

УДК 622.001

В.Ж. Аренс, А.С. Черняк

**ХИМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ НОВЫХ МЕТОДОВ
ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Семинар № 15

Недавно закончившийся XX век существенно изменил лицо горного дела. Наряду со значительным усовершенствованием традиционных методов добычи полезных ископаемых, колоссальными успехами в механизации горных работ возникли и получили развитие новые разделы горной науки и технологии: обогащение полезных ископаемых, без которого теперь не обходится подготовка всех руд к последующему металлургическому или химико-технологическому переделу; физико-химическая геотехнология, роль которой особенно возросла в последние десятилетия в связи с развитием кучного и подземного выщелачивания, подземной выплавкой серы и т. д. Сделаны первые шаги по применению возможностей современной химии для разупрочнения горных пород, ведутся работы по защите обрабатываемых россыпей полимерными пенами, появилось и утвердилось химическое обогащение руд. Вслед за химией в горное дело проникла прикладная микробиология.

Рассмотрим основные направления, проблемы и задачи химических и микробиологических методов в горном деле.

От уровня решения химических проблем сильно зависят прогресс и внедрение технологии подземного и кучного выщелачивания, совершенствование технологии обогащения минерального сырья.

Ключевое значение, при этом, имеют экономичные, экологически приемлемые избирательные растворители минералов [1-5]. Перспективны неорганические, органические и смешанные растворители. Трудность нахождения подходящих растворителей обусловлена многообразием и специфичностью протекающих при выщелачивании минералов физических и химических процессов, образно говоря, многоликостью их механизмов. Достигнутый

уровень предсказания нужных растворителей является полуэмпирическим.

Перспективен поиск общих подходов к нахождению условий синергизма кислотно-основных, окислительно-восстановительных и других свойств смешанных растворителей. Залог успеха проблемы растворителя – в углубленном внимании к особенностям изменения физических, физико-химических и химических свойств и характеристик изучаемых систем. Нужны растворители, сочетающие легкость выщелачивания и химического разложения минералов с избирательностью действия.

В качестве избирательных растворителей обычно используют слабые кислоты и кислоты средней силы, растворы солей, дающих в водных растворах кислую или щелочную реакции. В подборе растворителей важную роль играют теории кислот и оснований, позволяющие обоснованно подойти к получению смесей реагентов различной агрессивности, т.е. к основному свойству при выборе избирательных выщелачивающих агентов. Из этих же теорий вытекает целесообразность применения в будущем неводных растворов в качестве среды для выщелачивания минералов, что позволяет усиливать или ослаблять агрессивность кислот и щелочей.

Описанию кислотно-основных взаимодействий при растворении и выщелачивании способствует представление о кислотах и основаниях как донорах и акцепторах водородной связи. Такой подход к сущности кислот и оснований вызван тем, что есть структуры и процессы, для которых схема с переносом протонов малоприспособна, а электроннопарное приближение не приводит к количественным результатам. Так, в трехмерных структурах воды и других ассоциированных водородными связями растворителей, не происходит переноса протона в общем понимании. Несомненно, эта более широкая концепция кислот и оснований

имеет значение для изыскания и подбора растворителей минералов.

Изменение структурированности растворителя влияет на гомогенные и гетерогенные равновесия и, в частности, на кислотность растворов. Для исследования кислотности водных, смешанных и неводных растворов широко применяется функция кислотности Гаммета (H₀), характеризующая протонодонорную способность среды и активность протона в растворах. Гидратация протонов значительно более чувствительна к изменению состояния водной среды, чем гидратация других частиц, молекулярных или иных форм в растворе. Увеличение структурированности воды в растворах приводит к росту гидратации протона и уменьшению протонодонорной способности среды, а перестройка и нарушение структуры воды ведет к уменьшению гидратации протона и росту протонодонорной способности среды.

Взаимосвязь между структурой растворов, с одной стороны, и кислотностью, с другой, а также взаимная зависимость изменений этих характеристик раствора при введении в него растворяемых веществ позволяет, изменяя одну из них, изменять другую и тем самым направленно смещать кислотно-основное равновесие, а следовательно, в определенной степени управлять протеканием процесса.

Для развития обоснованных подходов к выбору растворителей может иметь значение эмпирический принцип жесткости и мягкости кислот и оснований (ЖМКО). По Р. Дж. Пирсону, строгое определение жесткости ионов в водном растворе по существу совпадает с определением их активности в водной среде, что объясняет полезность анализа процесса растворения с таких позиций.

Действенным методом изыскания подходящих растворителей является физико-химическое моделирование процессов растворения и выщелачивания на ЭВМ, особенно в связи с возможностью использования минимизации не только энергии Гиббса, но и других термодинамических потенциалов (работы И.К. Карпова с сотр. [6]).

Представляют интерес полученные эмпирическим путем показатели полярности растворителей. В основу определения таких показателей положены данные о процессах, которые зависят от сольватации и исследуются в различных растворителях, например, сведения о константах равновесия или максимумах поглощения в спектрах принятых за стандартные

веществ по сравнению с этими же параметрами у изучаемых растворителей. Предложены также эмпирические параметры для выбора растворителей на основе их донорно-акцепторных свойств. Введены параметры донорного (DN) и акцепторного (AN) чисел. Появление эмпирических шкал донорных и акцепторных свойств растворителей обусловлено трудностью теоретического учета совместного действия универсальной и специфической сольватации.

По идее, для натурального - кучного и подземного - выщелачивания экологически чистыми и избирательными растворителями являются природные растворы и химические соединения биосферы: минерализованные насыщенные углекислотой воды, гуминовые соединения, излив минеральных источников, продукты жизнедеятельности микроорганизмов, выделенные из вод и каменного материала. Но, к сожалению, растворяющая способность многих из них редко удовлетворяет предъявляемым технологическим требованиям. Кроме того, стремление к комплексному извлечению ценных компонентов из сырья и, по сути дела, необходимость этого обуславливает использование более агрессивных химических реагентов.

Недостатком подземного и кучного фильтрационного выщелачивания является его невысокая скорость. Для повышения ее нужно использовать все возможности физико-химической гидродинамики и кинетики выщелачивания, методы катализа и механохимической активации [1-3, 5]. При разработке способов подземного выщелачивания следует учитывать факт активации минеральных веществ в геологических условиях, которая является, как известно, одной из главных причин изменения горных пород [7]. Механическая активация протекает в глобальных масштабах под влиянием горного давления выше лежащих толщ и тектонических процессов и приводит к изменению структуры и состава пород - динамометаморфизму, в том числе деструктивному с дроблением и перетиранием горных пород. Большой запас поверхностной энергии и высокое значение энтропии имеют продукты химического выветривания горных пород. До 80% всей массы осадочных пород составляют активированные при дроблении и измельчении тонкодисперсные (пелитовые) отложения. Активация продолжается и при литогенезе - образовании сцементированных плотных осадочных пород из рыхлых отложений.

Для повышения экономичности применяемых методов выщелачивания необходимо решать задачи регенерации реагентов.

Имеется значительное различие между ролью протекающих при выщелачивании вторичных процессов в заводской технологии и физико-химической геотехнологии. При заводском выщелачивании (химическое обогащение и гидрометаллургия) нежелательные снижающие извлечение вторичные процессы выделения растворенного вещества из жидкой фазы пульпы могут быть предотвращены или сведены к минимуму нахождением оптимальных технологических условий. Кроме того, в этом случае вторичные явления часто не оказывают большого влияния на конечные показатели передела. В геотехнологии, напротив, протекание вторичных процессов является составной частью динамики фильтрационного выщелачивания (подземного, кучного, перколяционного) и поэтому требует особого внимания. Они связаны с продвижением физико-химических, в том числе температурных, кислотно-основных и других барьеров (по А.И. Перельману, В.С. Голубеву, Г.Х. Хчяну и др.).

Для описания динамики процессов фильтрационного выщелачивания целесообразно использовать преобразование Фурье [5], которое является мощным инструментом при выполнении различных научных исследований, позволяющим корректно интерпретировать экспериментальные данные. Информацию о фильтрационном выщелачивании можно кодировать с помощью экспериментально полученных пар чисел, в частности, данных о содержании выщелачиваемого вещества и о фронте продвижения процесса по простиранию, либо мощности рудного тела.

Для углубленного изучения динамики процессов натурального выщелачивания полезно использовать подходы и возможности синергетики, достигшей определенного прогресса в развитии теории динамических сильно неравновесных открытых физико-химических систем.

Сложны, но решаемые задачи химических, в том числе микробиологических, воздействий на формирование и подготовку к эксплуатации техногенных месторождений.

При поиске методов и конкретных способов извлечения ценных элементов и примесей из технологических растворов выщелачивания следует шире и гибко использовать сорбционно-экстракционные, электрохимические и мембранные процессы,

неорганические иониты, электронообменные смолы и волокна, а также безреагентные способы осаждения с применением ускорителей электронов.

Химико-экологические проблемы выщелачивания и обогащения подробно рассмотрены нами ранее [8-10]. Данные мониторинга окружающей среды, освоение и внедрение эффективных методов анализа воздуха, природных и сточных вод, выбросов производств и транспорта, публикация ранее недоступных обществу сведений подчеркивают остроту этих проблем и неотложность их решения. Многие данные опять-таки приводят к мысли о необходимости развития не заводских - геотехнологических методов переработки полезных ископаемых.

При разработке методов кучного и подземного выщелачивания и оптимизации технологических процессов, прогнозировании и оценке результатов следует более широко использовать технологическую минералогию. Известно, что она способствовала получению важных данных по раскрытию минералов на основе стереологического анализа изображений в шлифах и фазового анализа руд и продуктов обогащения с комплексным использованием традиционных и новых физических, физико-химических и химических методов.

Полезны также достижения и подходы генетической минералогии, рассматривающей стадийность и динамику образования минералов и горных пород. По идее, многие рациональные процессы переработки руд и разрушения минералов противоположны по направлению происходившим при их образовании.

Неотложная научная задача - разработка надежных и достаточно простых методов исследования кинетики гетерогенных процессов в характерных для технологии многокомпонентных и многофазных системах. В этой области не преодолен существенный разрыв между высоким уровнем общетеоретических построений и возможностями их применения для изучения кинетики конкретных процессов, хотя интенсивно развиваются феноменологические теории и расширяется круг методов [2, 5].

Внедрение химических методов в технологию обогащения - неизбежный процесс, связанный с природой самого минерального сырья и наблюдаемым ухудшением его состава. Включение этих методов в схемы обогащения - реальный путь интенсификации технологии переработки руд и россыпей, повышения пол-

ноты их использования, улучшения состава товарных концентратов. Оно позволяет преодолеть трудности обогащения тех видов сырья, которые отличаются комплексностью состава, тонким взаимопроращением или близостью свойств минералов, способностью к шламообразованию. Каждый из этих факторов затрудняет извлечение ценных минералов, снижает качество концентратов или приводит к осложнениям, предотвратить которые обычными методами почти невозможно.

В последние десятилетия выявились значение и специфика химического обогащения, у производителей, исследователей и проектантов появился психологический настрой на применение химических методов.

Наряду с развитием комбинированных схем, сочетающих основанное на разделении свободных минеральных зерен механическое обогащение и химические операции, постоянно возрастает роль химических методов и концепций в совершенствовании всех или большинства обогатительных процессов [3].

Можно ожидать более широкое применение химических подготовительных операций перед механическим обогащением разделяемых минералов, а также компонентов вторичного сырья. Механическое обогащение во многих случаях экономичнее и проще химического и поэтому разумные сочетания этих двух подходов, многообразие конкретных вариантов которых вполне очевидно, имеют несомненное практическое значение. Исключительно велика роль тонких химических методов в дальнейшем прогрессе флотационного обогащения. Логичен поиск даже таких непривычных для обогащения методов, как флотация минералов и прежде всего тонких частиц в неводных средах. Заслуживают внимания флотация под давлением и регулирование флотируемости минералов нанесением искусственных шламовых покрытий на их поверхность, о чем в свое время сообщили соответственно японские и английские ученые на одном из Международных конгрессов по обогащению руд.

У обогатителей все чаще будет возникать необходимость воздействия на минералы химическими процессами в экстремальных условиях: при высоких температурах (применение плазмохимии и плазмохимической технологии, расплавление вещества или оплавление поверхности частиц), достаточно высоких давлениях, в критических условиях, а также использования различных физических полей, напри-

мер сверхмощных импульсов «электромагнитного колена» (по образному выражению прессы при описании оригинальных разработок ИПКОНа РАН, ИРЭ РАН и ЦНИГРИ под руководством академика В. Чантурии и В. Черепнина) и сильных механических воздействий. Последние при тонком измельчении минералов увеличивают их химическую активность, активируют процессы выщелачивания, могут быть полезны как метод предварительной подготовки руд, концентратов, минералов перед многими процессами механического обогащения.

По современным воззрениям, механохимическая активация - сложный процесс, обусловленный совокупностью физических и химических явлений. Теоретические основы и области применения ее с указанием литературных источников мы рассмотрели в [2, 1987; 10].

Один из путей повышения показателей механического обогащения - предварительная перекристаллизация рудных продуктов без изменения или с небольшой корректировкой их состава для получения достаточно крупных зерен. Этот процесс, на первый взгляд, производит впечатление экстенсивного, но полезность его становится очевидной, если учесть, что многие новые, не поддающиеся обогащению типы руд отличаются не низким содержанием ценных компонентов, а исключительно тонким и тесным взаимопроращением минералов, развитием коллоидных минеральных форм, а также комплексностью состава. Необходимость вовлечения в переработку таких руд возрастает в связи с ухудшением сырьевой базы.

Процесс перекристаллизации экономически близок к пирометаллургическим методам переработки небогатых руд и концентратов цветных и некоторых других металлов. Он во многих случаях, является почти безрегентным - исключает наиболее обременительную статью затрат многих химико-технологических процессов, не приводит к получению подлежащих складированию или загрязняющих окружающую среду отвалных продуктов. Закономерен интерес к этому процессу применительно к доводке труднообогатимых промежуточных продуктов и переработке нестандартных комплексных концентратов.

Одним из пионеров механического обогащения искусственных минералов был И.Н. Масленицкий, разработавший способ флотационного разделения медно-никелевого фэйштейна с высоким содержанием меди на мед-

ный и никелевый сульфидные концентраты. Способ внедрен в производство еще в 1957 г. и используется в промышленной практике до настоящего времени.

В соответствии с диаграммой псевдобинарной системы $Cu_2S-Ni_2S(Ni-Ni_3S_2)$, по Фридриху, при остывании фэйнштейна сначала выделяются кристаллы Cu_2S , затем кристаллизуется Ni_2S .

При флотации при pH 12-12,5 получают два сульфидных концентрата - медный (содержит 68-69 % Cu и 8-9 % Ni) и никелевый - хвосты флотации, содержащие 64-66 % Ni и 7-8 % Cu, которые подвергаются доводке.

На XIV Международном конгрессе по обогащению полезных ископаемых индийские специалисты сообщили о внедрении технологии флотационной переработки шлаков медной плавки.

В Механобре (П.М. Перлов, Н.В. Зашихин, А.В. Ескин, П.А. Тащиенко, К.М. Асончик) разработан окислительно-сегрегационно-обогащительный процесс (ОСО) для переработки низкосортных продуктов, получаемых наряду с кондиционными концентратами при обогащении медно-никелевых руд Талнахско-Октябрьского месторождения (бедных никель-пирротиновых продуктов, выделяемых из вкрапленных, медистых и сплошных сульфидных руд; черновых пирротиновых концентратов, получаемых из сплошных сульфидных руд).

Для решения вопросов перекристаллизации рудных материалов и синтеза искусственных минералов полезен подход к процессам роста кристаллов, развивавшийся ныне покойным профессором А.А. Власовым (Москва). Как справедливо отмечал акад. Н.В. Белов, метрическая теория роста кристаллических структур А.А.Власова близка по своим выводам к теории реального кристаллообразования. Показана возможность использования этого подхода в технологии химического обогащения [11].

Микробиологические методы охватывают использование живых микроорганизмов и (или) продуктов их жизнедеятельности и применительно к сфере горного дела развиваются в следующих направлениях [12-19]:

1. Микробиологическое разложение и выщелачивание минералов и металлов с использованием автотрофных или гетеротрофных микроорганизмов и продуктов их жизнедеятельности (метаболитов).

2. Микробиологическое (биохимическое) осаждение металлов и их соединений из растворов.

3. Изучение и применение процессов биогетерокоагуляции металлов и минералов (открытие Ф.Д. Овчаренко с соавт. [16]) с последующим их механическим, обычно флотационным обогащением; сущность этого метода: определенные виды микроорганизмов способны избирательно агрегировать тончайшие частицы металлов и минералов. После агрегирования эти частицы могут быть выделены из основной массы материала, в том числе из руды или минерального рудного концентрата, обычными методами механического обогащения. При биогетерокоагуляции мелкие диспергированные частицы минерала образуют флоккулы.

4. Использование сведений о биогеохимических процессах, которые происходят в земной коре, при решении технологических задач.

5. Изучение биокоррозии металлов, оказывающей пагубное влияние на состояние многих металлических конструкций и сооружений, с целью ее снижения и предотвращения. Биокоррозия приводит к колоссальным экономическим потерям, так как микроорганизмы невероятно устойчивы в, казалось бы, самых неподходящих для живых организмов условиях, легко адаптируются к ним, образуя новые мутации, которые оказываются еще более устойчивыми.

6. Изучение и применение явлений биокатализа с участием металлов и их соединений, в том числе биоэлектрокатализа.

7. Изыскание, создание и применение микробиологических методов очистки сточных вод процессов выщелачивания металлов, а также микробиологических методов разрушения выводимого из процесса избытка растворителей.

8. Биомодифицирование минералов и их поверхностей, имеющее значение для обогащения полезных ископаемых и, очевидно, других разделов технологии [18].

Созданию теоретических основ микробиологических методов и развитию биотехнологии существенно способствует прогресс бионеорганической химии. Так, с ее помощью в Иркутском университете [14, 19] в последние годы осуществлен поиск биотехнологических методов извлечения металлов платиновой группы (на примере платины и родия), основанных на

растворении их продуктами метаболизма гетеротрофных металлофильных микроорганизмов – аминокислотами и пептидами. Изучено взаимодействие платины и родия с основными природными α -аминокислотами и их производными. Особое внимание уделено кинетике и механизму адсорбции наиболее активных по отношению к указанным металлам аминокислот как первой стадии химических процессов, связанных с растворением этих металлов.

Установлено, что ряд активности в процессах растворения платины для изученных аминокислот (цистеин > метионин > гистидин) коррелирует с рядом комплексообразующей активности указанных веществ.

Изучена адсорбция цистеина и простейшего пептида на его основе - цистеилглицина - на платине в широком диапазоне pH. Показано, что во всех изученных случаях адсорбция аминокислоты и пептида происходит через атом серы. Исследованы основные закономерности адсорбции на платине метионина, гистидина и триптофана. Полученные кинетические характеристики адсорбции этих аминокислот из кислых, нейтральных и щелочных растворов позволили установить зависимость ориентации метионина при адсорбции на поверхности платинового электрода от pH раствора, а также предложить наиболее вероятные механизмы адсорбции гетероциклических аминокислот с участием карбоксильной группы.

Установлено, что цистеин окисляется на платине в кислых, нейтральных и щелочных растворах при потенциалах аноднее 0,7 В, при этом процесс окисления цистеина в кинетической области является одноэлектронным для всех изученных pH. На основании анализа выявленных кинетических закономерностей предложен механизм процесса окисления цистеина на платине, включающий образование частиц радикальной природы, обладающих высокой реакционной способностью, и приводящий к анодному растворению металлов.

