

СЕКЦИЯ ГОРНОГО ДЕЛА И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.7

ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ СИСТЕМ ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВВ

А.М. Черкашин, студент гТ-10-1, ГРТ, О.М. Шин, преподаватель ФГБОУ ВПО «Иркутский государственный технический университет», факультет СПО ГРТ

В статье приведен аналитический обзор способов взрывания, инициирования зарядов промышленных ВВ, рассмотрены современные направления развития систем инициирования, предложена их классификация с учетом перспективных направлений совершенствования систем инициирования, таких как лазерное, с электронным замедлением и неэлектрических систем СИНВ и их зарубежных аналогов.

Одним из главных условий эффективного развития технологии взрывных работ является возбуждение детонации в зарядах ВВ, осуществляемое надежным и рациональным способом. В мировой практике используются различные способы взрывания зарядов, которые можно разделить на три группы:

- электрические,
- неэлектрические,
- комбинированные.

Мировые фирмы производят электродетонаторы высокоточные с жестко фиксированными интервалами времени замедления, новые системы ЭД, защищенные от действия статического электричества, блуждающих и других посторонних токов, применение электронных устройств для программированного последовательного инициирования зарядов и т.д. Преимущества электрического способа взрывания перед другими заключается в возможности проверки каждого ЭД и всей взрывной сети перед взрывом.

К неэлектрическим способам инициирования зарядов ВВ относится огневое взрывание, которое осуществляется с помощью огнепроводного шнура, капсюля-детонатора и зажигательного патрона. В современных неэлектрических способах взрывания передачу энергии от внешнего источника к детонаторам осуществляют с помощью световодов, а также полого пластикового шнура различных конструкций, у которых:

- внутренняя поверхность шнура покрывается тонким слоем ВВ (система "НОНЕЛЬ" – Швеция, "Эдилин", "Снежинка" – Россия, "Деталайн" – США и др.);

- внутренний объем шнура заполняется взрывчатой газовой смесью (система "Херкудет" – США); внутренние стенки покрываются горючей смесью, горящей со скоростью до 1000 м/с (система LVST – США).

Хорошо зарекомендовала себя система неэлектрического взрывания СИНВ, которая является аналогом систем "Нонель" фирмы "Дино Нобель", производство которой освоено Новосибирским механическим заводом «Искра». В ее основу положена ударно-волновая трубка, выпускаемая предприятием, и детонатор без инициирующего ВВ с замедлением. Однако в отличие от систем электровзрывания, позволяющих, по крайней мере, контроль целостности и качества монтажа взрывной сети по измерению сопротивления, контроль монтажа при неэлектрическом взрывании может быть осуществлен только визуально на поверхности, а возможный обрыв в скважине или шпуре не определяется.

Институтом Автоматики СОРАН по заданию ФГУП НМЗ «Искра» проведены исследования и установлены возможности [1] зажигания пиротехнических составов с температурой вспышки 250 °С от источника лазерного излучения мощностью ~1Вт, через световод диаметром 50 мкм на расстоянии ~1 км. Полученный результат свидетельствует о реальности создания недорогих надежных и безопасных систем лазерного инициирования.

Система содержит стационарные составляющие многократного применения: генератор квантовых импульсов и оптоволоконный кабель длиной 5000 м, срок работы которых может превышать 10 000 включений. Разовые компоненты системы: соединитель оптических кабелей; оптический кабель длиной 20 м; детонатор, инициируемый световым импульсом.

В последнее время разработаны и получены инициирующие ВВ нового класса (ВС-2; ВС-7 и др.), основным свойством которых является очень высокая чувствительность к химическому превращению в детонационной форме при воздействии лазерного излучения определенной длины волны. По сравнению с азидом свинца чувствительность некоторых новых ИВВ выше почти в 100 раз. Однако чувствительность к тепловым и механическим воздействиям практически соответствует аналогичным характеристикам тэна. Некоторые из них взрываются только при действии лазерного луча и могут быть использованы как первичные в оптических детонаторах (ОД).

В системе лазерного инициирования "ОПСИН", рис.1. передача энергии от лазера к оптическим детонаторам осуществляется с помощью световодов.

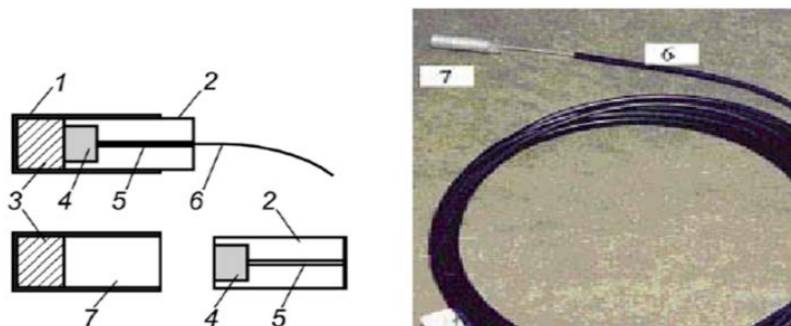


Рис.1 Схема устройства оптического детонатора (ОД):

1 – алюминиевая трубка; 2 – втулка; 3 – вторичное инициирующее ВВ; 4 – стакан с первичным инициирующим ВВ (светочувствительное ВВ); 5 – канал для установки световода; 6 – световод; 7 – пиропатрон.

Области применения новой системы ОПСИН:

- производство массовых взрывов шпуровых и скважинных зарядов, сварка, гравировка; упрочнение изделий со сложным рельефом поверхностей; взрывные работы в стеснённых условиях городов, производственных предприятий и т.п. Получение профилированных детонационных волн (плоских, сферических, цилиндрических и др.), которые невозможно реализовать при использовании традиционных средств инициирования.

