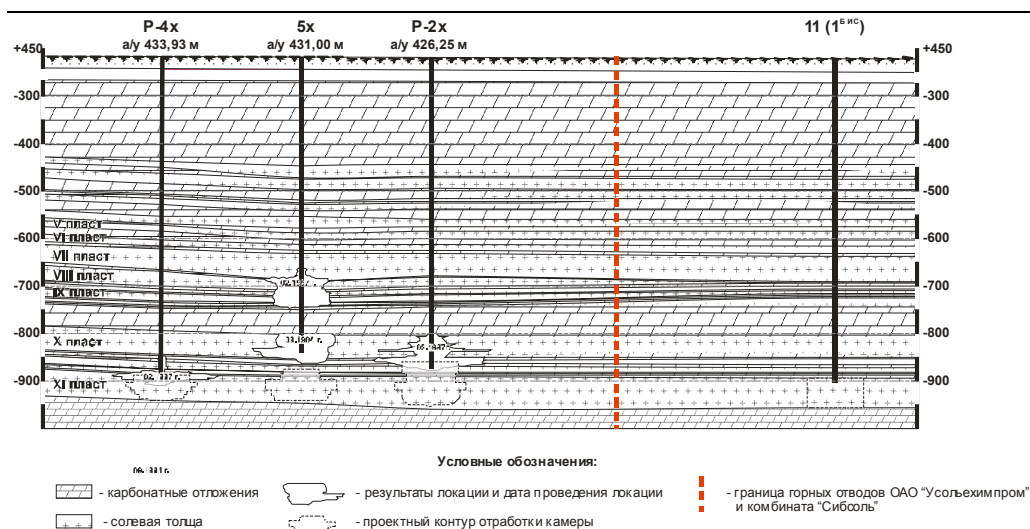


Рис. 2. Разрез Усольского соляного месторождения по скважинам Р-4х - 5х - Р-2х - 11 (1^{БИС})
 Масштаб 1:10 000

Обширные исследования, связанные с изучением месторождений каменной соли и многолетний опыт эксплуатации рассолопромыслов однозначно свидетельствуют, что пласты каменной соли безводны и являются практически абсолютным водоупором. Межпластовый восходящий и нисходящий водообмен между слоями разделяющих (несолевых) пород практически отсутствует. Водоносные горизонты в разрезе промышленной соленосной толщи не выявлены [2, 4, 9].

Выше по разрезу отложения усольской свиты перекрыты более мощной (≈ 700 м) толщиной чистых и загипсованных доломитов, ангидритов, и алевролитов и солей бельской, булайской и ангарской свит. В этой части разреза размещаются несколько рассольных горизонтов (суммарной мощностью около 60 м), гидравлически изолированных друг от друга. Отличительной особенностью этой части разреза – крайне низкая обводненность, не превышающая сотых и тысячных долей л/с-м. Результаты гидрохимических исследований, выполненных в 2000-2001 г.г., подтверждают автономность водоносных горизонтов и, следовательно, отсутствие водопроводящих разломов в пределах Усольского месторождения.

Обобщение результатов ранее проведенных работ, дешифрирование топографической карты, обследование тектонической трещиноватости в бассейне реки Ангары и гидрохимическое опробование скважин и водопунктов позволи-

ли составить схему разрывных нарушений Китой-Бельского междуречья, включающего районы работ [3, 5, 7, 8]. Анализ проведенных исследований, позволяет утверждать:

максимальная глубина заложения тектонически ослабленных зон в районе работ не превышает 600м, и они не выходят за пределы надсолевой толщи;

горные отводы рассолопромыслов ОАО «Усольехимпром» и комбината «Сибсооль» целиком размещаются в центральной части слабо нарушенного блока. Почти равноудаленность промплощадки от дизъюнктивных нарушений благоприятствует изолированности подземных камер;

Согласно общему сейсмическому районированию территории Российской Федерации ОСР-97, г. Усолье-Сибирское расположено в 8-балльном сейсмическом районе [6, 7]. Опыт эксплуатации Усольского рассолопромысла, а также рассолопромыслов, расположенных в тектонически-активных зонах Средней Азии, Южной Америки, показывает, что 8-балльная сейсмика не нарушает герметичности стволов скважин и подземных камер.

