

УДК 622.775

М.В. Рыльникова, Н.Н. Старостина, Е.П. Старостин

**ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЙ
ГЕОТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ ДОРАБОТКИ ЗАПАСОВ
СИБАЙСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

Семинар № 15

Сибайское медно-цинковое колчеданное месторождение обрабатывается комбинированным способом, при этом предельная глубина карьера определена проектом в 504 м. Форма карьера в плане близка к круговой. На долю руд в бортах приходится около 50 % законтурных запасов. На конец отработки месторождения открытым способом запасы за контуром карьера распределяются следующим образом: 45 % - в бортах карьера, 55 % - ниже дна карьера. При этом общие запасы законтурных руд составят около 5 млн т медной руды со средним содержанием полезного компонента 1,5 %.

Руды Сибайского месторождения имеют различные технологические сорта и отличаются непостоянной структурой. В средней части залежи руды средне- и крупнозернистые, а по краям тонко- и мелкозернистые, по периферии залежь сложена устойчивыми рудами с повышенной плотностью. Руды месторождения трещиноваты, количество трещин достигает 16 штук на 1 м. Породы массива подвержены сильным метасоматическим изменениям (хлоритизации, гематитизации, серицитизации), имеют значительную влагоемкость, поэтому затруднена проходка выработок. Большую часть вызывает решение проблемы обеспечения устойчивости обнажения очистных камер.

В настоящее время для доработки оставшихся запасов принят проект «Доработка Сибайского месторождения подземным способом», разработанный институтом «Унипромедь». В соответствии с данным проектом проведено вскрытие месторождения тремя стволами и проведены подготовительные выработки на горизонтах 309, 389, 469, 549, 629 м. Реализация данного проекта в настоящее время невозможна ввиду неготовности подземного рудника и нерентабельна из-за низкого содержания полезного компонента в оставшихся запасах.

Большая часть подготовительных работ уже проделана, поэтому для реализации схемы подземного выщелачивания рекомендуется ориентироваться на сеть пройденных подземных выработок.

Так как значительное количество оставшейся руды сконцентрировано в бортах карьера для их поддержания в устойчивом состоянии рекомендуется проводить пригрузку бедными и забалансовыми рудами с последующим выщелачиваем пригрузки совместно с рудами в основании карьера (рис. 1). Высота пригрузки борта для Сибайского месторождения должна составлять 50 м на южном борту и 80 м на северном.

Опыт ведения горных работ при подземном выщелачивании показал, что целесообразным является отработка запасов в нисходящем порядке в направлении от карьера на массив. Запасы ниже дна карьера рекомендуется обрабатывать с разделением на три панели: центральную, северную и южную. В первую очередь, обрабатывается центральная панель, затем северная и южная, при этом отработку рекомендуется вести от центра к флангам, при этом, растягивающие напряжения, существующие в массиве, в 1,5-2 раза меньше, чем при другом порядке отработки, что увеличивает устойчивость кровли камер. Камеры рекомендуется располагать вкрест простирания рудного тела.

При подземном выщелачивании, как показал опыт ведения горных работ, высота камер должна быть в пределах 60-120 м, поэтому считаем целесообразным с учетом привязки к построенным горизонтам подземного рудника использование камер высотой 80 м. Длина камер определяется морфологией рудного массива. Учитывая разбиение на три панели, расположение - вкрест простирания рудного тела, длина камер составит в среднем 50 м. Ширина определяется из условия возможности качества

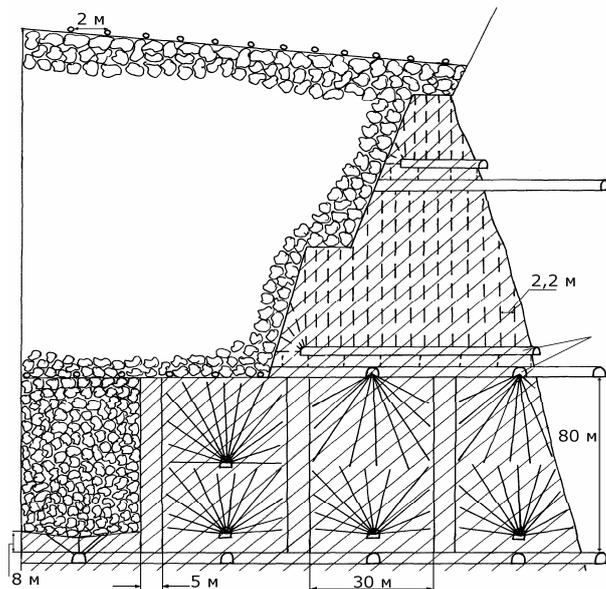


Рис. 1. Технологическая схема подземного и кучного выщелачивания сульфидных руд Сибайского месторождения

очень незначителен, поэтому необходимо проведение работ по подготовке массива. Подготовку целесообразно проводить взрывным способом с созданием коэффициента разрыхления 1,1. Для этого необходимо создание компенсационного пространства.

Подготовительные работы в блоке ведутся одновременно со строительством поверхностного комплекса. Поверхностная часть добычного комплекса подземного выщелачивания включает в себя следующие основные сооружения: установки по переработке продуктивных растворов, узлы

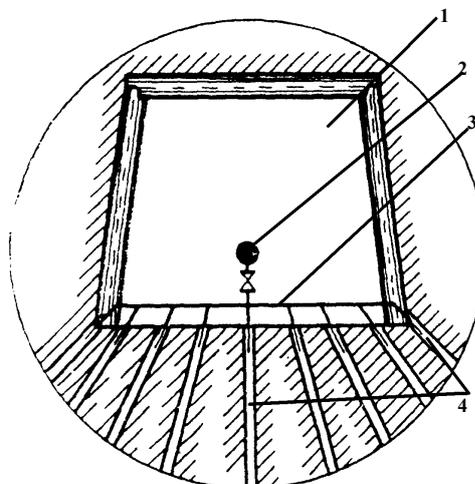
приготовления выщелачивающих растворов, трубопроводы для транспортирования технологических растворов, насосные станции для перекачки растворов в отстойники для очистки растворов от механических и других примесей.

Таким образом, поверхностный комплекс состоит из емкостей для приготовления растворителя и прудков для очистки продуктивных растворов от механических примесей. Объем прудков-отстойников определяется из суточной производительности блока и составляет 15000 м^3 . Объем емкости для приготовления растворов определяется исходя из производительности камеры, однако растворы готовятся непрерывно, поэтому производительность определяется за 1 ч и составляет 624 м^3 . Вместе с тем, приготовление комплексного растворителя занимает не более 10 мин, поэтому за 1 ч в одной емкости можно приготовить 6 порций растворителя, таким образом, объем емкости для приготовления растворителя составляет 105 м^3 .

Мировой опыт переработки растворов выщелачивания показывает, что при переработке слабо концентрированных растворов меди экономически эффективнее использование цементационного метода переработки.

После завершения работ по подготовке массива необходимо приступить к монтажу системы орошения и сбора продуктивного раствора.

Рис. 2. Оросительная система: 1 - штрек орошения; 2 - центральный трубопровод; 3 - распределительный трубопровод; 4 - оросительные скважины



Технологические параметры системы орошения рассчитывались по методике, предложенной В.В. Ивакиным, которая заключается в определении параметров сетки скважин для орошения руд, пропускной способности фильтрующей среды, количества и диаметра скважин, производительности камер по растворам, а также в определении средней концентрации полезного компонента в продуктивных растворах (таблица).

Средняя концентрация полезного компонента за все время выщелачивания определяется исходя из его извлекаемого количества и общего объема продуктивных растворов, необходимых для извлечения и составляет 2,9 г/л.

При применении скважин-оросителей для образования сплошного инфильтрационного потока реагента необходимо достичь смыкания локальных зон растекания, формирующихся вокруг каждой скважины. При разряженной сетке скважин это условие выполняется за счет подачи реагента в камеру (блок) под некоторым избыточным давлением.

Система орошения состоит из оросительных скважин и трубопровода, подающего выщелачивающий раствор (рис. 2). В качестве оросительных используется часть взрывных скважин, расположенных в целике и не взорванных в процессе подготовки массива. Для орошения используются не все скважины, только каждая третья в каждом ряду скважин 1, 3, 6, 9, 12, 15 и 17, образуя сетку с параметрами 2х3,2 м. В результате общее количество оросительных скважин в камере составит 175 шт. Скважины обсаживаются полиэтиленовыми трубами с цементацией устьев. Применение полиэтиленовых труб ограничивает возможно-

сти увеличения забойного давления свыше 60 м вод. ст., что в свою очередь, определяет оптимальный размер диаметра оросительных скважин. Диаметр оросительных скважин составляет 100 мм. Подача растворителя к скважинам-оросителям производится через центральный трубопровод, смонтированный в оросительном штреке.

Одновременно производится подготовка сбора продуктивных растворов, для чего из нижнего штрека в целик бурятся скважины диаметром 105 мм по 3 в ряду с сеткой в забойной части 5х5 м. Общее количество скважин составляет 30 шт. Скважины обсаживаются полиэтиленовыми трубами диаметром 100 мм. Для сбора продуктивного раствора в выработке монтируется желоб под уклоном 2-50, в который выводятся устья разгрузочных скважин. Растворы из желобов поступают в растворосборник, расположенный на этом же горизонте, емкостью 100 м³.