Система обеспечивает особо высокие уровни безопасности и точности управления многозарядного взрывания, которая обусловлена использованием специальных взрывчатых составов (ВС), высокочувствительных к воздействию характерного импульса лазерного излучения и имеющих низкую чувствительность к механическим и тепловым воздействиям.

ФГУП НМЗ «Искра» и Новосибирским государственным университетом по техническому заданию АО «Южный Кузбасс» разработана [2] принципиальная схема детонатора с электронным замедлением, комплекс программирующей, генерирующей и тестирующей аппаратуры. Электронный детонатор позволяет производить контроль взрывной цепи, исправности исполнительных элементов, возможности оперативной коррекции параметров взрыва, обладает индивидуальным номером, позволяющим отследить его путь от изготовителя до потребителя.

Принципиальное отличие ЭДЭЗ от ЭД с пиротехническим замедлением состоит в том, что электрический ток, обуславливающий срабатывание мостика накаливания, а с ним и зажигание воспламенительного состава, формируется при разряде конденсатора, размещенного в корпусе детонатора, тогда как в обычном детонаторе, конденсатор располагается во взрывной машинке и подсоединяется к мостику накаливания магистральной двухпроводной линией.

Управление ЭДЭЗ определенной последовательностью импульсных сигналов позволило защитить его от бытовых источников как постоянного, так и переменного тока. Наличие микропроцессора в ЭДЭЗ дает возможность прошивки индивидуального номера каждого, что необходимо для идентификации детонаторов при обращении с ними.

ЭДЭЗ позволяет групповое взрывание свыше 200 шт., на двухпроводной линии длиной более 1км, в диапазоне времени замедления 1мс - 10с с дискретностью 1мс. и представляет собой детонатор со встроенным сверхминиатюрным интеллектуальным микроконтроллером. Электронные детонаторы позволяют осуществлять инициирование групповых взрывов с заданной временной последовательностью при соединении с помощью двухпроводной взрывной линии через согласующий адаптер с портативным управляющим компьютером.

Оператор с помощью компьютера может тестировать детонаторы на смонтированной взрывной линии, задавать последовательность взрывания с помощью кодированных команд и получать ответную информацию от детонаторов, выдавать команду "подрыв", после которой каждый детонатор

переходит в режим автономного питания, отсчитывает запрограммированное время и срабатывает, даже если взрывная линия к этому моменту разрушена.

Под способом взрывания понимают взрывание зарядов ВВ в заданной последовательности и в определенный промежуток времени с помощью средств инициирования, которые и передают начальный импульс заряду и тем самым вызывают его детонацию. Процесс возбуждения взрыва заряда промышленного ВВ и называется инициированием, а специальные устройства, служащие для создания начального импульса при инициировании зарядов ВВ называются средствами инициирования (СИ). Название способа взрывания определяется тем видом средств инициирования, который непосредственно вызывает детонацию заряда ВВ.

В работах [3, 4] не прослеживается четкая грань между способами взрывания и инициирования. Если рассмотреть огневой и электрический способы взрывания, то понятие способа взрывания и инициирования совпадают. Но электроогневого способа взрывания нет, а есть огневой способ взрывания при электрическом инициировании. Также автор [3] справедливо отмечает, что способа инициирования с помощью ДШ нет, а есть способ взрывания с помощью ДШ, а инициирование может быть огневым, электрическим и др.

В технике под системой, понимают совокупность взаимосвязанных технических объектов или процессов, объединенных единой целью и общим алгоритмом функционирования.

Поэтому необходимо, по нашему мнению, уточнить классификацию способов взрывания и инициирования, или даже перейти к понятию систем инициирования. С учетом создания современных систем инициирования зарядов промышленных ВВ и традиционно существующих можно все системы инициирования классифицировать на электрические и неэлектрические, а комбинированные системы получаются при совмещении различных способов взрывания и инициирования (см. рис. 2).