Геомеханическая оценка соляного массива Усольского месторождения каменной соли в районе рассолопромысла и скважины № Р-2х с камерой-хранилищем была выполнена для экстремально-неблагоприятных условий эксплуатации с привлечением метода граничных элементов и показала достаточную устойчивость соляного массива, незначительное влияние сейс-

моакустического воздействия и маловероятность нарушения герметичности под влиянием только этого фактора.

Геомеханические расчеты, выполненные с учетом сейсмической опасности региона, свидетельствуют, что при расчетном расстоянии от гипотетического центра землетрясения порядка 100 км сейсмические колебания в район опытных работ придут в виде «плоской» приповерхностной волны, причем с глубиной влияние сейсмичности на подземные сооружения резко уменьшится.

Расстояния между камерой скважины №Р-2х и ближайшими камерами скважин комбината «Сибсоль» (законсервированной № 11 –850 м и эксплуатационной № 16х –1360 м) при реальных физико-механических показателях соленосной толщи существенно превышают принятые расстояния при расчете барьерных целиков (см. рис. 2).

Таким образом, камеры подземного растворения надежно изолированы не только от дневной поверхности, но и от надсолевой части разреза.

II. Для изучения взаимодействия отходов с компонентами окружающей среды были проведены следующие исследования:

- определение состава отходов, горных пород, рассола и применяемого нерастворителя;
- определение растворимости горных пород в отходах и их поглотительной способности по отношению к отходам;
- исследование взаимодействия отходов с эвтоническими растворами, породами и дизельным топливом в различных режимах;
- исследование коррозионных свойств отходов.

Исследование состава физических, химических и других свойств отходов включало:

- анализ состава отходов с применением хроматографических методов как собственных отходов, так и их отдельных фракций;
- определение физических характеристик отходов;
- оценка степени опасности и токсичности отходов расчетными методами и по результатам биотестирования.

Отходы производства эпихлоргидрина представляют собой сложную многокомпонентную смесь изомеров моно-, ди- и трихлорпроизводных углеводородов, причем основными компонентами смеси являются: 1,2,3-трихлорпропан (46.5 масс.%), а также изомеры ди-хлорпропанов и дихлорпропанов.

Анализ выполненных исследований позволяют охарактеризовать отходы производства ЭПХГ по основным физико-химическим характеристикам как жидкость с высокой плотностью, высокой диэлектрической проницаемостью, вязкостью и общей кислотностью. Для нее характерна низкая удельная электропроводность, теплопроводность и теплоемкость, умеренные значения удельной теплоты сгорания и испарения, сравнительно низкая температура начала кипения и высокое парциальное давление паров хлорорганических компонентов. В связи с довольно низкой температурой воспламенения, вспышки и взрываемости паров отходы являются пожаро- и взрывоопасными. В химическом плане отходы ЭПХГ довольно активно вступают в реакции щелочного гидролиза, который прекращается по достижении суммарной концентрации хлорорганических компонентов в насыщенных растворах около 1,0 мг/л. Отходы обладают сравнительно низкой коррозионной активностью по отношению к черным и легированным сталям, являлась до некоторой степени ингибитором.

Для расчетов токсичности отходов производства эпихлоргидрина потребовалось провести уточнение их состава, для чего отдельно были исследованы дихлорпропановая (ДХП) и трихлорпропановая (ТХП) фракции.

Ароматических хлорсодержащих соединений диоксинового ряда в отходах не обнаружено.

По химическому составу выявленные соединения относятся к 3 классу опасности по ГОСТ 12.1.007-76 «Вредные вещества. Классификация и общие требования безопасности». ПДКр.з. колеблется от 2 до 10 мг/м³. По показателю летальной токсичности (ЛД50) и данным морфологических исследований отходы производства ЭПХГ также относятся к 3 классу умеренно опасных (умеренно токсичных) веществ [12].

Методически исследования взаимодействия отходов производства эпихлоргидрина производилось для трех условий, условно названных

- «быстрое насыщение» (длительное перемешивание смеси из раздробленных до порошка пород, дистиллированной воды и отходов);
- «капельный режим» (капельное введение отходов без перемешивания в насыщенный рассол, в присутствии дизельного топлива);
- «имитация высокой колонны» (капельное введение отходов без перемешивания

в нижнюю часть высокого столба насыщенного рассола с отбором поинтервальных проб во времени).