Уже давно открыты микроорганизмы, оказывающие влияние на формирование и изменение месторождений полезных ископаемых. Это послужило толчком для развития исследований по изысканию и применению микробиологических методов в технологии переработки руд и концентратов, содержащих медь, цинк, молибден, уран, марганец и другие металлы. Часть предложенных методов реализована в промышленности или прошла промышленные испытания.

Начальной операцией в биотехнологии извлечения металлов является микробиологическое разложение или выщелачивание минералов, осуществляемое в разных условиях: чановое (с перемешиванием пульпы или перколяционное), кучное, подземное. Кучное выщелачивание золота во всех странах мира пока проводится методом цианирования (этот метод обеспечивает получение практически всего золота и на золотоизвлекательных фабриках мира). По идее, микробиологические методы, как более экологичные, должны сначала потеснить, а затем в некоторых случаях заменить процесс цианирования. Продолжаются работы и по поиску бесцианидных растворителей золота и серебра из кеков бактериального выщелачивания.

К настоящему времени наиболее изучены процессы выщелачивания металлов автотрофными микроорганизмами и образующимися при их участии эффективными растворителями и окислителями металлов и минералов. Эти процессы внедрены в производство в нескольких странах, в том числе в нашей стране, обеспечивают получение значительных количеств меди, золота и других металлов. В России (Красноярский край) в 2001 г. вступило в строй крупное предприятие по переработке данным способом золотосодержащих руд. Имеются определенные успехи по изысканию условий и методов интенсификации выщелачивания. Значительный интерес вызывает использование автотрофных бактерий для избирательного выщелачивания изотропов [18].

Успешно развиваются работы по выщелачиванию и осаждению металлов гетеротрофными микроорганизмами и продуктами их метаболизма. Выщелачивание ими золота испытано с положительным результатом в опытно-промышленном масштабе, технико-экономический анализ подтвердил перспективность и целесообразность использования процесса в заводских и геотехнологических условиях. Из разработанных вариантов технологического процесса первоочередное значение для практики имеет выщелачивание простым и дешевым растворителем – белковыми гидролизатами, полученными из отходов производства и содержащими смесь аминокислот и других белковых остатков. В последующем будет перспективна технология непосредственного выщелачивания золота растворами продуктов метаболизма гетеротрофных микроорганизмов, преимущество которой обусловлено возможностью регулирования состава растворителя

путем направленного биосинтеза определенных белков и белковых остатков.

Разработаны и испытаны сорбционные способы извлечения золота и серебра из гидролизатных и других биотехнологических растворов. Создана и была внедрена на аффинажном заводе технология осаждения истинно растворенного и коллоидного золота, а также металлов – спутников, плесневыми грибами из технологических растворов различного состава. Решена задача избирательного микробиологического извлечения теллура из многокомпонентных растворов.

Активно развиваются исследования по биогетерокоагуляции золота с целью извлечения тонокодисперсного золота путем его избирательного агрегирования микроорганизмами и выделения флокул методами механического обогащения. Наибольший интерес биогетерокоагуляция представляет для переработки коренных руд с тонким золотом. Извлечение образующихся биогетероагрегатов во флотационный концентрат уменьшит потери золота с хвостами флотационных фабрик. Более эффективно осуществляют биогетерокоагуляцию ассоциативные культуры, состоящие из нескольких различных штаммов, а не монокультуры. Биогетерокоагуляция – основа перспективного метода извлечения не только коллоидного, но и более крупного тонкодисперсного золота из руд и россыпей. Низкие показатели обогащения ряда россыпей давно указывали на значительное содержание в них такого золота. По данным Иргиредмета объектом биогетерокоагуляции в изучавшихся россыпях является золото крупностью на два порядка превышающей размеры коллоидных частиц. Оно образует относительно крупные

биоминеральные агрегаты, которые содержат от 7 до 50 г/т золота, что отвечает степени концентрации в 40-280 раз. Необходим дальнейший поиск оптимальных технических решений эффективного выделения биоагрегатов из пульпы. Перспективен поиск возможностей применения процесса в технологии извлечения других полезных ископаемых.

Целесообразно дальнейшее развитие поисковых и технологических исследований, а также опытных работ по всем определенным к настоящему времени методам биотехнологии извлечения металлов (микробиологическое разложение и выщелачивание минералов и металлов, биогетерокоагуляция тонокодисперсных частиц, осаждение металлов и их соединений микроорганизмами из растворов, биомодификация минералов).

В связи выявлением биоэлектрокатализа [15] процессов растворения золота в растворах аминокислот и пептидов, целесообразно поставить углубленные исследования по изысканию условий использования этого явления для интенсификации процесса микробиологического выщелачивания золота. Следует изучить и возможность интенсификации процессов микробиологического выщелачивания золотосодержащих сульфидов и минералов других металлов путем использования биокаталитических явлений.

Важнейшая задача – скорейшее выявление оптимальных объектов для применения микробиологических методов извлечения металлов, а для ускорения исследовательских работ в данной области – существенное расширение их объема.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Арнс В.Ж. Физико-химическая геотехнология. - М.: Изд-во Моск. горного ун-та, 2001. – 656 с.
2. Черняк А.С. Химическое обогащение руд. - М.: Недра, 1976. - 296 с.; 1987. - 224 с.
3. Новые процессы в комбинированных схемах обогащения полезных ископаемых. Сб. науч. трудов / Отв. редакторы А.М. Гольман и В.А. Чантурия. - М.: Наука, 1989. – 211 с.
4. Минеев Г.Г., Панченко А.Ф. Растворители золота и серебра в гидрометаллургии. - М.: Металлургия, 1994. - 241 с.
5. Черняк А.С. Процессы растворения: выщелачивание, экстракция. - Иркутск: Изд-во Иркут. ун-та, 1998. - 407 с.
6. The Convex Programming Minimization of Five Thermodynamic Potentials Other Than Gibbs Energy in Geochemical Modeling / I.K.Karpov, K.V. Chudnenko, D.A. Kulik and V.A.Byshinskii // American Journal of Science.- 2002.-Vol.302.-April.-P.281-311.
7. Молчанов В.И., Селезнева О.Г., Жирнов Е.Н. Активация минералов при измельчении. - М.: Недра, 1988. - С. 145-151.
8. Арнс В.Ж., Черняк А.С. Некоторые химико-экологические проблемы геотехнологии // Вестник горно-металлургич. секции АЕН РФ. - М.: 1993. - С. 65-71.
9. Арнс В.Ж., Черняк А.С. Химико-экологические проблемы выщелачивания // Горный журнал. - 1994. - № 12. - С. 5-7.
10. Черняк А.С., Арнс В.Ж. Химические и химико-металлургические проблемы геотехнологии и обогащения руд накануне XXI века // Фундаментальные проблемы российской металлургии на пороге XXI века. Т.3. Металлургия редких и рассеянных элементов. - М.: Российская академия естественных наук, 1999. - С. 94-115.

11. *Никифоров К.А., Ревнищев В.И.* Направленные превращения минералов. - Новосибирск: Наука, 1992. - 193 с.
12. *Адамов Э.В., Каравайко Г.И.* Процессы бактериального выщелачивания в комбинированной технологии переработки минерального сырья // Горный информационно-аналитический бюл./ Моск. гос. горный ун-т. - 1999.-№2. - С.25-30.
13. Биоготехнология металлов. Практическое руководство/ Научные редакторы: Г.И. Каравайко (СССР), Дж. Росси (Италия), А. Агате (Индия), С. Груднев (Болгария), З.А. Авакян (СССР). - М.: Центр международных проектов ГКНТ, 1989. - 375 с.
14. Биотехнология и бионеорганическая химия благородных металлов: состояние и перспективы/ А.С. Черняк, А.Ю. Сафронов, А.В. Кашевский, Е.А. Туманова//Материалы научно-практической конференции «Химия и химическая технология на рубеже тысячелетий», посвященной 100-летию химико-технолог.фак. Том.политех. ун-та (окт.2000г.) -Томск : Изд-во ТПУ,2000. - Т.1. - С. 169-172.
15. *Богдановская В.А.* Биоэлектрокатализ: проблемы и перспективы//Электрохимия. - 1993. -Т.29. - №4. - С.441-447.
16. Закономерности избирательной агрегации микроорганизмов и минеральных частиц/ Ф.Д. Овчаренко, Н.В. Перцов, З.Р. Ульберг, Б.С. Коган, Л.Г. Марочко, В.Р. Эстрела-Льопис// Физико-химическая механика и лиофильность дисперсных систем. - 1985. - №17. - С. 96-103.
17. *Минеев Г.Г.* Биометаллургия золота. - М.: Металлургия, 1989. - 160 с.
18. *Небера В.П., Соложенкин П.М.* Проблемы биотехнологии//Горный информационно – аналитический бюл./ Моск. госуд. горный ун-т. - 1999. - №2. - С. 48-54.
19. *Черняк А.С.* Основы биотехнологии металлов. - Иркутск: Изд-во Иркут. ун-та, 2002. - 102 с.

Коротко об авторах

Аренс Виктор Жанович – профессор, доктор технических наук, председатель МО ГМС РАЕН.
Черняк Абрам Самуилович – профессор, доктор технических наук, ИрГТУ.

ДИССЕРТАЦИИ

ТЕКУЩАЯ ИНФОРМАЦИЯ О ЗАЩИТАХ ДИССЕРТАЦИЙ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И СМЕЖНЫМ ВОПРОСАМ

Автор	Название работы	Специальность	Ученая степень
МОСКОВСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ			
АРТЕМЬЕВ Владимир Борисович	Технологические и организационные механизмы эффективного функционирования угольной компании при комплексном освоении месторождений	25.00.22 05.02.22	д.т.н.
ЛЕВКИН Юрий Михайлович	Разработка методологии систем маркшейдерского подземного пространства многоцелевого освоения в угледобывающих регионах	25.00.16	д.т.н.



© А.С. Хрулев, В.И. Салохин,
Д.В. Каналин, Д.В. Ларичев,
2005

УДК 622.361.1

А.С. Хрулев, В.И. Салохин, Д.В. Каналин, Д.В. Ларичев
ВЛИЯНИЕ НЕРАСТВОРИМЫХ ВКЛЮЧЕНИЙ

И ИЗВЛЕЧЕНИЯ ОСАДКА НА ПАРАМЕТРЫ ПОДЗЕМНОГО РЕЗЕРВУАРА В КАМЕННОЙ СОЛИ

Семинар № 15

Опыт строительства Ереванского и Ас-траханского подземного хранилища свидетельствует о существенном влиянии нерастворимых включений, содержащихся в каменной соли на параметры создаваемых подземных резервуаров. Потери высоты подземного резервуара за счет образования на дне осадка достигали 40-60 м при исходном содержании нерастворимых включений в каменной соли 10-20 %.

При высоком содержании нерастворимых включений и ограниченной мощности соляного пласта для создания подземный резервуар достаточно большого объема необходимо извлекать нерастворимые включения в процессе его строительства.

Анализ исследований по влиянию нерастворимых включений на форму и размеры подземных резервуаров показывает, что изменение формы происходит в результате прикрытия поверхности растворения слоем осадка [1]. Однако, при определении полезного объема подземного резервуара не учитывается влияние нерастворимых включений на его формирование. В расчетах полезный объем резервуара уменьшается только за счет увеличения объема осадка с учетом его разрыхления [2, 3].

В данной работе определялись технологические параметры подземного резервуара в зависимости от содержания нерастворимых включений в каменной соли и степени извлечения осадка в процессе его строительства.

Исследования проводились на основе математического моделирования с использовани-

ем программы «Размыв-3Д» (ООО «Подземгазпром» и ОАО «ВНИИГалургии»), возможности которой позволяют при расчете параметров подземного резервуара учитывать содержание нерастворимых включений в каменной соли и степень их извлечения.

В качестве базовых данных были приняты условия строящегося Волгоградского подземного хранилища природного газа, с содержанием нерастворимых включений 10-20 % и высотой интервала строительства 50 м. Технологическая схема предусматривала строительство резервуара снизу вверх при ступенчатом подъеме уровня газообразного природного газа. В процессе проведения исследований содержание нерастворимых включений устанавливалось равным 10, 15 и 20 %. При каждом значении содержания нерастворимых включений величина извлечения осадка в процессе строительства принималась 10, 30 и 90 %. Для этих параметров подбирались параметры технологии, обеспечивающие максимальный полезный объем при заданной высоте интервала строительства, максимальном пролета резервуара 90 м и пролете по потолочине 40 м. Расход воды на растворение во всех случаях был 90 м³/ч.

В таблице приведены значения полезного объема подземного резервуара при различном содержании нерастворимых включений и величины извлечения осадка в процессе его строительства.

Расчетные значения полезного объема подземного резервуара в тысячах м³

Содержание нерастворимых включений	Извлечение осадка из резервуара		
	0,10	0,30	0,90
0,10	135,5	145,7	179,0
0,15	110,4	123,2	177,8
0,20	95,4	106,0	173,9

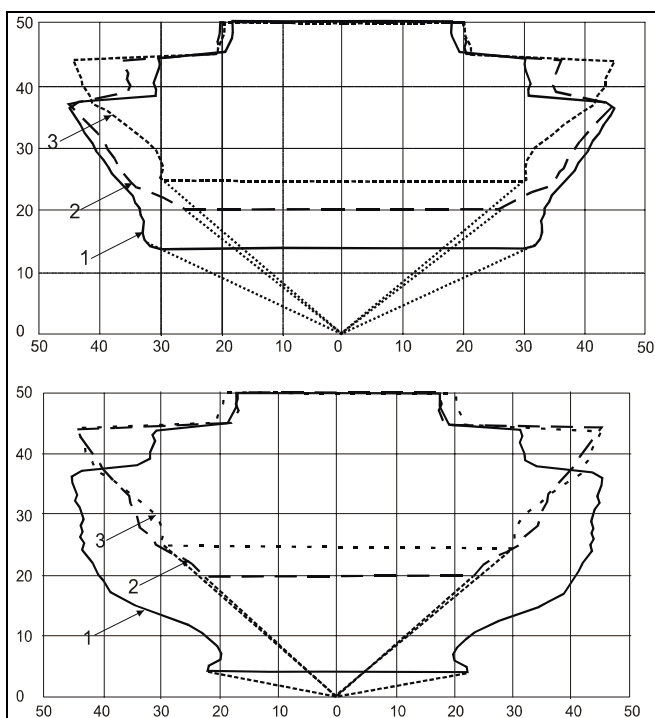
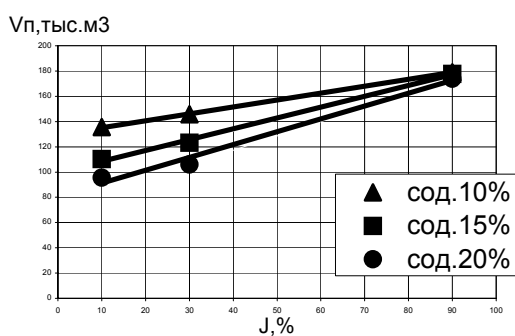
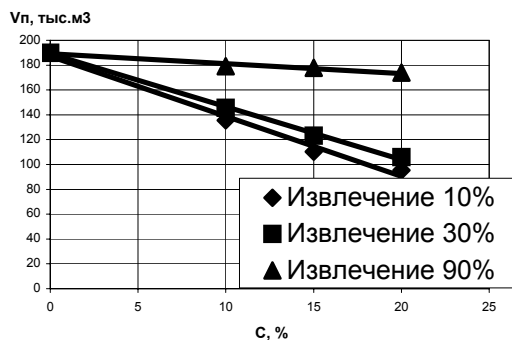


Рис. 1. Зависимость полезного объема подземного резервуара V_p от содержания нерастворимых включений в каменной соли C при различных значениях извлечения осадка

Рис. 2. Зависимость полезного объема подземного резервуара V_p от извлечения осадка J при различных значениях содержания нерастворимых включений в каменной соли

Рис. 3. Формы подземного резервуара при извлечении осадка 10 % и различном содержании нерастворимых включений в каменной соли: 1 - $C = 10$ %, 2 - $C = 15$ %, 3 - $C = 20$ %

Рис. 4. Формы подземного резервуара при содержании нерастворимых включений в каменной соли 20 % и при различном извлечении осадка: 1 - $J = 90$ %, 2 - $J = 30$ %, 3 - $J = 10$ %

Максимальный объем подземного резервуара в каменной соли, не содержащей нерастворимые включения, составил 190 тысяч м³.

Зависимости изменения полезного объема подземного резервуара от содержания нерастворимых включений и от величины извлечения осадка в процессе его строительства носят линейный характер (рис. 1, 2).

Эмпирическая зависимость для определения полезного объема подземного резервуара от содержания нерастворимых включений и степени извлечения при принятой технологической схеме строительства выражается следующей формулой

$$V = V_0 - (k_1 - k_2 \cdot J) \cdot C$$

где V_0 – объем резервуара при отсутствии нерастворимых включений в каменной соли, тыс. м³; J – извлечение осадка из подземного резервуара, в долях единиц; C – содержание нерастворимых включений в каменной соли, в долях единиц; $k_1 = 570$ и $k_2 = 533$ эмпирические коэффициенты, характерные для принятых

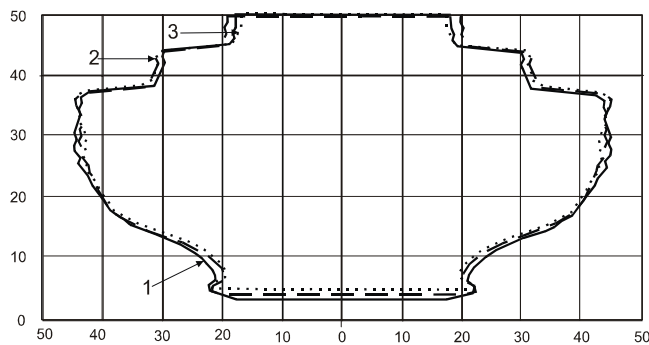


Рис. 5. Формы подземного резервуара при извлечении осадка 90 % и при различном содержании нерастворимых включений в каменной соли: 1 – C = 10 %, 2 – C = 15 %, 3 – C = 20 %

технологических параметров строительства.

Данная зависимость позволяет определить возможный полезный объем подземного резервуара для конкретной технологической скважины Волгоградского подземного хранилища газа по фактическому содержанию нерастворимых включений в интервале строительства, определяемых на основе анализа кернового материала.

На рис. 3 показаны формы подземных резервуаров при извлечении осадка 10 % и различном содержании нерастворимых включений. С ростом содержания нерастворимых включений в каменной соли с 10 до 20 % по сравнению с резервуаром, создаваемым в чистой соли, уменьшение полезного объема составляет от 28,7 до 49,8 %, а высота подземного резервуара снижается с 36 до 25 м при высоте интервала строительства 50 м.

Увеличение степени извлечения осадка в процессе строительства подземного резервуара, даже при высоком исходном содержании нерастворимых включений в каменной соли, позволяет значительно увеличить полезный объем подземного резервуара. Так при содержании нерастворимых включений в каменной соли 20 % изменение величины извлечения с 10 до 90 % приводит к увеличению полезного объема на 82,3 %, а высота резервуара увеличивается с 25 до 46 м (рис.4).

Величина полезного объема при максимальном извлечении осадка (таблица) и форма подземного резервуара при различном содержании нерастворимых включений в каменной соли различаются незначительно (рис. 5).

Таким образом, результаты проведенных исследований показывают, что при извлечении осадка в процессе создания подземного резервуара можно эффективно строить подземные хранилища в солях с высоким содержанием нерастворимых включений.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кулле П.А. О форме гидровруба. Труды ВНИИГалургии, том 30, 1955, с.49-59.
2. Поздняков А.Г. Аналитическое определение величины зашламования нижней части камеры, создаваемой методом растворения в каменной соли, содержащей рассеянные нерастворимые включения. Повышение эффек-

3. Свод правил «Подземные хранилища газа, нефти, и продуктов их переработки», М., ОАО «Газпром», 1999.