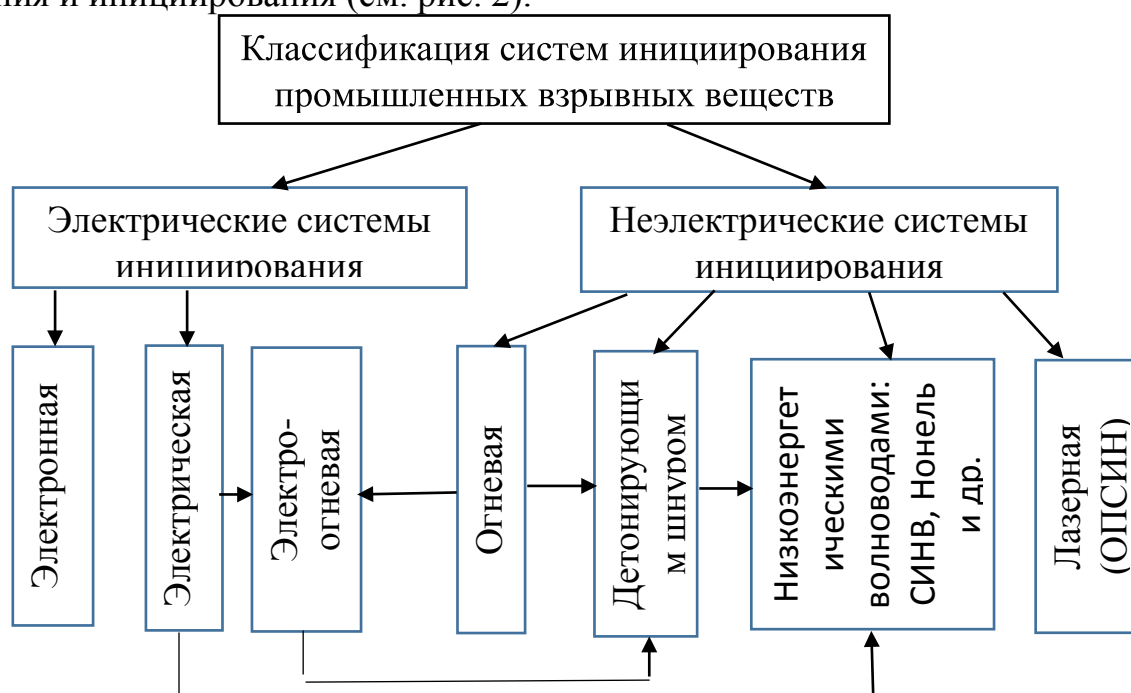


Рис.2 Классификация систем инициирования промышленных взрывных веществ.

Выводы.

Прослеживается тенденция развития систем инициирования зарядов промышленных ВВ по трем направлениям, а именно:

1. системы инициирования с электронным замедлением, которые имеют следующие преимущества:

– замедление от 1мс до 10с с дискретностью 1мс;

– каждый ЭДЭЗ имеет индивидуальный идентификационный номер, поэтому снижается вероятность несанкционированного использования;

2. системы с лазерным инициированием обеспечивают особо высокие уровни безопасности и точности управления многозарядного взрывания:

– за счет использованием специальных взрывчатых составов (ВС), высокочувствительных к воздействию характерного импульса лазерного излучения и имеющих низкую чувствительность к механическим и тепловым воздействиям;

– программируемого управления работой отдельных каналов лазерного устройства, обеспечивающего подачу лазерной энергии в локальные участки оптоволоконной кабельной сети;

– проверки целостности оптоволоконной сети перед взрыванием за счёт измерения уровня лазерного излучения малой мощности отраженного от поверхности высокочувствительного взрывчатого состава оптических детонаторов;

3. системы инициированием с низкоэнергетическими волноводами позволяют существенно повысить эффективность и безопасность взрывных работ:

– высокий уровень управляемости массовыми взрывами, который обеспечивается за счет использования внутрискважинного замедления,исключающее подбор взрывной сети и обеспечивающее возможность оптимизации временной последовательности взрывания;

– отсутствие бокового энерговыделения в УВТ, что позволяет применить «донное» инициирование скважинных зарядов;

– нечувствительность к электрическим и электромагнитным воздействиям, что позволяет использовать механизированное заряжание.

Литература:

1. US, патент 3812783, кл. F 42 C 13/02, F 42 B 1/04, 1974).

2. . www.vestnik.msmu.ru/files/, Электронный журнал. -М.: МГГУ, раздел «Взрывные работы».

3. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Ч1. Разрушение горных пород взрывом: Учебник для вузов. – М.: Изд-во МГИ, 2009.

4. Комащенко В.И. Взрывные работы. Учебник для вузов. – М.: Изд-во Высшая шк., 2007.

ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ НА ОСНОВЕ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ О УПРУГОПЛАСТИЧЕСКОМ РАСПРЕДЕЛЕНИИ НАПРЯЖЕНИЙ В ПРИОТКОСНОЙ ОБЛАСТИ

Богомолов А.Н., д.т.н., профессор, Волгоградский государственный
архитектурно-строительный университет, г. Волгоград, Пермский
национальный исследовательский политехнический университет, г. Пермь.
Богомолова О.А., к.т.н., доцент, Волгоградский государственный архитектурно-
строительный университет, г. Волгоград,

В работе [1] приведено приближенное решение смешанной задачи теории упругости и теории пластичности грунтов, согласно которому для определения напряжений в областях пластических деформаций необходимо сначала определить «упругие» напряжения из решения соответствующей задачи теории упругости для исследуемой области.

Тогда выражения для вычисления значений компонент напряжения в точках пластической области (помечены знаком «'») запишем в виде [1]

$$\left. \begin{aligned} \sigma'_z &= \sigma_z ; \\ \sigma'_x &= \frac{\sigma_z(1 - \sin \varphi) - 2\sigma_{\text{св}} \sin \varphi}{1 + \sin \varphi} ; \\ \tau'_{xz} &= \frac{(\sigma_z + \sigma_{\text{св}})b \sin \varphi}{1 + \sin \varphi} , \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

где: σ_z - вертикальное нормальное напряжение, найденное из решения соответствующей задачи теории упругости; $b = \operatorname{tg} 2\alpha^*$; $l = (1 + b^2)^{\frac{1}{2}}$; $\alpha^* = \alpha - (45^\circ + \frac{\varphi}{2})$.

Значение угла α определим из условия минимальности коэффициента остаточного сопротивления сдвигу [2], который определяется выражением

$$f = \frac{(\sigma_n + \sigma_{\text{св}})\operatorname{tg} \varphi - \tau_n}{\tau_n} , \quad (2)$$

где: $\sigma_n; \tau_n$ - нормальное и касательное напряжения, действующие по наклонной площадке, ориентированной под углом α .

используя для этого условия $\frac{\partial f}{\partial \alpha} = 0$; $\frac{\partial^2 f}{\partial \alpha^2} > 0$ и соотношения, связывающие

$\sigma_n; \tau_n$ и компоненты напряжения $\sigma_z; \sigma_x; \tau_{xz}$.