Данные режимы взаимодействия исчерпывающе описывают возможные варианты взаимодействия компонентов системы в подземной камере в режимах закачки и длительного хранения. Постановка лабораторных опытов в таком виде преследовала цель смоделировать процесс подачи отходов эпихлоргидрина при очень малой производительности ($\approx 2-5 \text{ м}^3/\text{час}$), в замкнутую емкость большого объема (более 500 тыс. м^3) и высоты (20-40 м).

При исследовании взаимодействия отходов с рассолами, доломитом и каменной солью, образуется сложная многокомпонентная многофазная система, включающая твердые соли и две расслаивающиеся жидкие фазы. Первая – органическая, представляет собой преимущественно смесь органических компонентов отходов, в которой в растворенном состоянии присутствуют в небольших количествах вода и солевые компоненты. Вторая фаза – водная, представляет собой рассол, в котором присутствуют органические компоненты. Плотность органической фазы ($1,244 \text{ г}/\text{см}^3$) выше, чем плотность эвтонического раствора хлористого натрия ($1,197 \text{ г}/\text{см}^3$), что обеспечивает возможность размещения отходов в нижней части камер. Исследование взаимодействия отходов производства эпихлоргидрина с эвтоническими растворами и дизельным топливом в различных временных, температурных и диффузионных режимах показало, что суммарное содержание хлорорганических компонентов в водно-солевой фазе составляет от 0,11 до 0,3 масс.% (в условиях предельного насыщения при $25 \text{ }^\circ\text{C}$). Суммарное содержание органических компонентов в насыщенном рассоле по высоте колонны изменялось от 0,20 (вблизи контакта) до 0,14 масс.% (верхняя часть колонны).

Отходы практически не растворяют вмещающие породы (каменную соль и доломит) и, следовательно, их размещение не приведет к снижению устойчивости подземной камеры и подрастворению стенок выработки.

III. Размещение отходов в подземной соляной камере должно исключать загрязнение подземных водоносных горизонтов, оседание

земной поверхности; загрязнение атмосферы в результате выбросов, изменение геологической и тектонической обстановки.

Особое внимание уделялось обоснованию герметичности системы размещения отходов.

Скважина, предназначенная для размещения отходов – капитальная горная выработка, в которой подача жидких отходов и отбор вытесняемого раствора осуществляется по стволу, содержащему две или несколько свободновисящих колонн («труба в трубе»), а размещение отходов производится в подземной камере, образованной растворением каменной соли «in situ».

Как правило, для размещения промышленных отходов используется скважина подземного растворения, являющаяся автономной рассолодобычной единицей и связанная с другими объектами рассолопромысла общим комплексом поверхностных сооружений. Сооружение рассолодобычной скважины осуществляется в соответствии с «Нормами технологического проектирования рассолопромыслов» [14].

Требования к скважине подземного растворения определяются ее функциями вскрывающей капитальной выработки, рассчитанной на эксплуатацию в течение нескольких десятилетий, а также особенностями технологии добычи рассола и последующего использования подземной камеры для размещения отходов. Выполнить свое назначение рассолодобычная скважина может только при соответствии ее конструкции требованиям эксплуатации и обеспечении герметичности гидравлической системы. При этом следует отдельно оценивать подземную камеру в соляном пласте и ствол скважины, оборудованный несколькими колоннами труб.

Комплексный анализ результатов эксплуатации скважин и их технического состояния, перспектив увеличения мощности рассолопромысла и требований к скважинам для размещения отходов показали, что наиболее перспективной является скважина № Р-2х, находящаяся на окраине горного отвода, вне зоны промышленных строений и имеющая свободный объем подземной камеры только в Х пласте около 550 тыс. м^3 (рис. 3).