Параметры процесса подземного выщелачивания месторождений Сибайское

Название параметра	Размерность	Величина
Средняя концентрация полезного компонента	г/л	2,9
Радиус растекания выщелачивающего раствора	м	2
Расстояние между рядами	м	3,2
Пропускная способность фильтрующей среды у забоя скважины	м ³ /сут	85,52
Количество скважин	шт.	175
Время смыкания зон растекания	мин	2
Время достижения раствором дна камеры	сут	8

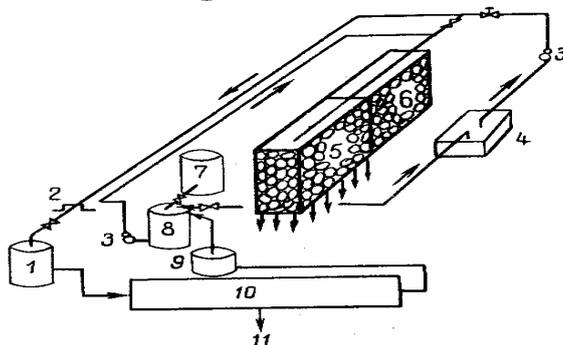


Рис. 3. Технологическая схема подземного выщелачивания сульфидных руд: 1 - емкость для продуктивных растворов; 2 - трубопровод; 3 - насос; 4 - растворосборник; 5 - первый блок; 6 - второй блок; 7 - емкость для серной кислоты; 8 - емкость для выщелачивающего раствора; 9 - отстойник; 10 - установка для переработки продуктивных растворов; 11 - продукт

Таким образом, завершив все подготовительные работы, можно приступать к выщелачиванию массива, технологическая схема которого представлена на рис. 3.

Приготовленный растворитель из емкости 8 по трубопроводу, проложенному в стволе шахты, подается на орошение замагазинированной в камере 5 руды. В течение первых восьми дней, необходимых для прохождения раствора от поверхности до дна камеры, растворитель состоит из 2 % раствора серной кислоты и карбамида, затем только из серной кислоты. Раствор, прошедший через рудный массив, собирается в растворосборник 4, расположенный на горизонте сбора растворов, и насосами направляется вновь на орошение массива. При достижении концентрации меди в растворе $2,9 \text{ г/дм}^3$ раствор по трубопроводу 2 доставляется на поверхность в прудок-отстойник 1 из которого подается на цементационную установку 10. Маточные растворы с цементационной установки возвращаются на узел приготовления растворов 8. После орошения первого блока 5 в течение 30 дней работы на нем приостанавливаются и ведутся на втором блоке 6. Работы, проводимые на втором блоке, аналогичны работам на первом. Первый блок находится в

стадии естественного окисления во время орошения второго. Затем по истечении 30 дней работы на втором блоке прерываются и начинаются на первом. Второй цикл работ аналогичен первому. Таким образом, в работе постоянно находятся два блока. После снижения концентрации раствора до $0,2 \text{ г/дм}^3$ работы в блоках прекращаются.

Требуется постоянное наблюдение за состоянием массива, а именно за его температурой. При повышении температуры более 500°C необходимо снизить температуру выщелачивающих растворов до 0°C , тем самым предотвратив возможность возгорания руды на начальной стадии. Если применение данных рекомендаций не оказывает положительного влияния, необходимо герметизировать камеру путем цементации устьев оросительных и растворособирающих скважин.

На месторождении по всему периметру контакта рудного тела с вмещающими породами расположены метаморфизованные хлорит-серицитовые породы, которые являются хорошим гидроизолирующим материалом. Однако для исключения утечек продуктивных растворов с горизонта 629 м в основание месторождения рекомендуется бурение контрольных скважин. Растворы, собираемые в зумпф, расположенный на том же горизонте, выдаются на поверхность и перерабатываются совместно с другими растворами.

Коротко об авторах

Рыльникова М.В. – доктор технических наук, профессор, ИПКОН РАН.

Старостина Н.Н. – кандидат технических наук,

Старостин Е.П. – дипломник,

Магнитогорский государственный технический университет.

© Н. Жалгасулы, М.Ж. Битимбаев,
Г.М. Черний, В.А. Тумаков,
2005

**ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ СПОСОБЫ
ИНТЕНСИФИКАЦИИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ
ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ**

Опыт применения подземного и кучного выщелачивания металлов из крепких руд в их естественном залегании или замаскированных в блоках показывает, что независимо от структуры руды в начальной стадии процесса выщелачивания содержание металла в продуктивных растворах резко возрастает и на 20-30-е сутки ведения процесса достигает максимальной величины, а затем на 140-160-е сутки от начала процесса выщелачивания экспоненциально снижается до минимального значения, хотя остаточное содержание металла в руде еще достаточно высокое. Поэтому требуется еще длительное время на доизвлечение оставшегося в руде металла с соответствующими дополнительными затратами на ведение процесса выщелачивания.

Главными причинами снижения скорости выщелачивания являются недостаточное дробление руды при подготовке ее к выщелачиванию, кольматация пор и поверхности кусков руды продуктами ее разложения, каналирование потоков выщелачивающих растворов.

Интенсификация добычи металла выщелачиванием – это проведение комплекса организационно-технических мероприятий, направленных на достижение наиболее быстрого и полного извлечения металла из руды.

Мероприятия по интенсификации выщелачивания направлены на полную или частичную нейтрализацию причин, вызывающих снижение скорости выщелачивания. Известны следующие способы интенсификации процесса выщелачивания: физические способы, предусматривающие изменение состояния гетерогенной среды, в том числе агрегатного (твердого, жидкого, газообразного); химические, связанные с изменением состава веществ, составляющих гетерогенную среду, но без изменения ее состояния; механические, предусматривающие изменение напряженно-деформируемого

состояния и дисперсного состава гетерогенной среды на основе нарушения равновесия действующих в массиве сил сцепления; комбинированные способы, при которых имеет место совместное действие физических, химических и механических факторов интенсификации подземного выщелачивания металлов.

В научно-технической литературе имеются сведения об использовании для интенсификации выщелачивания физических полей – постоянного тока, тока высокой частоты, ультразвука [1-4].

Анализ данных по воздействию физических полей на интенсификацию выщелачивания позволяет сделать следующие выводы:

1. Электрические поля и ультразвук интенсифицируют процесс растворения рудных минералов (для некоторых типов руд в 2-3 раза, табл. 1).
2. Наибольшая интенсификация достигается для тех типов руд, которые достаточно хорошо выщелачиваются и при обычном перемешивании (например, хризокolloвая руды).
3. Наиболее упорные минералы плохо выщелачиваются и в электрических и ультразвуковых полях (например, халькопирит).
4. Интенсифицирующее действие электрических полей и ультразвука лучше проявляется при достаточно хорошем измельчении руды (до 0,5-0,25 мм).
5. Электрические поля и ультразвук можно применять для интенсификации процесса растворения минералов при чановом выщелачивании.

Использование рассмотренных выше физических полей не позволяет нейтрализовать действие указанных выше причин снижения скорости выщелачивания – гранулометрического состава руды, кольматирования поверхности кусков и порового пространства и каналирования потоков растворов.

Таблица 1
Интенсифицирующее воздействие внешних физических полей
на выщелачивание меди из руды

Тип руды	Тип внешнего поля						
	Постоянный ток		Ток высокой частоты		Ультразвук		
	прирост концентрации меди в растворе за время опыта, мг/л		извлечение меди в раствор, %		извлечение меди в раствор, %		
		без поля	в поле	без поля	в поле	без поля	в поле
Окисленная руда (хризоколла)		385,5	962,9	21,0	51,8	29,0	77,0
Сульфидная руда (халькопирит)		-	16,89	10,5	17,3	2% за 43 дня при крупности - 100+200 меш	0,50
Параметры воздействия поля	Сила тока - 20 а, время воздействия - 30 мин, растворитель 5% Fe ₂ (SO ₄) ₃ + 2% H ₂ SO ₄		Продолжительность выщелачивания - 12 суток, продолжительность обработки полем -10 часов, частота -13,6 МГц, крупность - 1-2 мм		Время обработки - 30 мин, частота -18,8 кгц, интенсивность - 2,8 вт/см крупность -1-2 мм		
			Растворитель - 100 г/л H ₂ SO ₄ при Т:Ж=1:2 ÷1:3		Растворитель 5% Fe ₂ (SO ₄) ₃ + 2% H ₂ SO ₄		

Дополнительное дробление выщелачиваемой руды, декольматацию поверхности кусков и пор, ликвидацию образовавшихся каналов движения растворов может обеспечить воздействие на выщелачиваемую среду импульсов высокого давления, возбуждаемых в среде с определенной периодичностью.

Представляют интерес три способа возбуждения импульсов высокого давления: взрывной, электрический разряд в жидкости, гидравлический импульсатор [5-9].

Масса ВВ при взрыве быстро превращается в газы. Огромное давление газов взрыва, приложенное к стенкам зарядной камеры, передается в другие точки среды в форме ударной волны, возникающей на границе раздела двух сред: заряд ВВ – среда. Практически область распространения ударной волны ограничена объемом, радиус которого составляет три – семь радиусов заряда.

В дальнейшем в среде наблюдается переход ударной волны в волну сжатия, т.е. неупругое возмущение среды, параметры состояния вещества на фронте которого меняются достаточно плавно. Скорость распространения возмущения равна скорости звука в данной среде, а время изменения состояния вещества всегда меньше времени возвращения его к состоянию покоя. В области распространения волн сжатия среда ведет себя не упруго, в ней возникают остаточные деформации, ведущие к нарушению сплошности строения среды. Зона распространения этих деформаций ограничена практически 120-150 радиусами заряда.

По мере дальнейшего распространения в среде волны сжатия наблюдается ее переход в сейсмическую волну – упругое возмущение среды, скорость распространения которого равна скорости звука в данной среде, а продолжительность нарастания возмущения – времени его возвращения состоянию покоя. Область распространения таких колебаний определяется общей массой заряда и упругопластическими свойствами среды и составляет более 150 радиусов заряда (рисунок).

Начальное давление продуктов взрыва в зарядной камере равно

$$P_0 = \frac{\rho_B \omega^2}{(k+1)g} \cdot 10^{-5},$$

где ρ_B - плотность заряда ВВ, г/см³; ω - скорость детонации ВВ, м/с; g - ускорение свободного падения, м/с²; K - показатель изэнтропии (на начальных стадиях процесса расширения продуктов взрыва $k = 3$).

Электрический разряд в жидкости — это импульсный процесс ($t < 10^{-4}$ с), характеризующийся мгновенным выделением большого количества энергии в первоначальном малом объеме канала электрического разряда. Образование канала происходит под действием высокого электрического потенциала между положительным и отрицательным электродами.

