

ОРИГИНАЛЬНЫЕ СТАТЬИ / ORIGINAL PAPERS

DOI: 10.17073/2500-0632-2020-2-131-153

Задачи совершенствования управления и повышения эффективности функционирования технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания урана**Подрезов Д. Р.**АО «НАК «Казатомпром», уранодобывающее предприятие ТОО «Каратау»,
г. Шымкент, Республика Казахстан

Аннотация: Задачи непрерывного поиска производственных резервов, факторов повышения эффективности, оптимизации расходов на добычу и расширение минерально-сырьевой базы горнодобывающего предприятия становятся как никогда актуальными в сложившихся на сегодняшний день негативных тенденциях на мировом рынке уранового сырья. Одним из актуальных путей сохранения своих позиций для предприятия является непрерывное совершенствование подходов и методов управления технологическими показателями функционирования добычных блоков рудника и обеспечение необходимых объемов вскрытых и готовых к отработке запасов. В работе проведен теоретико-информационный анализ технологической схемы промышленной отработки запасов урана методом подземного скважинного выщелачивания. Определены регрессионные взаимосвязи основных показателей функционирования технологических циклов предприятия и формализована задача управления технологическими блоками на стадиях закисления, активного выщелачивания, доработки и вывода из эксплуатации. Полученные по результатам вскрытия рудного тела статистические характеристики ячеек технологического блока и распределения запасов урана, а также анализ динамики изменения добычи и степени извлечения по технологическому блоку, баланса производительностей технологического блока по продуктивным и выщелачивающим растворам позволили рассчитать основные геотехнологические показатели, которые легли в основу получения регрессионных взаимосвязей между степенью извлечения урана и соотношением количества поданного выщелачивающего раствора к горнорудной массе, а также для рядов динамики удельных расходов серной кислоты и электроэнергии. Этот подход позволил определить проблемные зоны и перспективные направления совершенствования процесса управления и повышения эффективности функционирования технологического полигона рудника подземного скважинного выщелачивания. Планируемые мероприятия позволят переоценить ресурсный потенциал технологического блока с одновременным обоснованным прогнозом остаточных запасов урана в эксплуатируемых и вскрываемых блоках, снизить затраты на стадии горно-подготовительных работ, при своевременном выводе из эксплуатации блоков снизить потребность в электроэнергии, оптимизировать расход серной кислоты и в целом повысить качество прогнозирования и планирования производственных показателей с целью безусловного выполнения программы добычи урана. Результаты проведенных исследований могут быть использованы для совершенствования кратко- и среднесрочного планирования технико-экономических показателей горно-подготовительных работ и добычи на основе прогноза величины рудных интервалов на обрабатываемых блоках, что способствует укреплению ресурсной базы предприятия и увеличению капитализации компании.

Ключевые слова: подземное скважинное выщелачивание, технологическая схема, повышение эффективности управления, технологический блок, ресурсный потенциал, запасы урана.

Для цитирования: Подрезов Д. Р. Задачи совершенствования управления и повышения эффективности функционирования технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания урана. *Горные науки и технологии*. 2020;5(2):131-153. DOI: 10.17073/2500-0632-2020-2-131-153.

Issues of Improving Control and Increasing Efficiency of Production Blocks at an ISL Uranium Mine

D. R. Podrezov

NAC Kazatomprom JSC, uranium mining enterprise Karatau LLP, Shymkent, the Republic of Kazakhstan

Abstract: The tasks of continuous optimizing production, looking for ways of increasing performance, cutting mining costs and expanding mineral resource base of a mining enterprise are becoming more relevant than ever in conditions of the current negative trends at the world market of uranium resources. Increasing enterprise competitiveness requires permanent improvement of approaches and methods for managing performance of production blocks of a mine and ensuring the necessary volumes of reserves prepared for production. In the study, a theoretical information analysis of the process flow sheet of commercial ISL uranium production was carried out. The regression relationships between the main indicators of the production process cycles were determined, and the task of controlling production blocks at the stages of acidification, active leaching, completing operation, and decommissioning was formalized. The statistical characteristics of a production block cells and the distribution of uranium reserves, obtained based on the data of ore body drilling-in, as well as the analysis of the dynamic pattern of uranium production and recovery by production block depending on time, the balance of production block productivity by pregnant and leaching solutions enabled calculating key geotechnological indicators that formed the basis for calculating regression relationships between the uranium recovery and the ratio of the leaching solution amount to the rock mass amount, as well as for estimating specific consumption of sulfuric acid and electricity depending on operation time. This approach allowed identifying the problem areas and promising ways for improving the control procedure and performance of ISL mine wellfield operation. The planned measures will allow re-estimating resource potential of a production block while simultaneously providing a reasonable forecast of the residual uranium reserves in the being exploited and drilled-in blocks, reducing costs at the main development stage, and, by providing timely decommissioning of the blocks, reducing power consumption, optimizing sulfuric acid consumption, and overall improving quality of projecting and planning the production indicators for achieving uranium production targets. The study results can be used for improving short- and medium-term planning of technical and economic indicators of main development and production based on the forecast of ore interval sizes in production blocks that contributes to strengthening resource base and increasing capitalization of a company.

Keywords: in situ leaching, process flow sheet, improving control efficiency, production block, resource potential, uranium reserves.

For citation: Podrezov D. R. Issues of improving control and increasing efficiency of production blocks at an ISL uranium mine. *Gornye nauki i tekhnologii = Mining Science and Technology (Russia)*. 2020;5(2):131-153. (In Russ.). DOI: 10.17073/2500-0632-2020-2-131-153.

Введение

Несмотря на сложившиеся на сегодняшний день негативные тенденции мирового рынка, заключающиеся в снижении спроса и цены на уран, атомная энергетика имеет хорошее будущее и существует потенциальная возможность для производителей урана наращивать его выпуск [1, 2]. В связи со снижением мировых цен на природный уран и ухудшением рыночной ситуации для уранодобывающих предприятий все добычные компании ведут работы по оптимизации производства и сокращают расходы [3]. При этом одни компании эффективно внедряют в производство методы и модели снижения производственных затрат, как Cameco, а другие, как

Paladin Energy, ведут добычу на рудниках с низкой себестоимостью [4, 5].

Объем добычи урана в пост-фукусимском периоде, несмотря на снижение спроса, из года в год растет в основном за счет отработки запасов месторождений крупнейших уранодобывающих компаний [6, 7], что обусловлено стремлением сохранить свою долю на рынке природного урана. Такая тенденция обеспечивается в первую очередь развитой минерально-сырьевой базой месторождений. В ожидании улучшения мировой конъюнктуры уранодобывающие компании с незначительными запасами и небольшими объемами добычи вынуждены сокращать объемы своей производственной деятельности [8–11].

В связи с этим выполнение поставленных перед уранодобывающим предприятием стратегических целей, которые направлены на увеличение стоимости компании, в том числе за счет актуализации показателей минерально-сырьевой базы месторождения и повышения эффективности, качества и надежности производственно-технологической деятельности, является актуальной научно-практической задачей [12–14].

Анализ технологической схемы добычи урана

Решение данной задачи сопряжено с необходимостью обеспечения максимально

эффективного управления функционированием предприятия при проведении горно-подготовительных работ, интенсификацией процесса добычи, повышением содержания урана в продуктивном растворе и снижением уровня эксплуатационных затрат.

С этой целью на первом этапе исследований был проведен всесторонний комплексный анализ технологической схемы отработки запасов урана и выпуска готовой продукции, который позволил выделить следующие основные стадии производственных процессов (рис. 1) [15, 16].

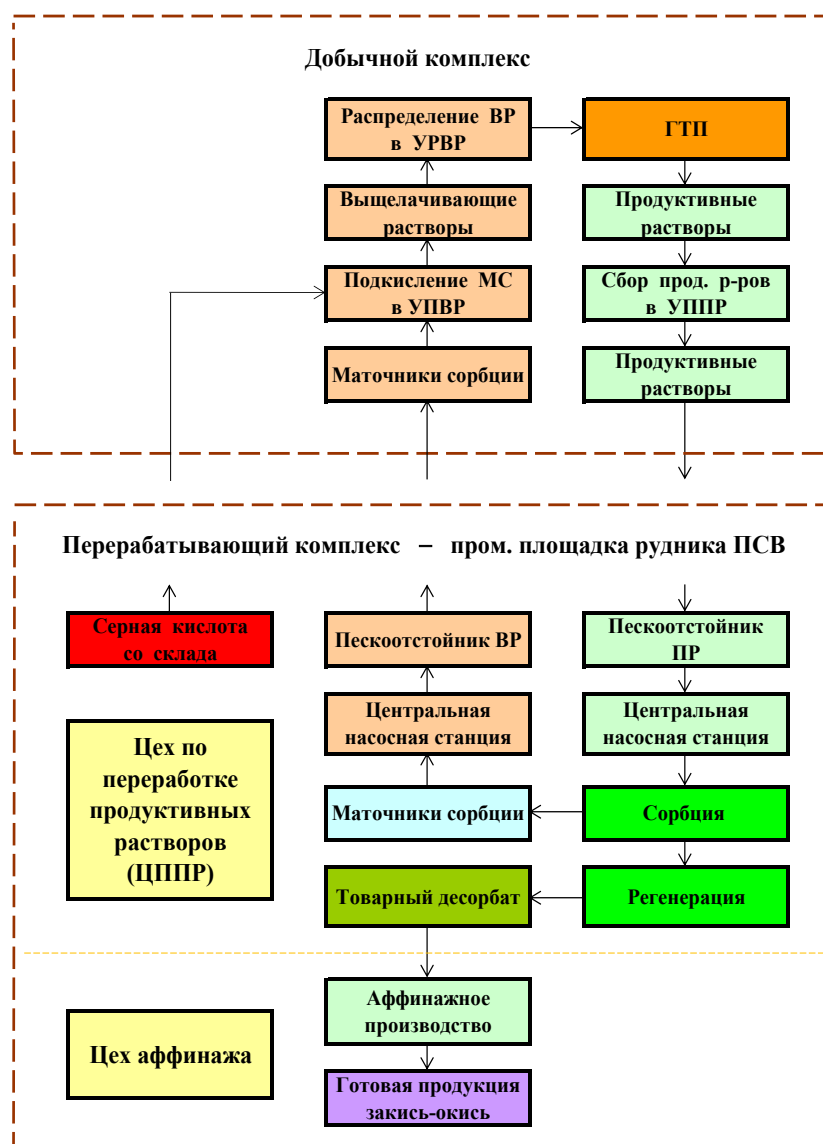


Рис. 1. Укрупненная технологическая схема промышленной отработки запасов урана

Fig. 1. Outline flow chart of commercial ISL uranium production

Процесс добыча урана на геотехнологическом полигоне состоит из следующих составляющих: подземное скважинное выщелачивание (ПСВ) урана сернокислотными растворами на геотехнологическом полигоне скважин (ГТП); насосный раствороподъем продуктивных растворов из откачных скважин; сбор продуктивных растворов в технологических узлах приема (УППР); транспортировка урансодержащих растворов по сборному коллектору в пескоотстойники продуктивных растворов (ПР) основной промышленной площадки рудника ПСВ; подкисление возвратных растворов в технологических узлах приготовления выщелачивающих растворов (УПВР) серной кислотой, подаваемой с расположенного на промышленной площадке

рудника ПСВ склада; подача рабочих (выщелачивающих) растворов в закачные скважины добычных полигонов через узлы распределения (УРВР) [17, 18].