Прогноз герметичности скважины на длительный период был произведен при условии периодических динамических воздействий подаваемых отходов с плотностью $1,25 \text{ г/см}^3$ на элементы конструкции скважины с учетом коррозионной устойчивости цементных камней и обсадных колонн. Результаты расчетов и анализа показывают:

- конструкция скважины состоит из четырех телескопических колонн обсадных труб, две внешних из которых зацементированы. Герметичность скважины была проверена рядом стандартных испытаний перед пуском в подготовительный разрыв и в 2001 г;

- герметичность скважины во времени определяется только скоростью коррозионных процессов в элементах конструкции скважины;

- технический срок эксплуатации обсадных колонн (направление $\varnothing 426 \text{ мм}$ и обсадная колонна $\varnothing 276 \text{ мм}$) до ремонта может составлять 160–200 лет;

Оценивая конкретные горно-геологические условия нахождения камеры скважины №Р-2х в соляной толще, можно констатировать следующее:

- подземное хранилище токсичных отходов находится в герметичном соляном массиве и перекрыто 510 м соленосной толщей с непроницаемыми межпластовыми перемычками.

- усолеская соленосная толща надежно защищена сверху слабопроницаемыми породами бельской и булайской свит общей мощностью более 500 м;

IV. Суммирующая оценка надежности размещения отходов ЭПХГ произведена на принципе «мультибарьерной стратегии РАО» [15], в соответствии с которой изоляция отходов должна обеспечиваться созданием нескольких барьеров.

1. Каменная соль, как основная порода, вмещающая камеру с антропогенными отходами, является первым геологическим барьером, обеспечивающим длительное

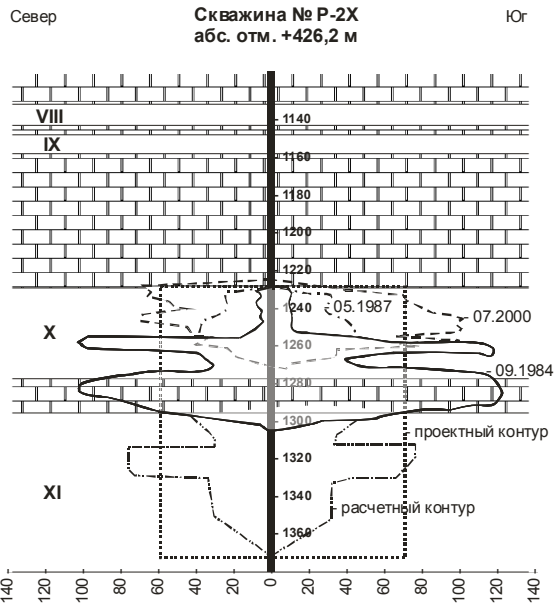


Рис. Развитие камеры по расчетным показателям и данным локационных съемок

отделение отходов от биосферы, причем с увеличением глубины надежность захоронения резко возрастает.

2. Подземная выработка расположена на глубине более 1200 м, в кровле ее залегают несколько пластов каменной соли, перекрытых последовательно пропластками доломитов, ангидритов; вся соляная толща безводна.

3. Камера-хранилище имеет одну связь с земной поверхностью и атмосферой по стволу скважины.

4. С поверхностью камера соединена двумя колоннами обсадных труб, испытанных на герметичность. Скважина будет иметь запорную арматуру.

5. Дополнительным барьером является плотность отходов ЭПХГ, равная $1,25 \text{ г/см}^3$ и превышающая плотность раствора хлорнатрия в камере, что обуславливает отсутствие давления на оголовке скважины в нормальном состоянии и размещении отходов в нижней части камеры.