Коротко об авторах

Хрулев А.С. – доктор технических наук, вед. научный сотрудник,
 Салохин В.И. – кандидат технических наук, зав. лабораторией строительства ПХГ,
 Каналин Д.В. – научный сотрудник,
 Ларичев Д.В. – научный сотрудник,
 ООО «Подземгазпром».



© М.К. Теплов, В.И. Федчук,
 2005

ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ МЕРОПРИЯТИЙ УПРАВЛЕНИЯ РИСКОМ ПРИ ПОВЫШЕНИИ БЕЗОПАСНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СИСТЕМ ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

Семинар № 15

Из практики эксплуатации сложных технологических систем известно, что заданные параметры регламента их технического обслуживания, как правило, достаточно приблизительны из-за воздействия на конструкции многочисленных факторов разрушения, характеристики которых учесть на стадии проектирования с необходимой точностью практически невозможно. В полной мере эта неопределенность относится к подземным сооружениям, в том числе к скважинам различного назначения. Указанные в паспорте и технических условиях значения назначенного ресурса, наработки до среднего и капитального ремонта, номенклатура и методы соответствующих мероприятий должны корректироваться по результатам периодического мониторинга технического состояния, периодичность которого должна соответствует его изменению. В наибольшей степени это относится к скважинам подземных резервуаров в каменной соли, где ошибки в сроках и качестве проведения мониторинга и регламентных работ может привести к значительному материальному ущербу из-за продолжительной незапланированной потери части хранилища хранимого продукта.

Вероятность преждевременного разрушения практически определяет два метода предупреждения опасных событий, которые могут быть использованы на действующем предприятии одновременно. Первый метод – условно «пассивный», прогнозирует необходимость (иногда в более короткий срок, чем предписано регламентом) проведения профилактического ремонта.

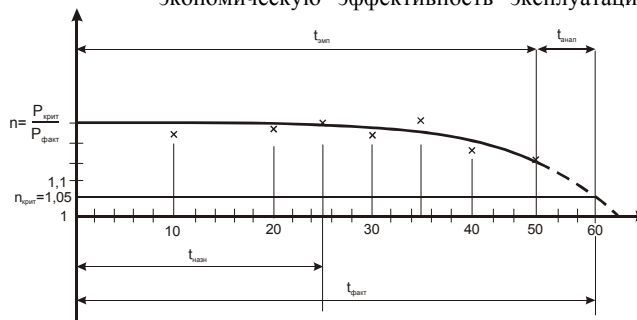
Рис. 1. Схема определения фактического ресурса или межремонтного периода трубы обсадной колонны скважины по их зависимости от запаса прочности

Второй способ – «активный», предполагает выявление опасных факторов разрушения с целью их устранения или снижения уровня воздействия.

1. Прогнозирование фактического ресурса и межремонтного периода.

Первый метод полностью использует результаты регламентного мониторинга разрушения колонн, повсеместно применяемого в геофизическом контроле скважин.

Определяемые по «Инструкции...» [1] значения запаса прочности обсадной трубы через 20, 30, 35 [2] и более лет по уменьшающейся толщине стенки ограничивают эмпирически контролируемый срок службы $t_{\text{эмп.}}$ (см. рис. 1). Расчетный период $t_{\text{анал}}$ получен пересечением с горизонталью, соответствующей критическому значению запаса прочности, например $n_{\text{крит}} = 1,05$, функцией полинома, полученного аппроксимацией рассчитанных по результатам мониторинга значений запаса прочности. Используя эту функцию, а также заданные исходные показатели надежности (наименьшее значение вероятности безотказной работы, интенсивность отказов), можно определить с необходимой точностью вероятный период эксплуатации до ремонта. Таким образом, продлевается безаварийный срок службы скважины с помощью своевременных регламентных работ, обеспечивая ей наибольшую надежность, то есть наибольшую экономическую эффективность эксплуатации



ность эксплуатации при действующих факторах разрушения.

В нормативном определении запаса прочности обсадных труб по толщине стенки в опасном сечении используется формула Г.М. Саркисова [3] для вычисления критического давления, учитывая материал и сортамент трубы

$$P_{кр} = 1,1K_{\min} \left\{ \sigma_p + EK_0^2 \rho \left(1 + \frac{3e}{2\rho^3 K_{\min}} \right) - \sqrt{\left[\sigma_p + EK_0^2 \rho \left(1 + \frac{3e}{2\rho^3 K_{\min}} \right) \right]^2 - 4E \cdot K_0^2 \cdot \rho \cdot \sigma_p} \right\},$$

где $K_{\min} = S_{\min} / D$; $K_0 = S_0 / D$; $\rho = S_0 / S_{\min}$;

$e = 2 \frac{a-b}{a+b}$; S_{\min} - наименьшая толщина стенки трубы, мм; S_0 - средняя толщина стенки трубы, м; D - наружный (номинальный) диаметр трубы, м; e - овальность; a и b - большая и малая полуоси овала, м; σ_p , E - модуль упругости и предел прочности на растяжение, кг/см². Запас прочности трубы

$n = \frac{P_{кр}}{P_{мп}}$,

где $P_{мп}$ - наибольшее эксплуатационное давление на трубу на данном участке, кг/см². Текущее значение вероятности отказа

$$Q_i = 1 - e^{-\lambda_{\Sigma} \cdot t_{i0}}$$

где e - основание натурального логарифма; t_0 - срок службы до ремонта, лет; $-\lambda_{\Sigma} \cdot t_{i0} = \ln(1 - Q_i) = \ln Pi$

где Pi - вероятность безотказной работы;

$$t_0 = t_i + t_m \left| \frac{t_{i0}}{t_m} \right| = t_i + t_m \cdot m,$$

где t_i - наработка с начала эксплуатации до начала мониторинга; t_{i0} - наработка с начала мониторинга до конца безопасной эксплуатации, в том числе в межремонтный период; t_m - продолжительность эксплуатации между последовательными этапами мониторинга ремонтного

периода; $m = \left| \frac{t_{i0}}{t_m} \right|$ - количество этапов мониторинга, в том числе в межремонтный период (учитывается только целое число).

Для определения значения $t_{анал}$ вычисляется вышеуказанным способом несколько последовательных предыдущих значений запаса прочности, определяется его зависимость от времени, из которой вычисляется с помощью экстраполяции значение времени при заданной величине $n_{крит}$.

Экономическая эффективность метода прогнозирования и своевременного предотвращения недопустимой потери прочности труб до их разгерметизации определяется снижением вероятности тяжелых последствий разрушения скважины, а также вероятным значительным увеличением ее фактического ресурса.

2. Повышение эффективности эксплуатации с помощью идентификации факторов риска

«Активный» метод представляет значительный интерес благодаря возможности профилактически использовать данные о влиянии опасных факторов разрушения: «коррозионные отказы», «строительные отказы», «металлургические отказы», «эксплуатационные отказы», которые анализировались в работе [4] по материалам экспертных оценок, а в работе [5] применением акустического метода контроля в процессе эксплуатации.

Согласно допущению [6], для анализа большинства случаев проявлений опасных факторов разрушения интенсивность и частота отказов, характеризуются общей по времени зависимостью.

Экономическая эффективность средств, обеспечивающих требуемую техническим заданием надежность, определяется минимальными затратами, наибольшей прогнозируемостью и управляемостью технического состояния и минимальным участием человеческого фактора. Оценка этой эффективности как в случае реальных, так и планируемых мероприятий для снижения риска подземных сооружений при воздействии на факторы разрушения определяется чистым

Значения коэффициентов интенсивности разрушения в зависимости от наработки и технического состояния технологических систем

№ п/п	Виды коэффициентов интенсивности разрушения	Значения коэффициентов интенсивности разрушения при наработке, лет														
		5			10			15			20			25		
		Название	Обознач.	Расчет.	Нормир.	Расчет.	Нормир.	Расчет.	Нормир.	Расчет.	Нормир.	Расчет.	Нормир.	Расчет.	Нормир.	
1	корроз. мод	$\bar{\lambda}_{кор}$	0,3	0,176	0,65	0,232	0,8	0,258	0,8	0,28	0,65	0,227	0,02	0,02		
2	строит. исх	$\bar{\lambda}_{стр}$	0,4	0,235	0,6	0,214	0,6	0,194	0,45	0,157	0,15	0,06	0,06			
3	строит. мод	$\bar{\lambda}_{стр}^{мод}$	-	0,25	-	0,025	-	0,02	-	0,015	-	0,015	-			
4	металл исх	$\bar{\lambda}_{мет}$	0,6	0,333	0,8	0,285	0,9	0,29	0,73	0,255	0,4	0,14	0,14			
5	металл мод	$\bar{\lambda}_{мет}^{мод}$	-	0	-	0,285	-	0,29	-	0,255	-	0,14	-			
6	экспл. исх	$\bar{\lambda}_{экс}$	0,4	0,235	0,65	0,232	0,8	0,258	0,88	0,308	0,85	0,297	0,03			
7	экспл. мод	$\bar{\lambda}_{экс}^{мод}$	-	0,025	-	0,025	-	0,025	-	0,03	-	0,03	-			

дисконтным доходом (ЧДД) за весь период осуществления мероприятий, то есть приростом чистой прибыли на всех этапах дисконтирования ($\Delta\Pi_m$), при сравнении эффективности (прибыли) на каждом из них.

В наиболее простом случае прибыль определяется уменьшением количества ремонтов при их однообразном содержании, за счет средств, повышающих надежность – автоматического мониторинга факторов опасности; дополнительных средств, снижающих активность разрушения, в том числе – электрохимическую защиту крепи скважин; промежуточных опор-кондукторов, снижающих амплитуду циклических изгибающих деформаций подвесных колонн; использования современных технологий цементирования скважин; повышения надежности уплотнительных элементов; сокращения количества и повышения надежности соединительных элементов; уменьшения количества сварных соединений и других средств.

Снижение количества циклических операций технологического обслуживания снижает одновременно участие операторов и специалистов, что уменьшает риск случайных нарушений, а также повышает экономическую эффективность.

В этом случае прирост чистой прибыли:

$$\Delta\Pi_m = (c_1 m_1 - c_2 m_2) \cdot (1 - k_H) = c_1 \cdot m_1 \cdot \left(1 - \frac{c_2}{c_1} \cdot \frac{m_2}{m_1}\right) \cdot (1 - k_H), \quad (1)$$

где c_1, c_2 – стоимость технического обслуживания без применения и с применением средств, повышающих надежность, чел. час; m_1, m_2 – количество регламентируемых комплексов операций технического обслуживания (ремонтов) без применения и с применением средств, повышающих надежность; k_H – коэффициент налогообложения.

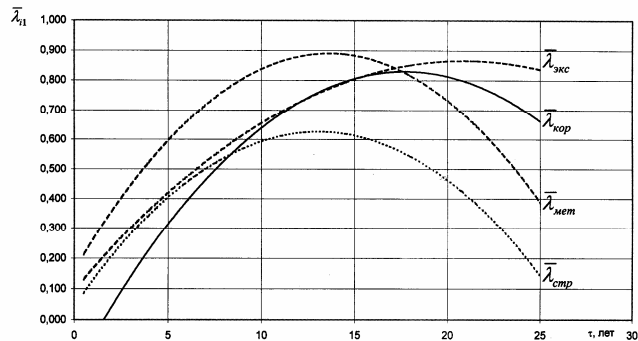
Принимая во внимание единое значение общего срока службы – T , различные значения межремонтного периода эксплуатации в первом и во втором случае t_1, t_2 ,

$$m_1 = \frac{T}{t_1}, \quad (2)$$

$$m_2 = \frac{T}{t_2}, \quad (3)$$

Мероприятия для снижения воздействия опасных факторов разрушения увеличивают

Рис. 2. Изменение факторов разрушения $\bar{\lambda}_{кор}$, $\bar{\lambda}_{стр}$, $\bar{\lambda}_{мет}$, $\bar{\lambda}_{экс}$ в процессе эксплуатации



продолжительность межремонт-

ного периода или между этапами мониторинга, то есть

$$t_2 = t_1 + \sum_1^i \Delta t_i, \quad (4)$$

где Δt_i -- $\Delta t_{1экс}$, $\Delta t_{1стр}$, $\Delta t_{1кор}$,

$\Delta t_{1мет}$ - увеличение продолжительности эксплуатации за счет снижения эксплуатационных, строительных нарушений и коррозионных и металлургических дефектов. Через значения интенсивности (частот) отказов, приведенных к их максимальным по времени эксплуатации значениям, выражение (4) приводит к

$$\lambda_2 = \frac{1}{\lambda_1 + \sum_1^i \frac{1}{\lambda_1 \cdot \Delta \lambda_{\lambda_1}}}, \quad (5)$$

где $\Delta \lambda_{\lambda_1}$ - $\bar{\lambda}_{кор}$, $\bar{\lambda}_{стр}$, $\bar{\lambda}_{мет}$, $\bar{\lambda}_{экс}$ - изменение текущих относительно максимальных значений функций интенсивности (частоты) аварий при воздействии коррозионных, строительных, металлургических и эксплуатационных факторов.

По опубликованным [5] данным, полученным при исследовании факторов разрушения магистральных газопроводов, и практически совпадающим в средних значениях относительной интенсивности (частот) с факторами разрушений скважин [4], при $t < 2$ лет с дисперсией $\delta = 0,1$

$$\bar{\lambda}_{кор} = 0,032, \quad \bar{\lambda}_{стр} = 0,9, \quad \bar{\lambda}_{мет} = 0,28, \\ \bar{\lambda}_{экс} = 0,186$$

При $t \geq 2$ лет данные в первом приближении (с невысокими коэффициентами корреляции) аппроксимированы полиномами 2-го порядка

$$\bar{\lambda}_{кор} = -0,0035t^2 + 0,1128t - 0,1709; R^2 = 0,7853;$$

$$\bar{\lambda}_{стр} = -0,0034t^2 + 0,0892t - 0,0426; R^2 = 0,5106;$$

$$\bar{\lambda}_{мет} = -0,0039t^2 + 0,107t - 0,1588; R^2 = 0,7076;$$

$$\bar{\lambda}_{экс} = -0,0018t^2 + 0,0737t - 0,0943; R^2 = 0,8177.$$

Таким образом, могут прогнозироваться значения $\Delta \bar{\lambda}_{экс}$, $\Delta \bar{\lambda}_{стр}$, $\Delta \bar{\lambda}_{кор}$, $\Delta \bar{\lambda}_{мет}$ за анализируемый период

Эти функции, иллюстрируемые рис. 2, открывают перспективу влиять на частоту аварий как совершенствованием системы технического обслуживания, так и организацией производства на его различных этапах (строительства и эксплуатации)

Таким образом, количество ремонтов в результате проведения мероприятий

$$m_2 = \frac{\lambda_i T}{\left(1 + \sum \frac{1}{\Delta \lambda_{\lambda_1}}\right)} = \frac{T}{t_1} \cdot \frac{1}{\left(1 + \sum \frac{1}{\Delta \lambda_{\lambda_1}}\right)}, \quad (6)$$

С учетом выражения (6)

$$\Delta \Pi_m = c_1 m_1 \left[1 - \frac{c_2}{c_1} \cdot \frac{T}{t_1} \cdot \frac{1}{\left(1 + \sum \frac{1}{\Delta \lambda_{\lambda_1}}\right) T} \right] = \\ = c_1 m_1 \cdot \left[1 - \frac{c_2}{c_1} \cdot \frac{1}{1 + \sum \frac{1}{\Delta \lambda_{\lambda_1}}} \right], \quad (7)$$

где $K_{уп} = 1 + \sum \frac{1}{\Delta \lambda_{\lambda_1}}$ - коэффициент управления риском/

Рассчитанная по указанным в таблице значениям $\Delta \bar{\lambda}_{\lambda_1}$ общая за все межремонтные периоды прибыль $\Delta \Pi_m$ составляет 70–90 % за счет экономии затрат на эксплуатационные расходы при ремонтах без учета стоимости каждого из них.

1. Инструкция по расчету обсадных колонн для нефтяных и газовых скважин. Руководящий документ, РД 39 – 7/1 – 0001 – 89, Куйбышев, 1989, с. 192.
2. Временная инструкция по переаттестации скважин ПХГ с целью определения их возможной эксплуатации. \ \ Руководящий нормативный документ. Ставрополь, 1996, с. 2.
3. Саркисов Г.М. Расчеты обсадных труб и колонн. – М.: Госпотехиздат, 1961, с. 244.
4. Бекетов С.Б., Евик В.Н., Гендель Г.Л., Яковенко Н.А., Кубланов А.В., Теплов М.К., Федчук В.И. Определение частоты аварий и значений факторов риска подземных хранилищ углеводородов в каменной соли методом экспертного анализа. \ \ Безопасность и жизнь, № 11, 2003.
5. Аleshин Н.П., Бигус Г.А. Применение акустических методов контроля при оценке остаточного ресурса резервуаров и трубопроводов. \ \ Безопасность труда в промышленности, №1, 2001.
6. Хенли Э.Дж., Куамато Х. Надежность технических систем и оценка риска. – М.: Машиностроение, 1984, с. 528.

Коротко об авторах

Теплов М.К. – кандидат технических наук, зав. отделом,
Федчук В.И. – кандидат технических наук, вед. научный сотрудник,
ООО «Подземгазпром».



© Н.Ю. Смайльс, 2005

УДК 622.831.322.234.42

Н.Ю. Смайльс

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РАДИАЛЬНО НАПРАВЛЕННОЙ СТРУИ В РАСТВОРЕНИИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ (ГИДРОВРУБА) ПРИ СКВАЖИННОЙ ДОБЫЧЕ РАССОЛОВ

Семинар № 15

Метод подземного растворения через систему скважин с земной поверхности широко используется в строительстве камер-хранилищ в формациях каменной соли, которые предназначаются для длительного хранения углеводородного сырья и захоронения вредных отходов производства. Кроме этого методом подземного растворения осуществляется добыча хлоридно-натриевых рассолов, используемых в качестве сырья в химической промышленности, черной металлургии, целлюлозно-бумажном производстве, чистая же соль после выпаривания используется в пищевой промышленности и медицине. Не смотря на

одинаковый подход процессов растворения каменной соли, условия разработок имеют принципиальные отличия. Так, например, в строительстве камер-хранилищ стремятся получать устойчивые выработки диаметром 50-80 м за короткий период времени, при этом используются большие скорости движения жидкости $U_0 = 15-20$ м/с и производительность скважины до 300 м³/час, извлекая при этом слабоминерализованные рассолы концентрацией до 150 г/л, которые при повторном цикле использования сливаются в водоносные горизонты [1-2]. Добыча рассолов связана с извлечением насыщенных растворов соли концентрацией близ-

кой к 305 г/л. Для этого скважина работает в режиме производительности 40-80 м³/час, камера отрабатывается до размеров диаметра 100-120 м, и концентрация рассолов среды камеры в среднем составляет 200-250 г/л.

Для интенсификации темпов строительства камер-хранилищ в практике применяется струйный метод, который для быстрого растворения стенок выработки используют воздействие направленной струи. Вынужденное действие струи связано с подачей воды через небольшое отверстие в колонне, т.е. сопло. Скорость струи на выходе $U_0 = 15-20$ м/сек обусловлена рядом технических параметров системы труб и оборудования скважины. Использование энергии направленной струи приводит к сокращению времени создания камер-хранилища [3-8].