Продуктивные растворы с добычных комплексов полигонов скважин поступают на установку цеха переработки продуктивных растворов (ЦППР) перерабатывающего комплекса – основной промышленной площадки рудника ПСВ. Основные технологические процессы переработки урансодержащих растворов в ЦППР рудника ПСВ заключаются в следующем (рис. 2): сбор и осветление продуктивных растворов в пескоотстойнике; подача ПР насосами центральной насосной станции (ЦНС).

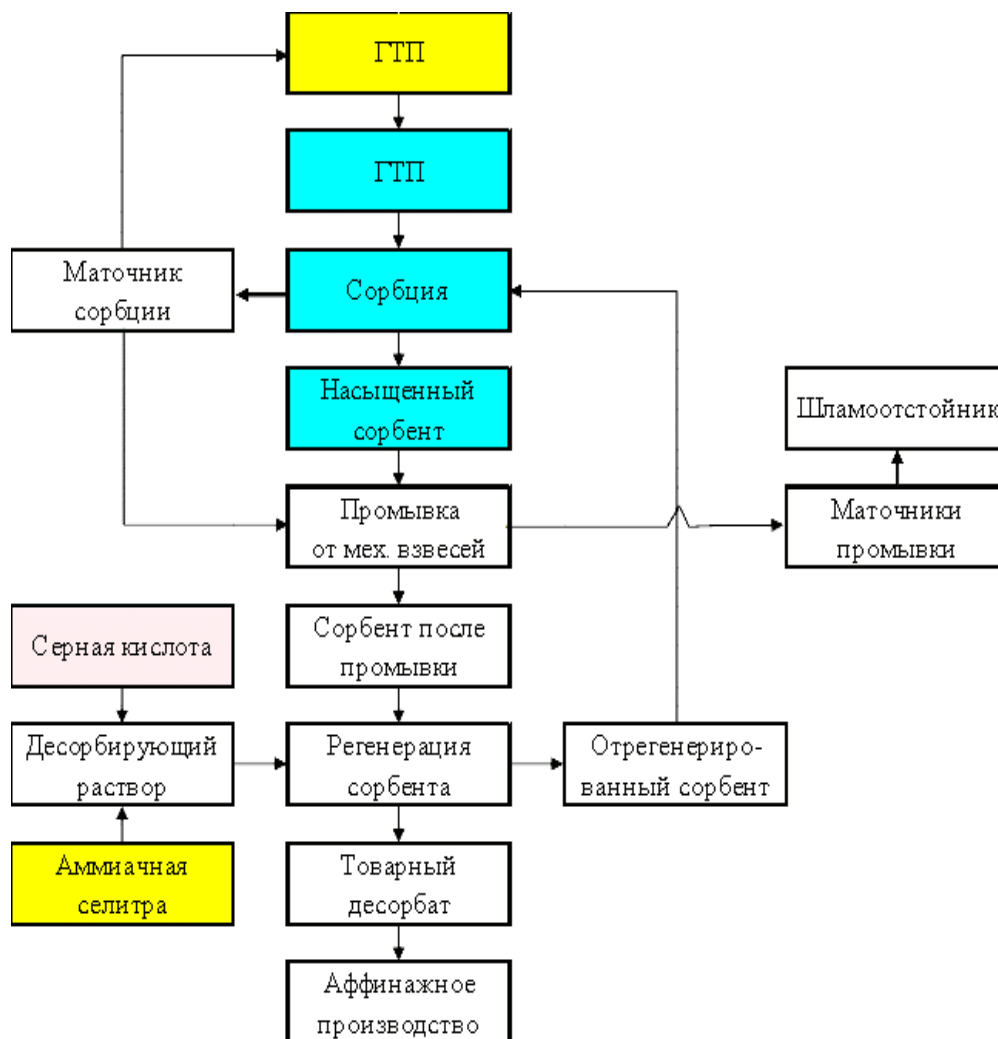


Рис. 2. Укрупненная технологическая схема переработки продуктивных растворов ПСВ урана и выпуска продукции в виде урансодержащего товарного десорбата

Fig. 2. Outline flow chart of processing of uranium ISL pregnant solutions and production of marketable uranium-containing Rich Eluate

Далее происходит регенерация насыщенной ураном ионообменной смолы: донасыщение сорбента обратными растворами в зонах донасыщения I колонн СДК-1500; донасыщение сорбента частью товарного десорбата в зонах донасыщения II колонн СДК-1500; противоточная нитратная десорбция урана со смолы в зонах десорбции колонн СДК-1500; вывод ураносодержащего товарного десорбата из колонн СДК-1500 в сборную емкость; промывка отдесорбированной смолы от исходного десорбирующего раствора в зонах отмывки колонн СДК-1500; противоточная денитрация сорбента раствором серной кислоты в колоннах типа ПИК-2000; промывка отрегенированного сорбента от избыточной кислотности технической водой в отмывочной колонне типа

ПИК-2000; загрузка отрегенированного сорбента в колонны СНК-3м сорбционного отделения ЦППР; сбор товарного десорбата и направление его на дальнейшую переработку на аффинажное производство [19, 20].

Проектная производительность перерабатывающей установки ЦППР – 2 000 т урана в год в виде товарного десорбата.

Основные показатели работы цеха по переработке продуктивных растворов представлены в табл. 1.

Основные звенья технологического цикла аффинажного производства можно разделить на две стадии – очистка товарного десорбата от примесей и осаждение урана из товарного десорбата (рис. 3).

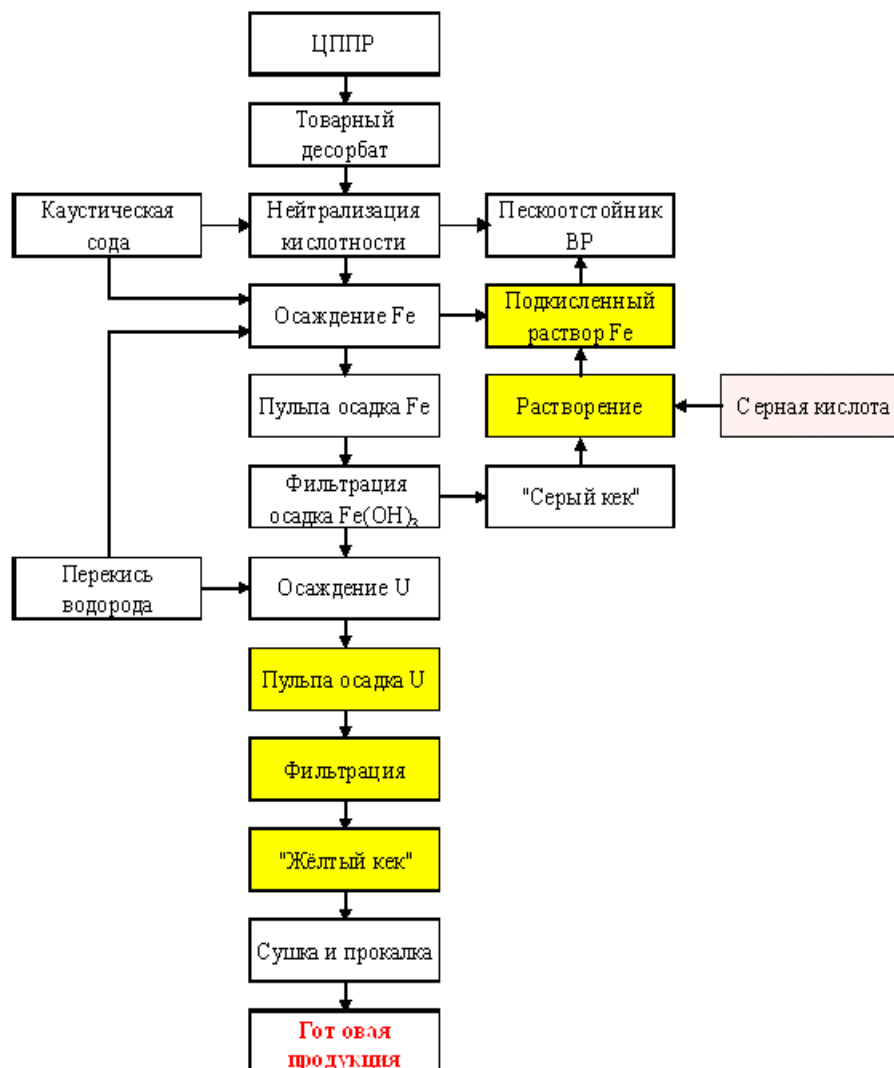


Рис. 3. Укрупненная технологическая схема аффинажной очистки товарного десорбата и выпуска готовой продукции в виде закиси-окиси природного урана

Fig. 3. Outline flow chart of refining Rich Eluate and production of marketable triuranium octoxide

Таблица 1

**Основные показатели работы сорбционного отделения цеха переработки
продуктивных растворов рудника подземного скважинного выщелачивания**

Key performance indicators of sorption section of the area for pregnant solution processing of an ISL mine

Показатель	Величина
Объем растворов ПР, поступивших на переработку, тыс. м ³	649,1
Состав продуктивных растворов:	
среднее содержание урана в ПР, мг/л	303
рН растворов, ед. рН	2,0
Получено маточников сорбции, тыс. м ³	649,1
Получено урана в ПР, кг	197 314
Содержание урана в маточниках сорбции, мг/л	1,1
Получено урана в ВР, кг	714
Коэффициент извлечения урана из ПР, %	99,6
Получено урана в насыщенной смоле (добыча урана), кг	196 600

Очистка товарного десорбата от примесей включает окисление 2-валентного железа в 3-валентное состояние перекисью водорода; нейтрализацию избыточной кислотности товарного десорбата с осаждением железа аммиачной водой в виде гидроокиси; сгущение осадка гидроокиси железа; фильтрацию сгущенной части осадка гидроокиси железа на фильтр-прессе; растворение осадка гидроокиси железа в маточниках сорбции с добавлением серной кислоты; использование полученного сернокислого раствора железа в качестве дополнительного окислителя в процессе ПСВ урана – направление растворов на объединение с маточниками сорбции.

На стадии осаждения урана из товарного десорбата происходят следующие процессы: осаждение урана перекисью водорода с получением пероксида; корректировка величины значения рН процесса осаждения аммиачной водой; сгущение осадка пероксида урана; фильтрация сгущенной части осадка пероксида урана на фильтр-прессах; направление маточников фильтрации и промывочных вод на объединение с продуктивными растворами ПСВ урана; направление полученного осадка пероксида урана на стадию прокалики; сушка и прокалика осадка пероксида урана до закиси-окиси; затаривание готовой продукции в транспортную тару.