Таким образом, наличие пяти барьеров различной степени надежности позволяет говорить о полной безопасности размещения хлорорганических отходов 3 класса опасности даже с точки зрения требований МАГАТЭ, установленных для жидких радиоактивных отходов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Узембло В.В. Соляные месторождения и соллепроявления восточных районов СССР. Тр. ВНИИГ, Л., в. 52, 1966.
2. Дудко П.М. Подземное выщелачивание солей. – М., Недра, 1972.
3. Гладков А.С., Семинский К.Ж. Нетрадиционный анализ поясов трещиноватости при картировании субгоризонтальных разломных структур (на примере окрестностей Иркутска)//Геология и геофизика. 1999. №2, с. 213-220.
4. Гидрогеология СССР. Т.ХІХ, Иркутская область. – М.: Недра, 1968, 484 с.
5. Гладков А.С., Черемных А.В., Лунина О.В. Деформации юрских отложений южной окраины Иркутского амфитеатра//Геология и геофизика, 2000, т.41, №2, с. 220-226.
6. Изменение №5. СНиП 11-7-81 "Строительство в сейсмических районах". БТС. 2000, № 6, с. 22-30.
7. Карта разломов юга Восточной Сибири. Масштаб 1:1500000//Ред. П.М. Хренов. 1988.
8. Леви К.Г., Хромовских В.С., Кочетков В.М. и др. Сейсмоструктура, прогноз землетрясений, сейсмический риск//Литосфера Центральной Азии. - Новосибирск: Наука, 1996, с. 150-183.
9. Пиннекер Е.В. Рассолы Ангаро-Ленского артезианского бассейна. М.: Наука, 1966, 332 с.
10. Вредные химические вещества. Углеводороды. Галогенпроизводные галогенуглеводородов. Справ. под ред. В.А. Филова. – Л.: Химия, 1990, с. 394– 483.
11. Вредные химические вещества. Природные органические соединения. Т.7. Под ред. В.А.Филова. СПб, 1998, с. 63 – 68.
12. Временный классификатор токсичных промышленных отходов и методические рекомендации по определению класса токсичности промышленных отходов. МЗ СССР. №4286. М., 1987, 24 с.
13. Вредные вещества в промышленности. Справ. Т. I. Под ред. Н.В.Лазарева и Э.Н. Левиной. – Л.: Химия, 1976, с. 213 – 217.
14. Общесоюзные нормы технологического проектирования рассолопромыслов (ОНТП-1 Минудобрений), Л., 1986.
15. Лаверов Н.П. Геологические аспекты проблемы захоронения радиоактивных отходов. Геология, №6, 1994.

Коротко об авторах

Каратыгин Евгений Павлович – кандидат технических наук, заместитель генерального директора ЗАО "Химгортехнология".
Ризнич Иван Иванович – кандидат геолого-минералогических наук, главный инженер проекта ЗАО "Химгортехнология".



© А.А. Фетисов, 2005

УДК 622.693.25

А.А. Фетисов

ПРЕДВАРИТЕЛЬНАЯ ГИДРОХИМИЧЕСКАЯ ПОДГОТОВКА ПРИ ПОВТОРНОЙ ОТРАБОТКЕ ДРАЖНЫХ ОТВАЛОВ*

Семинар № 15

Разработка месторождений полезных ископаемых является причиной формирования на поверхности Земли значительно-го объема отходов. Избежать прогрессирующе-го техногенного изменения недр можно только при условии радикального изменения подхода к недропользованию, в частности, переходу к ресурсосберегающим технологиям, в мини-

*Работа выполнена при поддержке РФФИ (проект № 02-05-64372)

Рис. 1. Механизм формирования обогащенного золотом приплотикового слоя (по В.А. Макарову)

мальной степени нарушающим природное равновесие.

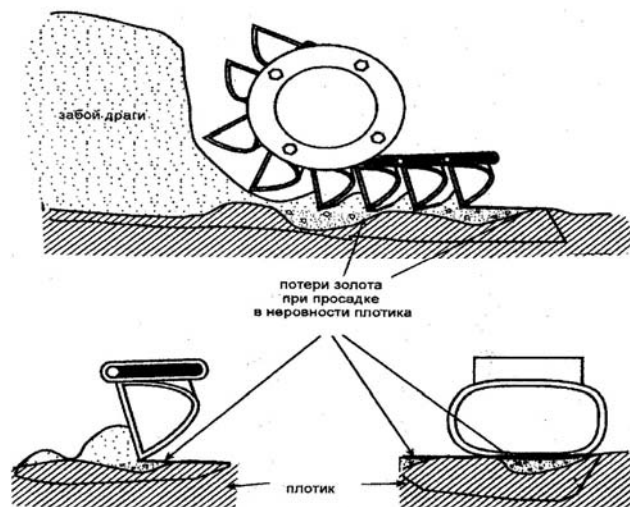
В настоящее время современная техника, в частности дражное оборудование, не способно к достаточному извлечению золота из золотосодержащих россыпей. Остаточное содержание золота в дражных отвалах находится на уровне не менее 50-70 мг/м³. Такое качество песков не позволяет использовать классические методы обогащения, в результате пассивные ресурсы золота в техногенных россыпях Енисейского кряжа, по различным оценкам, составляют от десятков до сотен тонн металла [1].