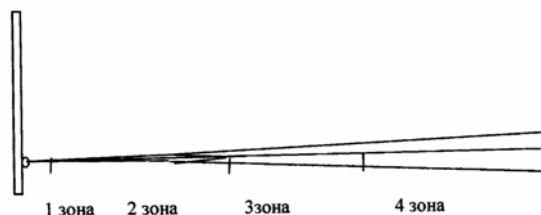
Анализ условий размыва камер при добыче рассолов показал, что на подготовительном этапе формообразования выработки – гидровруба, когда выработка имеет небольшие размеры диаметра до 60-80 м, извлекаемые рассолы и рассольная среда камеры имеют невысокую плотность, и при этом производительность скважины может составлять до 80 м³/час и выше. Эти условия идентичны размыву камер-хранилищ и подготовительному периоду отработки гидровруба, поэтому представляется возможность использования энергии затопленной струи.

С целью обмена опыта и выяснения возможности использования энергии струи на подготовительном этапе создания гидроврубовой выработки, проводились исследования по определению влияния радиально направленной струи. Направленная струя имеет зоны действия, соответствующие: 1 - зоне механического отрыва частиц соли, которая определяется длиной пробега $L \leq 30d_0$; 2 - зоне формирования компактной части струи $L = 300 \div 400d_0$; 3 - зоне, характеризуемой повышенной скоростью растворения соли в неподвижной среде и $L = 650d_0$; 4 - зоне диффузионного растворения поверхности соли в неподвижной среде растворителя $L = 1000 \div 1200d_0$ [5] (рис. 1).

Рис. 1. Схема радиально направленной струи при $V_0 = 16$ м/с: $Q = 0,723$ м³/час и $d_0 = 0,004$ м, где $L1 \leq 30d_0 = 0,12$ м; $L2 = 300 \div 400d_0 = 1,2 \div 1,6$ м; $L3 = 650d_0 = 2,6$ м; $L4 = 1000 \div 1200d_0 = 4 \div 4,8$ м;

Попадая в радиус первой зоны, частички соли отрываются от соляной поверхности, в радиусе второй зоны происходит турбулентное перемешивание растворов жидкости, интенсивное растворение стенок выработки и формирование факельной части струи, в радиусе третьей зоны наблюдается вынужденное движение струи в среде окружающих рассолов и вынужденное растворение стенок камеры по оси струи. Факел струи, сформированный во второй зоне, обуславливает дальнейшее движение струи-потока, и при удалении на большее расстояние от факела, приводит к угасанию активности действия направленной струи. Чем больше радиус факела, тем больше радиус действия струи. Это наблюдается в четвертой зоне, когда действие потока прекращается, и растворение переходит на стадию массопереноса или диффузионного растворения. В дальнейших расчетах использовалась 5 зона $L = 2000d_0$, растворение которой связано с процессами диффузионного обмена на контакте соприкосновения стенок выработки со слабыми рассолами среды камеры.

С учетом данных зон действия струи, проводился математический анализ по формообразованию выработки радиально направленными струями. В соответствии с технологическими параметрами скважинной добычи относительно $Q_{св} = 60-80$ м³/час и в соответствии с начальной скоростью истечения жидкости из насадки $U_0 = 15-20$ м/сек, определялись размеры насадок и их количество, обеспечивающих работу струй [6-8], и кинематическое подобие систем растворения [9-11] (рис. 2). Затем определялся радиус действия каждой зоны и размеры выработки на каждом этапе растворения. Таким образом, была разработана методика математического моделирования формирования гидровруба горизонтально направленными струями, которая представляет поэтапное формирование выработки с определением разме-



ров радиуса и предполагаемых форм камеры. Соблюдая геометрическое подобие, были определены технологические параметры скважины для размыва гидровруба в промышленных

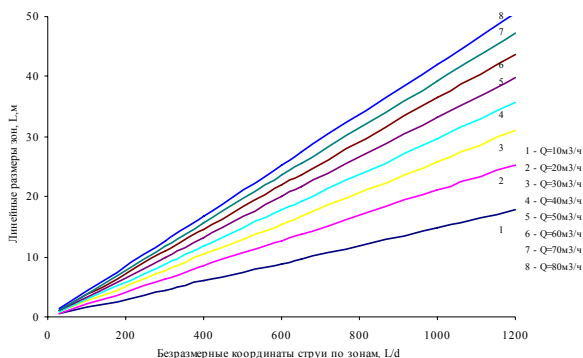


Рис. 2. Радиус формирования струи по зонам действия при $Q = 10...80$ м³/ч и $d = 0,0148-0,042$ м

условиях, к которым относятся диаметр и количество насадок, время размыва и размеры радиусов на каждом этапе формирования.

Математические расчеты показали, что время размыва гидровруба при использовании энергии радиально направленной струи сокращается в 2-4 раза. Вместо 1,0-1,5 лет потребуется всего 6-8 месяцев для получения подготовительной выработки (гидровруба) с использованием энергии струи.

В результате проведенных исследований и математических расчетов были разработаны:

1. Методика математического моделирования подготовительной выработки – гидровруба с использованием энергии горизонтально направленной струи.

2. Рекомендации по созданию гидровруба радиально направленными струями для промышленных условий растворения.

И получены следующие результаты:

1. Радиус вынужденного действия направленной струи определяется зоной влияния $L = 650d_0$, которая обеспечивает максимальный радиус проникновения струи в область неподвижной среды рассолов слабой минерализации.

2. Определены зависимости технологических параметров (производительности скважины, начальной скорости истечения жидкости на выходе из насадки (сопла), размеров и количества насадок, времени отработки) и радиуса действия горизонтально направленной струи

3. При $Q_{скв} = 60-80$ м³/час и $U_0 = 16$ м/сек максимальная дальность проникновения (погружения) горизонтально направленной струи растворителя соответственно составляет $R = 23$ и 27 м. При сопоставлении с радиусом действия растворителя через сечение скважины, которая не превышает $r_{вх} = 4,7 \div 7,5$ м и характеризуется $V_0 = 0,721 \div 0,966$ м/с, зона вынужденного влияния струи значительно выше и распространяется до размеров $R = 23-27$ м.

4. Необходимо учесть, что полученные результаты справедливы для среды рассолов малой минерализации. Возможно, на этапе эксплуатационного размыва камеры, когда плотность рассольной среды камеры значительно выше, пробег струи будет меньше. Однако, с учетом граничных условий критерия Архимеда: $10 \leq Ar \leq 40$ м³/час, то, возможно, дальность пробега струи при $Q > 40$ м³/час сохранит свои значения. Данное положение по определению зависимостей дальности пробега в среде рассолов переменной плотности требует проведения дополнительных исследований.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Иванцов О.М.* Подземное хранение сжиженных углеводородных газов. - М.: Недра, 1964, 2-е изд.
 2. *Мазуров В.А.* Подземные газонефтеохранилища в отложениях каменной соли. - М.: Недра, 1982.
 3. *Теперин Н.Л.* Движение струи в массиве жидкости. - Тр.САНИИРИ, вып. 10, 1933.
 4. *Милован А.Я.* Гидродинамические основы газовой борьбы. - Новочеркасск, 1918.
 5. *Царенков Ю.В.* Исследование кинетики растворения галита затопленной струей//Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья. - М.: ЦНИИТнефтехим, 1973, №8.
 6. *Царенков Ю.В., Грохотов В.А.* Исследование технологических параметров создания емкостей в соляных

формациях //Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья. - М.: ИНИИТЭнефтехим 1977, №12. – С. 1-4.
 7. *Васюта Ю.С., Черников В.И.* Растекание водных струй при выщелачивании подземных емкостей//Транспорт и хранение нефтепродуктов, №3. 1967.
 8. *Свиридов В.П., Губин В.Е.* Исследование распространения затопленной струи в вязкой жидкости//Транспорт и хранение нефтепродуктов, №2, 1967.
 9. *Здановский А.Б.* Кинетика растворения природных солей в условиях вынужденной конвекции - Л.: Тр.ВНИИГ, вып.33, Госхимиздат, 1956.
 10. *Долежалик В.* Подобие и моделирование в химической технологии. - М.: Гостоптех. 1960.

Коротко об авторах

Смайльс Н.Ю.– кандидат технических наук, научный сотрудник, ИПКОН РАН.



© В.П. Малуков, 2005

УДК 622.272

В.П. Малуков

КРУПНОМАСШТАБНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ СТРОИТЕЛЬСТВА ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ РЕЗЕРВУАРОВ В КАМЕННОЙ СОЛИ ПРИ ПОДЗЕМНОМ РАСТВОРЕНИИ

Семинар № 15

Одним из основных направлений научных исследований в области строительства подземных хранилищ углеводородов является разработка технологии создания резервуаров горизонтального типа в соляных пластах малой мощности и разработка устройств и методов интенсификации процесса растворения соли.

Современное состояние теории и практики строительства подземных резервуаров в отложениях каменной соли геотехнологическим методом через буровые скважины, предназначенных для хранения газообразных и жидких продуктов, характеризуется развитием технологических схем сооружения подземных резервуаров и получением основных расчетных уравнений формирования подземных резервуаров в зависимости от горно-геологических, технологических условий и режимов подачи растворителя.

Месторождения каменной соли на территории Российской Федерации, представленные пластами мощностью до 60 м составляют 25 % от общего количества месторождений [1]. Использование залежей каменной соли малой мощности в области строительства подземных хранилищ жидких и газообразных продуктов возможно при создании горизонтальных резер-

вуаров (галерейных, тоннельных), в виде протяженной выработки с размерами поперечных сечений в пределах мощности пласта.

Сооружение подземных вертикальных резервуаров в маломощных пластах через вертикальные скважины технически возможно, но экономически нецелесообразно. При этом получается подземный резервуар небольшого геометрического объема при дорогостоящей скважине. В пластах каменной соли незначительной мощности целесообразно строительство горизонтальных протяженных выработок необходимых геометрических объемов.

При сооружении горизонтальных резервуаров в маломощных пластах каменной соли результатом управления процессом подземного растворения соляной поверхности является получение геометрических характеристик выработки (площади поперечных сечений по длине выработки и их конфигурации) максимально близких к проектным. В этом случае можно получить максимально возможный геометрический объем резервуара и его оптимальную конфигурацию для конкретных горно-геологических условий площадки строительства хранилища.

Таблица 1
**Основные технологические параметры натурной горизонтальной
 выработки-емкости и выработок-моделей**

№ п/п	Параметры	Выработка-емкость	Модель 1Г	Модель 2Г	Модель 3Г	Модель 4Г
1	Линейный масштабный множитель	1	45	40	45	45
2	Длина выработки, м	300	6,7	7,5	6,7	6,7
3	Объем выработки, м ³	300000	3,3	4,7	3,3	3,3
4	Производительность Подачи воды, м ³ /час	243	0,12	0,15	0,12	0,12
5	Средняя площадь поперечного сечения, м ²	1000	0,49	0,63	0,49	0,49
6	Время отработки выработки, ч/сут.	9120/380	192/8,3	228/9,5	192/8,3	192/8,3
7	Количество этапов отработки	5	6	5	5	5
8	Количество соли, извлекаемой на этапах, в % от общего кол-ва	7;13;17; 28;35	10;12;15; 17;20;26	9;13;18; 25;35	7;13;17; 28;35	7;13;17; 28;35

Проведенные теоретические и экспериментальные исследования позволили разработать технологическую схему строительства горизонтальных резервуаров через две скважины: вертикально-горизонтальную и вертикальную [2].

Горизонтальный резервуар сооружается в пределах горизонтальной части вертикально-горизонтальной скважины и представляет собой горизонтальную протяженную выработку. В зависимости от мощности пласта каменной соли и геометрических размеров выработки отношение высоты к длине составляет от 1:5 до 1:10 и более. Моделировать такое соотношение в лабораторных условиях на кубах соли достаточно трудно. Поэтому принят метод крупномасштабного моделирования процесса строительства горизонтальных выработок.

Для отработки моделей в соляной горе из штольни были пробурены горизонтальные скважины с наклоном 2-90 в сторону забоя, диаметром 65–70 мм и длиной 11–12 м. Устьевая часть скважин на глубину 1,0–1,5 м расширена до диаметра 112 мм и обсажена трубой диаметром 89 мм. Затрубное пространство скважин зацементировано на длину обсадной трубы.

Крупномасштабное моделирование четырех горизонтальных выработок проведено на полигоне в Ходжа-Мумыне. В каменной соли

отмечается содержание нерастворимых включений глинистого материала (до 10 %).

Линейные размеры этапов по длине горизонтальной части скважины принимаются одинаковыми. Поперечные сечения выработки постепенно увеличиваются при переходе к последующим этапам отработки резервуара. При проведении экспериментальных исследований на моделях длина горизонтальной части вертикально-горизонтальной скважины разбивалась на 5 одинаковых отрезков-этапов с последовательным увеличением на каждом этапе количества соли, извлекаемого с рассолом.

Основные технологические параметры натурной горизонтальной выработки-емкости и пересчитанные параметры на выработку-модель приведены в табл. 1.

В результате этих исследований были установлены основные закономерности формирования резервуаров. При создании крупномасштабной модели с негативными проявлениями при выходе из растворителя воздуха получают неодинаковые по длине треугольные поперечные сечения выработки с плоской потолочной (модель 1Г). При комбинированной конфигурации поперечного сечения выработки (комбинация полукруга в верхней части и треугольника в нижней части) отношение высоты выработки к величине полупролета получено 0,66. Форма горизонтальной выработки-модели 1Г представлена на рис. 1.

Таблица 2

Фактические параметры горизонтальных выработок-моделей

№ п/п	Параметры	Выработка- модель 1Г	Выработка- модель 2Г	Выработка- модель 3Г	Выработка- модель 4Г
1	Длина выработки, м	8,4	7,5	10,5	8,15
2	Объем выработки, м ³	3,38	5,42	1,92	4,86
3	Производительность подачи воды, м ³ /час	0,12	0,15	0,12	0,12
4	Объем рассола, м ³	27,3	36,0	15,8	31,9
5	Количество соли, извлекаемой с рассолом, кг	6719	10196	3659	9087
6	Время отработки выработки, ч/сутки	254/10,6	240/10,0	132/5,5	273/11,3
7	Простой, час	26,5	-	-	7
8	Средняя концентрация рассола, г/л	246,1	287	232	285
9	Средняя температура рассола, °С	21,2	26,7	19,5	22,0
10	Количество этапов отработки	6	5	5	5
11	Количество соли, извлекаемой на этапах, в % от общего кол-ва	7;10;12; 15;17;20;26	7;12,6;17,0; 27,5;35,0	7;13;17	8,4;11,4; 16,5;23,4;40,3
12	Давление в выработке, МПа	0,14	0,35-0,72	0,7	0,75-0,99
13	Среднее значение высоты, м	0,61	0,97	0,40	0,93
14	Средняя величина пролета, м	1,87	1,09	0,45	1,07
15	Среднее отношение высоты выработки к полупролету	0,66	1,8	1,8	1,8
16	Угол наклона боковых поверхностей, град.	30-34	32-40	59-35	30-44
17	Средняя площадь попе-речного сечения, м ²	0,51	0,63	0,23	0,70
18	Форма кровли	Плоская	Сводчатая	Сводчатая	Сводчатая неполностью

Одна модель была вскрыта на промежуточном этапе отработки (модель 3Г).

Выработку-модель 3Г до расчетного объема довести не удалось из-за ее разгерметизации, произошедшей на 4 этапе вследствие соединения обрабатываемой выработки с трещиной в массиве соли.

Вскрытие модели 3Г на промежуточном этапе, отработанной только на половину проектного времени создания выработки, показало, что в зоне незначительного растворения, расположенной ближайшей к устью скважины части модели (эта часть не получила еще достаточного развития и максимально удалена от точки ввода растворителя), угол наклона боковых стенок подошвы равен 590. Сечения модели отработаны полностью, имеют угол наклона боковых стенок подошвы 32–350. Полученные разные углы наклона боковых стенок подошвы модели в процессе создания выработки, показывают,

что в процессе растворения идет постоянное уменьшение угла наклона боковых стенок подошвы при увеличении высоты и пролета. Отмеченный угол наклона боковых стенок подошвы 590 не является максимальным. Очевидно, развитие боковых стенок подошвы выработки начинается от угла наклона близкого 900.

При неполном удалении воздуха уменьшилась высота выработки, изменилась форма кровли выработки модели 4 Г. Форма кровли выработки-модели 4Г характеризуется неполностью сводчатой.

При отработке модели без негативного проявления воздуха была получена «эталонная» выработка (модель 2Г). Форма горизонтальной выработки-модели 2Г и изменение концентрации при ее отработке представлены на рис. 2 и 3.

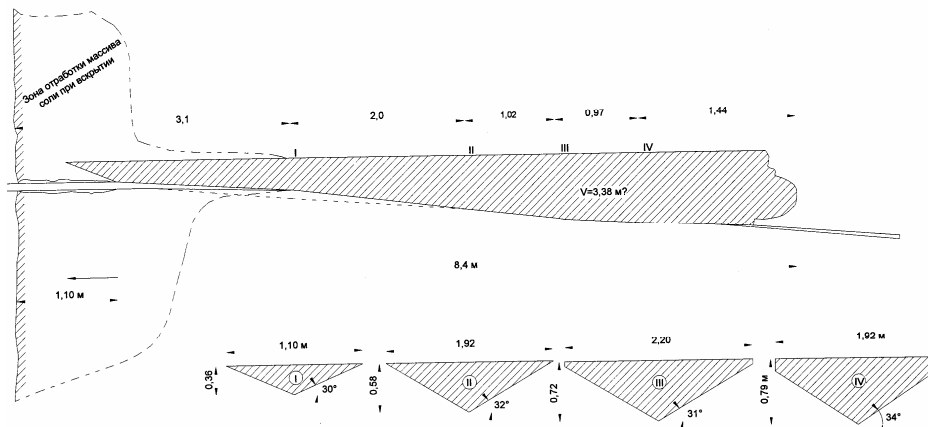


Рис. 1. Форма горизонтальной выработки-модели 1Г

Фактические параметры отработки горизонтальных выработок-моделей приведены в табл. 2.

В процессе отработки горизонтальных резервуаров-моделей ежечасно измерялись: температура воды и рассола, производительность по рассолу, плотность рассола.

Концентрация рассола, выдаваемого из выработки при периодическом перемещении положения ввода растворителя (последовательно отступающими этапами) в противоточном режиме подачи растворителя определяется по формуле [3]:

$$C = C_n \left[1 - \exp \left(-1,19 \frac{1}{Q} \sum_{i=1}^n K_i S_i \right) \right] \quad (1)$$

где C_n – концентрация насыщенного раствора; K_i – коэффициент скорости растворения i -й поверхности каменной соли; S_i – площадь i -й поверхности; Q – производительность отбора рассола из выработки.

Концентрация рассола с учетом поправки

на температуру процесса растворения соли по отношению к «эталонной» выработке-модели определяется по формуле:

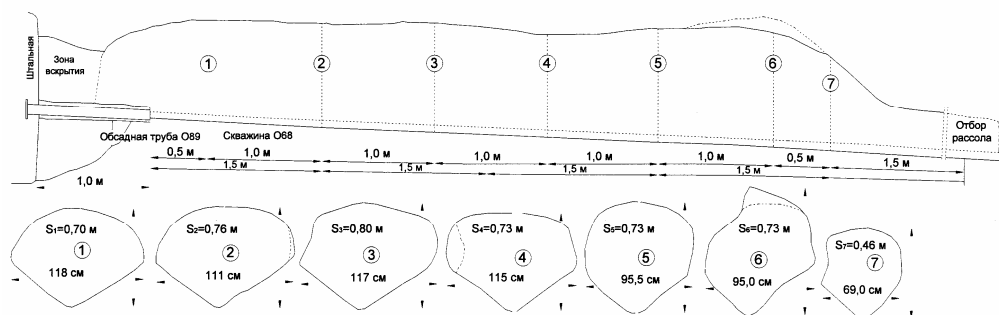
$$C = C_n \left[1 - \exp \left(-1,19 \frac{1}{Q} \sum_{i=1}^n K_i S_i \frac{T_n - 250,8}{54,4} \right) \right] \quad (2)$$

где T_n – температура процесса растворения соли ($T_n \geq 250,8$ К).