Проектная производительность аффинажного производства – 2000 т урана в год в виде закиси-окиси природного урана.

**Управление основными видами работ
на технологических блоках рудника подземного скважинного выщелачивания урана**

Для эффективного применения методов системного анализа для надежной и качественной промышленной оценки урановых месторождений кроме получения непосредственно сведений о запасах необходимо провести исследования качества и состава руды, соотношения между первичными и окисленными урановыми минералами, минералогического и химического состава нерудных составляющих, количества и ценности сопутствующих компонентов в комплексных рудах как исходной совокупности базовых показателей идентификации сложных систем управления [21, 22].

Используя классификацию урановых руд по содержанию, можно заметить, что в основном преобладают бедные руды (0,01–0,10 %), реже встречаются рядовые (0,10–0,25 %) и средние (0,25–0,5 %). Урановые минералы в руде представлены легко растворимыми в сернокислотных растворах формами, к тому же локализованными среди основной массы нерастворимых и труднорастворимых минералов. Рудная минерализация, более или менее равномерно распределенная в рудах, представлена коффинитом и настуритом. Как правило, урановые минералы находятся в тонкодисперсной форме и легко переходят в раствор слабоконцентрированной серной кислоты.

Используя корреляционную зависимость между гранулометрическим составом и коэффициентами фильтрации (K_f), легко заметить, что литологические разности имеют следующие усредненные фильтрационные свойства: мелкозернистый песок ($K_f = 5$ м/сут); среднезернистый песок ($K_f = 10$ м/сут); разнотернистый песок ($K_f = 19$ м/сут); разнотернистый песок с гравиом ($K_f = 24$ м/сут).

Характерными особенностями технологического блока и в целом залежи месторождения являются приуроченность основных запасов урана к проницаемым породам с высокой площадной продуктивностью руд и хорошими фильтрационными свойствами; наличие напорных вод; низкая карбонатность руд и вмещающих пород; достаточно равномерное распределение уранового оруденения при однородном литологическом строении рудовмещающего горизонта [23, 24].

На технологическом блоке используется гексагональная (ячеистая) схема вскрытия, являющаяся наиболее эффективной при разработке широких рудных залежей. Она позволяет оперативно управлять процессом подземного скважинного выщелачивания, легко расширяется в любую сторону, отличается равномерностью отработки рудного горизонта, наиболее напряженным гидродинамическим режимом. Анализ результатов эксплуатации блоков с ряд-

ной и ячеистой системами расположения скважин однозначно показывает, что при гексагональной схеме отношение Ж:Т (отношение количества поданного выщелачивающего раствора к горнорудной массе) меньше, блоки отрабатываются быстрее и эффективнее, средние и максимальные содержания урана в продуктивных растворах значительно выше, а удельные расходы серной кислоты на выщелачивание ниже.

При выборе схемы вскрытия участков и блоков на этапе промышленной отработки месторождения должны учитываться морфология рудных тел в плане и разрезе – расположение рудного тела в нескольких рудных подгоризонтах и ширина геологических блоков; литолого-фильтрационные свойства залежи; гидродинамический режим откачки-закачки технологических растворов.

Основные геотехнологические параметры и прогнозные показатели функционирования блока рудника подземного скважинного выщелачивания представлены в табл. 2.

С учетом геолого-гидрогеологических условий рудовмещающего горизонта, плотности пород, коэффициента эффективной пористости, показателя скин-эффекта для расчета функционирования откачных скважин принимается дебит – 10 м³/ч, а приемистость закачных скважин составит около 2,2 м³/ч (табл. 3) [25–27].

Таблица 2

Геотехнологические параметры блока рудника ПСВ

Geotechnological parameters of an ISL mine block

Средняя продуктивность рудного тела (m_v), кг/м ²	Средняя рудная мощность (m), м	Среднее содержание урана в руде (C), %	Продуктивность в метропроценте (mc), м%	Эффективная мощность закисляемого продуктивного горизонта (M_s), м	Коэффициент фильтрации растворов в рудной части горизонта (K_f), м/сут
14,9	11,28	0,077	0,8686	13,6	7,0

Таблица 3

Геолого-гидрологические условия отработки технологического блока рудника ПСВ

Geological and hydrological conditions for extraction of an ISL mine block

Плотность пород рудного горизонта (ρ_p), кг/м ³	Коэффициент эффективной пористости (K_p)	Компрессия на закачных скважинах (S_n), м вод. ст.	Депрессия на откачных скважинах (S_o), м вод. ст.	Показатель скин-эффекта (S_k)	Коэффициент извлечения ($K_{извл}$)
1,7	0,22	65	10	2,05	0,90

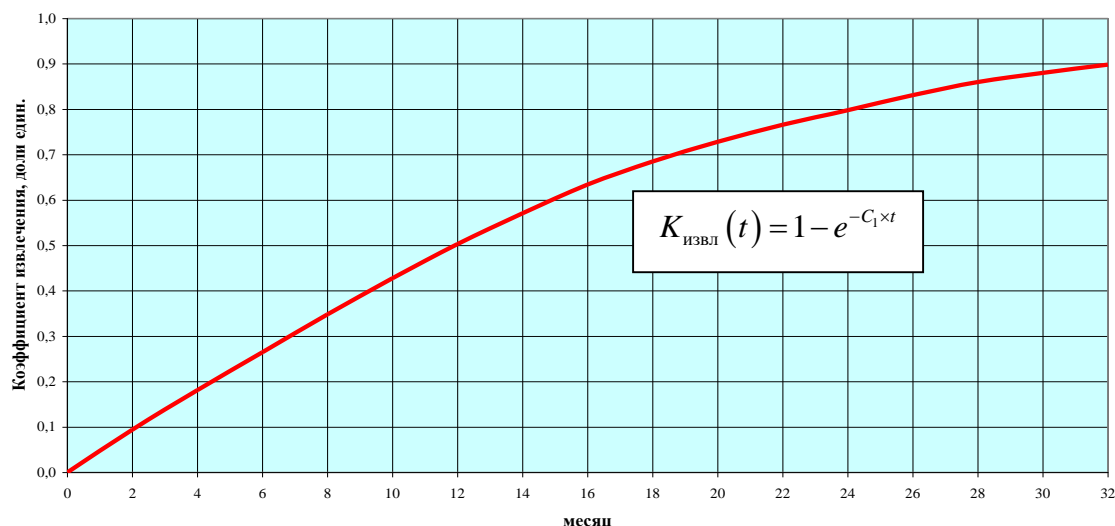


Рис. 4. Динамика изменения степени извлечения урана из недр
 ($C_1 = 1,4$ – параметр, определяющий кинетику процесса выщелачивания урана в ячейке)

Fig. 4. Dynamics of uranium reserve recovery
 ($C_1 = 1.4$ is a parameter that determines uranium leaching kinetics in a cell)

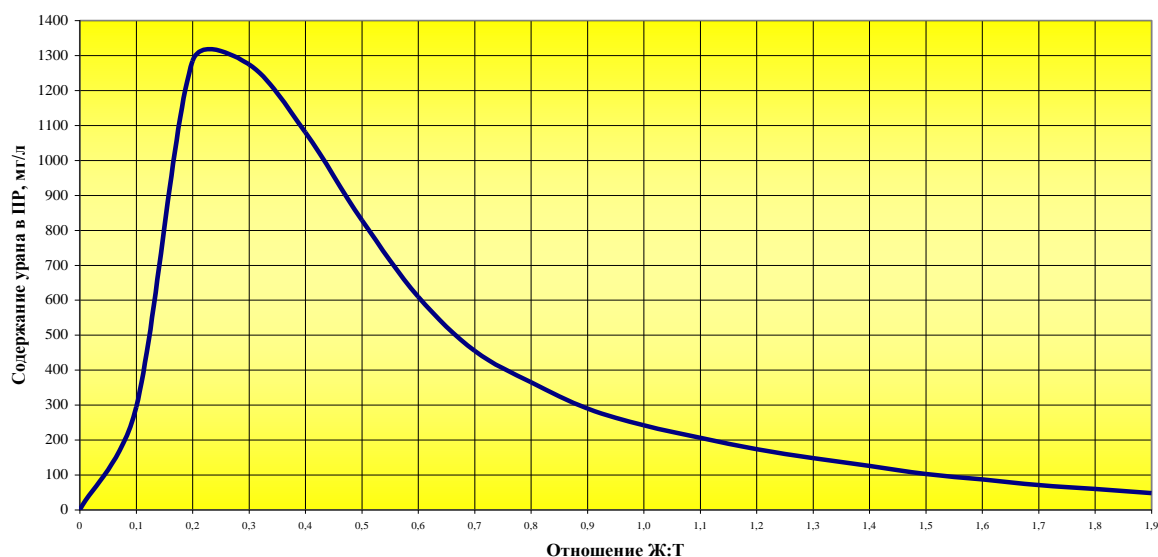


Рис. 5. Изменение содержания урана в продуктивном растворе от отношения Ж:Т
 ($C_1^1 = 4,95$ – параметр, определяющий скорость изменения концентрации урана в растворе)

Fig. 5. Uranium content in pregnant solution as a function of the Liquid : Solid ratio
 ($C_1^1 = 4.95$ – a parameter that determines the rate of changing uranium concentration in the solution)

Анализ динамики степени извлечения урана из недр при отработке месторождения позволил получить экспоненциальную тенденцию изменения данного показателя во времени (рис. 4) [28].

С использованием значения параметра, определяющего скорость изменения концентрации урана в растворе, была получена взаимосвязь содержания урана в продуктивном

растворе с соотношением Ж:Т (рис. 5). Полученные зависимости являются одними из основных соотношений базовых показателей процесса подземного скважинного выщелачивания.

Данные взаимосвязи легли в основу расчета основных прогнозных показателей работы технологического блока (табл. 4) и позволили рассчитать основные показатели и параметры его отработки (табл. 5) [29].