Установлено, что при дражной обработке потери металла характерны в приплотиковой части россыпи, эфеле, а также в гале. Место локализации потерянного золота в дражных отвальных комплексах и уровень его локализации различными исследователями оцениваются неоднозначно [2].

Потери металла в приплотиковой части россыпи обусловлены техническими и технологическими факторами, в частности – несовершенством процесса зачистки плотика черпаковой цепью драги. Конструктивные особенности стрелы драги и черпаков таковы (рис. 1), что зачерпываемый материал в виде пульпы перемещается открытым к низу черпаком по плотику на расстояние 3-3,5 м.

На этом отрезке золото, будучи более чем в 7,5 раз тяжелее основного материала пульпы, легко осаждается в западинах плотика. Поскольку разрушить скальное образование черпаки драги не могут, искусственно обогащенный приплотиковый слой песков и целинные пески в углублениях плотика остаются

Рис. 2. Классическая схема подземного выщелачивания: 1 - рудная залежь; 2 - плотик; 3 - скважины закачки выщелачивающего раствора; 4 - скважины откачки продуктивного раствора



нетронутыми. Опробованием установлено, что содержание золота в этом слое в 5-10 раз выше, чем в среднем по массе.

Низкое содержание и наличие, в некоторых случаях, связанного золота, не поддающегося извлечению гравитационным и флотационным методами, предопределяет использование процесса выщелачивания золота в различных технологических формах – кучное, подземное, чановое. Экономичность процесса чанового или кучного выщелачивания при типичных содержаниях металла в описываемых объектах проблематична, подземное выщелачивание обеспечивает более высокие экономические показатели, однако и в этом случае большинство объектов оказываются нерентабельными [3].

Классическая форма подземного выщелачивания (рис. 2) включает: подачу реагента в массив, где происходит процесс растворения ценного компонента, откачку продуктивных растворов, извлечение металла из растворов и

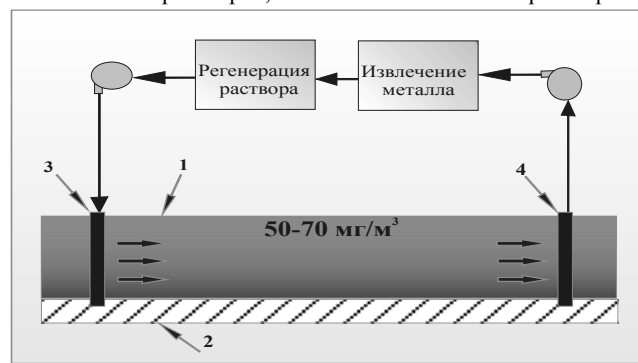
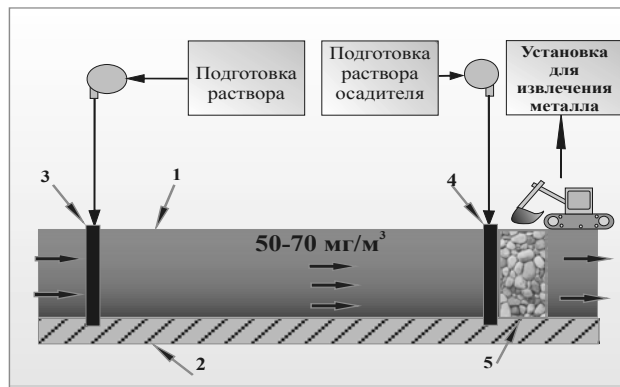


Рис. 3. Предлагаемая схема предварительной гидрохимической подготовки: 1 - рудная залежь; 2 - плотик; 3 - скважины закачки выщелачивающего раствора; 4 - скважины закачки раствора-осадителя; 5 - геохимический барьер (техногенная залежь)



регенерацию с повторной закачкой их в массив. При низком содержании металла в руде, затраты на перекачку и обработку растворов становятся определяющими, и ограничивают минимально допустимое качество руды.