Плотность энергии в канале достигает 1012–1013 Дж/см³, что повышает его температуру и давление. Давление достигает величины (3—10) 102 МПа, что приводит к сжатию и

Распространение ударных волн, волн напряжения и сейсмических волн при взрыве: t_n – время нарастания напряжений от 0 до \max ; t_s – время спада напряжений от \max до 0; $r = r/R$ – относительный радиус заряда пространства ударной волны, м/сек.

Длительность гидравлического удара

$$t = \frac{2l}{c}, \text{ сек,}$$

где l – длина разгонного трубопровода.

Сравнительная характеристика способов возбуждения импульсов высокого давления приведена в табл. 2.

Как видно из таблицы, взрывной способ может обеспечить очень большую энергию единичного импульса (определяется величиной заряда ВВ), однако не может обеспечить высокой частоты импульсов. Промежуток между отдельными импульсами может составлять несколько суток.

Электрогидравлический эффект может обеспечить достаточно высокую энергию единичного импульса (до нескольких сотен килоджоулей) и достаточно высокую частоту импульса (до 30 в час). Этот способ требует большого расхода электроэнергии.

Гидроимпульсаторы могут обеспечить высокую частоту импульсов (до 20 в сек), но сравнительно небольшую энергию единичного импульса (до 50 кДж). Можно предположить следующие пути использования способов возбуждения импульсов высокого давления в практике подземного выщелачивания.

Взрывной способ может быть использован при снижении технологических показателей выщелачивания для оптимизации гранулометрического состава руды и устранения других причин снижения интенсивности выщелачивания. Однако для использования этого способа требуется длительные перерывы в технологическом процессе выщелачивания для подготовки и проведения взрывов.

Электрогидравлический эффект может использоваться для интенсификации процесса выщелачивания без перерывов в его осуществлении. При размещении электроразрядников по определенной сетке в выщелачиваемом блоке,

Таким образом, электрическая энергия, введенная в канал, преобразуется в тепловую и внутреннюю энергию вещества канала, расходуется на его расширение, теряется в виде теплового излучения. Примерный баланс энергии при осуществлении электрического разряда в жидкости следующий: энергия ударной волны — 63 %, парогазовой полости — 31 %, световых и звуковых излучений — 6 %.

При электрическом разряде в жидкости на окружающую горную среду воздействуют: волновое поле; высокоскоростные жидкостные струи; акустические и термические излучения; электромагнитное поле.

Электрический разряд в жидкости и взрыв ВВ в жидкой среде можно сопоставить по энергетическому критерию - тротиловому эквиваленту:

$$E_z = E_{ВВ} \eta_t,$$

где E_z - величина энергии при электрическом разряде; $E_{ВВ}$ - величина энергии при взрыве ВВ; η_t - тротиловый эквивалент (0,18-0,3 в зависимости от вида взрыва).

Действие гидроимпульсатора основано на использовании явления гидравлического удара, возникающего при мгновенном перекрытии потока жидкости по трубопроводу. Гидроудар сопровождается повышением давления (10-12 атм. На каждый 1 м/сек скорости движения жидкости в трубопроводе). Гидроимпульсатор – механическое устройство, обеспечивающее возбуждение гидравлических ударов с определенной периодичностью.

Приращение давления при гидравлическом ударе согласно Н.Е. Жуковскому равно

$$\Delta p = \frac{\gamma}{g} v c, \text{ кг/см}^2,$$

где γ - плотность жидкости, г/см³; g – ускорение силы тяжести; v – скорость движения жидкости в трубопроводе, м/сек; c – скорость рас-

Таблица 2

Сравнительная характеристика способов возбуждения импульсов высокого давления

Показатели	Способ возбуждения импульсов		
	взрыв ВВ	Электрический разряд в жидкости	Гидравлический импульсатор
Мощность единичного импульса	Определяется величиной заряда ВВ	сотни кДж	до 50 кДж
Частота импульсов	время между отдельными импульсами до нескольких суток	до 30 в час	до 20 в сек

он весь может быть охвачен воздействием возбуждаемых импульсов. Однако высокий расход электроэнергии вряд ли позволит использовать этот способ постоянно. Видимо, использовать электрогидравлический эффект следует периодически, в течение некоторого времени с целью нейтрализации факторов, снижающих интенсивность выщелачивания.

Гидроимпульсаторы могут использоваться непрерывно при закачке выщелачивающих растворов в блок. Их воздействие будет более

ощутимым, если гидроимпульсаторы размещать не на устье закачных скважин, а в их забое. Постоянное воздействие гидроимпульсаторов, возможно, будет препятствовать коагуляции и каналированию растворов. Представляется, что импульсы высокого давления будут влиять на кинетику выщелачивания – скорость диффузии и массопередачу на границе твердой и жидкой фаз.

Однако это влияние требует детального изучения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Аренс В.Ж., Перов Н.В., Лунев Л.И.* Интенсификация процесса подземного выщелачивания в электромагнитных полях. М., МГРИ им. С. Орджоникидзе, 1978.
2. *Русихина Л.П.* Влияние постоянного тока на кинетику гетерогенных реакций. / Совершенствование техники и технологии разработки месторождений полезных ископаемых. МГИ, 1968.
3. *Озолин Л.Т., Русихина Л.П.* Выщелачивание меди из медьсодержащих руд под воздействием внешних полей. МГИ, 1968.
4. *Халезов Б.Д., Перов Н.В., Руденко Н.К. и др.* Исследования интенсификации процесса выщелачивания меди из руд в электрических полях высокой частоты. / Тр. Института «Унипромедь». Свердловск, 1973, вып. 16.
5. *Мосинец В.Н., Абрамов А.В.* Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. М.: Недра, 1982.
6. *Ракишев Б.Р. и др.* Ослабление трудно-разрушаемых пород взрывом. Алма-Ата, Наука, 1974.
7. *Юткин Л.А.* Электрогидравлический эффект и его применение в промышленности. Л., Машиностроение, 1986.
8. *Емелин М.А., Морозов В.Н. и др.* Новые методы разрушения горных пород. – М.: Недра, 1990, - 240 с.
9. *Потоцкий В.Б.* Основы теории и проектирования гидроударных буровых машин пульсационно-прессового действия. Алма-Ата, Изд. АН КазССР, 1964.

Коротко об авторах

Жалгасулы Н – доктор технических наук, зав. лаб. физико-химических процессов переработки минерального сырья,
Битимбаев М.Ж. – доктор технических наук, профессор, гл. научный сотрудник лаб. физико-хим. процессов переработки минерального сырья,
Черный Г.М. – кандидат технических наук, ст. научный сотрудник,
Тумаков В.А. – кандидат технических наук, ст. научный сотрудник лаб. физико-химических процессов переработки минерального сырья,
Республика Казахстан, г. Алматы.

© В.Г. Литвиненко, В.М. Лизункин,
А.А. Морозов, 2005

УДК 622.234/42

В.Г. Литвиненко, В.М. Лизункин, А.А. Морозов

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА ИЗ КАРБОНАТНЫХ РУД

Семинар № 15

Современный этап развития производственной деятельности ОАО ППГХО характеризуется истощением сырьевой базы, представленной в основном алюмосиликатны-

ми рудами. Данное обстоятельство повлекло за собой необходимость вовлечения в отработку более бедного по урану и реагентоемкого упорного сырья. При этом соотношение пере-

рабатываемых на гидрометаллургическом заводе «богатых» по урану руд к «бедным» смещается в сторону последних, что может привести к значительным дополнительным затратам на переработку и, как следствие, повышению себестоимости готовой продукции. Выходом из данной ситуации явилось применение кучного сернокислотного выщелачивания «бедных» руд, позволившее существенно расширить сырьевую базу предприятия и наращивать объемы производства.

Однако, в ближайшей перспективе объединение планирует вовлечение в отработку глубоководных, а так же запасов карбонатного сырья, которое потребует переоборудование завода под карбонатную технологию переработки. Мировой опыт и ранее проводимые исследования показывают, что наиболее эффективным, но в тоже время довольно дорогостоящим методом переработки данных руд является автоклавное содовое выщелачивание, при котором достигается степень извлечения 95–96 %. Другие методы переработки пока не составляют конкуренцию последнему [1]. Так при выщелачивании карбонатных руд в пачуке степень извлечения урана не превышает 75 %

при продолжительности процесса 72 часа. Кучное содовое выщелачивание обеспечивает извлечение 50–55 %, при довольно длительном времени переработки. Однако они могут стать перспективными при решении вопроса повышения извлечения, так как отличаются простой технологической схемой и невысокими капитальными и экспериментальными затратами.

Интенсификация технологии перколяционного извлечения урана может быть достигнута применением нескольких, наиболее приемлемых методов. В мировой практике изучены и широко применяются методы механической (дробление руд, агломерация и т.п.), физической (воздействие электрическим током, магнитными полями и т.п.), биологической (применение бактерий) и химической (использование окислителей, активных добавок и т.п.) интенсификации процесса выщелачивания [2, 3, 4]. Эффективность данных методов в конечном итоге сводится к сокращению сроков переработки рудной массы и повышению степени извлечения полезного компонента. Однако эти методы интенсификации применительно к карбонатному выщелачиванию урана мало изучены и сводятся в основном к применению

Таблица 1

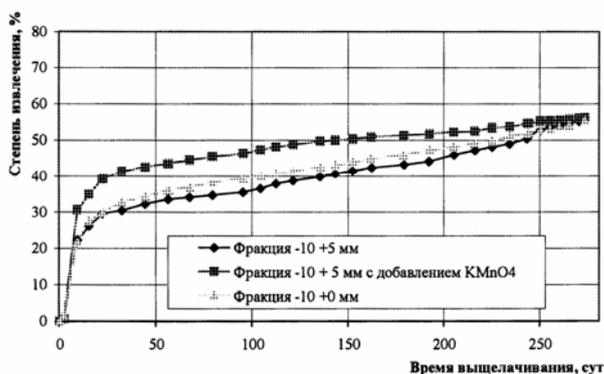
Гранулометрический состав выщелоченной руды в зависимости от степени дробления исходного материала