Таблица 4

Основные прогнозные показатели работы технологического блока рудника ПСВ

The main performance targets of an ISL mine production block

Ж:Т, м ³ /т	Время закисления ($T_{\text{закисл}}$), дней	Время выщелачивания ($T_{\text{выщ}}$), лет	Максимальное содержание урана (C_{max}), мг/л	Среднее содержание урана ($C_{\text{сред}}$), мг/л	Удельный расход кислоты на период активного выщелачивания ($C_{\text{уд.акт.выщ}}^1$), кг/кг
1,9	62	2,6	1320	295	33,5

Таблица 5

Основные расчетные показатели функционирования технологического блока рудника ПСВ

The main estimate indicator of an ISL mine production block

Наименование показателя	Значение показателя
Характеристика опытного блока	
Площадь опытного блока, тыс. м ²	25,3
Средняя продуктивность, кг/м ²	14,9
Геологические запасы, т	343
Схема расположения скважин	Гексагональная
Радиус гексагональной ячейки, м	2 по 45 2 по 50
Общее количество скважин, шт.:	24
откачных	4
закачных	18
наблюдательных	2
Отношение количества закачных скважин к откачным	4,5
2. Показатели эксплуатации технологического блока	
Дебит откачных скважин, м ³ /ч	10
Приемистость закачных скважин, м ³ /ч	≈ 2,5
Давление на устье закачной скважины, МПа	> 6,0
Отношение Ж:Т, м ³ /т	1,9
Горнорудная масса, тыс. т	633
Объем технологических растворов, тыс. м ³	1202,7
Производительность опытного блока, м ³ /ч	40
Время закисления, дней	62
Время отработки, лет	2,6
Объем растворов на закислении, тыс. м ³	59,5
Объем растворов на выщелачивании, тыс. м ³	1143,2
Среднее содержание урана в продуктивных растворах, мг/л	295
рН продуктивных растворов, ед. рН	1,8–2,1
Кислотность выщелачивающих растворов, г/л:	
в период закисления	15–17
в период активного выщелачивания	5–7
в период доработки	1–2
Удельный расход кислоты, кг/кг:	
в период активного выщелачивания	35,5
за весь период отработки	51,5
3. Параметры отработки технологического блока	
Геологические запасы, т	343
Извлекаемые запасы, т	308,7
Потери, т	34,3
Степень извлечения урана из недр, %	90

Процесс управления непосредственно работами технологического блока на руднике ПСВ подразделяется на несколько стадий: управление на стадии закисления; управление стадией активного выщелачивания; управление на стадии доработки и вывода блока из эксплуатации [30–32].

Выделение этих стадий носит несколько условный характер, тем не менее они обусловлены конкретными изменениями геотехнологических параметров и режимов, связанных в основном с подачей основного выщелачивающего реагента – серной кислоты.

Закисление – это непрерывный во времени технологический процесс, направленный на формирование в рудовмещающем водоносном горизонте геохимической обстановки, обеспечивающей перевод урана в раствор и обогащение им продуцирующих растворов, создание закачкой и откачкой технологических растворов гидродинамических условий интенсивного массопереноса. С учетом морфологических параметров рудных тел, вещественного состава руд и вмещающих пород, водно-физических характеристик продуктивного водоносного горизонта оптимальными приняты закисляющие растворы с содержанием серной кислоты порядка 15–17 г/л. При закислении подача растворов в закачные скважины производится одновременно с непрерывной откачкой пластовых вод из откачных скважин с соблюдением общего по блоку баланса растворов.

Период отработки участков (блоков) подразделяется на две стадии: активное выщелачивание и довыщелачивание запасов урана.

Стадия активного выщелачивания характеризуется интенсивным переходом урана в обогащающийся и продуцирующий раствор, а также переносом его к откачным скважинам. Выщелачивание урана осуществляется маточниками сорбции, доукрепляемыми серной кислотой до заданной концентрации. Как в период закисления, так и на стадии активного выщелачивания, необходимо соблюдать гидродинами-

ческое равновесие (баланс объемов закачиваемых и откачиваемых растворов) как по отдельным блокам, так и по участкам в целом. При соблюдении указанного условия система скважин блоков (участков) работает в стационарном режиме фильтрации, чем обеспечиваются локализация зоны циркуляции растворов в плане и разрезе рудовмещающего горизонта, минимальное разубоживание продуктивных растворов и управляемость процесса в целом.

Доработка (довыщелачивание) эксплуатационного блока (участка) – процесс завершающей стадии отработки запасов урана блока (участка), характеризующийся, как правило, устойчивым снижением содержания урана в продуктивных растворах при увеличении извлечения запасов урана из недр от уровня 60–70 % до планового 90 %. На этой стадии концентрация рабочих растворов по кислоте должна неуклонно снижаться независимо от карбонатности руд и вмещающих пород от 5–3 г/л до кислотности маточников. Маточными растворами завершается отработка блока (участка), достигаемая при этом цель – разбавление в рудоносном горизонте растворов с повышенной кислотностью.

Отработку блока (участка) можно считать завершенной при необратимом снижении содержания урана в продуктивных растворах до уровня ниже минимального промышленного – 30 мг/л.

Для наблюдения за технологическими параметрами процессов закисления и выщелачивания, получения информации о формировании структуры фильтрационного потока в разрезе, изучения динамики закисления и выщелачивания урана из руды между закачными скважинами гексагональной сети, а также контроля за контуром растекания выщелачивающих растворов в плане и разрезе на технологическом полигоне предусмотрены наблюдательные скважины, которые с учетом отсутствия повсеместно развитого нижнего водоупора и возможности не только горизонтального, но и верти-

кального растекания технологических растворов сооружаются несколько ниже рудного горизонта.

Управление режимно-балансовыми наблюдениями и опробованием находящихся в работе технологических скважин проводится с целью контроля содержания урана в растворах, наблюдения за ходом ПСВ и химизмом выщелачивания урана.

Процесс опробования делится на ряд этапов, различающихся по совокупности решаемых задач, видам и методикам выполнения: опробование скважин в период подготовки запасов к отработке; опробование в процессе проведения опытных работ; опробование скважин после завершения процесса ПСВ.

По результатам наблюдений и анализа объемов технологических растворов и их опробования осуществляются расчет и мониторинг

добычи урана и затрат выщелачивающего реагента (серной кислоты), а также оперативный контроль баланса между объемами откачных и закачных растворов по ячейкам технологического блока в целом, являющийся обязательным условием нормального ведения процесса ПСВ и охраны окружающей среды.

На последнем этапе – после завершения процесса ПСВ, выполняется опробование скважин контрольного бурения с целью определения полноты извлечения урана. За проведенным анализом расположения подгоризонтов рудных тел и интервалов посадки фильтров обсадных колонн технологических (откачных и закачных) и наблюдательных скважин следует расчет показателей вскрытия рудного тела и соответственно вскрытых запасов. Основные параметры ячеек технологического блока в целом и распределение запасов урана в них приведены в табл. 6.

Таблица 6

Характеристика ячеек технологического блока и распределение запасов урана в них по результатам вскрытия рудного тела

Characteristics of an ISL mine production block cells and distribution of uranium reserves in them based on the findings of an ore body drilling-in

Номер ячейки	Номер откачной скважины	Площадь блока (S), тыс. м ²	Средняя продуктивность рудного тела (m _U), кг/м ²	Запасы урана (P _U), т	Горнорудная масса (ГРМ), тыс. т
1	0-2-1	6,83	20,33	137,1	164,6
2	0-2-2	5,33	16,08	86,2	111,2
3	0-2-3	5,09	9,85	52,1	92,7
4	0-2-4	6,50	13,68	87,6	173,5
По технологическому блоку		23,73	23,75	363,0	542,0

На следующем этапе необходимо формализовать задачу управления основными показателями извлечения урана из недр, при этом степень извлечения определяется как разница запасов до проведения опыта (подсчет проводится по гамма-каротажу по всем скважинам, входящим в геометрический контур) и после завершения результатов опробования керна контрольных скважин. Оценка степени извлечения урана по контрольным скважинам основывается на сопоставлении результатов кернового опробования и приведенного рудного интервала по гамма-аномалии

через содержание радия. В понятие приведенного рудного интервала (РИ) по контрольной скважине вложено эквивалентное сохранение соотношения концентрации радия до опыта и после процесса выщелачивания [33, 34].

Результаты промышленных испытаний функционирования технологического блока рудника подземного скважинного выщелачивания

Проведенный анализ определения фактически закисленной горнорудной массы, произведенный по скважинам с учетом всех видов лабораторных исследований на базе результатов

индукционного каротажа, позволил определить следующие соотношения.

Средняя мощность фактически закисленных пород на геотехнологическом блоке составила 13,26 м при средней длине фильтров 10,3 м. Нижняя граница распространения выщелачивающих растворов ограничивается локальными водоупорами продуктивного горизонта. Верхняя граница расположена в отдельных скважинах выше фильтров на 5–6 м, что определяется прежде всего взаимным расположением фильтров технологических скважин. Площадь ячейки в геометрическом контуре: 23 753 м². Объем закисленной горнорудной массы: $23\,753 \times 13,26 = 314\,964,8$ м³. Закисленная горнорудная масса: $314\,964,8 \times 1,70 = 535\,440$ т.

Дебиты откачных скважин и приемистость закачных, а также производительность технологического блока в целом по откачным и закачным растворам за весь период эксплуатации были достаточно стабильны [35, 36].

Наличие расходомеров и регулирующей запорной арматуры на всех откачных скважинах в технологических узлах приема продуктивных растворов (УППР) и закачных в узлах распределения выщелачивающих растворов (УРВР) технологического блока позволяло своевременно

принимать меры по повышению эффективности, надежности и изменению режима работы всей скважинной системы для контроля баланса откачных и закачных растворов.

Таким образом, в результате проведенного анализа показателей функционирования технологического полигона установлено, что всего за расчетный период поднято на поверхность 714,7 тыс. м³ и подано в недра 709,8 тыс. м³ растворов; средняя производительность блока по откачным растворам составила 60,2 м³/ч, по закачным – 59,8 м³/ч; средний дебит откачных скважин – 15,1 м³/ч; средняя приемистость закачных скважин – 3,3 м³/ч. В целом средняя за отчетный период приемистость закачных скважин колебалась в достаточно широком интервале – от 1,5 до 6,4 м³/ч. Работоспособность скважин поддерживалась проведением эрлифтной прокачки нагнетаемым на глубину 60–90 м сжатым воздухом.

Баланс продуктивных и выщелачивающих растворов по ячейкам, на которых выводились для проведения РВР закачные скважины, поддерживался перераспределением объемов подачи растворов в смежные с ними скважины [37, 38].

Баланс продуктивных и выщелачивающих растворов по технологическому блоку приведен на рис. 6.

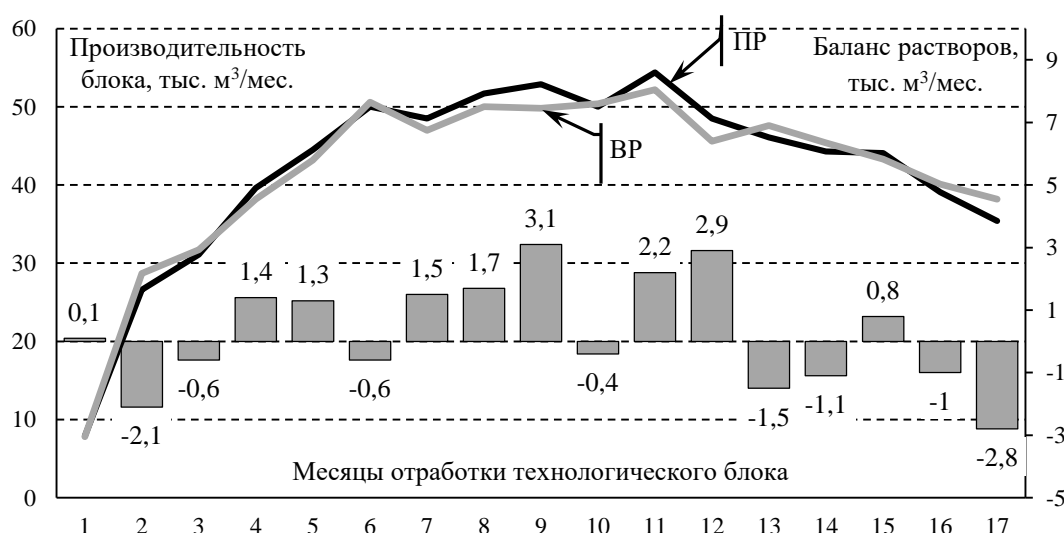


Рис. 6. Динамика баланса производительностей технологического блока по продуктивным (ПР) и выщелачивающим растворам (ВР) (Баланс растворов = ПР–ВР, тыс. м³/мес.)