Эффективным способом улучшения экономических показателей геотехнологии является использование дополнительных ресурсов недр, традиционно не используемых в классических технологиях.

Гидрогеологические свойства дражных отвалов в принципе, обеспечивают некоторое снижение затрат на процесс подземного выщелачивания благодаря вовлечению дополнительного гидрогеологического ресурса, который представлен подземным потоком, локализованным точно в границах материала отвала. Однако в этом случае затраты снижаются незначительно (15-20 %), т.к. основная составляющая затрат – транспортировка и обработка растворов не уменьшается. Решение вопроса требует разработки метода, исключающего подъем на поверхность и повторную закачку в массив подземных вод.

В лаборатории проблем освоения недр ИХХТ СО РАН разрабатывается технология, которая представляет собой процесс *in situ* (рисунки 3), включающий следующие операции: процесс приготовления концентрированного реагента гуминовых кислот, закачка реагента в массив с дополнительным гидрогеологическим ресурсом, процесс растворения золота, осаждение продуктивного материала, изъятие его из геохимического барьера, который в процессе осаждения продуктивного раствора преобра-

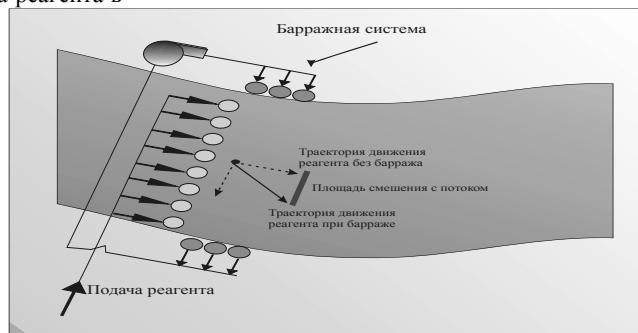
зуется в техногенную залежь и непосредственно извлечение золота.

Русло дражной отработки представлено гидронепроницаемым основанием – скальным или глинистым плотиком, и высокоглинистыми бортами, которые препятствуют просачиванию растворов через них. Материал, находящийся непосредственно в русле, и состоящий из дезинтегрированных драгой эфелей и гали отвала, позволяет просачиваться естественным потокам со скоростью 5-8 м/сутки. Это дает возможность использовать при подземном выщелачивании естественный поток, что благоприятно с экономической стороны вопроса – нет необходимости закачивать дополнительную воду.

В качестве реагента для выщелачивания предлагается, разрабатываемый в настоящее время, концентрированный гумусовый препарат на основе гуминовых кислот, которые отличаются от других растворителей золота низкой токсичностью [4]. Низкая стоимость их производства, на уровне 600 руб/т благоприятно сказывается на себестоимости передела [5].

Ключевым элементом технологии является способ введения реагентов в подземный поток

Рис. 4. Схема смешения раствора реагента с естественным подземным потоком с помощью поперечного барража



и выделения металла на геохимическом барьере, не требующий подъема растворов на поверхность, поскольку именно он и определяет возможность использования дополнительного гидрогеологического ресурса. Для этой цели используется периодический поперечный барраж в зонах смещения и геохимического барьера (рис. 4)

Низкая скорость движения естественного потока не позволяет распределить реагент по всему объему обрабатываемого материала при закачке его в стационарном режиме, и раствор реагента движется в теле отвала узкими продольными струями. Применение барража смещает траекторию движения этих струй так, что они перекрывают все поперечное сечение массива (рис. 4) и, при дальнейшем движении за пределами барражной зоны, эффективно перемешиваются с естественным потоком. Направление прокачки раствора в скважинах может быть разнонаправленным - т.е. в первом звене барражных скважин направление одно, в следующей обратное и т.д. Расход растворов через барражные скважины зависит от расстояния между скважинами подачи реагента и от ширины массива. Реально он составляет не более 10 % от общего расхода растворов в классической схеме подземного выщелачивания, что обеспечивает значительную экономию затрат на оборудование полигона и перекачку рас-

творов.