Класс крупности, мм	Выход класса, %							
	- 100 + 0 мм		- 50 + 0		- 25 + 0		- 10 + 0	
	Исход	Кек	Исход	Кек	Исход	Кек	Исход	Кек
+ 100	9,6	0	-	-	-	-	-	-
- 100 + 50	9,0	17,8	-	-	-	-	-	-
- 50 + 25	25,1	18,5	40,2	36,2	-	-	-	-
- 25 + 10	12,0	19,5	13,2	15,6	47,3	43,6	-	-
- 10 + 0,1	41,1	32,0	42,8	35,8	48,6	42,4	95,5	83,5
-0,1	3,2	12,1	3,8	12,3	4,1	13,9	4,5	16,4
Итого:	100	99,9	100	99,9	100	99,9	100	99,9

Таблица 2

Фракционное распределение урана и молибдена в классе - 1,0 + 0 мм выщелоченного кека

Фракция, мм	Степень дробления исходной руды							
	- 100 + 0 мм		- 50 + 0		- 25 + 0		- 10 + 0	
	U, %	Mo, %	U, %	Mo, %	U, %	Mo, %	U, %	Mo, %
+ 1	0,021	0,002	0,025	0,004	0,025	0,001	0,037	0,005
- 1+0,5	0,022	0,002	0,025	0,004	0,024	0,002	0,026	0,003
- 0,5 + 0,3	0,013	0,002	0,013	0,004	0,018	0,002	0,036	0,004
- 0,3 + 0,1	0,010	0,002	0,008	0,006	0,022	0,003	0,035	0,005
-0,1	0,012	0,002	0,012	0,008	0,024	0,003	0,036	0,005

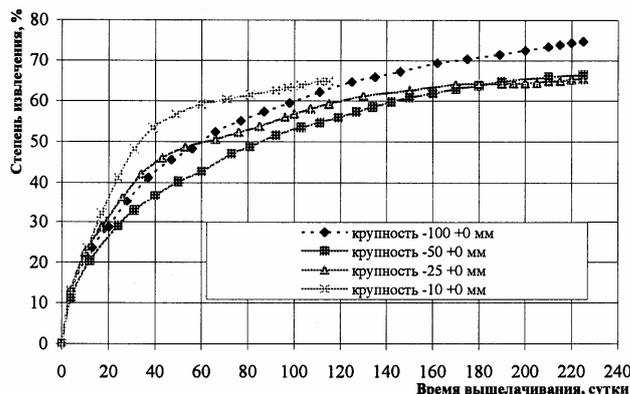


дорогостоящих окислителей, таких как перманганат калия (KMnO_4) [5].

С целью определения возможности механической интенсификации процесса содового выщелачивания урана были проведены лабораторные исследования по определению оптимальной степени дробления карбонатных руд. Для чего изучаемый материал, содержанием урана 0,0150 %, был предварительно додроблен до крупности: -100, -50, -25 и -10 мм. Определение технологических параметров выщелачивания проводилось в инфильтрационном режиме на материале 11 частных проб. Орошение рудной массы осуществлялось растворами соды с добавкой в качестве окислителя перманганата калия круглосуточно с интенсивностью 5–6 л/час·м².

В результате проведенных работ (рис. 1) установлено, что при более мелком дроблении процесс фильтрации растворов и выщелачивания урана значительно замедляется вплоть до его полной остановки. Так, на перколяторе с фракцией рудного материала -10 мм фильтрация растворов прекратилась на 115 сутки, на фракции -25 мм извлечение металла в раствор 64 % было достигнуто за 160 суток, а остальные 1,4 % за 65 суток. Фильтрация растворов через рудную массу крупностью -50 и -100 мм протекала более стабильно. Ухудшение технологических показателей обусловлено интенсивным разрушением поверхности рудного куска с образованием в большом

Рис. 1. Кинетика содового выщелачивания урана из карбонатных руд различных классов крупности



количестве алевроглинистых частиц, присутствие которых приводит к коагуляции пор и трещин в обрабатываемом материале. При этом чем меньше класс крупности руды, тем быстрее происходит снижение фильтрации растворов и повышается количество алевроглинистых частиц в кеках выщелачивания в 3,2–3,6 раза относительно исходного сырья.

Кроме того, в отличие от алюмосиликатных руд (сернокислотное выщелачивание), где остаточное содержание урана в классе -0,1 мм не превышает 0,002 %, при изучении гранулометрического состава выщелоченной карбонатной руды выявлено, что происходит сорбирование и частичное осаждение карбонатных комплексов урана алевроглинистыми частицами. Это приводит к повышенным остаточным содержаниям урана в классе -0,1 мм. Полученные результаты представлены в табл. 1, 2.

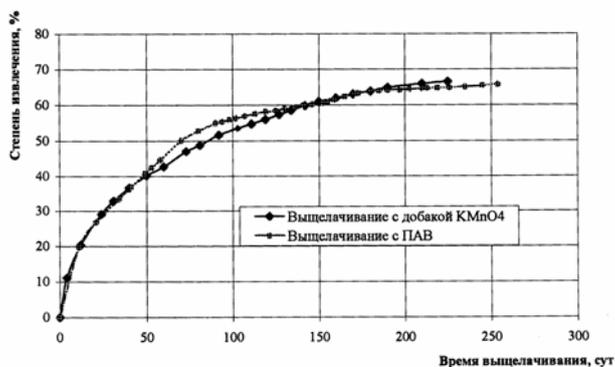
По высоте слоя рудной массы отмечено перераспределение глинистой фракции из верхней части колонки к ее основанию, а присутствие ионов Na вызывает набухание глинистых частиц, вследствие чего снижается проницаемость рудного материала вплоть до полного прекращения фильтрации раствора. Данный факт является одной из основных причин длительности процесса выщелачивания и низкой степени извлечения металла.

В результате максимальная степень извлечения урана (74 %) достигнута на классе крупности -100 + 0 мм, при этом процесс фильтрации растворов через рудный материал на протяжении всего периода выщелачивания был

стабилен.

Попытки улучшить фильтрацию растворов путем вывода из процесса фракции -5 мм ни к чему не привели (рис. 2). Разрушение рудных кусков с образованием алевроглинистых частиц и снижение фильтрации растворов происходит интенсивно во всех исследуемых пробах. При этом полное прекращение фильтрации во всех пробах произошло практически одновременно.

Таким образом, наиболее приемлемая крупность дробления исходного сырья -100 (-50) мм. Додрабывание исходного материала до более мелких фракций (-25, -10 мм) не эффективно. Данные фракции необходимо пред-



варительно подвергать окомкованию, либо выводить из процесса и направлять на автоклавное выщелачивание.

Одним из наиболее эффективных методов интенсификации кучного выщелачивания

можно считать применение поверхностно-активных веществ (ПАВ), позволяющих усилить смачиваемость руд, улучшить взаимодействие твердой и жидкой фаз, снизить интенсивность разрушения рудных кусков. Так на материале крупностью -50 мм были проведены исследования по перколяционному выщелачиванию с использованием ПАВ (рис. 3).

Применение ПАВ позволило повысить эффективность процесса содового выщелачивания – достигнута степень извлечения на уровне выщелачивания с дорогостоящим окислителем KMnO4. Кроме того, фильтрация растворов через рудную массу протекала значительно стабильнее без снижения интенсивности. На данном этапе исследований эти результаты являются предварительными и требуют дополнительного изучения всего спектра вопросов ведения процесса содового кучного выщелачивания урана из карбонатных руд.

В настоящее время исследования продолжают.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

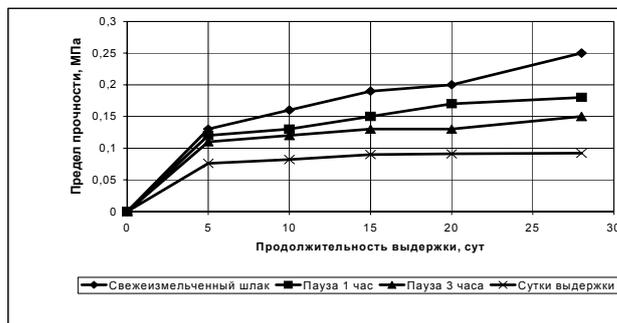
1. Смирнов И.П., Семченко А.Ф., Веселова Л.Н. и др. Преимущества автоклавного карбонатного выщелачивания по сравнению с выщелачиванием в пачуках на примере руд Желтая речка. // VII технологическая конференция отрасли (Москва, 1972): доклады.- М.: Предприятие п/я А-1997.
2. Пат. 5112582 США. Заяв. 11.05.90. Оpubл. 12.05.92.
3. Пат. 5077021 США. Заяв. 08.04.91. Оpubл. 31.12.91.
4. Линигин С.А., Фатьянов А.В. Кучное выщелачивание золотосодержащих руд с применением окомкования /. // Обогащение руд - 2003.- №1 С. 20-25.
5. Изучение процесса карбонатного выщелачивания урана из руд с применением в качестве окислителей соединений марганца. Отчет о НИР/ п/я А-1997; Рук. А.П., Филиппов Фонды предприятия; инв. 17272.- М, 1974 г.

Коротко об авторах

Литвиненко В.Г. – доктор технических наук, заместитель директора по производству, ОАО «Производственное горно-химическое объединение»
Лизункин В.М. – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых», Читинский государственный университет.
Морозов А.А. – горный инженер, заведующий геотехнологической лабораторией ЦНИЛ, ОАО «Производственное горно-химическое объединение».

Рис. 1. Влияние продолжительности паузы между измельчением шлама и окомкованием на прочностные характеристики

Рис. 2. Влияние продолжительности окомкования на прочностные характеристики окатышей



© И.В. Шадрюнова, Д.Н. Радченко,
2005

УДК 622.001

И.В. Шадрюнова, Д.Н. Радченко

**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ
КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ТЕХНОГЕННОГО
ТОНКОДИСПЕРСНОГО МЕДЬСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ ***

Семинар № 15

Обработка техногенных образований обогатительных фабрик является одной из основных эколого-экономических проблем Южноуральского региона. Повышенная запыленность в зонах их размещения, сброс и миграция загрязненных стоков в природные водоемы и нестабильная гидротехническая ситуация на хвостохранилищах [1] определяют комплексный подход к использованию такого сырья - важно не только доизвлечение ценных компонентов, но и последующая его утилизация. Вместе с тем, многие существующие процессы доизвлечения металлов из отходов обогащения механическими методами не дают положительных результатов, что препятствует использованию их вмещающей части в строительстве, поэтому наиболее целесообразным представляется применение физико-химических методов.