Положение и форма областей пластических деформаций определяются на основе соотношений

$$\operatorname{tg} 2\theta = \frac{2 \cdot (\tau_{zx} + \tau'_{zx})}{2 \cdot \sigma'_x - \sigma_x - \sigma'_z} \quad (3)$$

$$\sin \varphi_\theta = \frac{l \cdot (\sigma'_z \cdot (3 + \cos 2\theta) + \sigma_x \cdot (1 - \cos 2\theta) + 2 \cdot \tau_{zx} \cdot \sin 2\theta)}{-(\sigma'_z + \sigma_x) + 2 \cdot \sigma_{cb} + \cos 2\theta \cdot (\sigma_x - 3 \cdot \sigma'_z - 2 \cdot \sigma_{cb}) - 2 \cdot \sin 2\theta \cdot (\tau_{zx} + b \cdot (\sigma'_z + \sigma_{cb}))} \quad (4)$$

где: θ - угол между касательной к границе AA' в точке B и положительным направлением оси OX ; φ_θ - «граничное» значение угла внутреннего трения грунта.

Точка, в которой величина угла θ , совпадает с величиной, вычисленной по формуле (3), и выполняется условие $\varphi_\theta = \varphi$, принадлежит границе упругой и пластической областей. Понятно, что в упругой области вне зависимости от положения в ней рассматриваемой точки $\varphi = \text{const}$. В пластической области величина, эквивалентная углу внутреннего трения в разных точках не постоянна ($\varphi_\theta \neq \text{const}$), но при приближении точки к границе $\varphi_\theta \rightarrow \varphi$.

Рассмотрим несколько примеров определения пластических областей в моделях нагруженных откосов, подвергшихся разрушению в лабораторных условиях, и в реальном объекте.

Пример № 1. В работе [2] приведены результаты экспериментов по разрушению моделей из эквивалентных материалов, выполненных одним из авторов данной статьи совместно с В.К.Цветковым и А.А.Новожениным. В качестве одного из таких материалов использовалась смесь речного песка с машинным маслом в процентном соотношении 97% к 3%. Физико-механические характеристики этой смеси при послойном уплотнении и соответствующие толщине слоя 0,25м следующие: удельный вес $\gamma = 15,21 \times 10^3 \text{ кг/м}^3$; удельное сцепление $C = 490,5 \text{ Па}$; угол внутреннего трения $\varphi = 24^\circ$.

В экспериментальном лотке размерами в плане $150 \times 60 \text{ см}$ и высотой 80 см , формировали модели откосов высотой $H = 30 \text{ см}$ и углом заложения $\beta = 65^\circ$. Нагрузкой служит прямоугольный сосуд размерами в плане $0,6 \times 0,5 \text{ м}$, устанавливаемый на расстояниях $b = 0; 0,25H; 0,5H$ от бровки модели откоса, и наполняемый водой до разрушения модели. Суммарный вес сосуда и воды, отнесенный к площади его основания, определяет величину интенсивности разрушающей равномерно распределенной нагрузки q_p . При $b = 0$ среднее значение (по результатам 10 опытов) $q_p = 1,839 \times 10^3 \text{ Па} = 0,365 \gamma H$; при $b = 0,25H$ – $q_p = 7,8 \times 10^2 \text{ Па} = 0,155 \gamma H$, а при $b = 0,5H$ – $q_p = 1,39 \times 10^3 \text{ Па} = 0,275 \gamma H$.

Значение коэффициента бокового распора принято равным $\mu = 0,75$, что соответствует среднему значению для глинистых грунтов.

Расчетные значения коэффициентов запаса устойчивости, полученные методом [3], который не учитывает образования пластических областей, оказались равными $K_0 = K_{0,25} = 0,97$; $K_{0,5} = 1,02$, т.е. отличаются от единицы не

более чем на 3%, что и соответствует факту разрушения моделей при данных значениях внешней нагрузки.