Известен способ использования продольного и поперечного барража для корректировки направления и скорости естественного подземного потока так, чтобы он соответствовал выбранным параметрам подземного выщелачивания [6]. По этому методу объемы продольного барража равны или превышают объемы закачек растворов в классической схеме физико-химической геотехнологии. Предлагаемый нами способ обеспечивает радикальное снижение объемов перекачиваемых растворов. Обязательным условием его реализации является полная очистка обработанного подземного потока от внесенных реагентов на геохимическом барьере, расположенном в теле отвала ниже по течению выщелачиваемого массива.

Осаждение металла в зоне геохимического барьера производится закачкой реагента – осадителя, вызывающего коагуляцию гуминовых соединений. Скоагулированный реагент, содержащий выщелоченное золото, осаждается в пустотах массива в виде шлама. После завершения процесса гидрохимической подготовки на геохимическом барьере формируется техногенная залежь золота с содержанием металла на уровне 5 г/м^3 , которая уже позволяет использовать известные процессы чанового выщелачивания (рис. 5). Техногенная руда извлекается и направляется на отмывку крупного материала. Галя, со средним содержанием менее $0,03 \text{ г/м}^3$, отправляется в отвал, а отмывые шламы на сгущение, фильтрование, сушку и обжиг для удаления органики. Обожженный продукт с содержанием металла на уровне 50 г/м^3 направляется на процесс CIP-CIL (чановое выщелачивание).

Экономическая оценка предлагаемой технологии показала ее высокую эффективность по сравнению с классической схемой



(таблица). Базовый вариант рассчитан при условии использования того же гуминового реагента по классической схеме кучного выщелачивания и соответствующих затратах; расчетный вариант – предлагаемая технология предварительной гидрохимической обработки с последующим чановым выщелачиванием золота из техногенной руды. Данные таблицы

Рис. 5. Схема установки для извлечения золота

Распределение затрат на выщелачивание классическим методом подземного выщелачивания (базовый вариант) и предлагаемой технологией (расчетный вариант)

Затраты	Базовый вариант, %	Расчетный вариант	
		%	% от базового
Обустройство геотехнологического полигона (кроме насосного оборудования и трубопроводов), %	20	74	19
Насосы и трубопроводы, %	80	26	8
Итого капитальные вложения, %	100	100	27
Реагенты, %	14	38	15
Извлечение золота, %	16	46	17
Перекачка растворов, %	70	16	5
Итого себестоимость, %	100	100	37

показывают, что снижение затрат в предлагаемом методе обусловлено, прежде всего, уменьшением объема перекачиваемых растворов.

Таким образом, в ходе исследований предложен метод повторной отработки дражных отвалов, позволяющий значительно снизить капитальные и эксплуатационные

затраты. Предлагаемая технология включает предварительную гидрохимическую подготовку отвала с использованием в качестве растворителя золота гуминовых реагентов. Снижение затрат достигается за счет вовлечения в процесс дополнительного гидрогеологического ресурса.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Макаров В.А. Геолого-технологические основы ревизии техногенного минерального сырья на золото. Красноярск, 2001.-132 с.
2. Андреева Г.С., Горюшкина С.Я., Небера В.П. Переработка и обогащение полезных ископаемых россыпных месторождений. – М.: Недра, 1992. – 410 с.
3. Лаверов Н.П., Абдульманов И.Г., Бровин К.Г. и др. Подземное выщелачивание полиэлементных руд //Под ред. акад. Н.П. Лаверова. - М.: Изд-во АГН, 1998.
4. Адмиралов Г.И., Синюк К.Р. Водоснабжение, очистка сточных вод. Иркутск: Гражданпроект, 1991.-140 с.
5. Брагин В.И., Милошенко Т.П., Щипко М.Л., Кузнецов Б.Н., Фетисов А.А. Выщелачивание золота низкощелочными растворами гуминовых соединений, полученных окислительным разложением бурого угля// Горный информационно-аналитический бюллетень №9.: МГТУ, 2003.
6. Заболоцкий А.Н. Способ извлечения металлов методом подземного выщелачивания. Пат. 2156861, 15.11.2000.

Коротко об авторах

Фетисов А.А. – кандидат технических наук, ИХХТ СО РАН, Красноярск.