Fig. 6. Balance of productivity of a production block by pregnant solutions (PS) and leaching solutions (LS) (Balance of the solutions = PS – LS, thous. m³/month)

Анализ данных показал, что подъем продуктивных растворов несколько превысил закачку в недра выщелачивающих – на 0,69 %. Связано это в первую очередь с тем, что статический уровень подземных вод составляет плюс 20 м и более от поверхности земли, т.е. самоизливом скважин и естественной подтяжкой пластовых вод, что, в свою очередь, привело к некоторому разубоживанию продуктивных растворов.

Дебаланс откачиваемых и закачиваемых в недра растворов в сторону раствороподъема в процессе переработки продуктивных растворов ликвидировался за счет их испарения в пескоотстойниках ПР и ВР (за год с зеркала бассейна (пескоотстойника) испаряется около 1400 мм воды).

Управление основными показателями функционирования технологического блока на стадии закисления направлено на формирование в непрерывном во времени технологическим процессе в рудовмещающем водоносном горизонте геохимической обстановки, обеспечивающей перевод урана в раствор и обогащение им продуцирующих растворов, создание балансом откачки и закачки гидродинамических условий для интенсивного массопереноса.

Перед запуском технологического блока в режим закисления была проведена прокачка всех технологических скважин в течение 24 ч до достижения проектной производительности. Фактические дебиты составили 20–25 м³/ч. При окончании прокачки были отобраны пробы на определение содержания урана и pH пластовой воды. Средние значения по технологическому блоку составили: $C_U < 1,0$ мг/л; pH = 6,7 ед.

Для создания благоприятной гидродинамической обстановки в рудном горизонте до подачи кислоты в течение 7 дней проведена проработка рудного тела пластовой водой по замкнутому циклу с непрерывным раствороподъемом из откачных скважин и подачей вод в закачные.

На этом этапе определен дебит откачных скважин (порядка 15 м³/ч) и приемистость закачных (около 4,5–5,0 м³/ч), установлен баланс работы скважин по растворам. В соответствии с

гидрогеологическими расчетами напорный градиент составил 1,1–1,2.

После проведения вышеуказанного перечня работ было начато закисление опытного участка. С учетом морфологических параметров рудных тел, показателей и параметров вещественного состава руд и вмещающих пород, водно-физических характеристик продуктивного водоносного горизонта оптимальными были приняты закисляющие растворы с содержанием 16–20 г/л серной кислоты.

При закислении подача растворов в закачные скважины производилась одновременно с непрерывной откачкой пластовых вод из откачных скважин с соблюдением общего технологического баланса, т.е. закисление проводилось в активном режиме. В течение 10 дней кислотность рабочих (закисляющих) растворов поэтапно поднималась с 5 до 20 г/л, далее стабилизировалась на уровне 17–19 г/л. Концентрация закисляющего реагента регулировалась в зависимости от скорости снижения значений pH в откачных растворах по сборному коллектору. При достижении величины pH, равной 3,0–3,5, концентрация кислоты в закисляющих растворах плавно уменьшалась до 15–12 г/л с последующим снижением до 10–9 г/л при pH = 2,5 ед. Календарное время стадии закисления составило 65 дней. Скорость движения кислотного фронта достигала 0,7–0,8 м/сут и была равномерной во времени для ячеек опытного участка. Отношение Ж:Т на стадии закисления составило 0,122. Кроме того, необходимо также отметить, что нет однозначного определения термина «окончание стадии закисления». Концом стадии закисления можно считать появление в растворах минимально рентабельного содержания урана, индивидуального для каждого из обрабатываемых месторождений, не ориентируясь на значение pH продуктивных растворов. В этом случае длительность закисления уменьшается в 1,5–2,0 раза, соответственно снижается расход закисляющего реагента, в положительную сторону изменяются экономические показатели.

Таким образом, в результате проведенного расчета и анализа удалось получить следующие

соотношения. За весь период закисления: поднято на поверхность – 65,6 тыс. м³ растворов; средняя производительность технологического блока по откачным растворам составила 44,5 м³/ч; средний дебит откачных скважин – 11,1 м³/ч; в недра закачено 68,2 тыс. м³ растворов; средняя производительность по закачным растворам составила 45,7 м³/ч; средняя приемистость закачных скважин – 2,5 м³/ч. Учет расхода серной кислоты велся по результатам анализов проб закисляющего раствора и его объемам, поданным в рудный горизонт по каждой ячейке технологического блока.

Управление основными показателями функционирования технологического блока на стадии выщелачивания заключалось в следующем. Продуктивные растворы со средним содержанием урана порядка 240 мг/л и величиной pH на уровне 2,5 ед. подаются на сорбционное извлечение урана в сорбционную колонну СНК-3м – установку по переработке продуктивных растворов. На этой стадии блок переводится в режим активного выщелачивания. Эта стадия характеризуется интенсивным переходом урана в продуктивный раствор и переносом его к откачным скважинам. Работа скважинной системы в стационарном режиме фильтрации обеспечивалась локализацией зоны циркуляции продуктивных растворов в плане и разрезе рудовмещающего горизонта для обеспечения минимального разубоживания растворов. Концентрация выщелачивающего реагента на данном этапе обработки регулировалась согласно значениям pH откачиваемых растворов и поддерживалась на уровне 8 г/л.

На основании данных входных параметров обработаны и рассчитаны основные геотехнологические показатели работы блока на данной стадии. Период выщелачивания составил 14 мес. Всего за период выщелачивания поднято на поверхность 649,1 тыс. м³ растворов; средняя производительность блока по откачным растворам составила 63,6 м³/ч; средний дебит откачных скважин – 15,9 м³/ч; в недра закачено 641,6 тыс. м³ растворов; средняя производительность блока по

закачным растворам составила 62,8 м³/ч; средняя приемистость закачных скважин – 3,5 м³/ч.

Динамика объемов добычи урана по блоку в целом, а также изменения степени извлечения по месяцам и с начала работ представлены на рис. 7.

При определении степени извлечения урана принимались запасы, пересчитанные по результатам контрольного бурения скважин.

Таким образом, в результате проведенных расчетов в целом по технологическому блоку были получены следующие показатели. Общая добыча урана составила 196,3 т, степень извлечения – 49,5 %, это с высокой степенью достоверности совпадает с расчетными проектными показателями. Отмеченные ранее особенности выщелачивания урана на технологическом блоке объясняются высокими содержаниями урана в руде и большой удельной продуктивностью, равной 16,68 кг/м².

Такая достаточно эффективная работа технологического блока связана с формой нахождения урана в руде, которая отличается не только составом урановых минералов, но и характером их распределения – подавляющая часть урана в рудах технологического блока находится в легкоизвлекаемой форме в рыхлом, проницаемом, дезинтегрируемом поровом заполнителе песчаных и песчано-гравийных пород, концентрируется в виде псевдоморфоз по обугленному растительному детриту, в кавернах, микротрещинах и микропорах песчаных и гравийных зерен и галек. Поэтому в первую очередь выщелачиванию подвергаются легкорастворимые минералы из пород с повышенной проницаемостью. Затем в процесс включаются трудновскрываемые минералы с высокими содержаниями урана, где урановые минералы представлены микроглобулями и веретеновидными образованиями, которые в результате перекристаллизации вещества образуют почковидные сферокристаллические агрегаты. На растворение этих минералов необходимо дополнительное время и требуются более высокие концентрации выщелачивающего реагента.

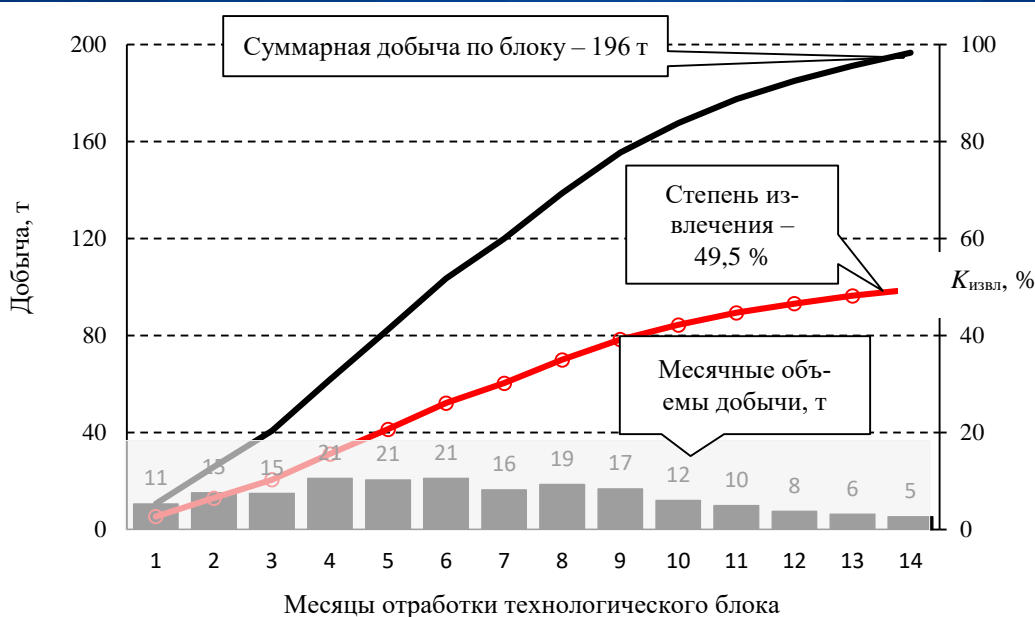


Рис. 7. Динамика изменения добычи и степени извлечения по технологическому блоку

Fig. 7. Production performance and recovery by production block – dynamic pattern as a function of time