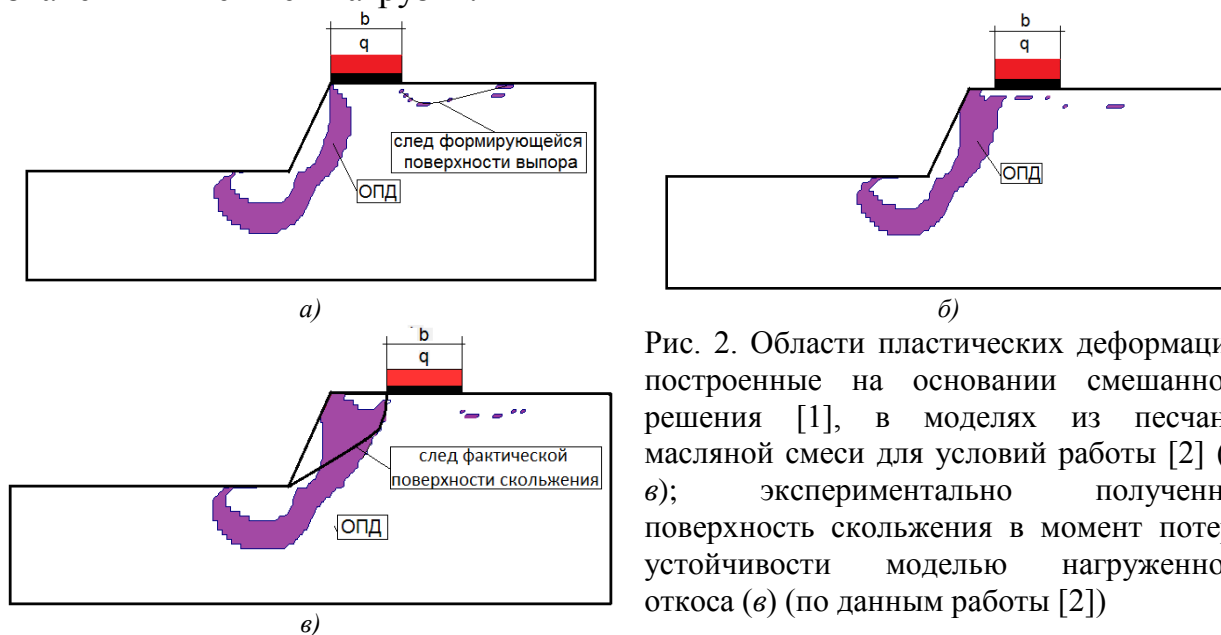


Рис. 2. Области пластических деформаций, построенные на основании смешанного решения [1], в моделях из песчано-масляной смеси для условий работы [2] (а-в); экспериментально полученная поверхность скольжения в момент потери устойчивости моделью нагруженного откоса (в) (по данным работы [2])

На рис.2 приведены области пластических деформаций, построенные при помощи компьютерной программы [4], в которой формализовано решение смешанной задачи [1], для описанных выше условий. Как видно, во всех трех случаях области пластических деформаций имеют такие размеры и форму, что равновесное состояние моделей невозможно. На рис.2а приведено изображение поверхности скольжения, полученной экспериментально [2]. Как видно она практически полностью находится в пластической области.

Пример 2. В работе [5] описано моделирование процесса разрушения нагруженных моделей откосов из эквивалентных материалов, в результате которого определены геометрия тел обрушения и величины предельных разрушающих сил P_p (обозначение и терминология [5]) при различных размерах площадок нагружения.

В качестве эквивалентного материала использована смесь из свинцовой дроби, песка и машинного масла, физико-механические свойства которой имеют следующие значения: $C=0,52\text{кПа}$; $\varphi=30^\circ$; $\gamma=36,6\text{кН/м}^3$.

Угол модели откоса равен $\beta=45^\circ$, а ее высота – $H=0,5\text{м}$.

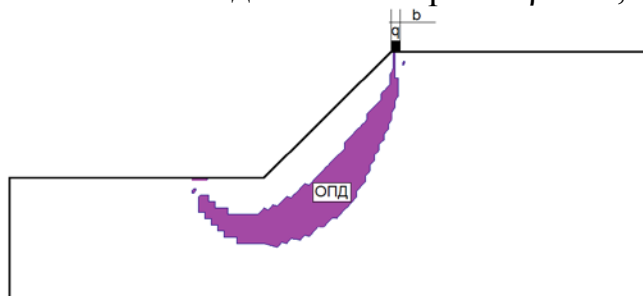


Рис. 3. Область пластических деформаций в модели нагруженного откоса, построенная по данным работы [5], при помощи решения [1]

В одном из описанных в работе [5] эксперименте по моделированию процесса разрушения откосов, размеры нагруженной площадки (штампа) были равны $0,04 \times 0,16\text{м}$, а величина разрушающей силы, полученной в результате эксперимента, оказалась равной $P_p=63\text{Н}$. Площадка нагружения рас-

оложена у бровки модели откоса параллельно ей.

На рис. 3 изображена область пластических деформаций в модели нагруженного откоса, построенная при помощи компьютерной программы [4], для условий, соответствующих моменту разрушения, по данным работы [5].

Пример № 3. В работе [6] описан случай, когда в Германии на «участке Лейпциг-Зейц на карьере Цинзендорф» в экскаваторном уступе высотой $H=17\text{м}$ и углом $\beta=35^\circ$ образовался оползень, который привел к аварии отвального моста. Автором [6] приведены следующие данные о физико-механических свойствах грунтов и параметрах внешней нагрузки: $\varphi=21^\circ$; $C=17,15\text{кПа}$; $\gamma=17,64\text{кН/м}^3$. Ширина базы экскаватора $b=7\text{м}$, а интенсивность нагрузки на основание $q=441\text{кПа}$. Экскаватор находился у края уступа, а поверхность разрушения образовалась непосредственно за ним.

В результате расчета устойчивости уступа, нагруженного весом экскаватора, проведенного автором работы [6] методом К. Терцаги [7], величина коэффициента запаса устойчивости получена равной $K=1,19$, что, естественно, противоречит реальному положению дел, т.к. откос потерял устойчивость. Данное обстоятельство находит объяснение у автора работы [6] в неточности определения физико-механических свойств грунтов.

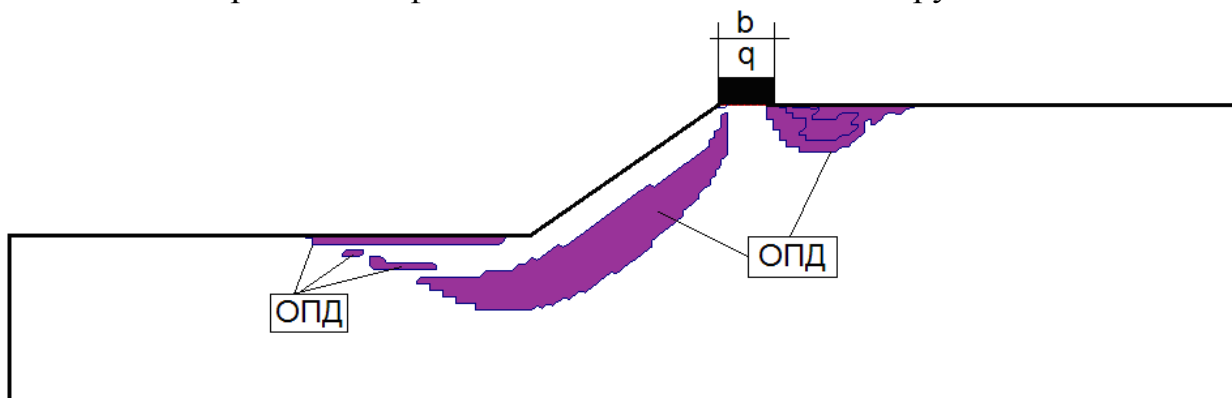


Рис. 4. Области пластических деформаций в разрушившемся экскаваторном уступе, построенные по данным работы [6] на основе смешанного решения [1]