Промышленное внедрение таких технологий для извлечения меди из хвостов обогаще-

ния медноколчеданных руд возможно лишь с применением чанового выщелачивания, но часто является экономически нецелесообразным. Реализация процесса кучного выщелачивания (КВ) сдерживается главным образом трудностью управления процессами фильтрации рабочих растворов, т.к. главной задачей является обеспечить доступ растворителя в массив тонкодисперсного материала. Наиболее целесообразным способом укрупнения структур мелких материалов по опыту эксплуатации участков КВ золота является предварительное окомкование. Гранулометрический состав хвостов обогащения медноколчеданных руд (до 80% класса $-0,044+0$ мм) и наличие значительного количества нерудных шламистых фракций, являющихся естественными пластификаторами, позволяют считать этот способ наиболее привлекательным.

В результате проведения факторного анализа процесса окомкования хвостов обогаще-

*Работа выполнена при поддержке РФФИ-Урал грант № 01-05-96415

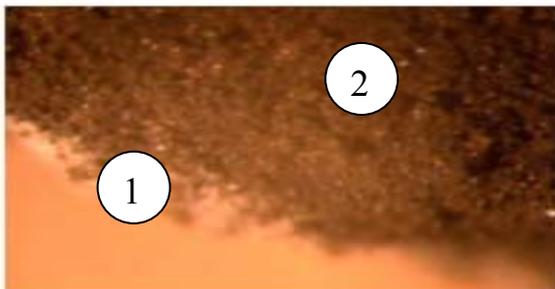


Рис. 3. Внешний вид окатыша в разрезе: 1 - накат; 2 – твердый зародыш

(рис. 2) обеспечивает формирование прочных и стабильных окатышей.

Массив окатанного материала обеспечивает быструю фильтрацию и дренаж рабочих растворов – до 30 м/сут., их оптимальный контакт со всей рудной массой, а также хорошую естественную

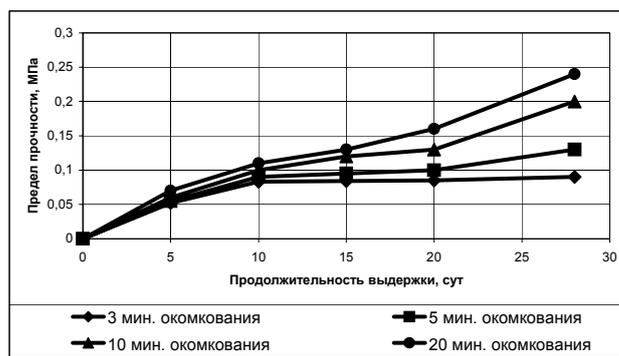
аэрацию. Вместе с тем, в начальный период ния медно-цинковых руд Башкирского медно-серного комбината были разработаны технологические режимы, позволяющие получать окатыши различной крупности, пористости и прочности, при этом основным условием является введение в процесс связующих добавок [2]. Лабораторными исследованиями установлено, что добавление в шихту измельченного гранулированного шлака медной плавки в количестве 50 кг/т, обеспечивает получение окатышей, имеющих достаточные прочностные характеристики и растворопроницаемость [3]. Основным условием, при котором возможно использование граншлака, является введение его в процесс окомкования свежизмельченным (рис. 1), причем продолжительность паузы, между измельчением шлака и окомкованием не должна превышать 1 час. При выдержке подготовленного связующего 1 сутки и более вязущие свойства утрачиваются, и значение предела прочности не превышает 0,1 МПа, что достижимо при окомковании хвостов без дополнительных добавок.

На прочностные характеристики получаемых окатышей существенное влияние оказывает продолжительность операции, причем зависимость носит линейный характер. Учитывая технические характеристики типовых барабанных окомкователей, время окомкования не должно превышать 7 мин. Механическое свободное перекачивание в течение этого времени

орошения гранул происходит вынос значительного (до 5 %) количества тонких частиц.

Анализом оптического изображения окатышей в продольном разрезе (рис. 3) установлено, что структура агрегатов двуслойная, твердый зародыш и накат - рыхлый слой поверхности, отслаиваемый при орошении.

Для устранения этого недостатка было изучено влияние пластифицирующей добавки – гипса. Определение прочностных характеристик проводилось на гидравлическом прессе. Механическая устойчивость окатышей при перегрузках определялась предельной высотой сброса на металлическую пластину и на слой окатышей. При окомковании шихты состава «хвосты - шлак – гипс – вода» были получены прочные и плотные окатыши (рис. 4), которые набирают прочность даже во влажных средах и могут быть уложены в открытый штабель для кучного выщелачивания.



орошения гранул происходит вынос значительного (до 5 %) количества тонких частиц. Анализом оптического изображения окатышей в продольном разрезе (рис. 3) установлено, что структура агрегатов двуслойная, твердый зародыш и накат - рыхлый слой поверхности, отслаиваемый при орошении.

Для устранения этого недостатка было изучено влияние пластифицирующей добавки – гипса. Определение прочностных характеристик проводилось на гидравлическом прессе. Механическая устойчивость окатышей при перегрузках определялась предельной высотой сброса на металлическую пластину и на слой окатышей. При окомковании шихты состава «хвосты - шлак – гипс – вода» были получены прочные и плотные окатыши (рис. 4), которые набирают прочность даже во влажных средах и могут быть уложены в открытый штабель для кучного выщелачивания.

Для определения параметров штабеля и технологии укладки были исследованы образцы окатышей с различным сроком хранения. Свежие окатыши достаточно пластичны и прочны, сохраняют исходные характеристики при сбросе на металлическую пластину до 1,5 м (рис. 4-а).

Анализ установленных зависимостей показывает, что устойчивость окатышей к механическим перегрузкам сохраняется в первые сутки их производства, что обуславливает необходимость проведения подготовительных технологических операций (грохочения, транспортирования, укладки в штабель) в этот срок.

Полученные прочностные характеристики окатышей (рис. 4-б) позволяют подобрать необходимое соотношение компонентов шихты в зависимости от требуемой высоты штабеля кучного выщелачивания, которая в свою очередь определяется производительностью обогатительной фабрики и размерами полигона, с учетом годового количества осадков, сегрегации частиц и других факторов.

Для окатышей крупностью 15-20 мм, изготовленных из хвостов обогащения сульфидных руд, угол естественного откоса составляет 320. Расчетом механических характеристик установлена предельная высота слоя свежих окатышей, которая составляет 0,64 м, что является ограничительным параметром при послойной укладке. Допустимая высота слоя штабеля через 3 суток составляет уже 1,92 м, через 7 суток 4,2 м, через 14 суток 15 м. Набор прочности до максимального значения происходит в течение 90 суток, когда предел прочности окатышей достигает 1,2 МПа, – это значение соответствует предельной высоте штабеля 40 м. Формирование штабеля такой высоты является нецелесообразным, т.к. продолжительность выщелачивания хвостов Сибайской обогатительной фабрики составляет 70 суток, при этом извлечение меди из сырья с содержанием 0,58 % составляет 60 %.

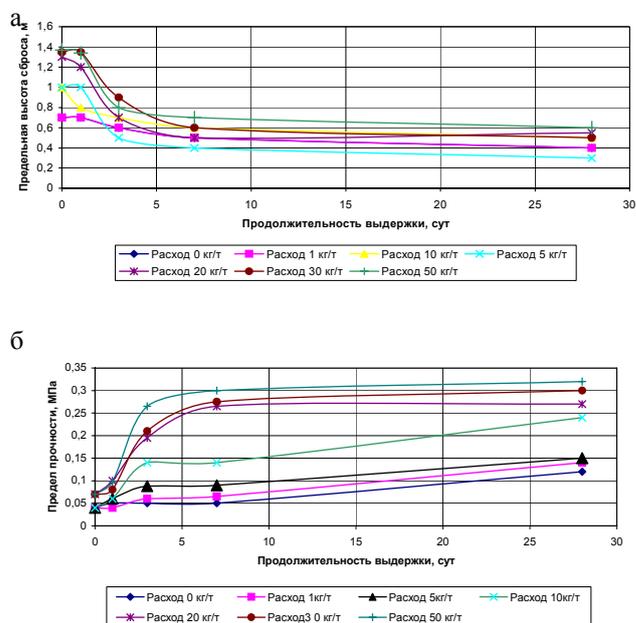


Рис. 4. Влияние расхода гипса и продолжительности выдержки окатышей на: а) – предельную высоту сброса; б) – предел прочности толщиной 0,02 м предельная высота достигает 3 м

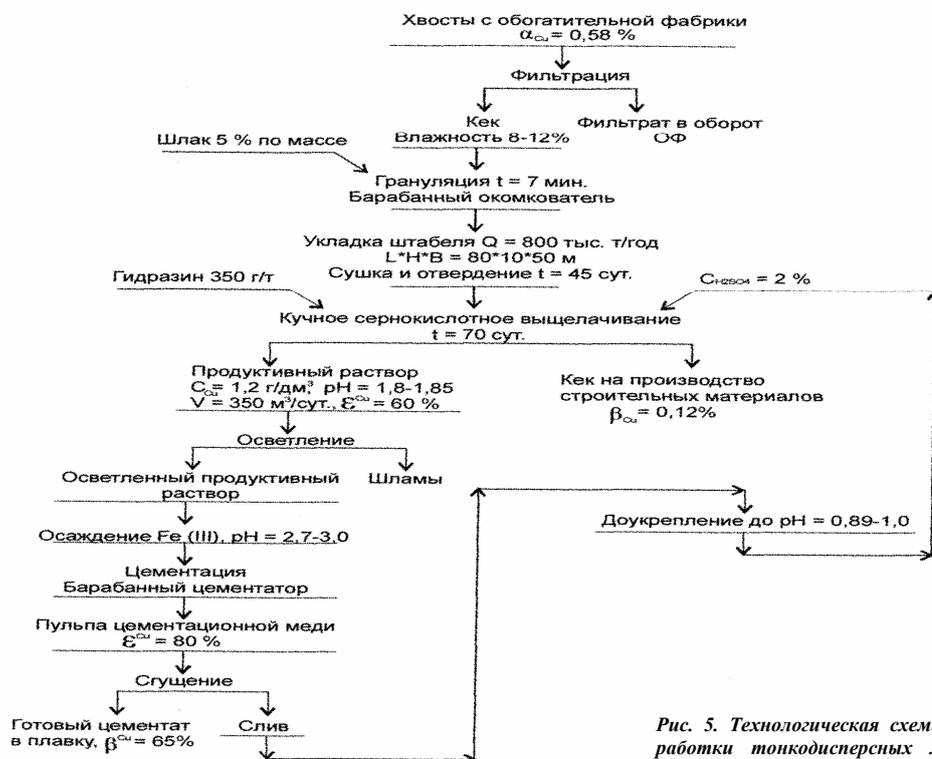


Рис. 5. Технологическая схема переработки тонкодисперсных медьсодержащих георесурсов

Разработанные режимы получения прочных, пористых окатышей, возможность формирования проницаемого штабеля и хорошие показатели извлечения по меди позволили разработать технологическую схему отработки тонкодисперсного медьсодержащего сырья в условиях Башкирского медно-серного комбината (рис.5).