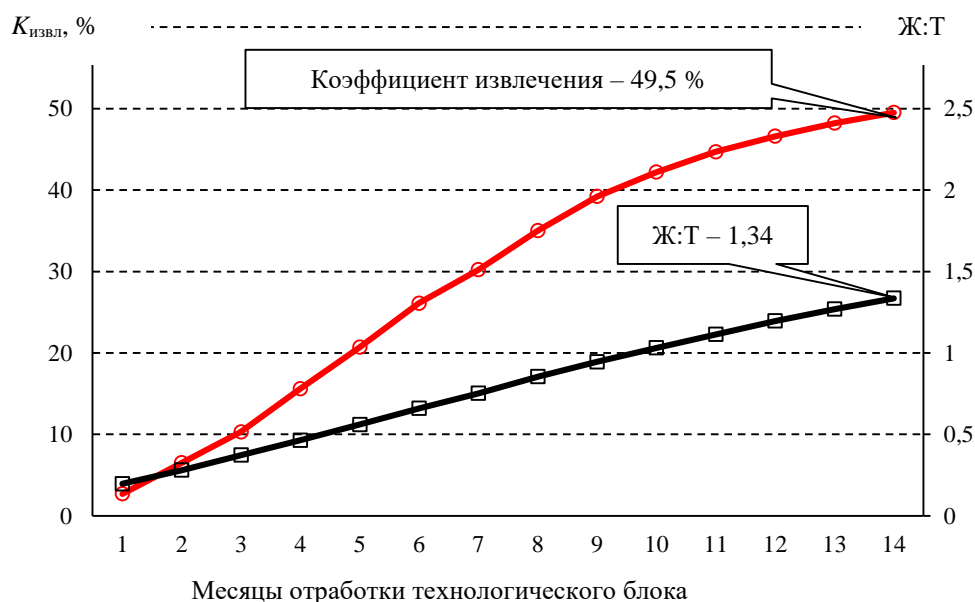


Рис. 8. Динамика изменения степени извлечения урана из недр и отношения Ж:Т в технологическом блоке

Fig. 8. Uranium recovery from reserves and Liquid : Solid ratio in a production block depending on time

На основании анализа и обработки результатов контрольного бурения скважин и проведения вскрышных работ определены фактические отношения Ж:Т на ячейках технологического блока. Расчеты отношения Ж:Т выполнены с учетом фактического объема закисленной горнорудной массы, пересчитанной по результатам бурения контрольных скважин, дебитов откачных, приемистости за-

качных скважин и производительности технологического блока по продуктивным и выщелачивающим растворам в целом. В целом по технологическому блоку отношение Ж:Т составило 1,34, это выше проектного показателя на 61,4 %, что объясняется более высокими фактическими средними дебитами откачных скважин по сравнению с проектными, равными 15,1 и 10,0 м³/ч соответственно, а также фактически закисленной горнорудной массой,

которая несколько меньше расчетной – 535,4 против 542 т.

После обработки результатов контрольного бурения скважин и проведения комплексных работ определены фактические степени извлечения урана из недр на ячейках и технологическом блоке. Расчеты выполнены с учетом фактического состояния запасов на начало работ в технологическом блоке; фактического объема закисленной горнорудной массы, также как и запасов, пересчитанных по результатам контрольного бурения скважин; дебитов откачных, приемистости закачных скважин и производительности блока в целом; времени закисления; содержаний урана в продуктивных растворах откачных скважин и блока в целом; времени стадии выщелачивания. За 14 мес. работы блока извлечено 49,5 % (рис. 8).

Степень извлечения урана из недр достаточно неравномерна, при этом возможно построить корреляционную зависимость от отношения Ж:Т (рис. 9). По данной зависимости 90 % степени извлечения урана из недр достигается при отношении Ж:Т, близком к значениям 2,5–3,5. Время выщелачивания до достижения 85 % извлечения урана из недр колеблется от 2,0 до 6,2 года.

Принципы управления показателями расхода серной кислоты на выщелачивание определялись исходя из кислотности выщелачивающих растворов, их расхода по закачным скважинам каждой ячейки и в целом по технологическому блоку. Общий расход серной кислоты (100 %) и удельный расход серной кислоты на выщелачивание определен на основании ее расхода и попутной добычи урана (рис. 10).

Средний удельный расход серной кислоты на выщелачивание за отчетный период составил 25,4 кг/кгU. Удельные расходы серной кислоты на закисление составляют 1,5–3,2 кг/т ГРМ; на выщелачивание – 20–68 кг/кгU.

Колебания в удельных расходах серной кислоты по отдельным ячейкам и в целом по технологическому блоку в течение отчетного периода связаны в первую очередь с различными содержаниями урана в продуктивных растворах за каждый конкретный месяц работы блока при практически неизменной концентрации кислоты в выщелачивающих растворах.

Фактический удельный расход электроэнергии на раствороподъем определен на основании показаний счетчиков и объемов поднятых на поверхность растворов. Удельные расходы электроэнергии на 1 м³ поднятых растворов (рис. 11) зависят в основном от технического состояния откачной скважины – ее дебита.

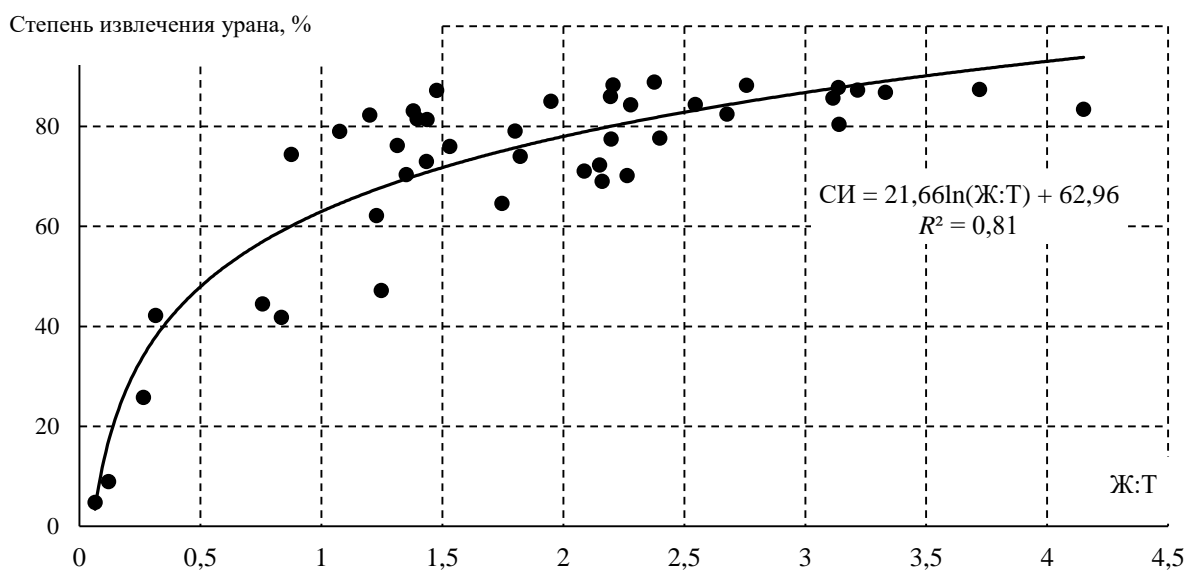


Рис. 9. Изменение степени извлечения урана (СИ), %, из недр от отношения Ж:Т

Fig. 9. Uranium recovery from reserves (UR, %) as a function of Liquid : Solid ratio in a production block

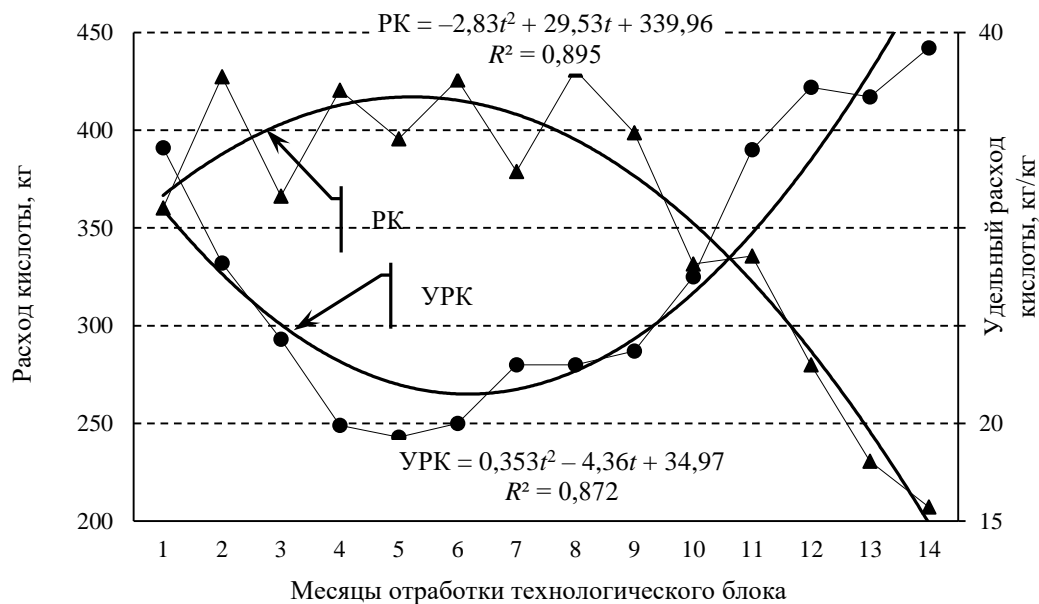


Рис. 10. Динамика расхода (ПК), кг, и удельного расхода (YPK), кг H_2SO_4 /кгU, серной кислоты (100 %) на выщелачивание по технологическому блоку за время отработки

Fig. 10. Sulfuric acid (100%) consumption (SAC), kg, and specific consumption (SASC), kg H_2SO_4 /kg U for leaching in a production block depending on operation time

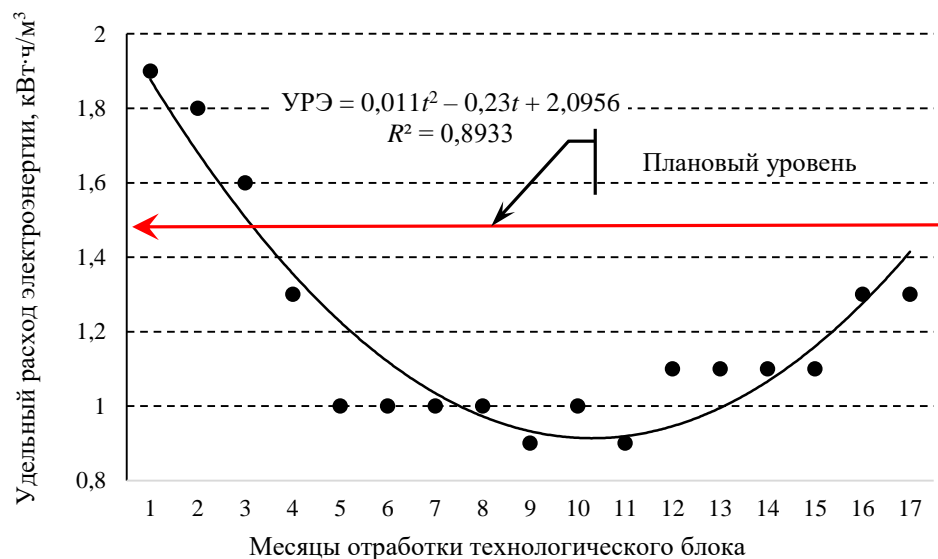


Рис. 11. Динамика удельного расхода электроэнергии (YPE), кВт·ч/м³, на раствороподъем