После вскрытия модели, отмечено, что за период отработки выработки произошло плотностное расслоение по высоте выпавшего осадка нерастворимых включений. Угол наклона боковых стенок подошвы выработки для нижележащих участков больше, чем для вышележащих (для одной и той же модели, соответственно, 35 и 270). Поэтому при одинаковых величинах высоты и пролета этих участков, получается различная площадь поперечного сечения соответствующих участков выработки.

Используя результаты экспериментальных исследований сооружения горизонтальных выра-

Рис. 2. Форма горизонтальной выработки-модели 2Г



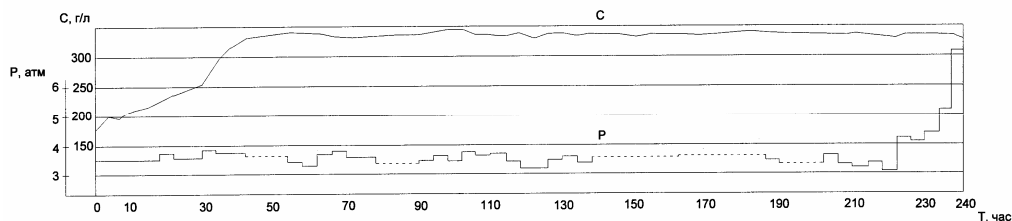


Рис. 3. Изменение концентрации рассола при отработке горизонтальной выработки-модели 2Г

боток с изменением месторасположения позиций ввода растворителя по длине выработки в направлении от забоя к башмаку обсадной колонны вертикально-горизонтальной скважины и отбором рассола в призабойной части выработки разработана методика определения оптимальных параметров процесса растворения при сооружении горизонтальной подземной выработки.

Рассмотрим расчет параметров подземной горизонтальной выработки для условий Подмосковского соленосного бассейна.

По данным эталонной крупномасштабной модели с помощью масштабных множителей определены параметры горизонтальной выработки, исходя из мощности соляного пласта 40 м: линейный масштабный множитель – 41, длина выработки – 280 м, пролет – 45 м, площадь поперечного сечения – 1343 м², производительность – 255 м³/ч, объем выработки – 380 тыс. м³.

Для глубины заложения выработки 1000 м при утилизации рассола путем сброса в рассолопоглощающие подземные горизонты оптимальной оказывается производительность 200 м³/ч. При передаче рассола рассолопотребляющим

предприятиям оптимальной оказывается производительность 250 м³/ч.

Для общего активного запаса 50 млн м³ природного газа необходимо строительство подземной горизонтальной выработки геометрическим объемом 345 тыс. м³, т.е. будет достаточно одной выработки с рассмотренными выше параметрами.

На основе теоретических и экспериментальных исследований разработаны рекомендации по строительству горизонтальных резервуаров через две скважины: вертикально-горизонтальную и вертикальную. Экспериментальные исследования в натуральных условиях показали, что формирование горизонтального резервуара через вертикально-горизонтальную и вертикальную скважины позволяет получить равновеликие поперечные сечения сводчатой формы с равномерно распределенными различными неровностями по контуру выработки.

Рассмотрен массоперенос при строительстве горизонтального подземного резервуара в маломощных пластах каменной соли через две скважины. Получены аналитические зависимости по управлению технологическим процессом отработки соли и формирования подземного резервуара. [4, 5].

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Мазуров В.А. Подземные газонефтехранилища в отложениях каменной соли. – М.: Недра, 1982, 212 с.
2. Поздняков А.Г., Сидоров И.А., Малюков В.П., Мазуров В.А. Способ создания подземной емкости. А.С. №972893, 1980.
3. Мазуров В.А., Поздняков А.Г., Малюков В.П. Хранилища природного газа в маломощных пластах каменной соли. Транспорт и хранение газа. – М. 1979, №5, с. 36-42.
4. Maljukov V.P. Mass transfer in the zone adjacent to the contour of an underground cavern. 8th World Salt Symposium. Amsterdam. 2000. V.1 pp.291-293.
5. Малюков В.П. Формообразование горизонтальных подземных резервуаров в каменной соли. Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: Изд. МГГУ. 2002, №8, с. 186-187.

Коротко об авторах

Малюков В.П. – кандидат технических наук, научный сотрудник ООО «Подземгазпром».

УДК 622.341

Колибаба В.Л., Ф.Ф. Киреев

ПОЭТАПНОЕ ОСВОЕНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ БОГАТЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД КМА

Семинар № 15

КМА является крупнейшим в мире железорудным бассейном, богатые руды которого (содержанием Fe более 60 %), представляющие исключительный интерес, практически не освоены.

подавляющая часть запасов богатых железных руд КМА находится на территории Белгородской области. Этот регион, граничащий на севере с Курской областью, а на юге с Украиной, характеризуется весьма благоприятными экономико-географическими и природно-климатическими условиями.

В пределах Белгородской области и сопредельных областей хорошо развита инфраструктура, имеется густая сеть железных и автомобильных дорог. Регион характеризуется высококоразвитой промышленностью и сельским хозяйством. Промышленность представлена, главным образом, машиностроительной, металлургической, пищевой и стройиндустрией.

Богатые железные руды представляют собой естественные (остаточные) продукты обогащения железистых кварцитов, возникшие в результате латеритного выветривания последних. Залежи этих руд имеют плащеобразный характер, средняя мощность их изменяется от десятков метров до 300-500 метров. Характерной особенностью богатых руд является сохранившаяся от железистых кварцитов полосчатая текстура и высокая пористость (нередко достигает 37-38 %), отчего руды характеризуются малой крепостью с временным сопротивлением сжатию от 0 до 20 кг/см². При этом маритовые, железно-слюдковые и мартит-железно-слюдковые руды представляют собой рыхлую, порошокватую, часто бесструктурную массу, а мартит-гидрогематитовые руды имеют характерный глинисто-подобный характер.

Плотные руды представляют собой прочные массивно-полосчатые образования сидерит-окисного и сидерит-гидроокисного состава,

локализуясь в поверхностных частях рудных залежей, образуя своеобразный панцирь изменчивой мощности.

Количественные соотношения между рыхлыми и скальными рудами колеблются от 60-80 % (в северной части) до 27 % (в южной части) железорудного бассейна КМА). Ресурсы богатых руд в настоящее время оцениваются свыше 60 млрд т.

Гидрогеологические условия месторождений сложны. Сложность гидрогеологических условий определяется глубоким залеганием руд под мощным чехлом осадочных пород, содержащих значительное количество водоносных горизонтов.

Верхние водоносные горизонты, имеющие тесную гидравлическую связь с поверхностными водами имеют ряд особенностей, характерных для зон активного водообмена.

Водоносные горизонты, залегающие на большой глубине, относятся к нижней гидродинамической зоне – зоне значительного и затрудненного водообмена, они изолированы от вмещающих водоносных горизонтов региональными водоупорами, что нашло отражение в их фильтрационных характеристиках, динамике и химизме подземных вод. Напор подземных вод достигает 90 атм., минерализация вод в отдельных зонах достигает до 1-2 г/л, в зонах застоя до 21 г/л.

В 1988-90 г.г. с целью изучения физико-геологических условий для применения скважинной гидродобычи (СГД) на Шемраевском месторождении в его центральной части на участке площадью около 1 га по неравномерной сети (в основном 25 x 25) БГРЭ пробурено 11 разведочных, 6 гидрогеологических, 2 технологических гидродобычных (1Т и 2Т с расстоянием между ними 52 м) и 12 наблюдательных (за сдвижением рудного массива) скважин (главным образом вокруг скважины 1Т. На

этих скважинах и по керновому материалу проведены специальные геологические, геофизические, гидрогеологические, инженерно-геологические и геотехнологические исследования и эксперименты (в скважинах 1М, 2М и 6М), а также комплекс научно-исследовательских и проектно-конструкторских работ, позволяющие сформулировать принципиальные подходы к организации и проведению опытных работ по СГД на скважинах 1Т, 2Т, 3Т и 4Т.

Экспериментальные геотехнологические исследования, осуществленные в разведочных скважинах 1М, 2М и 6М, позволили отнести природные разновидности богатых железных руд к двум основным геотехнологическим типам: легко разрушаемым рыхлым рудам и трудно разрушаемым и не разрушаемым каменистым рудам. Рыхлые руды характеризуются прочностью на одноосное сжатие менее 3 МПа, насыщены водой и способны при создании в рудном массиве градиента напора более 1,3 переходить в подвижное (пльвунное) состояние. Каменистые руды устойчивы в массиве, дают при обрушении крупнообломочный материал, который в процессе пульпообразования способен частично само измельчаться; прочность руд на одноосное сжатие превышает 3 МПа. Фильтрационные свойства типов руд отдельно не изучались. По данным опытно-фильтрационных работ на скважинах участка достигнуты удельные дебиты по откачке вод из рудного массива 0,7-1,33 м³/час (дебиты скважин 22-54 м³/час при понижении 8-40 м). Водопроницаемость рудного массива изучена наливом в скважину 6М – 50 м³/час. Коэффициент фильтрации руд 0,34-0,51 м/сут. Минерализация вод увеличивается с глубиной от 1,5 г/л до 7,0 г/л. Гидростатический напор на кровлю продуктивной пачки составляет 50-55 МПа (500-550 м), причем абсолютная отметка пьезометрического уровня (21,8 м) близка к таковой (123,0 м) в известняках карбона, с которыми рудный массив имеет затрудненную гидравлическую связь.

Началом освоения глубокозалегающих богатых руд Белгородского железорудного района следует считать 1954 год когда на этой территории были начаты поисково-разведочные работы, результатом которых стало открытие Гостищевского, Больше-Троицкого, Ольховатского, Мелихово-Шебекинского и Тетеривино-Малиновского месторождений. На двух из них, на ранее от-

крытом (1953 г.) Яковлевском и Гостищевском была проведена детальная разведка и подсчитаны запасы, положивших начало созданию крупнейшей в мире базы высококачественных руд для черной металлургии.

Промышленное освоение глубокозалегающих богатых руд связано с составлением технического проекта Яковлевского рудника мощностью 18 млн т товарной руды в год, который был закончен в 1964 году, позднее его мощность была снижена до 4,5 млн т. Вскрытие запасов Яковлевского месторождения начато в 1973 году, к настоящему времени на руднике пройдено три ствола, создана система осушения, построены здания и сооружения промплощадки, выполнены горно-капитальные работы в объеме 150 тыс. м³, что составляет около 18 % проектных.

Строительство Яковлевского подземного рудника в настоящее время испытывает довольно сложный период. Завершение строительства потребует значительных средств, источники которых сейчас не определены. Поэтому,

несмотря на выполнение работы, над рудником постоянно нависает опасность полной остановки работ. Такое положение нельзя признать нормальным, необходим поиск новых эффективных способов освоения богатых руд месторождений КМА. Одним из путей интенсификации освоения запасов месторождения является внедрение способа СГД, который позволит выполнить его разработку с учетом проведенных работ.

Геологические и горнотехнические условия глубокозалегающих железорудных месторождений Белгородского района КМА следует оценить как весьма благоприятные для их разработки способом СГД. Уникальные запасы богатых рыхлых руд, находящихся в обводненном состоянии и перекрытые мощным чехлом достаточно прочных пород, позволяют рекомендовать эти объекты в качестве первоочередных для промышленного освоения.

Сущность предлагаемого способа заключается в том, что с поверхности на площади месторождения бурятся скважины на глубину подошвы рудного пласта. В скважину под большим давлением подается водо-воздушная смесь, которая размывает снизу рудный пласт, а образовавшаяся пульпа по межтрубному пространству выдвигается на поверхность. Излишнее количество воды по вспомогательным скважи-

нам подается в рудный массив для его заводнения.

Особый интерес представляет возможность добычи этим способом на КМА рыхлых богатых руд, залегающих на глубинах 400-1000 м и характеризующихся сильной обводненностью. Богатые железные руды представляют собой кору выветривания железистых кварцитов докембрия. В результате процессов окисления и проработки щелочными растворами произошел интенсивный вынос кремнезема из кварцитов с одновременным переходом руды в рыхлое состояние. За счет этого на значительной глубине в естественных условиях образовались по существу природные железные концентраты высокого качества, содержащие до 68 % железа и весьма чистые по примесям. В настоящее время способ СГД опробован в промышленных условиях. В результате проведенных работ установлено наличие руд различной прочности, составляющих рудный массив, позволяющих вести разработку месторождения комбинированным способом. В основу обоснования комбинированного способа нами положены принципы пространственно-временного сочетания скважинной гидродобычи с поверхности и подземной разработки в пределах одного месторождения. Такой способ имеет значительные преимущества: в максимальной степени интенсифицируется отработка месторождения на первой стадии разработки; становится экономически выгодной отработка многих месторождений, которые обрабатывать только подземным способом нецелесообразно; возможно в более короткий срок, чем при подземных работах, развить значительную производительность рудника; обеспечивается извлечение наиболее богатой части руд на первой стадии отработки; существенно улучшаются технико-экономические результаты разработки; значительно повышается эффективность капитальных вложений.

При подземном способе разработки крупных месторождений запасы руд вскрываются стволами шахт на нескольких горизонтах и дальнейшее развитие горно-добычных работ идет, в основном, в горизонтальной плоскости. В отличие от указанной традиционной технологии, при скважинной технологии гидродобычи предусматривается вскрытие и отработка запасов через скважины на всю мощность рудных залежей, что позволяет непосредственно оконтурить скважинами отдельные блоки. Поэтому и отработку месторождения при СГД

следует предусматривать отдельными блоками. Размеры этих блоков определяются производительностью, как отдельных участков (модулей), так и в целом горнодобывающего предприятия, а также планируемыми сроком его существования.

При крупномасштабном освоении богатых рыхлых руд КМА предлагается разработать и использовать горно-технологические МОДУЛИ, каждый из которых представляет собой типовой комплекс зданий, сооружений и оборудования для обеспечения объема годовой добычи железных руд на уровне 1 млн т. После создания 1-го модуля, наращивание мощности горно-добычного предприятия СГД до требуемых масштабов целесообразно осуществлять за счет ввода в действие дополнительных модулей, строительство которых осуществляется за счет использования прибыли, получаемой на ранее введенных в эксплуатацию объектах, то есть использовать самофинансирование строительства без привлечения других инвестиций.

При добыче железной руды через скважины, последние являются основным звеном в техническом оснащении горнодобывающего предприятия. Удельный вес затрат на строительство предприятия связан с бурением и оборудованием скважин и достигает 60 %. Основным параметром, определяющим конструкцию добычной скважины, является ее производительность, водоподдающей – приемистость, многоцелевых – возможность проведения комплекса наблюдательных и геофизических работ.

Проектирование рудников по этапам ввода мощности имеет свои особенности. Работа рудника от начала строительства до момента исчерпания всех предназначенных к отработке запасов руды должна освещаться рядом последовательно составленных этапов – проектов, количество которых зависит в общем случае, от общей продолжительности разработки месторождения. В соответствии со СН202-81 и ВНТП-13-2-93 проектирование нового предприятия, строительство которого будет осуществляться по очередям, должно начинаться с разработки основных проектных решений, необходимых для составления схемы генерального плана, которые включаются в состав проекта на строительство первой очереди. Проекты на строительство последующих очередей разрабатываются на основе схемы генерального плана на полное развитие предприятия. В основе проектных решений должны быть освещены

вопросы, характеризующие (первоочередную) технологическую схему (добычи), параметры системы разработки и ориентировочные сроки перехода на новые технологические схемы.

В рамках укрупненных решений выделяется расчетный период работы рудника с продолжительностью от момента достижения проектной мощности не менее 5 лет, с тем, чтобы общая продолжительность этапа существования рудника (от начала строительства до конца расчетного периода) не превышала 12-15 лет. В конкретных условиях продолжительность расчетного периода может уточняться. Существенное увеличение длительности расчетного периода представляется нецелесообразным ввиду относительно невысокой достоверности оценки горнотехнических и технико-экономических показателей работы рудника. За более длительный период неизбежно изменение, зачастую коренное, таких факторов, как: потребности в железорудном сырье и попутно добываемых компонентах, кондиций на руду, технико-экономических параметров основного и вспомогательного оборудования, оптовых цен на товарную продукцию горнодобывающего предприятия, общих тенденций развития техники и технологии и изменении представлений о рациональном применении той или

иной технологической схемы разработки. В проектах соответствующих очередей строительства рудника детально прорабатываются технические решения на период строительства и наращивания мощности в расчетный период работы, включая календарный план горных работ, параметры системы и технологическую схему разработки до конца расчетного периода.

Применение этого метода добычи позволяет получить сырую руду с содержанием железа свыше 67 %, что более, чем в два раза выше, чем по основным предприятиям. Выход товарной продукции (в пересчете на металл) из одной тонны руды оценивается в 0,62 т, то есть для получения одной т металла необходимо добыть 1,7 т руды. Этот показатель почти в три раза ниже, чем по основным эксплуатирующимся месторождениям России и в полтора раза ниже, чем в целом по добываемой руде в мире. Эксплуатационные затраты на добычу природного концентрата КМА методом СГД в 2-2,5 раза ниже затрат при традиционных способах добычи и рудоподготовки на действующих предприятиях.

Расчеты показывают, что использование новых технических решений при разработке месторождений богатых железных руд КМА позволяет удовлетворить общественные по-

Наименование показателей	Ед. изм.	Подземная добыча (шахта)		Скважинная гидродобыча		
		Варианты годовой производительности		Варианты цены 1 т товарной руды		
		1	2	1	2	3
1. Годовой объем добычи товарной железной руды	тыс. т	4500	3000	4500	4500	4500
2. Среднее содержание железа в товарной руде	%	62	67	67	67	67
3. Цена 1 т товарной руды	долл.	9,0	10,0	10,0	8,0	6,0
4. Стоимость годового выпуска товарной продукции	млн. долл.	40,5	30,0	45,0	36,0	27,0
5. Себестоимость 1 т товарной руды	долл.	5,9	6,5	2,82	2,82	2,82
6. Годовые эксплуатационные расходы	млн. долл.	26,6	19,5	12,7	12,7	12,7
7. Балансовая прибыль (до вычета налогов)	-«-	13,9	10,5	32,3	23,3	14,3
8. Чистая прибыль	-«-	3,6	2,8	17,2	12,1	9,0
9. Капитальные вложения	-«-	174,0	130,0	62,8	62,8	62,8
10. Производственные фонды, всего	-«-	172,0	128,4	62,9	62,9	62,9
в т.ч. – основные						
– оборотные						
11. Рентабельность к фондам	-«-	165,3	123,5	59,7	59,7	59,7
	-«-	6,7	4,9	3,2	3,2	3,2
	%	2,1	2,2	27,8	19,2	14,3

требности в железорудном сырье на уровне современных, сократив выемку горной массы из недр в 5-7 раз.

Геолого-экономическая оценка эффективности освоения железорудных месторождений, как и других видов минерального сырья, заключается прежде всего в определении их промышленного значения. При этом объектом оценки является как природный - сырьевой потенциал месторождения, так и производственно-технический потенциал горнорудного предприятия, а основная задача состоит в нахождении оптимального варианта их совместного использования. Поэтому оценка выполняется путем рассмотрения разных вариантов с одной стороны количества и качества сырья, а с другой - применяемой технологии его добычи и переработки, годовой производительности рудника, схем транспортировки и других, в том числе стоимостных, факторов. Оценка минерального сырья неразрывно связана с выбором оптимальной модели деятельности добычного и перерабатывающего предприятия. В этом состоит ее тесная взаимосвязь, пользуясь современной терминологией, с оценкой бизнеса, т.е. эффективности деятельности горнорудного предприятия.