Технология кучного выщелачивания хвостов включает пять основных узлов: фильтрацию, грануляцию, формирование штабеля, выщелачивание, переработку продуктивных и регенерацию маточных растворов.

Хвосты предварительно подвергаются операциям обезвоживания для достижения требуемой влажности перед операцией окомкования 10-12 %, после чего поступают на барабанный окомкователь. В разгрузочной цапфе окомкователя устанавливается колосниковый грохот для отсева фракций менее 15 мм, которые составляют возврат. Кондиционные фракции системой конвейеров поступают на площадку кучного выщелачивания.

Орошение штабеля проводится по традиционным схемам в фильтрационном режиме [4].

Схема переработки продуктивных растворов принята по опыту эксплуатации установки кучного выщелачивания на промышленной площадке ОАО «БМСК» окисленных медных руд [5] и включает операции отстаивания, гидролитическое осаждение железа, основную и контрольную цементацию на железном скрапе.

Обезмеженные хвосты могут быть эффективно вовлечены в производство строительных материалов и изделий.

Для условий Башкирского медно-серного комбината были проведены технико-экономические расчеты эффективности предлагаемой технологии переработки хвостов текущей добычи. Приведенные расчеты подтверждают целесообразность внедрения в промышленность разработанную технологию выщелачивания хвостов по схеме «фильтрация-грануляция-выщелачивание-цементация».

Применение указанной технологии обеспечивает прибыль 30,9 млн. руб. в год за счет полу-

чения дополнительной товарной меди, утилизации обезвреженного минерального сырья в строительстве, а также эколого-экономический

эффект в размере 52,6 млн руб. за счет снижения нормативных экологических платежей за эксплуатацию хвостохранилищ.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Зотеев В.Г., Морозов М.Г.* Авария на хвостохранилище Качканарского ГОКа. Причины и следствия // Водное хозяйство России. – 2000. – Т.2. – № 1.
2. *Шадрунова И.В., Радченко Д.Н.* Утилизация дисперсных отходов горно-металлургического комплекса / Материалы IV конгресса обогатителей стран СНГ. М.: Альтекс, - 2003. Т.1. – с. 200-202.
3. *Шадрунова И.В., Радченко Д.Н., Матюшенко Г.А.* Совместная утилизация хвостов обогащения медно-цинковых руд и гранулированных шлаков медной плавки // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: Изд-во МГТУ, - 2003. - № 11. – с. 214-217.
4. *Воробьев А.Е., Чекушина Т.В.* Принципиальные схемы кучного выщелачивания золота // Комбинированная геотехнология: Проектирование и геомеханические основы / Материалы Международной научно-практической конференции. Магнитогорск: Изд-во МГТУ, - 2003. – с. 144-162.
5. *Рыльникова М.В., Шадрунова И.В., Сизиков А.В.* Кучное выщелачивание окисленной медной руды в условиях ОАО БМСК // Горная промышленность. – 2001. № 3. - с. 55-57.

Коротко об авторах

Шадрунова И.В. – доктор технических наук, доцент МГТУ,
Радченко Д.Н. – аспирант, МГТУ.



© **Е.Н. Козырев, Ю.И. Кондратьев,
К.К. Хулелидзе, Н.С. Богомолова,
2005**

УДК 669.054.8

***Е.Н. Козырев, Ю.И. Кондратьев, К.К. Хулелидзе,
Н.С. Богомолова***

ТЕХНОЛОГИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ СВИНЦА И ЦИНКА ИЗ ЛЕЖАЛЫХ КЛИНКЕРОВ ЦИНКОВОГО ПРОИЗВОДСТВА

Семинар № 15

Проведены исследования по агитационному выщелачиванию лежалых клинкеров цинкового производства после их предварительной механической активации на лабораторном дезинтеграторе.

Клинкер содержал, %: 0,29 Pb, 1,69 Zn, 0,59 Cu, 22,73 Fe, 11,58 C, 4,23 S, 52,57 SiO₂. После предварительного измельчения до крупности –

3 мм клинкер пропускали через дезинтегратор, корзины которого вращались с суммарной скоростью 18000 об/мин, и он приобретал следующий гранулометрический состав, мм – %: +0,63 – 0,15, 0,63-0,315 – 2,59, 0,315-0,2 – 5,71, 0,2-0,16 – 34,39, 0,16-0,1 – 38,74, 0,1-0,063 – 9,81, -0,063 – 7,34.

Таблица 1
Переход металлов в раствор в зависимости от времени, прошедшего с момента активации клинкера

Время с момента активации клинкера		1	2	3	4	5	6	7	8
Содержание металла в растворе, мг/л	Pb	87,68	86,31	98,64	19,99	18,66	14,00	14,00	13,32
	Zn	969,0	1070,1	775,2	266,7	248,9	275,5	257,8	245,6

Исследования по извлечению металлов из активированного клинкера агитационным выщелачиванием были проведены в два этапа. На первом была определена длительность сохранения клинкером активного состояния, для чего с периодичностью в 1 сутки навеску клинкера массой 50 г от общей пробы массой 1 кг обрабатывали в агитаторе раствором, содержащим 90 г/л NaCl и 35 г/л H₂SO₄. Результаты экспериментов приведены в табл. 1.

Как видно из приведенных результатов, активное состояние клинкера сохраняется в течение 3 суток после момента активации.

На втором этапе с использованием методов математического планирования экспериментов исследовалась зависимость извлечения свинца и цинка в ходе агитационного выщелачивания клинкера сернокислотно-хлоридными растворами. Постоянные условия экспериментов: масса навески клинкера – 50 г, длительность выщелачи-

Таблица 2
Извлечение свинца и цинка из клинкера в раствор при сернокислотно-хлоридном выщелачивании

№ пп	Значения независимых переменных								Извлечение металлов в раствор, %	
	Кодовый масштаб				Натуральный масштаб				Pb	Zn
	X1	X2	X3	X4	Концентрация H ₂ SO ₄ , г/л	Концентрация NaCl, г/л	Соотношение Ж:Т	Температура выщелачивания, °С		
1	-1	-1	-1	-1	30	10	10	20	1,70	15,90
2	+1	-1	-1	-1	150	10	10	20	2,54	24,49
3	-1	+1	-1	-1	30	90	10	20	15,99	14,61
4	+1	+1	-1	-1	150	90	10	20	22,81	22,78
5	-1	-1	+1	-1	30	10	40	20	4,59	33,32
6	+1	-1	+1	-1	150	10	40	20	6,86	52,65
7	-1	+1	+1	-1	30	90	40	20	43,82	30,31
8	+1	+1	+1	-1	150	90	40	20	54,79	49,49
9	-1	-1	-1	+1	30	10	10	90	3,34	22,74
10	+1	-1	-1	+1	150	10	10	90	5,17	35,02
11	-1	+1	-1	+1	30	90	10	90	32,76	20,89
12	+1	+1	-1	+1	150	90	10	90	41,34	32,58
13	-1	-1	+1	+1	30	10	40	90	9,59	53,73
14	+1	-1	+1	+1	150	10	40	90	11,32	90,26
15	-1	+1	+1	+1	30	90	40	90	73,04	51,53
16	+1	+1	+1	+1	150	90	40	90	90,40	84,13
17	-1	0	0	0	30	50	25	55	26,52	31,86
18	+1	0	0	0	150	50	25	55	33,16	43,24
19	0	-1	0	0	90	10	25	55	53,05	51,21
20	0	+1	0	0	90	90	25	55	60,20	39,83
21	0	0	-1	0	90	50	10	55	5,94	21,92
22	0	0	+1	0	90	50	40	55	26,12	49,10
23	0	0	0	-1	90	50	25	20	29,49	35,28
24	0	0	0	+1	90	50	25	90	68,96	50,07

вания – 1 час, скорость вращения мешалки – 600 об/мин. Значения независимых переменных: концентрации серной кислоты и хлорида натрия в выщелачивающем растворе, весового соотношения Ж:Т, температуры пульпы – и достигнутые показатели выщелачивания представлены в табл. 2.

В результате математической обработки экспериментальных данных и исключения статистически незначимых коэффициентов получены следующие уравнения регрессии (в кодовом масштабе):

$$\begin{aligned} \text{для извлечения свинца} \\ \varepsilon_{\text{Pb}} = 41,82208 + 3,16889X_1 + \\ + 18,72167X_2 + 10,49667X_3 + 8,51833X_4 - \\ - 11,98210X_1^2 + 14,80291X_2^2 - \\ - 25,79208X_3^2 + 7,40293X_4^2 + 2,31625X_1X_2 + \\ + 8,09625X_2X_3 + 5,4X_2X_4 + 2,17X_3X_4, \quad (1) \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{для извлечения цинка:} \\ \varepsilon_{\text{Zn}} = 40,53435 + 8,875X_1 - 1,84278X_2 + \\ + 15,755X_3 + 9,00667X_4 - 2,98438X_1^2 + \\ + 4,98565X_2^2 - 5,02439X_3^2 + 2,14062X_4^2 + \\ + 4,18188X_1X_3 + 2,36438X_1X_4 + \end{aligned}$$

$$+ 5,02688X_3^2X_4 \quad (2)$$

Полученные уравнения адекватны экспериментальным данным с уровнем значимости 0,05.