На рис. 4 изображены области пластических деформаций в разрушившемся экскаваторном уступе, построенные по данным работы [6] на основе смешанного решения [1]. Как видно, одна из пластических областей начинается под левым краем нагрузки и выходит на поверхность откоса в его подошве. Вторая правая пластическая область по форме весьма напоминает призму выпора грунта из-под штампа. В работе [6] приведена фотография объекта, из которой видно, что характер его разрушения соответствует построенным при помощи компьютера областям пластических деформаций.

В заключении рассмотрим еще один пример. В работе [8] приведены области пластических деформаций, построенные по напряжениям на основе

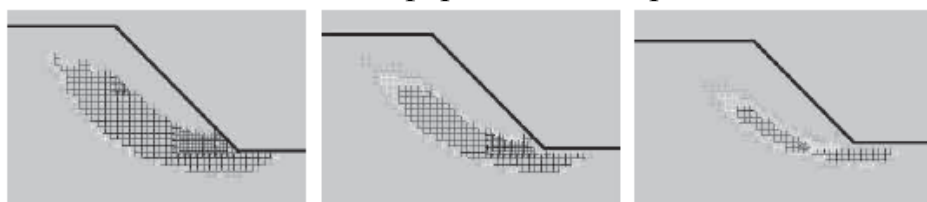


Рис. 5. Области пластических деформаций в однородном грунтовом откосе, полученные

использования метода конечных элементов. Из этого рисунка видно, что положение и форма областей пластических деформаций практически совпадают с полученными нами на основе приближенного решения смешанной задачи теории упругости и теории пластичности грунта.

Выводы.

Приведены выражения, позволяющие проводить построение областей пластических деформаций в рамках приближенного аналитического решения смешанной задачи теории упругости и теории пластичности грунта. Получаемые при этом пластические области, удовлетворительно согласуются с результатами лабораторных исследований процесса разрушения моделей откосов из эквивалентных материалов при нагружении, натурными наблюдениями и результатами, полученными не зависимо от нас другими авторами. В связи с этим считаем возможным рекомендовать предложенный подход для оценки устойчивости нагруженных откосов.

Литература

1. *Богомолов, А.Н.* Расчет несущей способности оснований сооружений и устойчивости грунтовых массивов в упругопластической постановке / *А.Н.Богомолов.* – Пермь: ПГТУ, 1996. – 150 с.
2. *Цветков, В.К., Богомолов, А.Н., Новоженин, А.А.* Расчет устойчивости однородных нагруженных откосов // Повышение эффективности и надежности транспортных объектов: Труды. Межвузовский тематический сборник. Вып. 183. - Ростов-на-Дону: РИИЖТ, 1985. С. 84-88.
3. *Цветков, В.К.* Расчет устойчивости откосов и склонов / *В.К.Цветков.* – Волгоград: Нижне-Волжское кн. из-во, 1979. – 238 с.
4. Устойчивость (Напряженно-деформированное состояние): свидетельство о гос. регистрации программ для ЭВМ № 2009613499 / *А. Н. Богомолов [и др.]*. - № 2009612297 ; заявл. 19.05.2009 ; зарег. в Реестре программ для ЭВМ 30.06.2009. – 1 с.
5. *Мостахо, Х.* Анализ устойчивости пригруженного откоса// Фундаментостроение в условиях слабых и мерзлых грунтов: Межвузовский тематический сборник трудов. Л.: ЛИСИ, 1983. С. 149-157.
6. *Мочак, Г.* Оползни в результате имеющихся поверхностей скольжения и контактов слоев в ледниковых отложениях// Материалы совещания по вопросам изучения оползней и мер борьбы с ними. Киев: КГУ, 1964. С. 338-344.
7. *Терцаги, К.* Строительная механика грунта на основе его физических свойств / *К. Терцаги.* - Москва ; Ленинград : Госстройиздат, 1933. – 390 с.
8. *Горшков, Н. И, Краснов, М. А.* Оценка устойчивости земляного полотна на основе МКЭ. Наука и техника в дорожной отрасли. № 1. 2012. С. 20-23.

АНТРОПОГЕННОЕ ВОЗДЕЙСТВИЕ НА ЛАНДШАФТЫ В ПРИБАЙКАЛЬСКОМ НАЦИОНАЛЬНОМ ПАРКЕ И ЕГО КАРТОГРАФИРОВАНИЕ

Никитина (Шевчук) Ю.Г., аспирант кафедры маркшейдерского дела и геодезии
*Национальный исследовательский Иркутский государственный технический
университет, г. Иркутск*

Особо охраняемые природные территории (ООПТ) – это эффективный метод сохранения и восстановления природной среды, однако ландшафтное разнообразие данных территорий ежедневно прямо или косвенно подвержено антропогенному воздействию (антропогенной трансформации). Поэтому существует необходимость проводить оценку и мониторинг их состояния в целях обнаружения и прогнозирования негативных изменений ландшафтов ООПТ и их компонентов.

В Прибайкалье эта проблема, в наибольшей степени, затрагивает одну из самых освоенных, легкодоступных и посещаемых ООПТ Иркутской области – Прибайкальский национальный парк (ПНП).