Запасы глубокозалегающих месторождений богатых железных руд КМА практически недоступны для открытого способа разработки. Добыча руд возможна только способами СГД и подземным, расчет и сравнение технико-экономических показателей выполнен для этих двух вариантов.

Для сопоставления производительность предприятия по добыче железных руд принята равной 4500 тыс. т/год, что соответствует данным предшествующих проработок и проектной мощности Яковлевского подземного рудника, находящегося в стадии строительства. При рассмотрении способов разработки, СГД или подземный, возможно сопоставление и оценка двух различных подходов к этой проблеме освоения богатых железных руд КМА.

Первый подход предполагает по существу альтернативную отработку запасов богатых железных руд или способом СГД или подземным способом. Очевидно, что учитывая экономические преимущества СГД, следует рекомендовать этот способ для первоочередной отработки глубокозалегающих богатых железных руд. В этом случае отработка всех извлекаемых данным способом запасов рыхлых руд составит 25-35 %, в том числе 20-30 % без нарушения

покрывающих пород рудного массива и дневной поверхности. Затем, после завершения отработки рыхлых руд способом СГД, возникнет необходимость массовой отработки более крепких руд подземным способом. Таким образом, руды не доступные для отработки способом СГД рассматриваются не как потери, а в качестве долговременного резерва для последующей отработки. Принимая во внимание, что в технико-экономических расчетах, период расчетов не превышает как правило 30 лет, в настоящее время не представляется возможным дать адекватную экономическую оценку запасам, отработка которых будет необходима только через много десятилетий - для этого нет достоверных сведений, а практическое значение таких расчетов несущественно. Вместе с тем возможно дать оценку эффективности отработки запасов способом СГД по сравнению с подземной добычей на основе дополнительной балансовой прибыли, т.е. по существу по общему народнохозяйственному эффекту. Балансовая прибыль на 1 т товарной руды составляет: при СГД – 7.18 долл., при подземной отработке – 3.10 долл. Дополнительная прибыль составляет – 4.08 долл.

При годовом объеме добычи 30 млн. т прибыль составит: $4.08 \times 30 = 122.4$ млн долл. За 30-летний период сумма дополнительной прибыли составит: $122.4 \times 30 =$ около 3.6 млрд долл.

Эта прибыль будет получена дополнительно за 30 лет только за счет отработки запасов способом СГД, а не подземным способом. Естественно, что она составит не только предпринимательский доход (так называемую «прибыль на капитал»), но и распределится в виде дополнительных налогов и отчислений в бюджеты всех уровней. Это следует рассматривать также как весьма положительный фактор укрепления экономики российского государства. Кроме того, надо принять во внимание, что для строительства рудников СГД, обеспечивающих указанную суммарную производительность потребуется в пределах 500 млн долл. капитальных вложений, в то время как для строительства подземных рудников более 1.2 – 1.5 млрд долл.

Таким образом, данный подход позволяет ориентировать развитие отечественной горнорудной промышленности на весьма длительное (в течение нескольких десятилетий) использование способа СГД для отработки запасов глубокозалегающих богатых железных руд КМА. Очевидно, что в данном случае не дается пря-

мая оценка отработки богатых крепких руд после применения СГД и соответственно они не рассматриваются в качестве потерь.

Вместе с тем, существует мнение ряда специалистов, что отработка способом СГД 20-30 % запасов богатых рыхлых руд КМА сопровождается «потерями» в недрах, оставшихся 70-80 % относительно более крепких руд. Однако становится очевидным, что указанная точка зрения не имеет достаточно аргументированных оснований, если рассмотреть данную проблему с учетом уникальных масштабов имеющейся минерально-сырьевой базы. Это подтверждается следующими укрупненными расчетами и выводами. Общие запасы богатых железных руд КМА порядка 60 млрд т, из которых по меньшей мере 20 %, то есть 12 млрд т доступны для отработки способом СГД без нарушения налегающего массива и земной поверхности. При ежегодном объеме добычи несколькими рудниками 30 млн т, что соответствует текущей и перспективной потребности, срок отработки всех извлекаемых запасов рыхлых руд способом СГД составит 400 лет. Затем возникнет необходимость массовой отработки крепких руд, для чего, в силу бурного научно-технического прогресса, несомненно, будут разработаны принципиально новые технологии добычи, значительно превышающие по эффективности современный подземный способ. Следовательно, проблемы эффективного извлечения крепких богатых руд КМА будут решены с учетом неизмеримо больших технических возможностей будущих весьма отдаленных, поколений. Таким образом, относить запасы этого типа богатых руд к «потерям» неправомерно.

Второй подход предусматривает реальную оценку эффективности комбинированной разработки запасов богатых железных руд с извлечением на первом этапе освоения от 20 до 30 % рыхлых богатых руд и последующей отработкой на втором этапе 70-80 % более крепких руд. Поэтапное строительство рудника возможно при минимальных первоначальных инвестициях за счет использования принципов самофинансирования, т.е. направления прибыли от добычи руды на расширение действующего предприятия. Однако этот же подход может быть использован и при финансировании строительства нового горнорудного предприятия, строящегося для отработки запасов традиционной технологией добычи и в конечном итоге для оценки эффективности комбиниро-

ванной (СГД + Шахта) отработки запасов богатых руд. Укрупненный расчет технико-экономических показателей поэтапной разработки месторождения показывает: на первом этапе промышленного освоения участка месторождения с запасами богатых железных руд 300 млн т с содержанием железа 62 % применяется способ СГД. Общий объем добычи этим способом (30 %) составляет 90 млн т. При годовой производительности рудника СГД 4500 тыс. т срок отработки запасов этим способом составит 20 лет. Следует отметить, что указанная производительность предприятия СГД принята с некоторой долей условности, т.к. возможны варианты дискретного наращивания мощности рудника, как не достигающие максимальных проектных значений, так и их превышающие, в случае достижения высоких практических результатов. На втором этапе освоения 210 млн т железной руды будут отработаны подземным способом с производительностью 4500 тыс. т в год. Срок отработки запасов подземным способом составит около 50 лет.

При добыче способом СГД содержание железа составляет 67 %, при подземной отработке рассчитано с учетом отработки на первом этапе более богатой части руд: $(300 \times 0.62 - 90 \times 0.67) : 210 = 57 \%$.

Таким образом, на первом этапе освоения участка будет добываться высококачественная руда, обеспечивая получение годовой чистой прибыли в размере 17.2 млн долл., а с учетом льгот по налогу на прибыль – 25.1 млн долл. При этом рентабельность рудника СГД будет равна 27,8 %, что значительно превышает требуемую годовую прибыль на капитал, которая при рентабельности 12 % должна составлять 7.5 млн долл. Следовательно, годовая дополнительная прибыль, или сверхприбыль, по руднику СГД составит 10.1-17.6 млн долл. Соответственно за двадцатилетний период накопленная сумма сверхприбыли, даже без учета ее роста за счет процентов, составит 202-352 млн долл. Этих средств вполне достаточно для строительства подземного рудника (174 млн долл.) производительностью 4500 т/год, которое может быть начато через 10 лет после ввода в эксплуатацию рудника СГД и завершено после отработки запасов богатых рыхлых руд. Дальнейшая эксплуатация подземного рудника будет осуществляться с реализацией рядовой товарной аглоруды, качественных концентратов или металлизированной продукции. Необходимые средства на строительство соответст-

вующих комплексов, как показали расчеты, могут быть получены в период деятельности предприятия СГД.

Таким образом, в результате комбинированной отработки и финансирования проекта за счет использования части прибыли, рентабельность предприятия фактически на первом этапе отработки будет 12 % (при отработке запасов способом СГД), а на этапе подземной добычи рентабельность составит 2-3 % или существенно выше при внедрении современных технологий глубокой переработки богатых железных руд. По технико-экономическим показателям способ скважинной гидродобычи значительно эффективнее традиционных способов добычи руд: себестоимость тонны руды ниже в 2 раза, капитальные затраты 2,5 раза. За счет внедрения нового способа добычи руд снизятся в среднесрочном и долгосрочном прогнозе соответственно: удельная материалоемкость с 40 руб/т. до 15 и 12 руб/т.; удельная энергоемкость с 45 кВтч./т до 40 и 35 кВтч./т.; удельная топливеемкость с 4 кг.у.т./т. до 2 и 2 кг.у.т./т.; удельная трудоемкость, выработка на 1 трудящегося повысится с 450 до 1200 и 1500 руб. Добыча богатой руды через скважины имеет экологические преимущества по сравнению с традиционными способами добычи: она практически безотходна, не нарушает режимов подземных и поверхностных вод, не требует больших отводов земли для размещения горнорудного предприятия, отсутствуют шламохранилища и отвалы горных пород, высокая безопасность добычных работ, так как люди не работают под землей.

Богатые руды представляют собой по существу природные концентраты, с высоким содержанием железа (62-68 %) и весьма чистые по примесям (кремнезем – 1-1,4 %, фосфор – 0,1 %, глинозем – менее 0,5 %, сера – менее 0,05 %). При этом относительное содержание железа в рыхлых рудах всегда на 3–7 % выше, чем в крепких. По химическому и гранулометрическому составу эти руды превосходят известную индийскую «голубую пыль», считающуюся одной из лучших в мире, особенно для целей прямого получения железа. Поэтому богатые железные руды КМА представляют исключительный интерес исходя не только из отечественной, но и мировой конъюнктуры.

На месторождениях Белгородского железорудного района нами выделено 36 участков,

перспективных для промышленного освоения комбинированным способом скважинной гидродобычи и подземными работами. К первоочередным отнесены 7 участков, выделенных в пределах Шемраевского, Яковлевского и Гостищевского месторождений, запасы которых детально разведаны по промышленным категориям (В+С1) и которые характеризуются оптимальным сочетанием факторов для поэтапного их освоения. Общие запасы – 2238 млн т, в т. ч. рыхлых – 983 млн т.

Способ скважинной гидродобычи богатых железных руд КМА в настоящее время находится на стадии проверки. Опытно-промышленные работы проводились на Шемраевском участке Больше-Троицкого месторождения в 1988–1990 и 1994–1997 годах. В настоящее время из-за отсутствия финансирования работы остановлены. Для завершения опытно-промышленных работ необходимо 40,0 млн рублей.

За время проведения опытных работ способом скважинной гидродобычи было добыто 100,0 тыс. т руды с содержанием железа 67,3-68,0 %, SiO_2 – 0.75-1.6 %, Al_2O_3 – 0.6-9.7 %, P_2O_5 – 0.02-0.03 %, S – 0.01-0.03 %. Товарные богатые железные руды с таким содержанием железа пригодны для производства металлургических окатышей, горячебрикетированного железа, железных порошков и пр.

На территории России железорудные ресурсы распределены неравномерно и имеют различное промышленное значение. Как отмечается, между регионами имеются значительные диспропорции между производством железорудного сырья и металлопродукцией (чугуном). В этом отношении весьма показательны характеристики, из которых следует, что в Центральном регионе производится 55.7 % сырья и 24.0 % чугуна, в то время как на Урале эти цифры практически диаметрально противоположны – 13.8 % сырья и 43.2 % чугуна. Избыток производства сырья в Центральном регионе идет на удовлетворение потребности других регионов страны, прежде всего Урала, а также в довольно значительных (11-16 млн т/год) количествах на экспорт. Именно поэтому при разработке ТЭО по месторождениям КМА следовало ориентироваться на металлургические заводы расположенные не только в европейской части страны, а на Урале и в Сибири.

Участок	Запасы (млн. тонн)		Содержание железа (%)	Мощность залежи (м.)		Глубина начала залегания залежи (м)
	Общие	в т.ч. рыхлых		Общая	в т.ч. рыхлых	
Гостищевское месторождение						
Крюковский 1	301	91	62,7	148	45	370–450
Крюковский 2	293	101	62,6	150	52	390–480
Южный 1	280	238	63,5	200	111	537–550
Южный 2	375	134	63,0	145	52	543–600
Яковлевское месторождение						
Яковлевский 1	290	133	63,0	139	65	500–550
Яковлевский 2	305	138	63,5	166	75	480–500
Шемраевское месторождение						
Шемраевский	394	148	64,5	290	109	450–500

При рассмотрении «Схемы развития и размещения черной металлургии Российской Федерации и проекта Национальной программы технического перевооружения и развития металлургии России» Главгосэкспертиза России (заключение № 2–1/5–23 от 17.06.1993 г.) отметила: «... на территории КМА имеются запасы более 60 млрд т богатых руд с 61–68 % железа и низким содержанием кремнезема, серы, фосфора и цветных металлов. Добыча этих руд, залегающих на глубине 400–1000 м, традиционными методами мало эффективна. Разработанный ВИМСом способ скважинной гидродобычи позволит осуществить извлечение из недр наиболее богатой части указанных руд с сохранением возможности последующей доработки остающихся запасов обычным подземным способом. Добыча богатой руды способом СГД имеет ряд экологических преимуществ по сравнению с обычными методами добычи: она является практически безотходной, не нарушает режим подземных и поверхностных вод и не требует больших отводов земли для размещения горнорудного предприятия. В связи с этим Главгосэкспертиза России считает целесообразным включить в Национальную программу создание разведочно-эксплуатационного предприятия по добыче 3–5 млн т в год богатой руды КМА способом СГД».

Идея освоения богатых руд КМА способом СГД была в 1994 г. поддержана Комитетом по природным ресурсам и природопользованию Государственной Думы. Департамент природных ресурсов по Центральному региону МПР

РФ рассмотрел состояние и перспективу развития технологии скважинной гидродобычи богатых железных руд и принял решение о продолжении опытно-методических работ на Шемраевской залежи. Однако до настоящего времени работы не возобновлены из-за отсутствия средств.

Учитывая особую значимость крупнейшего железорудного бассейна России, следует рекомендовать разрабатывать схему освоения месторождений Белгородского железорудного бассейна с комплексным решением инженерной, транспортной и социальной инфраструктуры. Целесообразно создать систему классификационного учета наличия и распределения запасов железорудного сырья в соответствии с их технологией добычи, экономикой и наличием на рынке. Для установления запасов железа определить объем его в тоннах, время, необходимое для разработки месторождения, капитальные затраты, объемы дальнейшей разведки, применяемого способа и системы разработки, объема дополнительных работ по созданию инфраструктуры.

При проектировании подземных комплексов для разработки рыхлых богатых руд предусмотреть поэтапное освоение мощности с учетом применения на первом этапе – селективную добычу рыхлых руд способом скважинной гидродобычи (СГД).

На базе месторождений богатых железных руд КМА рассмотреть возможность создания горно-металлургического комплекса с организацией мини завода по выпуску высококачественных

венной продукции пользующейся спросом как в России, так и на внешнем рынке.

С либерализацией экономики и приватизацией предприятий развитие горнорудной отрасли практически вышло из-под контроля государства и целиком оказалось под влиянием исполнительных дирекций предприятий и их крупных акционеров. Для развития горноруд-

ной отрасли основной задачей становится организация инвестирования, которая не может быть решена на уровне отдельных горных предприятий и требует поиска новых форм привлечения крупных отечественных (металлургических комбинатов) и иностранных инвестиций.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Орлов В.П., Голикин Н.И., Колибаба В.Л. и др. Железородная база России. Монография. – М.: ЗАО «Геоинформмарк», 1998.

2. Путин В.В. Минерально-сырьевые ресурсы в стратегии развития Российской экономики. С-Петербург, Записки Горного института, 1999. Том 144.

3. Колибаба В.Л., Калиш Е.А., Киреев Ф.Ф., Ульяненко В.С. Концепция комбинированной разработки кор выветривания, Горный информационно-аналитический бюллетень № 5, – М.: Изд. МГУ. 2000.

4. Гагут Л.Д. СНГ новый путь развития в XXI веке. – М., Русь, 2000.

Коротко об авторах

Колибаба В.Л. – кандидат технических наук,
Киреев Ф.Ф. – кандидат геолого-экономических наук,
ВИМС им. Федоровского.

ДИССЕРТАЦИИ

ТЕКУЩАЯ ИНФОРМАЦИЯ О ЗАЩИТАХ ДИССЕРТАЦИЙ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И СМЕЖНЫМ ВОПРОСАМ

Автор	Название работы	Специальность	Ученая степень
МОСКОВСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ			
ФАЦИЛЕНКО Валерий Николаевич	Структурный анализ и синтез рационального управления электромеханическими системами горных машин	05.09.03	д.т.н.
ДЖУНУСОВА Джамиля Исаевна	Экономическое обоснование организации корпоративного пенсионного обеспечения на угледобывающих предприятиях	08.00.05	к.э.н.



© В.И. Колесников, 2005

УДК 622.001

В.И. Колесников

ФОРМИРОВАНИЕ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА ПРИ СГД

Оценка эффективности систем разработки месторождений в современных условиях основывается на выполнении принципа разработки месторождений – «максимум прибыли на конечный продукт», который вытекает из государственных законов и поддерживается научно-исследовательскими академическими институтами, контролирующими организациями, отраслевыми научными и производственными организациями.

Основные положения Законов и нормативных документов предусматривают в том числе следующие требования:

- составление и реализация проектов по добычи и переработке полезных ископаемых с учетом положения о лицензировании вида деятельности – «Производство маркшейдерских работ»;
- проведение опытно-промышленных испытаний новых технологий и технических решений отработки месторождений;
- приема выемочных единиц в эксплуатацию с участием органов Госгортехнадзора;
- отнесение объектов ведения горных работ к категории опасных производственных объектов и обеспечение безопасности ведения работ в зоне вредного влияния горных разработок;
- проведение наблюдений за проявлениями изменений горного давления и управление деформационными процессами горных массивов для охраны ресурсов геологической среды;
- обеспечение экономически целесообразного извлечения полезных ископаемых и сохранение остающихся в недрах для промышленного освоения;
- предотвращение загрязнения недр, выполнение мероприятий по охране недр и окружающей природной среды.

Несмотря на многообразие перечисленных условий, закрепленных законами и нормативными документами, их соблюдение возможно при управляемом процессе техногенного изменения состояния подрабатываемых массивов, которые являются определяющими при оценке степени нарушения других эксплуатируемых ресурсов геологической среды [1].

Общий принцип технологии разработки

глубокозалегающих месторождений богатых железных руд КМА способом скважинной гидродобычи [2] сводится к разработке рудных тел в восходящем порядке, осуществляемой с использованием воды и воздуха под давлением и энергии горного давления с учетом геологического строения и физико-механических характеристик пород налегающей толщи, морфологии рудного массива, его обводненности, порядка и темпов отработки месторождения; при этом возможны варианты с закладкой или без закладки очистной выемки при сплошной отработке рудного тела комплексом скважин или частичной отработке одиночными независимыми скважинами (камерами) с оставлением межскважинных целиков.

Теория и практика оценки напряженно-деформируемого состояния налегающего над зоной очистных работ массива горных пород основывается на формировании во времени зон обрушения, разрыва сплошности и сдвижения (рис. 1).