Анализ уравнений (с учетом соотношения содержания свинца и цинка в исходном материале) позволил выявить рациональные параметры выщелачивания клинкера:

- концентрация серной кислоты – 150 г/л,
- концентрация хлорида натрия – 60 г/л,
- весовое соотношение Ж:Т – 40:1,
- температура пульпы – 90 °С.

При этих параметрах извлечение свинца и цинка составит, соответственно, 42,71 и 79,68 %. Наибольшее влияние на переход свинца в раствор оказывает концентрация в выщелачивающем растворе серной кислоты. Затем, в порядке убывания, следуют соотношение Ж:Т, температура процесса и концентрация хлорида натрия. Ранжирование независимых переменных для цинка выглядит следующим образом: соотношение Ж:Т, температура процесса, хлорида натрия и концентрация серной кислоты.

Коротко об авторах

Козырев Е.Н. – доктор технических наук,
Кондратьев Ю.И. – доктор технических наук,
Хулелидзе К.К. – кандидат технических наук,
Богомолова Н.С. – аспирантка,
 Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет).

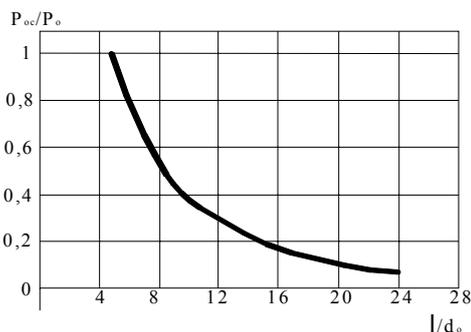
ДИССЕРТАЦИИ

ТЕКУЩАЯ ИНФОРМАЦИЯ О ЗАЩИТАХ ДИССЕРТАЦИЙ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И СМЕЖНЫМ ВОПРОСАМ

Автор	Название работы	Специальность	Ученая степень
КРИВОРОЖСКИЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ МИНИСТЕРСТВА ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ			
КРАВЧЕНКО Валентин Евгеньевич	Геотехнологические особенности модульного принципа построения механизированных крепей в очистных забоях пологих угольных пластов Донбасса	05.15.02	к.т.н.



© В.П. Петриченко, В.И. Колесников,
 А.В. Пинчук, 2005



УДК 622.001

В.П. Петриченко, В.И. Колесников, А.В. Пинчук

**ФИЗИЧЕСКИЕ СПОСОБЫ И СРЕДСТВА
РАЗУПЛОТНЕНИЯ И ЭРЛИФТИРОВАНИЯ
РЫХЛЫХ РУД КМА**

Семинар № 15

Скважинная гидродобыча (СГД) твердых полезных ископаемых основана на разрушении массива струей и подъема измельченной породы на поверхность струйными насосами или эрлифтом [1].

Добыча полезных ископаемых способом СГД освоена на небольших глубинах (преимущественно до 50 м) рыхлых песков, песчано-глинистых образований в необводненных или в обводненных породах с малыми притоками в выемочные полости, где гидромониторная струя разрушает породу преимущественно в воздушном пространстве или при небольшом погружении. При работе затопленной струи на большую глубину эффективность разрушения пород резко падает, что приводит к необходимости применения сложных гидромониторных снарядов, приближающих сопло к породе.

Исследования действия затопленных гидромониторных струй на забой скважины проводились нефтяниками с целью поиска решений очистки забоя от выбуренной скальной породы при бурении шарошечными долотами и повышения эффективности разрушения рыхлых пород при бурении лопастными долотами [2].

Институтом ВИОГЕМ использованы эти исследования для решения вопросов СГД на больших глубинах для разрушения рыхлых руд на КМА, объем которых на ряде месторождений составляет до 30 % при глубинах залегания от 500 до 1200 м. К рыхлым рудам, пригодным для скважинной гидродобычи на сегодня условно отнесены руды с плотностью на сжатие до 3 МПа.

На Гостищевском месторождении, где ведутся работы по строительству рудника с добычей руды способом СГД, мощность рыхлых руд составляет около 100 м при общей мощности руды 260 м на глубинах 540-800 м.

Исследования разрушающей способности струи показали, что с увеличением глубины погружения до 400-500 м эффективность ее падает в два-три раза и остается неизменной ниже этой глубины. Кинетическая энергия, сила удара струи и давление на преграду пропорциональны квадрату скорости истечения струи из сопла.

На рис. 1 приведена схема растекания свободной затопленной струи. Она представляет собой ядро постоянных скоростей и конусообразный поток, размеры которых определяются скоростью истечения из сопла и диаметром его. Давление струи на забой зависит от скорости истечения струи и расстояния от сопла.

Расчеты показывают, что при использовании на КМА нефтяных буровых установок типа БУ-75 возможно создание скоростей истечения струи из насадок до 150 м/сек при диаметре насадки 17 мм и 100 м/сек при 20 мм. При этом давление на породу вблизи сопла диаметром 17 мм составит 150 кг/см² и 155 кг/см² для сопла 20 мм при подаче на сопло соответственно 90 и 130 м³/ч воды.

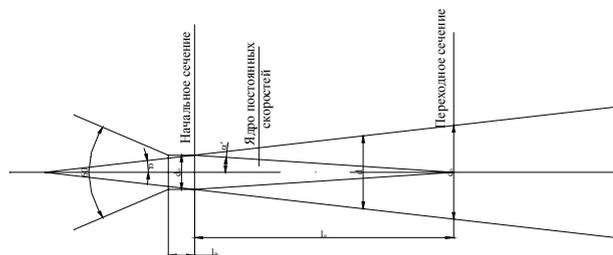


Рис. 1. Схема растекания свободной затопленной струи

На рис. 2 показано изменение давления струи на породу от расстояния до сопла. Из графика следует, что при удалении от $5d_0$ до $25d_0$ давление на породу уменьшилось в 20 раз. На рис. 3 показан график изменения давления струи от расстояния до оси струи. Из графика следует, что давление на преграду при удалении от центра струи резко падает. На окружности $3d_0$ оно составляет 10 %, а на окружности $10d_0$ – 3-5 %.

Из изложенного следует, что дальность разрушения рыхлых руд гидромониторной струей приведенных параметров составляет менее 0,5 м от сопла и необходимо максимальное его приближение к породе.

Исследованиями разрушения горных пород струями установлено, что давление на породу, необходимое для ее разрушения, составляет 25-35 % предела на одноосное сжатие при больших глубинах погружения (более 500 м) и 10-15 % при малых погружениях (до 25 м), что объясняется давлением среды, совмещением действия удаления струей разрушенной породы, действием среза над углом α отражения струи (рис. 4), разрушающим действием струи

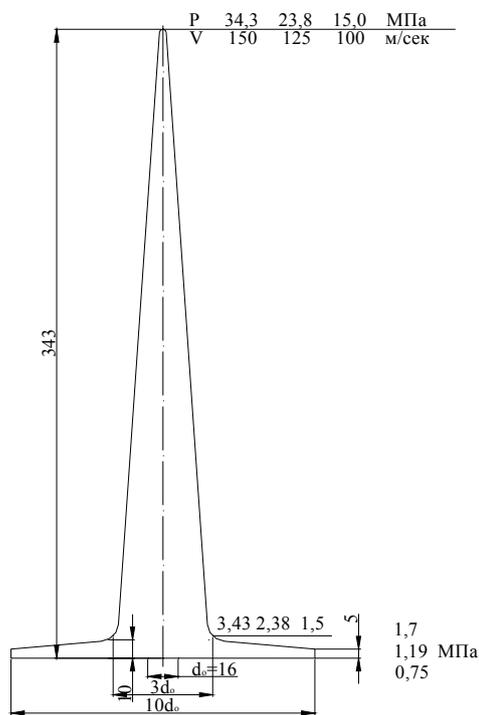


Рис. 2. Изменение давление струи на породу от расстояния

в порах породы. Исходя из этих данных физического воздействия струи на породы, прочности рыхлых руд, способа подвода струи, технических решений гидромониторного снаряда с использованием механического воздействия на место разрушения забоя скважины и воздействия на массив полезного ископаемого, разрабатываются технические устройства разуплотнения руд для гидравлической транспортировки их на поверхность.

Для целей увеличения объема добычи рыхлых руд из скважин на месторождениях КМА в ФГУП ВИОГЕМ разработан гидродобычный снаряд [3], позволяющий создавать камеры заданных параметров в любом интервале пласта на глубинах залегания рыхлых руд на КМА. Гидродобычный снаряд представляет собой (рис. 5) телескопически расположенные в скважине колонны труб с образованием каналов для подачи воды на гидромонитор, подачи воздуха для эрлифтной системы и подъема полезного ископаемого в виде пульпы (вода-руда-воздух) на поверхность.