Fig. 11. Specific power consumption (SPC), kW·h/m³ for pregnant solution pumping out as a function of operation time

Таблица 7

Основные геотехнологические показатели работы блока**The main geotechnological indicators of a block operation**

Наименование показателя	Значение показателя
Общая характеристика технологического блока	
Площадь, тыс. м ²	23,75
Средняя продуктивность, кг/м ²	16,68
Геологические запасы, т	397
Горнорудная масса, тыс. т	535,4
Схема расположения скважин	Гексагональная
Количество технологических скважин, шт.:	24
откачных	4
закачных	18
наблюдательных	2
Показатели стадии закисления технологического блока	
Режим закисления	Активный
Кислотность рабочих растворов, г/л	17–20
Дебит откачных скважин, м ³ /ч	≈ 11,1
Приемистость закачных скважин, м ³ /ч	≈ 2,5
Давление на устье закачной скважины, МПа	> 6,0
Время закисления, дней	65
Объем оборотных растворов – ПР (ВР), тыс. м ³	65,6 (68,2)
Характеристика продуктивных растворов на окончание стадии закисления:	
содержание урана, мг/л;	230
pH, ед. pH;	2,5
eH, мВ	245
Отношение Ж:Т при закислении, м ³ /т	0,122
Расход серной кислоты (100 %), т	1 002
Удельный расход кислоты (100 %), кг/т ГРМ	1,9
Показатели стадии выщелачивания технологического блока	
Время выщелачивания, мес.	14
Дебит откачных скважин, м ³ /ч	15,9
Приемистость закачных скважин, м ³ /ч	3,5
Давление на устье закачной скважины, МПа	> 6,0
Объем продуктивных растворов, тыс. м ³	649,1
Среднее содержание урана в продуктивных растворах, мг/л	303
pH продуктивных растворов, ед. pH	2,0
Количество урана в продуктивных растворах, т	197,306
Объем выщелачивающих растворов, тыс. м ³	641,6
Среднее содержание урана в выщелачивающих растворах, мг/л	1,1
Средняя кислотность выщелачивающих растворов, г/л	7,8
Количество урана в выщелачивающих растворах, т	0,706
Добыча урана, т	196,3
Степень извлечения урана из недр, %	49,5
Отношение Ж:Т при выщелачивании (с начала опыта), м ³ /т	1,34
Расход серной кислоты (100 %), т	4 989
Удельный расход кислоты (100 %), кг/кг	25,4

Таким образом, в результате исследований получены основные показатели проведенных в отчетный период работ по подземному скважинному выщелачиванию урана серно-кислотными растворами с подсчетом геологических запасов (табл. 7).

Выводы

Результаты выполненного анализа позволяют сделать следующие основные выводы.

1. Проведен анализ технологической схемы промышленной отработки запасов урана методом подземного скважинного выщелачивания. Определены структуры взаимосвязей основных показателей функционирования технологических циклов предприятия и формализована задача управления технологическими блоками на стадиях закисления, активного выщелачивания, доработки и вывода из эксплуатации.

2. Полученные по результатам вскрытия рудного тела статистические характеристики ячеек технологического блока и распределения запасов урана, а также анализ динамики изменения добычи и степени извлечения по технологическому блоку, баланса производительностей технологического блока по продуктивным и выщелачивающим растворам

позволили рассчитать основные геотехнологические показатели. Полученные значения легли в основу формирования регрессионных взаимосвязей между степенью извлечения урана и соотношением Ж:Т, а также для рядов динамики удельных расходов серной кислоты и электроэнергии, что позволило определить проблемные зоны и перспективные направления совершенствования процесса управления и повышения эффективности функционирования технологического полигона рудника подземного скважинного выщелачивания.

3. Полученные взаимосвязи и основные геотехнологические показатели позволили с высокой степенью вероятности прогнозировать дальнейшую эффективную отработку месторождения. По полученным данным результатов промышленной отработки запасов урана на технологических блоках процессы ПСВ можно охарактеризовать как достаточно интенсивные, а результаты эксплуатации рудных тел следует признать весьма эффективными и привлекательными как с технологической стороны, так и с экономической точки зрения, что существенно расширяет минерально-сырьевую базу отрасли.

Библиографический список

1. U₃O₈ Production Review. *Ux Weekly*. 2010;22(10). March 10.
2. Woods P., Pool T., Beneš V., Gorbatenko O., Jones B., Märten H., Solodov I., Slezak J. International overview of ISL uranium mining operations. In: *International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014)*. 23–27 June 2014. Vienna: International Atomic Energy Agency; 2014. P. 138.
3. Назарова З. М., Овсейчук В. А., Лементы О. Ю. Рынок урана: современное состояние, проблемы и перспективы его развития. *Проблемы современной экономики*. 2016;(2):159–162.
4. Святецкий В. С., Солодов И. Н. Стратегия технологического развития уранодобывающей отрасли России. *Горный журнал*. 2015;(7):68–77. DOI: 10.17580/gzh.2015.07.10.
5. Derek M. Insight: Uranium is in a holding pattern. *Commodity Insights Bulletin*; 2015. 8 p.
6. Arnold N., Gufler K. The future of Nuclear Fuel Supply. In: *Proceedings of the 1st INRAG Conference on Nuclear Risk*. 16–17 April 2015. Vienna: University of Natural Resources and Life Sciences in Vienna; 2015. P. 1–27.
7. *The Global Nuclear Fuel Market. Supply and Demand 2011–2030*. WNA report; 2011. 236 p.
8. Голик В. И., Култышев В. И. История и перспективы выщелачивания урана. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2011;(7):138–143.
9. Постановление Правительства Республики Казахстан от 20.08.2002 № 926 «О концепции развития урановой промышленности и атомной энергетики Республики Казахстан на 2002–2030 годы».
10. Рогов Е. И., Язиков В. Г., Рогов А. Е. Оптимизация подготовленных и готовых к выемке запасов на рудниках подземного скважинного выщелачивания урана. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. МГГУ. 2002;(4):149–150.

11. Сакирко Г. К., Носков М. Д., Истомин А. Д. Оптимизация обработки блоков при добыче урана методом скважинного подземного выщелачивания. *IV Международная школа-конференция молодых атомиков Сибири*: Сб. тез. докл. 23–25 октября 2013 г. Томск: Изд-во Томского политехнического ун-та; 2013. С. 30.
12. Джакупов Д. А. Повышение эффективности добычи урана методом подземного скважинного выщелачивания. *Международная научно-техническая конференция «Инновационное развитие горнодобывающей отрасли»*. Кривой Рог; 2016. С. 130–133.
13. Юсупов Х. А., Джакупов Д. А., Башилова Е. С. Повышение эффективности обработки сложных гидрогенных месторождений урана с применением пероксида водорода. *Горный журнал*. 2018;(2):18–21.
14. Polack C. Uranium exploration (2004–2014): New discoveries, new resources. In: *International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014)*. 23–27 June 2014. Vienna: International Atomic Energy Agency; 2014. P. 8–9.
15. Живов В. Л., Бойцов А. В., Шумилин М. В. *Уран: геология, добыча, экономика*. М.: Атомредметзолото; 2012. 301 с.
16. Каримов И. А., Хакимов К. Ж. Разработка сложноструктурного уранового оруденения подземного выщелачивания. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2015;(9):67–69.
17. Khawassek Y. M., Taha M. H., Eliwa A. A. Kinetics of Leaching Process Using Sulfuric Acid for Sella Uranium Ore Material, South Eastern Desert. *Egypt International Journal of Nuclear Energy Science and Engineering*. 2016;6:62–73.
18. Yurtaev A., Golovko V. Prospects of block underground leaching application on Streltsovskoe field deposits. In: *International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014)*. 23–27 June 2014. Vienna: International Atomic Energy Agency; 2014. P. 172.
19. Акынов Г. Б., Алыбаев Ж. А. Изучение влияния пероксида водорода на выщелачивание урана кислотным способом в условиях месторождения «Ирколь». *Вестник КазНУТУ*. Алматы. 2016;(1):493–497.
20. Волков В. П. *Сорбционные процессы действующих производств*. М.: Издательский дом «Руда и металлы»; 2014. 160 с.
21. Аренс В. Ж., Гридин О. М., Крейнин Е. В. и др. *Физико-химическая геотехнология*. Учебник для вузов. М.: Горная книга; 2010.
22. Верхотуров А. Г., Сабигатулин А. А. Интенсификация добычи урана при использовании комплекса обработки прифилтровых зон геотехнологических скважин. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2019;(7):13–20. DOI: 10.25018/02361493-2019-07-0-13-20.
23. Самойлов В. И., Садуакасова А. Т. Гидроминеральное урансодержащее сырье. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2015;(6):96–104.
24. Титова С.М. *Разработка технологии сорбционного извлечения урана из сульфатно-хлоридных растворов скважинного подземного выщелачивания*. Дис. ... канд. техн. наук: 05.17.02. Екатеринбург; 2018.
25. Аликулов Ш. Ш., Собиров Ж., Хайдарова М. Э. Исследования и внедрение способов ограничения растекания продуктивных растворов и интенсификации технологических процессов подземного выщелачивания. *Известия высших учебных заведений. Горный журнал*. 2018;(3):100–106.
26. Юсупов Х. А., Джакупов Д. А., Назарбаева Н. А. Выбор схемы и параметров скважин технологического блока. *Международная научно-практическая конференция «Научное и кадровое сопровождение инновационного развития горно-металлургического комплекса»*. Алматы; 2017. С. 168–170.
27. Mataev M. M., Rakishev B. R., Kenzhetaev G. S. The impact of ammonium bifluoride complex on colmatage formations during the process of in situ uranium leaching. *International journal of advanced research*. 2017;(5):147–154.
28. Голик В. И., Заалишвили В. Б., Габараев О. З. Геофизическое обеспечение технологий выщелачивания урана. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2014;(7):112–121.
29. *Uranium Resources, Production and Demand International: Nuclear Energy Agency and the International Atomic Energy Agency. Boulogne-Billancourt France. A Joint Report. Organisation for economic cooperation and development*; 2018. 462 p.
30. Оракбаев Е. Ж. *Исследование и разработка эффективных систем управления процессом подземного выщелачивания*. Дис. д-ра техн. наук. Алматы: КНУТУ им. К.И. Сатпаева; 2017. 117 с.
31. Ahmed Saleh, Elldakli Fathi, McElroy Phillip. Simulation techniques used for modeling horizontal wells and the role of grid refinement. *The International Journal of Engineering and Science (IJES)*. 2019;8(3):80–84.
32. Solodov I. N. In Situ Leach Mining of Uranium in the Permafrost Zone, Khiagda Mine, Russian Federation. In: *URAM-2014. IAEA. International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environment issues*. 23–27 June. Vienna, Austria; 2014.