Механика формирования указанных зон, в условиях разработки железных руд на КМА технологией СГД состоит в следующем [3, 4, 5]. Формирование зоны обрушения начинается с естественного обрушения разрабатываемого рудного массива. Зона обрушения распространяется вверх, занимая последовательно положение выше расположенных зон разрыва сплошности и сдвижения в рудном массиве до встречи с породо-мостом (в слоистые массивы крепких монолитных руд, известняков). Процесс формирования этих зон можно представить себе как последовательное образование и разрушение сводов равновесия. Время существования их, форма и размеры регулируются размерами площади подсечки массива, физико-механическими и структурными характеристиками

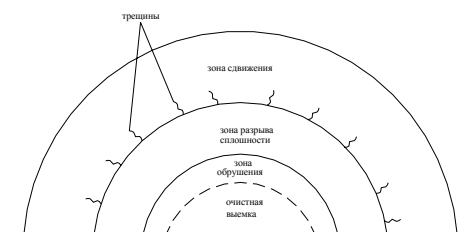


Рис. 1. Зоны деформирования подрабатываемого массива

Рис. 2. Схема формирования очистного пространства скважины (камеры): 1, 2, ..., i – места фиксирования гидромониторного снаряда при отработке интервала; a_1, a_2, \dots, a_i – подошва руды, обрабатываемой очередным интервалом; e_1, e_2, \dots, e_i – поверхность отмытой руды, не поддающаяся эрлифтному подъему; c_1, c_2, \dots, c_i – кровля руды в отработанном интервале; d и e – зоны соответственно активного и пассивного технологического разуплотнения руды; m – мощность рудной залежи; $-$ компенсационное пространство после отработки очередного интервала; k – диаметр формируемой камеры



ками его, интенсивностью технологии извлечения руды. Зона обрушения, развиваясь путем образования и разрушения сводов разгрузки, при прекращении извлечения руды может стабилизироваться, своды разгрузки приобретают свойства статического равновесия.

В результате этого, развитие зон обрушения и разрыва сплошности прекращается, а если добыча руды продолжается, то над образовавшимися нависаниями плотных руд и известняков происходит образование зоны сдвига массива. В этом случае из-за изменения величин и направлений действующих напряжений может произойти деформация массива пород-моста. При сдвигении массива в пределах указанных зон подработанный породный мост будет стремиться к прогибанию, вызывая растягивающие напряжения в центре моста и сжимающие – на флангах. И то и другое приводит к снижению устойчивости в целом. В этом случае подработанная толща плотных руд и известняков с мощной толщей рыхлых пород (наносов) прогибается, на поверхности может образовываться мульда сдвига пород от проведения подземных очистных работ. Изменение состояния массива оценивается по результатам выполнения комплекса маркшейдерских, геофизических и геомеханических наблюдений, наблюдений за гидрогеологическим состоянием района ведения очистных работ.

Сформулированный принцип протекание процесса сдвига подрабатываемых массивов опирается на установление закономерностей изменения напряженного состояния и разрушения массива, а также на мировой опыт результатов исследований, позволяющий прогнозировать влияние горного давления на эффективность разрушения горных пород. Важнейшим фактором, определяющим поведение горных пород, и, следовательно, проявление горного давления, является их напряженное состояние.

Расширение области применения ресурсосберегающих технологий ведения горных работ, и прежде всего, при разработке месторождений богатых железных руд КМА через скважины, связано с оценкой состояния массива пород и протекающих в нем геомеханических процессов. Неправильно выбранные схемы расположения скважин и недоучет условий формирования скважинного очистного пространства могут привести к неоправданно высоким эксплуатационным затратам.

Оценка состояния горного массива нами обосновывается принятой системой отработки шахтного поля, скважины на котором располагаются равномерно в пределах горного отвода. Каждая скважина (камера, выемочная единица) обрабатывается самостоятельно без связи со смежными скважинами. Между скважинами оставляются предохранительные целики. Можно определить, что применяется камерная система разработки месторождений способом СГД.

Отработка залежей руд производится снизу вверх с последовательным формированием очистной выемки (камеры) в пределах отдельных технологических интервалов (рис. 2). Исходя из установленной «продуктивности скважины», зависящей от мощности рудной залежи богатых руд, очистное пространство формируется поинтервально, объем выемки руды из каждого интервала регламентируется определяемой «продуктивностью скважины». То есть, из каждого технологического интервала скважины, фиксируемого на точке установления гидромониторного снаряда, извлекается количество руды, приходящееся на этот интервал пропорционально определяемой «продуктивностью скважины». Отработка руды в пределах технологического интервала (при отсутствии нарушений регламента добычных работ) будет производиться в течении трех – пяти суток с постепенным падением производительности

скважины из-за удаления неразуплотненной руды от гидромониторного снаряда. За этот период времени формируется кровля руды (поверхность «с») не подверженная активному (гидромониторным снарядом) технологическому разуплотнению руды (в пределах зон обрушения «d» и частично «e»), далее от которых распространяется зона «разрыва сплошности» (рис. 1). По достижению «продуктивности интервала скважины», производится подъем гидромониторного снаряда для отработки последующего технологического интервала.

Следует учитывать, что дальнейшее нахождение гидромониторного снаряда в пределах отработываемого технологического интервала (например, при попытке добиться большего объема извлечения руды из интервала, превышающего его определенную «продуктивность интервала скважины») приведет к обрушению руды из зоны «разрыва сплошности» и активизации зоны сдвига. В результате может произойти завал («прихват») гидромониторного снаряда, что затруднит подъем его из отработанного интервала. Аналогичные аварийные ситуации имели место на опытно-методическом Шемраевском руднике. Также нарушится геометрия очистного пространства, что, в свою очередь, отрицательно скажется на устойчивости межскважинных целиков.

При отработке рудной толщи, извлечение руды из скважины (отдельного технологического интервала) составляет 15-20 %. Каждый предыдущий технологический интервал будет заполнен на 80-85 % кусками руды не поднятой эрлифтом (пространство между поверхностями «a» и «в») с формированием компенсационного пространства (между поверхностями «в» и «с»). Следует ожидать частичную релаксацию нижнего слоя рудного массива (поверхность с) в пределах последующих интервалов.

В отработанных интервалах скважины будет формироваться камера (диаметром «K») на всю мощность отработываемой рудной толщи. Устойчивость стенок (бортов) скважины будет обеспечиваться заполнения камеры неизвлеченными эрлифтом кусками руды и обломками прослоек более прочных руд (зона между поверхностями a и в), а также постоянным гидростатическим давлением в забое скважины.

Оседание надрудной толщи горных пород на момент отработки скважиной рудного слоя будет происходить за счет деформации пород за компенсационным пространством (выше поверхности ci – рис. 2) с затуханием процесса

смещения пород, не доходящего до нижних слоев карбонатных отложений [2], что подтверждается установленной в ФГУП ВИОГЕМ зависимостью (рис. 3) и полученными результатами наблюдений за сдвижением подрабатываемого горного массива на опытно промышленном шемраевском руднике. Отсутствие оседания земной поверхности при опытно промышленном внедрении технологии может служить подтверждением правомочности описанного выше технологического процесса отработки рудной залежи и незначительности влияния технологии СГД на состояние налегающего горного массива.

Введенный «показатель продуктивности скважины», равный выходу металла в добытой рудной массе из 1 п.м. рудной части скважины позволяет определить балансовые и промышленные запасы, а также коэффициент извлечения руды из недр:

$$P = Dc / l p,$$

где D - количество руды, добытой из скважины, т; c - содержание железа в руде, доли единицы; l p - длина рудного интервала скважины, м.

На примере Гостщевского рудника мощностью 2,5 млн т определен коэффициент извлечения руды из недр 13,7–15,75 %.

Имеющиеся разработки (заявка на изобретение № 2002134842 от 23.12.2002 г.), позволяют увеличить диаметр отработываемых скважинных забоев и повысить коэффициент извлечения руды до 25–30 %.

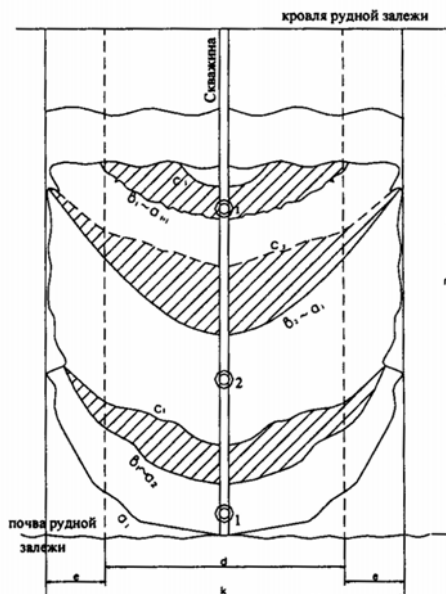
Остающиеся в недрах неизвлеченные технологией СГД балансовые запасы руды, являются временно неактивными запасами, разработка которых в перспективе традиционными открытым или подземным способами возможна при экономической целесообразности. Это обосновывается практическим отсутствием нарушений геологической среды в зоне ведения очистных работ, в том числе фонового состояния морфологии рудных тел, а также практикой отработки бокситовых месторождений на СУБР-е в условиях наличия природных карстовых полостей (для условий СГД отработанные камеры – техногенные «карстовые полости» приравниваются к природным карстовым полостям).

Несмотря на благоприятные последствия влияния геомеханических процессов, возникающие в подрабатываемых массивах, и являющиеся основой для оценки коэффициента извлечения руды и состояния всего комплекса

Рис. 3 Зависимость высоты влияния выработанного пространства на изменение напряженно-деформированного состояния подрабатываемых массивов от объема извлечения

природных ресурсов, подверженному техногенному преобразованию при технологии СГД, с целью предупреждения непредвиденных нарушений ресурсов геологической и окружающей среды (полезного ископаемого, массива горных пород, рельефа местности, подземных и поверхностных вод, земельных ресурсов – почвенного покрова, ландшафтной системы, воздушной среды) следует рекомендовать внедрение системы литомониторинга [1, 3] для своевременного прогноза изменения ресурсов в процессе добычных работ и принятия превентивных мер.

Изложенное в статье позволяет сделать вывод о целесообразности применения камерной системы разработки богатых железных руд КМА одиночными скважинами с оставлением межскважинных целиков, особенно с учетом того, что скважина является рентабельной на 30 % при извлечении из нее руды до 35 тыс. т. При этом обеспечивается недопустимость от-



рицательных нарушений пространственного положения залежей рудных тел и подверженных влиянию технологии других природных ресурсов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Журин С.Н., Колесников В.И., Стрельцов В.И. Природопользование при скважинной гидродобыче богатых железных руд. – М.: НИА – Природа, 2001. – 384с.
2. Колибаба В.Л. Скважинная добыча твердых полезных ископаемых. – М: ГЖ, № 1, 1992. с.45-47.
3. Журин С.Н., Колесников В.И., Стрельцов В.И. Геомеханический литомониторинг обводненных массивов. – М.: НИА – Природа, 1997. – 188с.
4. Турганинов И.А., Иофис М.А., Каспорян Э.В. Основы механики гонных пород. – Л. Недра, 1977. 503с.
5. Кузнецов С.В., Христианович С.А. О напряженном состоянии горного массива при проведении очистных работ. – Л: Тр. ВНИМИ, 1965 г.

Коротко об авторах

Колесников В.И. – кандидат технических наук, ОАО «Юнион руда».

© И.В. Британ, 2005

УДК 622.001

И.В. Британ

О КРИТЕРИЯХ ОЦЕНКИ РЕСУРСОВ БОГАТЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД КМА ДЛЯ СКВАЖИННОЙ ГИДРОДОБЫЧИ

Семинар № 15

Дискуссия о ресурсах руд КМА, пригодных для скважинной гидродобычи (СГД), не прекращается с момента начала работ на Шемраевском месторождении по созданию нового способа добычи. Неоднозначность оценок, при которых использовались различные критерии, затрудняет обоснованный выбор объектов для освоения.

Первая оценка выполнялась геологами Белгородской геологоразведочной экспедиции в 1988 году (табл. 1). К пригодным для СГД были отнесены рыхлые руды, имеющие предел прочности при сжатии ($\sigma_{сж}$) до 3 МПа. Они сосредоточены в залежах, мощность которых не менее 100 м. Минимальная мощность эксплуатационных горизонтов принималась не менее 20 м [1]. Физические характеристики руд в недрах определялись, в основном, по состоянию извлеченного керна.

В 1995 году по результатам предварительной разведки Шемраевского месторождения (И.И. Романов и др.), которое подготавливалось к освоению способом СГД, в рудном массиве были выделены следующие зоны (сверху - вниз).

I зона прочных (скальных, реже полускальных) плотных цементированных мартит-железнослюдковых руд, для которых характерны процессы карбонатизации и шамозитизации.

II зона преимущественно полускальных мартитовых и железнослюдково-мартитовых руд, в различной степени цементированных шамозитом, бемитом и гиббситом.

III зона рыхлых и слабосцементированных мартитовых и железнослюдково-мартитовых руд с незначительным (16-21 %) количеством прослоев скальных и полускальных разновидностей. Руды без новообразований или шамозитизированные, бемит и гиббсит отсутствуют.

IV зона преимущественно полускальных магнетит-железно-слюдково-мартитовых и мартит-гидрогематитовых цементированных руд.

Руды III зоны отнесены к перспективным для СГД. Запасы руд в зоне по категориям В+С1 составляют 216.4 млн. т со средним содержанием общего железа ($Fe_{общ}$) 65,61%.

Отмечено, что прочность руд является многофакторной функцией. Но, из-за невозможности оперировать количественными показателями по химическому составу, особенностям цементации и т.п., признается целесообразным производить оценку физического состояния

руд в недрах по состоянию kernового материала, привлекая данные геофизических работ и показатели испытаний отдельных образцов.

Главными цементирующими минералами за пределами III зоны считаются шамозит и минералы свободного глинозема. Однако некоторые данные заставляют усомниться в полноте таких представлений. В частности, в контуре подсчета запасов категории В содержание $Fe_{общ}$ в III зоне - 64,07 %, а в зоне II с полускальными рудами - 65,33 %; по содержанию Al_2O_3 они близки (1,41 % и 1,74 %). В контуре запасов категории С1 картина иная: содержания $Fe_{общ}$ соответственно, 65,61 и 64,10 %, а Al_2O_3 1,63 и 2,03 %. Эти особенности важны, они будут рассмотрены далее.

Геотехнологическая характеристика руд принята по классификации, разработанной на раннем этапе экспериментов в 1988-1990 гг. [2]. Выделяются: *легкоразмываемые* рыхлые и полурыхлые руды ($\sigma_{сж}$ - 0-3 МПа); *среднеразмываемые* полускальные ($\sigma_{сж}$ - 3-6 МПа); *трудноразмываемые* полускальные ($\sigma_{сж}$ - 6-10 МПа); *неразмываемые* скальные ($\sigma_{сж}$ - 6-10 МПа). Положение этих типов руд в разрезах и на планах не определялось. Ресурсы руд, перспективных для СГД, в пределах опытного участка оцениваются в 33 % от общей массы, а для месторождения в целом - 12-15 %.

В монографии [3] дана оценка ресурсов богатых железных руд КМА для СГД по состоянию на 01.01.1998 г. К ним отнесены руды, имеющие $\sigma_{сж}$ в пределах 0-3 МПа. Они выделяются в самостоятельный **шемраевский геолого-промышленный тип**. Подсчет ресурсов выполнялся по следующим оценочным параметрам:

- минимальное бортовое содержание железа общего, % ...	64
- минимальное среднее содержание железа общего, %	66
- минимальная мощность рудных тел и максимальная мощность прослоев безрудных пород, включаемых в оценку ресурсов, м	5
- максимальная глубина от земной поверхности, м	1000
- минимальное количество ресурсов в объекте, млн. т	50
- минимальная средняя мощность продуктивной части рудной зоны, м	20
- минимальное среднее содержание железа в концентрате (руды для качественной металлургии), %	69

Всего в Белгородском рудном районе подсчитано руд **шемраевского типа** 3497 млн т (5,2 % от 67553 млн т общих запасов и ресурсов богатых руд).

Геотехнологическая типизация руд принята та же, что и в предыдущей работе, не смотря на то, что к этому времени был в основном завершен этап опытных работ, добыты десятки тысяч т руды, получены новые данные, меняющие представления о рудах с позиций СГД [4, 5].

ГУП «Геосинтез - Центр» Минприроды РФ (Шевырев И.А., Романов И.И. и др.) переоценило запасы и прогнозные ресурсы богатых железных руд КМА, пригодных для отработки способом скважинной гидродобычи, по состоянию на 01.01.2000 г. Оценка выполнялась статистически, а для Яковлевского месторождения залежи были оконтурены. При подсчете использовались условные кондиции: бортовое содержание железа общего – 65 %, $\sigma_{сж}$ - до 3 МПа, минимальная мощность – 10 м. Мощность залежей составила 10-120 м. Последние содержат в своем составе 10-40 % прочных руд. Рекомендовано для каждой залежи рассчитывать собственный коэффициент наличия легкоразмываемых руд (классификация та же, что и в предыдущих случаях). По статистике для трех представительных скважин Шемраевского месторождения он составил 0,66.

Исследователи попытались решить задачу использования химических анализов для определения прочностных характеристик руд, путем статистической обработки данных по Шемраевскому месторождению в выборках из руд III зоны. Был сделан вывод, что руды для СГД, которые должны иметь прочность на одноосное сжатие до 3 МПа, характеризуются содержанием $Fe_{общ}$ 66 %. В тоже время отмечено, что на Шемраевском месторождении значительная часть маритовых руд с содержанием железа 65-67 % имеют $\sigma_{сж}$ 3–6 МПа, иногда до 10 МПа. Более того, из материалов работы следует, что в классе проб с величиной $\sigma_{сж}$ 0-2 МПа содержание железа обычно ниже, чем в классе 2-3 МПа, а, например, в скважине № 2 м они практически идентичны (65,9 и 65,8 %) даже для классов 0-2 и 3-6 МПа. Содержание

железа для руд класса с $\sigma_{сж}$ 3–6 МПа изменяется по скважинам от 64,5 до 66,3 %, составляя в среднем 65,4 %.

Причины явных несоответствий между содержанием в рудах железа и прочностью не рассматривались. Однако, рекомендация производить выделение и оконтуривание рудных тел для СГД на основании комплексных данных геологической документации ядра с использованием материалов геофизических исследований скважин, по-видимому, вызваны осторожностью, с которой авторы относились к полученным результатам статистических исследований.

В таких обстоятельствах использование бортового содержания железа, равного 65 %, предполагает включение в подсчет неопределенных количеств полускальных руд. При этом в состав ресурсов включаются руды Шемраевского месторождения в контуре запасов категории В со средним содержанием 64,07 % (см. выше). Еще менее определено качество ресурсов, оцененных при бортовом содержании 64 % [3], количество которых к тому же оказалось аналогичным подсчитанному при бортовом содержании 65 % (табл. 1).

Заметно отличается позиция ВИМСа. Считается, что из общих ресурсов богатых железных руд КМА по меньшей мере 20 %, т.е. 12 млрд т, доступны для отработки способом СГД без нарушения налегающего массива и земной поверхности [6]. Всего выделяется 36 участков, перспективных для промышленного освоения комбинированным способом скважинной гидродобычи и подземными работами. В том числе определены 7 первоочередных участков на Гостищевском, Яковлевском и Шемраевском месторождениях с запасами рыхлых руд 983 млн т со средними содержаниями $Fe_{общ}$ 62,6–64,5 %. К сожалению, критерии выделения руд, пригодных для СГД, не называются. В то же время, для Шемраевского месторождения их количество (148 млн т), по крайней мере, на 30 % меньше, а на участках Гостищевского месторождения, наоборот, в 2–3 раза больше, чем их оценили другие исследователи. Это свидетельствует о принципиально иных подходах.