При гидродобыче руд на КМА возможны три технологические схемы:

1. одновременное разупрочнение рыхлых руд и подъем пульпы на поверхность;
2. разупрочнение массива рыхлых руд с magazинированием образующейся измельченной руды в камере ниже создаваемой очередной;

Рис. 3. Изменение давления струи на породу от расстояния до оси струи

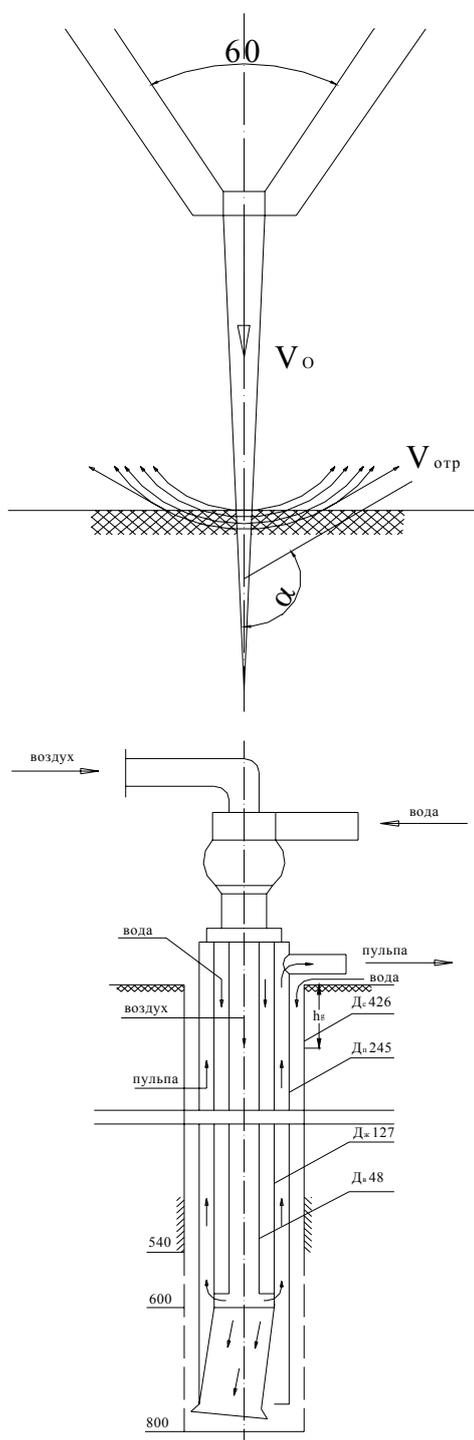


Рис. 4. Схема отражения струи от забоя

3. эрлифтный подъем измельченной руды и применение различных способов физического воздействия на массив с целью его разрушения в ослабленной зоне и за ее пределами и измельчения рыхлой руды.

Разработанная конструкция гидродобычных снарядов позволяет производить эти операции при некотором изменении сборки гидродобычного снаряда – частичном подъеме-спуске телескопически смонтированных в скважине колонн труб.

На рис. 5 представлена одна из компоновок гидродобычного снаряда, включающая пульпоподъемную колонну диаметром 245 мм, внутренний став труб, состоящий из труб диаметром 127 мм в верхней части до глубины установки смесителя воздуха, а ниже трубы диаметром 114 мм с компановкой для бурения наклонных ответвлений и ставом насосно-компрессорных труб диаметром 48,0 мм в интервале установки труб диаметром 127 мм для подачи воздуха в пульпоподъемную колонну. Гидродобычный снаряд позволяет производить бурение наклонных ответвлений от вертикальной оси скважины на заданное расстояние (рис. 6). В настоящее время нами планируется бурение наклонных ответвлений с отходом от оси скважины до 7-8 м для создания камеры в зоне залегания рыхлых руд до 15 м диаметром, как это предусмотрено в ТЭО на строительство Гостищевского рудника КМА со скважинной гидродобычей.

Создание наклонных ответвлений на определенном интервале пласта рыхлых руд скважинами диаметром от 150 до 500 мм возможно предложенной компоновкой гидродобычного снаряда с применением забойного гидродвигателя (например винтового), оснащенного долотом с эксцентричным расположением гидромониторной струи. Основываясь на опыте бурения скважин нефтяниками в рыхлых породах с применением гидродвигателей и гидромониторных долот можно полагать получение механической скорости бурения по рыхлым рудам до 70-100 м/ч.

Образование сети наклонных скважин в

Рис. 5. Эрлифтный подъем руды при разуплотнении массива

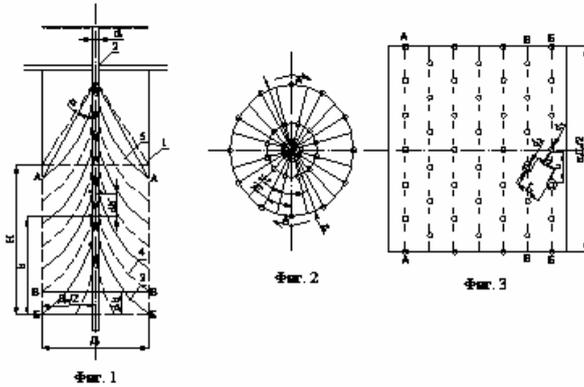


Рис. 6. Способ образования камеры в скважине

массиве рыхлых руд с использованием самообрушения их и применением импульсного силового воздействия на массив одним из способов, предложенных ГП «Геосинтез» и получившим применение при интенсификации добычи нефти, газа, воды, позволит обрушить ослабленный массив, получить камеру, заполненную измельченной рудой. Измельченная руда, как

показал опыт на Шемраевском месторождении КМА, до 95 % состоит из частиц от долей мм до 1-2 мм.

Основным способом подъема руды предполагается эрлифтный. Не исключается применение струйных насосов в комбинации с погружными. Эрлифтный способ подъема измельченной породы, песка из скважин широко применяется при бурении скважин на воду и технических скважин

большого диаметра с промывкой водой и глинистым раствором. Основным отличием и сложностью применения эрлифтной системы для подъема железной руды является высокая плотность рудной массы, содержащая 65-70 % железа и достигающая 3,5-4 г/см³ при плотности несущего агента (воды или водно-воздушной смеси) равной единице и меньше.

Условие подъема рудной массы в эрлифтной системе рис. 7 выражается формулой:

$$H_B \gamma_B > H_T \gamma_T + (H_\phi + h_d + H_0) \gamma_{cp} + \frac{8}{\pi^2 q} \left(\frac{\lambda H_T \gamma_T Q_2^2}{D_{II}^5} \right) + \frac{8}{\pi^2 q} \left(\frac{\lambda_{кп} \gamma_{cp} (H_\phi + h_d + H_0) Q_{cp}^2}{(D_{II} - D_B)^2 (D_{II} + D_B)^2} + \frac{V_T^2}{2q} + \frac{V_{cp}^2}{2q} \right)$$

В формуле левая часть выражает давление столба воды за пульпоподъемной колонной. В правой части составляющие: первое – гидростатическое давление пульпы ниже смесителя; второе – гидростатическое давление пульпы от смесителя до выброса; третье – скоростные потери давления при движении водо-рудной пульпы до смесителя; четвертое – скоростные потери давления при движении пульпы от смесителя до выброса; пятое – скоростные потери давления на всасе пульпы; шестое – скоростные потери давления на выбросе пульпы.

Теоретические расчеты гидродобычных снарядов и эрлифтных подъемников, приведенных выше, показывают, что при прочности рыхлых руд до 3 МПа в условиях Гостищевского рудника только за счет создания камер диаметром 15 м и небольших объемов самообрушения массива возможна добыча руды из одной скважины до 60 тыс. т. Эрлифтная сис-

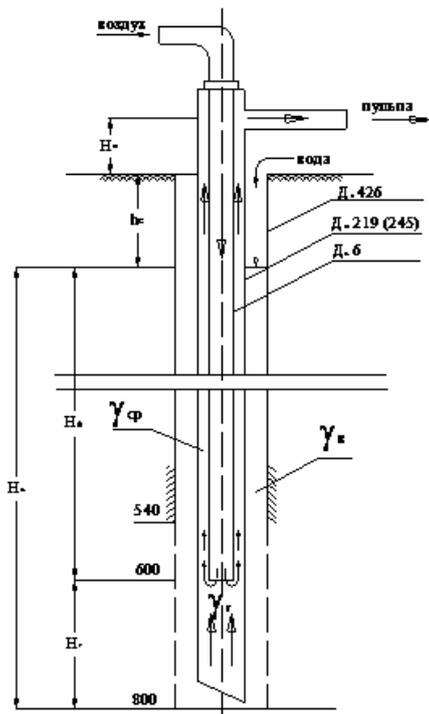


Рис. 7. Эрлифтный подъем руды

тема при оптимальном диаметре скважины 400 мм позволяет поднимать до 20 т/ч руды. Среднее время на сооружение скважины и работы по подъему руды из одной скважины составит ≈ 1 год.

Предстоит большая работа по промышленному освоению технических средств разуплотнения руды, эрлифтных подъемников, оптимизации режима работы технических средств и оборудования, обеспечивающих надежность процессов применяемой техники и высокие экономические показатели.

Следует отметить, что проводимые работы по опытной гидродобыче рыхлых руд на Шемраевском участке КМА в 1988-93 г., где было добыто более 80 тыс. т богатой руды, подтвердили возможность этого способа добычи. Но в связи с прекращением работ по вопросам создания технических средств и разработки технологических процессов были только выявлены проблемы, а решение их предстоит при добыче богатых руд на строящемся Гостищевском руднике.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Аренс В.Ж.* Физико-химическая геотехнология. - М.: Изд. МГУ, 2001. - 655 с.
2. *Петриченко В.П., Стрельцов В.И., Колесников В.И., Балашиов А.Г.* Гидродобычной снаряд. Заявка № 2002134842, 23.12.2002.
3. *Зубарев А.В.* Некоторые вопросы нижней прмвки в долоте. - Тр.: ГрозНИИ, вып. 3, Гостонтехиздат, 1958.

Коротко об авторах

Петриченко В.П. – доктор технических наук, ФГУП ВИОГЕМ)
Колесников В.И. – кандидат технических наук, ЮНИОН руда.
Пинчук А.В. – инженер, Минпромнауки РФ.

ДИССЕРТАЦИИ

ТЕКУЩАЯ ИНФОРМАЦИЯ О ЗАЩИТАХ ДИССЕРТАЦИЙ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И СМЕЖНЫМ ВОПРОСАМ

Автор	Название работы	Специальность	Ученая степень
ОБЪЕДИНЕННЫЙ ИНСТИТУТ ФИЗИКИ ЗЕМЛИ им. О.Ю. ШМИДТА РАН			
БУЛАТОВА Наталья Петровна	Пространственно-временное исследование сейсмичности земли	25.00.10	к.ф.-м.н.
САНКТ-ПЕТЕРБУРГСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ им. Г.В. ПЛЕХАНОВА			
КУКСА Елена Николаевна	Повышение выхода щебеночной продукции за счет изменения параметров взрывного нагружения массива горных пород	25.00.20	к.т.н.