33. Молчанов А. А., Демехов Ю. В. Повышение эффективности добычи урана из месторождений гидротермального типа, разрабатываемых методом подземного скважинного выщелачивания Республики Казахстан (на примере месторождения восточный Мынкудук). *Актуальные проблемы урановой промышленности. VII международная конференция*. Сб. науч. работ. Алматы: НАК Казатомпром; 2014. С. 92–98.

34. Сатыбалдиев Б. С., Уралбеков Б. М., Буркитбаев М. М. Оценка эффективности использования фильтрационного выщелачивания для извлечения урана из урановой руды. *Вестник КазНУ имени Аль-Фараби*. 2015;(3):23–27.

35. Матаев М. М., Кенжетаев Ж. С. Новые подходы регенерации скважин при подземном выщелачивании урана. Инновации в комплексной переработке минерального сырья. Сб. науч. работ. *Международная научно-практическая конференция Абишевские чтения-2016*. Алматы; 2016. С. 138–142.

36. Носков М. Д., Кеслер А. Г., Теровская Т. С., Бабкин А. С., Посохова Е. М. Экологический мониторинг и прогнозирование состояния недр при добыче урана в ЗАО «Далур». *Роговские чтения: проблемы инженерной геологии, гидрогеологии и геоэкологии урбанизированных территорий*. Сб. тр. конф., 7–9 апреля. Томск: Изд-во Томского государственного архитектурно-строительного университета; 2015. С. 208–211.

37. Ракишев Б. Р., Матаев М. М., Кенжетаев Ж. С. Исследование минералогического состава осадкообразований в условиях скважинной добычи урана. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2019;(7):123–131. DOI: 10.25018/0236-14932019-07-0-123-131.

38. Поезжаев И. П., Полиновский К. Д., Горбатенко О. А. и др. *Геотехнология урана*. Учеб. Пособие. Под общ. ред. Ю. В. Демехова, Б. М. Ибраева. Алматы; 2017. 327 с.

References

1. U₃O₈ Production Review. *Ux Weekly*. 2010;22(10). March 10.
2. Woods P., Pool T., Beneš V., Gorbatenko O., Jones B., Märten H., Solodov I., Slezak J. International overview of ISL uranium mining operations. In: *International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014)*. 23–27 June 2014. Vienna: International Atomic Energy Agency; 2014. P. 138.
3. Nazarova Z. M., Ovseychuk V. A., Lementa O. Yu. Uranium market: current state, problems and prospects of development. *Problemy sovremennoy ekonomiki*. 2016;(2):159–162. (In Russ.).
4. Svyatetskiy V. S., Solodov I. N. The strategy of technological development of uranium mining industry of Russia. *Gornyi zhurnal*. 2015;(7):68–77. DOI: 10.17580/gzh.2015.07.10. (In Russ.).
5. Derek M. Insight: Uranium is in a holding pattern. *Commodity Insights Bulletin*; 2015. 8 p.
6. Arnold N., Guffler K. The future of Nuclear Fuel Supply. In: *Proceedings of the 1st INRAG Conference on Nuclear Risk*. 16–17 April 2015. Vienna: University of Natural Resources and Life Sciences in Vienna; 2015. P. 1–27.
7. *The Global Nuclear Fuel Market. Supply and Demand 2011–2030*. WNA report; 2011. 236 p.
8. Golik V. I., Kultyshev V. I. History and prospects of uranium leaching. *Mining Information and Analytical Bulletin*. 2011;(7):138–143. (In Russ.).
9. Decree of the Government of the Republic of Kazakhstan No. 926 of 20.08.2002 "On the concept for development of uranium industry and nuclear power industry of the Republic of Kazakhstan for 2002–2030". (In Russ.).
10. Rogov E. I., Yazikov V. G., Rogov A. E. Optimization of prepared for extraction reserves at uranium drillhole in-situ leaching mines. *Mining Information and Analytical Bulletin*. MGGU Publishing House 2002;(4):149–150. (In Russ.).
11. Sakirko G. K., Noskov M. D., Istomin A. D. Optimization of extracting blocks in the process of ISL uranium production. In: *Proceedings of the IV International Conference for Young Nuclear Scientists of Siberia*. October 23–25. Tomsk: Publishing House of Tomsk Polytechnical University; 2013. P. 30 (In Russ.).
12. Dzhakupov D. A. Improving efficiency of uranium ISL production. In: *Proceedings of International Scientific and Technical Conference "Innovative Development of Mining Industry"*. Kryvyi Rih; 2016. P. 130–133. (In Russ.).
13. Yusupov H. A., Dzhakupov D. A., Bashilova E. S. Improving efficiency of complicated hydrogenic uranium deposit development due to the use of hydrogen peroxide. *Gornyi Zhurnal*. 2018;(2):18–21. (In Russ.).
14. Polack C. Uranium exploration (2004–2014): New discoveries, new resources. In: *International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014)*. 23–27 June 2014. Vienna: International Atomic Energy Agency; 2014. P. 8–9.
15. Zhivov V. L., Boytsov A. V., Shumilin M. V. *Uranium: geology, mining, economics*. Moscow: Atomred-metizoloto; 2012. 301 p. (In Russ.).

16. Karimov I. A., Khakimov K. Zh. Extraction of uranium mineralization of complicated structure by drill-hole in-situ leaching. *Mining Information and Analytical Bulletin*. 2015;(9):67–69. (In Russ.).
17. Khawassek Y. M., Taha M. H., Eliwa A. A. Kinetics of Leaching Process Using Sulfuric Acid for Sella Uranium Ore Material, South Eastern Desert. *Egypt International Journal of Nuclear Energy Science and Engineering*. 2016;6:62–73.
18. Yurtaev A., Golovko V. Prospects of block underground leaching application on Streltsovskoe field deposits. In: *International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014)*. 23–27 June 2014. Vienna: International Atomic Energy Agency; 2014. P. 172.
19. Akynov G. B., Alybaev Zh. A. Studying the effect of hydrogen peroxide on uranium leaching by the acid method in the conditions of Irkol deposit. *Vestnik KazNRTU*. Almaty, 2016;(1):493–497. (In Russ.).
20. Volkov V. P. *Sorption processes at existing productions*. Moscow: Publishing House "Ruda i Metally"; 2014. 160 p. (In Russ.).
21. Arens V. Zh., Gridin O. M., Kreinin E. V. et. al. *Physico-Chemical Geotechnology*. Textbook for Higher Educational Institutions. Moscow: Gornaya Kniga Publ.; 2010. (In Russ.).
22. Verkhoturov A. G., Sabigatulin A. A. Intensification of uranium production using processing of filtering zones of geotechnological boreholes. *Mining Information and Analytical Bulletin*. 2019;(7):13–20. DOI: 10.25018/02361493-2019-07-0-13-20. (In Russ.).
23. Samoilov V. I., Saduakasova A. T. Hydro-mineral uranium-containing resources. *Mining Information and Analytical Bulletin*. 2015;(6):96–104. (In Russ.).
24. Titova S. M. *Development of the process for sorption uranium extraction from ISL sulfate-chloride pregnant solutions*. Ph.D. thesis in Engineering Science. 05.17.02. Yekaterinburg; 2018 (In Russ.).
25. Alikulov Sh. Sh., Sobirov Zh., Khaidarova M. E. Studies and implementation of methods for restraining spreading of pregnant solutions and intensification of ISL technological processes. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal*. 2018;(3):100–106. (In Russ.).
26. Yusupov H. A., Dzhakupov D. A., Nazarbayeva N. A. Selection of arrangement and parameters of a production block boreholes. In: *International research-to-practice conference "Scientific and personnel support of innovative development of mining-and-metallurgical industry"*. Almaty; 2017. P. 168–170. (In Russ.).
27. Mataev M. M., Rakishev B. R., Kenzhetaev G. S. The impact of ammonium bifluoride complex on colmatage formations during the process of in situ uranium leaching. *International journal of advanced research*. 2017;(5):147–154.
28. Golik V. I., Zaalishvili V. B., Gabaraev O. Z. Geophysical support of uranium leaching processes. *Information and Analytical Bulletin*. 2014;(7):112–121. (In Russ.).
29. *Uranium Resources, Production and Demand International: Nuclear Energy Agency and the International Atomic Energy Agency*. Boulogne-Billancourt France. A Joint Report. Organisation for economic cooperation and development; 2018. 462 p.
30. Orakbaev E. Zh. *Research and development of effective underground leaching process control systems*. Doctoral thesis in Engineering Science. Almaty, KazNITU named after K.I. Satpayev; 2017. 117 p. (In Russ.).
31. Ahmed Saleh, Elldakli Fathi, McElroy Phillip. Simulation techniques used for modeling horizontal wells and the role of grid refinement. *The International Journal of Engineering and Science (IJES)*. 2019;8(3):80–84.
32. Solodov I. N. In Situ Leach Mining of Uranium in the Permafrost Zone, Khiagda Mine, Russian Federation. In: *URAM-2014. IAEA. International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environment issues*. 23–27 June. Vienna, Austria; 2014.
33. Molchanov A. A., Demekhov Yu. V. Improving efficiency of uranium ISL production from deposits of hydrogenic type in the Republic of Kazakhstan (case study of the Vostochny Mynkuduk deposit). In: *Actual problems of uranium industry. Proceedings of VII International Conference*. Almaty, NAC Kazatomprom; 2014. P. 92–98. (In Russ.).
34. Satybaldiev B. S., Uralbekov B. M., Burkitbaev M. M. Performance evaluation for filtration leaching for extraction of uranium from uranium ore. *Bulletin of Al-Farabi Kazakh National University*. 2015;(3):23–27. (In Russ.).
35. Mataev M. M., Kenzhetaev Zh. S. New approaches to borehole regeneration in uranium ISL process. In: *Innovations in integrated processing of minerals: Proceedings of the Abishev International Research-to-Practice Conference-2016*. Almaty; 2016. P. 138–142. (In Russ.).
36. Noskov M. D., Kesler A. G., Terovskaya T. S., Babkin A. S., Posokhova E. M. Environmental monitoring and prediction of the subsoil conditions during uranium production at CJSC Dalur. In: *Proceedings of Rogov Scientific Conference: Problems of Engineering Geology, Hydrogeology and Geoecology of Urbanized Territories*. April 7–9 2015. Tomsk: Publishing House of Tomsk State Architecture and Building University; 2015. P. 208–211. (In Russ.).

37. Rakishev B. R., Mataev M. M., Kenzhetaev Zh. S. Investigation of mineralogical composition of sedimentation in conditions of uranium ISL. *Mining Information and Analytical Bulletin*. 2019;(7):123–131. DOI: 10.25018/0236-14932019-07-0-123-131. (In Russ.).

38. Poezjaev I. P., Polinovsky K. D., Gorbatenko O. A. et al. *Uranium Geotechnology*. Manual for graduate students. Demekhov Yu. V., Ibraev B. M. (eds.). Almaty; 2017. 327 p. (In Russ.).