Таблица 1
 Результаты оценок ресурсов богатых железных руд КМА, пригодных
 для скважинной гидродобычи

Месторождения	Ресурсы (млн. т) по периодам оценок и авторам			
	1988 г.	на 01.01.1998 г.[3]	на 01.01.2000 г	2003 г.[6]
	В.И. Белых	Н.И. Голикин	Н.А. Шевырев	
	И.В. Бриган	В.П. Орлов	И.И. Романов	В.Л. Колибаба
	И.И. Романов	И.И. Романов	Б.А. Олонов	Ф.Ф. Киреев
Яковлевское	600	782	1196	нет данных
Гостищевское	902	901	630	
Висловское	250	250	нет данных	
Разуменское	не оценивалось	600	400	
Ольховатское	не оценивалось	370	140	
Большеулуйское	387	378	340	
Шемраевское	545	216*	216*	
<i>Всего</i>	<i>2684</i>	<i>3497</i>	<i>3500**</i>	

Примечания: * - по данным предварительной разведки (И.И. Романов, 1995);

** - в том числе 578 млн. т без привязки к объектам.

Многие из приведенных выше критериев, использованные при оценке ресурсов, имеют существенные недостатки, вызванные отсутствием связи с результатами выполненных добычных работ (в том числе не использованы данные о поведении природных разновидностей руд в гидродобычном процессе), а также применением показателя *размываемости* руд в качестве решающего классификационного критерия.

Размываемость, исследованная в лаборатории НИИКМА [7], - полезный показатель. Но в условиях, когда основной объем руд измельчается и доставляется на забой в процессах обрушения и гравитационного перемещения, а способы обрушения различны, по-видимому, необходимо искать иные критерии. Тем более что этот показатель был исследован на этапе первых экспериментов, но не испытывался в производственных процессах. Для конкретных разрезов скважин размываемость оценивалась субъективно по физическому состоянию зерна. Подобная неопределенность, по-видимому, не позволяла оконтуривать выделяемые геотехнологические типы руд.

Вызывает сомнения целесообразность использования некоторых оценочных параметров. Применение для оконтуривания бортового (64 и 65 %) и минимального среднего содержания (66 %) железа предполагает прямую связь содержания последнего с физическими и геотехнологическими характеристиками руд. Сле-

данные ранее замечания, а также фактические данные добычных работ не подтверждают подобные представления [4, 5, 8]. Более того, наименее прочные самообрушающиеся руды, как правило имеют содержание $Fe_{общ}$ на 1-1,5 % ниже, чем более прочные принудительно сдвигаемые. Вообще выбор бортовых содержания никак не обоснован и, судя по всему, являлся вынужденной мерой из-за недостаточной информации и неполноты ее обработки.

Если минимальная мощность рудных тел, равная 5 м, может быть принята с некоторыми оговорками, то использование максимальной мощности безрудных пород, включаемых в оцениваемые ресурсы, равной тем же 5 м, не допустимо. Дело в том, что даже при меньшей мощности прочных руд и сланцев происходит разделение вырабатываемого пространства на отдельные камеры; прочные породы формируют временные потолочины, которые после подработки обрушаются с образованием каменистых завалов, непроходимых для гидродобычных снарядов. Заметное влияние на процесс добычи оказывают горизонты прочных пород уже при мощности порядка 1-1,5 м [9-13]; их масса не вовлекается в добычу, а магнитоуплотняется в камерах.

Сомнительным представляется ограничение по минимальному количеству ресурсов в объекте - 50 млн т. Несомненным достоинством способа СГД является низкая капиталоемкость и быстрая окупаемость капиталовложе-

ний. Высокая рентабельность рудника СГД обеспечивается уже при годовой производительности 200 тыс. т [14]. Высокорентабельной является эксплуатация одиночных скважин при их продуктивности 15-20 тыс. т [15], а в некоторых случаях даже 5 тыс. т [16]. Следует иметь в виду, что добытые руды могут использоваться не только в металлургическом производстве, но и в других отраслях промышленности (аккумуляторной, магнито-ферритной, лакокрасочной и т.п.), потребности которых в России измеряются десятками и первыми сотнями тысяч тонн [17]. Все это позволяет отказаться от ограничений по ресурсам объектов, считая ограничивающими условиями те, которые определяют возможность получить достаточную продуктивность скважин.

Нет необходимости вводить ограничения на минимальное среднее содержание железа в концентрате для качественной металлургии. Рядовая руда СГД Шемраевского месторождения, содержащая 66,5-67,5 % железа была успешно испытана в переделе на Оскольском электрометаллургическом комбинате для обогащения магнетитовых концентратов Лебединского ГОКа. Освоена технология получения из такой же руды качественных железных порошков на Сулинском металлургическом заводе.

Таким образом, традиционные подходы к оценке руд для СГД оказались во многом не состоятельными или не достаточными. Практическая добыча показала, что главными критериями для выделения и оценки ресурсов руд, пригодных для СГД, определяются, с одной стороны, их способностью к дезагрегации в процессах обрушения, перемещения на забой и приготовления пульпы, а с другой - параметрами залежей и вмещающих пород, обеспечивающих достаточную продуктивность скважин.

С целью получения необходимой информации для расшифровки внутренней структуры рудного массива и выявления закономерностей распределения в пространстве природных разновидностей руд, а в конечном счете, - закономерностей распределения в массиве физических и иных неоднородностей, была выполнена геолого-геофизическая корреляция скважин.

Это позволило выделить опорные горизонты, увязать разрезы, проследить характер изменчивости руд, выделить участки, горизонты и зоны, благоприятные для формирования руд, пригодных для СГД [18, 19].

С учетом новых данных проведена переинтерпретация результатов опытных добычных работ. Выработана система оценок результатов СГД. Установлена связь между результатами добычи (производительностью, продуктивностью и др.), вещественным составом и генетическими особенностями руд, разработана новая геотехнологическая классификация, соответствующая поведению руд в реальном добычном процессе [5, 8].

Исследованы вопросы, связанные с зависимостью продуктивности добычных скважин от геотехнологических характеристик руд, строения обрабатываемых горизонтов и особенностей вмещающих пород [5, 10], а также рассмотрена связь продуктивности и других показателей с экономической эффективностью производства [15].

Оценены особенности скважинной гидродобычи в сравнении с традиционными способами, проанализированы постоянные и переменные горно-геологические факторы, влияющие на выбор систем разработки при СГД [13].

Неудачные попытки поиска количественных связей между химическим составом (прежде всего $Fe_{общ}$) и физическими характеристиками руд, которые делались ранее, связаны с тем, что не были учтены особенности минералогии и генезиса руд. В частности, Геобщ распределено в мартите, магнетите, сидерите, шамозите и гидроокислах железа (гидрогематите, гетите, гидрогетите), которые различны по физическим свойствам и тем ролям, которые они играют в структуре и текстуре руды. Хотя в рудах для СГД преобладает мартит, содержание прочих минералов железа может быть значительным. По данным систематического опробования пульпы (396 проб) в добываемой руде содержания минералов изменяются в широких пределах: мартит 66,4-95,6 %; магнетит 0,0-8,4 %; шамозит 0,1-8,4 %; гидроокислы железа 0,0-24,8 %, а содержание $Fe_{общ}$ 60,4-69,4% (рис. 1¹). В массиве пределы содержания еще шире.

¹Примеры зависимости плотности и прочности от состава руд даются по данным множественного корреляционно-регрессионного анализа

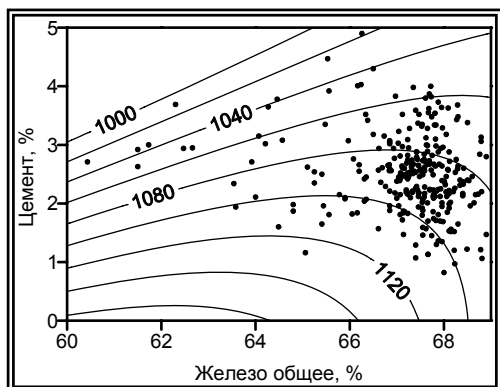


Рис. 1. Изоплотности пульпы (t/m^3) в системе цемент-железо общее. Точки - пробы руды, отобранные из пульпы.

Перечисленные минералы, кроме мартита и магнетита, в силу своего генезиса, являются минералами цементирующими. Их количество и комбинации в матрице (совместно с карбонатами, бемитом и гиббситом) являются важнейшими факторами, определяющими физическое состояние руд (рис. 2¹). При этом гидрокислы железа могут выполнять двойную роль: прочного цемента, а в определенных условиях – разуплотняющих масс. Изучение связей вещественного состава, структурно-текстурных, химических и физических характеристик с поведением руд в реальном процессе добычи дали важный материал для создания геотехнологической классификации и определения признаков, позволяющих производить выделение типов руд [5, 8].

Определяющими классификационными характеристиками для руд СГД приняты: способ измельчения рудной массы, способ обрушения и возможная необходимость специальной рудоподготовки. К пригодным для СГД отнесены разновидности богатых руд, которые (в естественном состоянии или после предварительного разуплотнения) способны дезагрегировать в процессах обрушения, продвижения к забою и пульпоприготовления (т.е. самоизмельчаться), с образованием дисперсной массы, грансостав которой близок к зерновому составу руды. На Шемраевском месторождении добытая руда более чем на 95 % процентов представлена фракцией –1 мм.

Предлагается разделять руды на следующие геотехнологические типы.

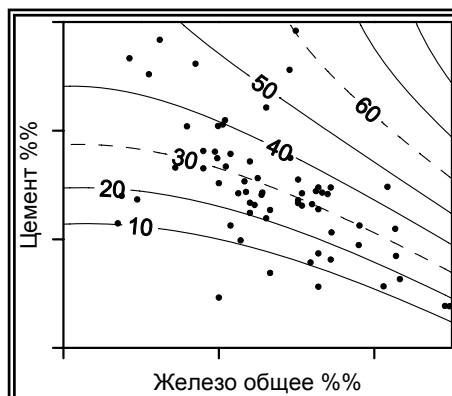


Рис. 2. Изопрочности руд (свж, 0,1 МПа) по определениям в монолитах для системы цемент-общее железо (часть номограммы). Точки- монолиты

Самообрушающиеся самоизмельчающиеся руды. Сдвигение таких руд начинается за счет гидродинамических воздействий, возникающих в скважине при работе устройств, приготавливающих и откачивающих рудную гидросмесь. Извлечение руд приводит к образованию камер, которые по форме приближаются к эллипсоиду выпуска. Предельные размеры камер зависят, в основном, от мощности обрабатываемого горизонта и устойчивости перекрывающих горных пород. К этому типу относятся руды зон поздней гидратации.

Принудительно сдвигаемые самоизмельчающиеся руды. Требуют для обрушения специальных физических воздействий на стенки камер. Форма и размеры камер определяется техническими возможностями, принятой системой разработки и устойчивостью потолочин. Это слабощементируемые руды, которые образуют выдержанные горизонты, не затронутые или слабо затронутые наложенной гипергенной цементацией.

Предварительно разуплотняемые руды. Нуждаются в предварительном физическом или химическом разрушении (ослаблении) межзерновых связей для последующего обрушения и измельчения в добычных камерах. Это руды, образовавшиеся на месте залегания горизонтов железистых кварцитов с повышенными содержаниями силикатов. После разуплотнения они могут обрабатываться так же, как два первых типа.

Каменистые руды. Характеризуются относительной изотропностью и гомогенностью. При физических воздействиях разрушаются по

ослабленным плоскостям (трещины, кливаж, слоистость и т.п.) с образованием прочного кускового материала. Не пригодны для СГД.

Названные типы руд были выделены и оконтурены на Шемраевском месторождении, где изученность значительно более полная и более детальная, чем на других месторождениях КМА. Для того, чтобы перейти к оценкам последних (их разведка выполнялось в 50-70-е годы прошлого столетия), потребовалось оценить надежность признаков для типов руд, когда они определяются по неполным данным. В частности в условиях, когда полные химические анализы, по которым можно было бы рассчитать нормативный минеральный состав, в том числе состав цемента, производились только для групповых проб, объединяющих интервалы от 10 до 90 м. Нередко, судя по определениям железа в рядовых пробах, в групповые пробы включались руды существенно различающиеся по составу, и, следовательно, различные по физическим свойствам.

С целью оценки расхождений между количеством руд, отнесенных к рыхлым по данным ранних геологоразведочных работ, и количеством руд для СГД, соответствующих предложенной классификации, были рассмотрены материалы скважин, пробуренных до 1960 года на Гостищевском месторождении (участки: Крюковский, Гостищевский, Хохлово - Дальнеигуменский). Здесь по данным геологоразведочных работ богатые руды были вскрыты в суммарном линейном интервале 10983 м. Из них к рыхлым отнесено 5790 м (52,7 %); в числе последних 347 м, где среднее содержание железа ниже 60 %. Анализ показал, что лишь 1164 м (10,6 %) отвечают признакам руд пригодных для СГД, и лишь 292 м (2,7 %) могут быть отнесены к типам СР и КР. Результат оказался близким к соотношению руд на Шемраевском месторождении. Из этого следует, что нельзя проводить аналогию между количеством рыхлых руд по данным ранних геологоразведочных работ и количеством руд, пригодных для СГД, как это делают некоторые исследователи.

Выделение залежей, пригодных для СГД, и оценку их ресурсов рекомендуется производить в соответствии с критериями, в том числе геолого-

Таблица 2
Ресурсы богатых железных руд КМА для скважинной гидродобычи

Месторождения	Ресурсы руд, млн. т	Месторождения	Ресурсы руд, млн. т
	СР+ПР		СР+ПР
Яковлевское	150	1250	1400
Гостищевское	350	800	1150
Висловское		200	200
Разуменское	120	450	670
Ольховатское	70	200	270
Большетроицкое	50	150	200
Шемраевское	82	200	282
<i>Всего</i>	<i>822</i>	<i>3250</i>	<i>4172</i>

экономическими, которые изложены в работах [5, 15]. В конечном счете, их оконтуривание должно определяться суммарной мощностью горизонтов промышленных типов руд, обеспечивающей минимально допустимую продуктивность скважины. Оценка запасов, приведенная в табл. 2, произведена для камерных систем разработки при минимальной продуктивности скважин 20 тыс. т (с учетом среднего критического диаметра потолочин 15 м) и средней удельной продуктивности 580 т/м.

Таким требованиям отвечают рабочие горизонты со следующими параметрами: минимальная мощность руд - 5 м; максимальная мощность прочных пород, включаемых в подсчет, - 1 м; минимальная суммарная мощность руд 35 м. В силу формирования залежей путем замещения ритмических толщ железистых кварцитов, в разрезах скважинах обособляются один или два отдельных рабочих горизонта. Они имеют мощность 40-60 м и промышленный коэффициент 0,7-0,9 (отношение суммарной мощности руд промышленных типов к суммарной мощности пустых пород и непромышленных руд).

Подсчитанные ресурсы позволяют уже сейчас рассчитывать на создание крупных добывающих предприятий за счет освоения, в первую очередь, руд типов СР и ПР. К освоению подготовлено Шемраевское месторождение. Другие объекты требуют доизучения геотехнологических характеристик руд и их оконтуривания. Вовлечение в эксплуатацию руд типа РР целесообразно производить во вторую очередь, после доработки способов разуплотнения массивов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Британ И.В., Мерзликин В.К., Романицак А.А.* Месторождения богатых железных руд КМА - перспективные объекты для скважинной гидродобычи. Технический прогресс в атомной промышленности, сер. «Горно-металлургическое производство», вып.1, 1990, с. 7-9.
2. *Шевырев И.А., Анищенко В.И., Татьяна В.Д.* Геотехнологическая классификация железных руд КМА. В сб. «1-ый советско-югославский симпозиум по проблеме скважинной гидравлической технологии», т.1. М., 1991, с. 53-56.
3. Железные руды КМА. Под ред. В.П. Орлова, И.А. Шевырева, Н.А. Соколова. – М.: ЗАО «Геоинформ-марк», 2001. – С. 616.
4. *Британ И.В., Лейзерович С.Г.* Богатые железные руды КМА как объект скважинной гидродобычи. Горный информационно-аналитический бюллетень, № 2. – М.: Изд-во МГГУ, 1999. – С. 105-109.
5. *Британ И.В.* Проблемы геотехнологической классификации и выделение залежей богатых железных руд КМА, пригодных для скважинной гидродобычи. Горный информационно-аналитический бюллетень, № 9, М.: Изд-во МГГУ, 2001. – С. 130-141.
6. *Колибаба В.Л., Киреев Ф.Ф.* Эффективность добычи богатых железных руд при использовании прогрессивной технологии. Разведка и охрана недр, № 9, 2003, с. 24-29.
7. *Лейзерович С.Г., Лебедев О.Ф., Булгаков А.П., Горкунова О.В.* Исследование размываемости рыхлых руд Курской магнитной аномалии при скважинной гидродобыче. Технический прогресс в атомной промышленности, сер. «Горно-металлургическое производство», вып. 1. М., 1990, с. 13-17.
8. *Британ И.В.* Руды для скважинной гидродобычи. В сб. «Геотехнология: нетрадиционные способы освоения месторождений полезных ископаемых». Материалы Международного симпозиума, Москва, 17-19 ноября 2003 г. – М.: изд-во РУДН, 2003. – С. 118-119.
9. *Абрамов Г.Ю., Вильмис А.Л.* Скважинная гидродобыча глубоко залегающих богатых железных руд КМА. В сб. «1-й Советско-югославский симпозиум по проблеме скважинной гидравлической технологии», т. I. М., 1991, с.33-37.
10. *Бабичев Н.И.* Использование метода предельного равновесия для расчета параметров горных выработок при СГД. В сб. «1-ый советско-югославский симпозиум по проблеме скважинной гидравлической технологии», т.1. М., 1991, с. 93-98.
11. *Аллилуев В.Н., Британ И.В.* Прогнозирование геомеханического состояния и поведения рудного массива при односкважинной гидродобыче богатых железных руд. Горный информационно-аналитический бюллетень, № 2. М.: Изд-во МГГУ, 1999. – С. 110-111.
12. *Аллилуев В.Н., Британ И.В., Лейзерович С.Г.* О цикличности процессов самообрушения при скважинной гидродобыче богатых железных руд. В сб. «Вопросы проектирования, эксплуатации технических систем в металлургии машиностроении, строительстве», ч.1. Горнорудное производство. Старый Оскол, 1999, с. 43-45.
13. *Британ И.В.* О факторах, влияющих на выбор систем разработки при скважинной гидродобыче. Горный информационно-аналитический бюллетень, № 1, – М.: Изд-во МГГУ, 2003. – С. 213-217.
14. *Колибаба В.Л., Калиш В.А., Ульяновко В.С.* Прогрессивная технология добычи минерального сырья из месторождений сверхглубокого залегания. Горный информационно-аналитический бюллетень, № 2. М.: Изд-во МГГУ, 1999, – С. 122-126.
15. *Британ И.В., Гостюхин П.Д.* Прогноз продуктивности скважин и оценка экономической эффективности скважинной гидродобычи богатых железных руд КМА. Горный информационно-аналитический бюллетень, № 9. М.: Изд-во МГГУ, 2001. – С. 121-129.
16. *Тисунов Л.П., Панков А.В., Бабичев Н.И.* Скважинная технология добычи в условиях рыночной экономики. Горный журнал, №4, 1996, с.10-12.
17. *Ломовцев Л.А., Максимов А.В., Журавлев Ф.М., Магарь Н.Г., Грицай Ю.Л., Дворниченко И.Ф., Дзюба О.И.* Технология комплексной переработки и использования богатых руд гидродобычи КМА. Разведка и охрана недр, № 1, 1995, с. 39-42.
18. *Британ И.В.* Локальная геодинамика и неоднородности в рудных массивах. В сб. «Вопросы проектирования, эксплуатации технологических систем в металлургии, машиностроении, строительстве», ч.1 Горнорудное производство. Старый Оскол, 1999, с. 43-45.
19. *Британ И.В.* Скважинная гидродобыча из неоднородных залежей полезных ископаемых Горный информационно-аналитический бюллетень, № 12, – М.: Изд-во МГГУ, 2003.

Коротко об авторах

Британ И.В. – кандидат геолого-минералогических наук, заместитель директора по НИР, ООО «НИИКМА – Гидроруда».