В качестве исходных материалов для данного исследования были использованы мультиспектральные изображения многозональных космических снимков Landsat 5 TM, Landsat 7 ETM, Landsat 8 OLI на территорию Прибайкальского национального парка за 1994, 2006, 2009, 2011, 2013 гг., преимущественно летние месяцы. Также были привлечены статистические (в т.ч. «Государственный доклад о состоянии озера Байкал и мерах по его охране...» за ряд лет [3]) и литературные источники, касающиеся темы данного исследования.

Площадное воздействие от источников хозяйственной деятельности человека имеют лесные вырубки, гари, пахотные земли, разработка месторождений полезных ископаемых. По отдельным зональным и цветным синтезированным изображениям разновременных космических снимков Landsat 5 TM, Landsat 7 ETM, Landsat 8 OLI в комбинации каналов 3-2-1, 7-4-2, используя методику, применяемую в работе [5], отчётливо дешифрируются контуры вышеперечисленных объектов и их динамика. Для более точной фиксации произошедших изменений использовались автоматизированные разновременные композиты космических снимков, методика создания которых также изложена в работе [5]. На представленных разновременных композитах все изменения достаточно чётко определены: зелёный цвет показывает исчезнувшие объекты, а розовый – наоборот, появившиеся на более позднем снимке.

Наибольшее прямое воздействие (самую высокую степень преобразования природных ландшафтов) оказывают горно-, лесо - промышленное природопользование, гидроэнергетика (сооружение плотин и образование водохранилищ), жилое и промышленное строительство, прокладка

транспортных путей и ЛЭП. Гораздо меньшую степень воздействия вызывают сельское хозяйство, туризм и рекреация, промышленность, жилищно-коммунальное хозяйство.

Разработка месторождений полезных ископаемых.

Территория залегания некоторых месторождений находится в центральной экологической зоне Байкала, в которой установлен режим ограниченного природопользования. Более того, здесь исключается освоение новых месторождений и решается вопрос о свёртывании добычи на действующих предприятиях [8]. Воздействие на окружающую среду от добычи полезных ископаемых начинается с закладки шурфов, шахт, канав, карьеров, обнажению коренных пород, что способствует развитию водной и ветровой эрозии. Кроме этого, негативное воздействие от освоения минеральных ресурсов заключается в сбросе сточных вод, пылевом загрязнении воздуха, повышении селеопасности за счёт накопления отвалов в долинах рек, создании риска аварийных ситуаций как человеческого, так и природного характера (сейсмогенного, гравитационного).

В границах ПНП, в 4 км от берега Байкала разрабатываются месторождения щебня из природного камня (граниты и мегматиты) «Ангасольское» и «Участок, примыкающий с северо-востока к Ангасольскому месторождению» [3] (рис. 1). Добыча строительного материала ведётся с 1957 г, а с 1981 г. был введён в эксплуатацию Ангасольский щебёночный завод мощностью 350 тыс. м³/год. Помимо основной продукции – щебня в виде смеси фракций от 25 до 60 мм, завод выпускает щебень в виде смеси фракций от 5 до 25 мм, песок из отсевов дробления для строительных работ, а также бутовый камень (скальный грунт) для водоборьбы [1].



Рис. 1. Юго-западная часть ПНП и Ангасольское месторождение на фрагменте космического снимка Landsat 5 (02.08.2009) синтез 7-4-2

Транспорт.

Небольшой отрезок Транссибирской магистрали (севернее ст. Андриановская – о.п. Земляничный,) проходит по территории крайней юго-западной части национального парка. Именно на этот отрезок упомянутой ветки путей сообщения попадают разрабатываемые месторождения щебня, что

усиливает негативное антропогенное воздействие на природную среду данной территории.

По оценкам авторов карты [6] на данном участке Транссибирской магистрали шириной порядка 5-10 км экологическая обстановка характеризуется как напряжённая, и лишь за пределами этой полосы становится близкой к нормальной.

Автомобильные дороги регионального значения в границах парка проложены от г. Иркутска до пос. Листвянка, Бол. Голоустное, Хужир. Экологическая обстановка в зонах непосредственного обслуживания и воздействия данного вида транспорта вдоль этих дорог оценивается как относительно напряжённая. Федеральная трасса М-55 хоть и не попадает в границы парка, но проходит очень близко от его крайней юго-западной части, что оказывает негативное воздействие на приграничные ландшафты национального парка.

Кроме этого, Байкал вместе с притоками являются транспортными путями в нашем регионе. Вдоль его берегов существует несколько портов и пристаней: Листвянка, Байкал, Бол. Коты, Бол. Голоустное, Сахюрта, Хужир и бух. Песчаная и др. Всего в 2011 г. на Байкале официально было зарегистрировано 245 судов (из которых около 80% принадлежат частным лицам) [3,10]. Флот применяется, главным образом, для перевозки пассажиров, грузов, рыбной ловли, научных исследований. Навигация продолжается с середины июня по ноябрь. При этом прибрежные природные комплексы подвержены воздействию водного транспорта.

Вся территория национального парка находится в зонах непосредственного обслуживания и воздействия воздушного транспорта, но экологическую обстановку в этих зонах относят к нормальной или близкой к нормальной [6].

Иркутское водохранилище.

До создания Иркутского водохранилища средний многолетний уровень водоёма равнялся 454,5 м над уровнем моря, а амплитуда его годовых колебаний составляла 82 см. После строительства плотины на Ангаре уровень Байкала поднялся примерно на 1 м, амплитуда колебаний увеличилась до 94 см [2,7], что вызвало затопление земель, что, в свою очередь, привело к размыву берегов, увеличению мутности вод и осадконакоплению и уничтожению традиционных мелководных мест обитания и нереста промысловых рыб.

Туризм и рекреация.

Не секрет, что развитие туристической сферы влечёт за собой негативные последствия. Под рекреационным воздействием понимается трансформация природных и природно-антропогенных ландшафтов, вызванная определёнными формами и интенсивностью рекреационного использования территории [9]. География рекреационного воздействия, по большей мере, основывается на транспортной доступности мест отдыха. Большое влияние испытывают ландшафты вдоль транспортных магистралей и коммуникаций, пляжные зоны и

окрестности культурно-бытовых объектов. При этом нарушаются естественные ландшафты, что во многом снизит привлекательность территории.

Значительные нагрузки на природные системы отмечаются в наиболее популярных местах отдыха (бух. Песчаная, о. Ольхон и Приольхонье). На указанных территориях наблюдаются значительные степени замусоренности, вытаптывания растительности, сброса стоков и т.д. Нерегулируемый туризм, как известно, во многих случаях служит причиной лесных пожаров.

Стихийным образом застраиваются побережья озера гостиницами, частными коттеджами, турбазами. Если такая тенденция сохранится, то к озеру нельзя будет свободно подойти.

Промышленное воздействие.

На Южную котловину приходится 56,6 % суммарных воздушных загрязнений по всему озеру [11]. Основной вклад до 2013 г. вносил Байкальский ЦБК и его ТЭЦ, сегодня – это многочисленные котельные и горнодобывающие предприятия г. Слюдянки и других посёлков побережья. Некоторую часть в аэровыбросы поставляет автомобильный транспорт.

В акваторию Южного Байкала из Иркутско-Черемховской промышленной зоны переносится до 10 % выбросов (до 70 тыс. т в год). Тогда как в котловине озера климатические и орографические условия таковы, что способствуют накоплению вредных веществ в ней. На долю глобального переноса приходится около 30 % загрязнения воздуха.

Картирование источников антропогенного воздействия. На следующем этапе, все вышеперечисленные объекты были оцифрованы по зональным или цветным синтезированным изображениям разновременных космических снимков за указанные годы с целью отображения их на карте и выявления динамики площадей данных воздействий.

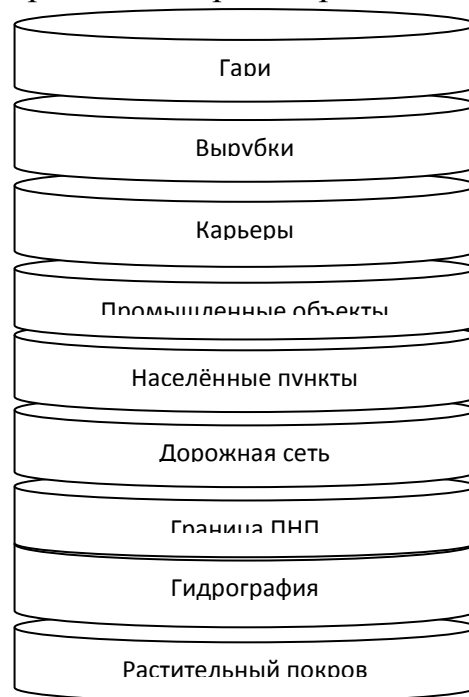


Рис. 2. – Схема последовательного расположения векторных слоёв

При создании карты «Источников антропогенного воздействия на ландшафты Прибайкальского национального парка» в ГИС MapInfo в качестве общегеографической основы были взяты векторные слои растительного покрова, гидрографии, включая оз. Байкал,

границ ПНП. Векторные слои населённых пунктов (в которых нет промышленного производства) и дорожная сеть на данной карте являются одновременно и общегеографической основой, и одними из слоёв источников антропогенного воздействия на ландшафты ПНП. Населённые пункты показаны пунсонами, а пути сообщения линиями разного цвета (железные дороги – чёрного, автомобильные – жёлтого). Точечные или очаговые источники (города, в которых имеются промышленные предприятия) представлены на карте локализованными значками в виде треугольников.

Таким образом, в результате последовательного наложения слоёв, указанных на рисунке 2, была создана карта «Источников антропогенного воздействия в ПНП», являющейся основой для следующего этапа подготовки карты «Антропогенной трансформации ландшафтов ПНП».

Литература:

1. Ангасольский щебёночный завод // Официальный сайт ОАО «Первая нерудная компания». – Режим доступа: [<http://www.1pnk.ru/filials/angasolka>]
2. Атлас Байкала / Под ред. Г.И. Галазия. М.: ФСГКР, 1993. 160 с.
3. Государственный доклад о состоянии озера Байкал и мерах по его охране в 2006, 2011 годах. // Портал об охране озера Байкал. – Режим доступа: [<http://geol.irk.ru/baikal/>].
4. Дешифрирование многозональных космических снимков. Методика и результаты: альбом. М.–Берлин: Наука, Akademie-Verlag Berlin, 1982. 85 с.
5. Изучение антропогенной трансформации ландшафтов Прибайкалья по космическим снимкам (на примере острова Ольхон) // Б.Н. Олзоев, Ю.Г. Никитина (Шевчук) // Вестник Иркутского государственного технического университета. 2014. Т. 85. № 2. С. 67-74
6. Карта «Транспортно-экологический комплекс». Масштаб 1:2500000 // Атлас. Иркутская область: экологические условия развития. М. – Иркутск, 2004. С. 69.
7. Москаленко Б.К. Байкал сегодня и в 2000 году. Иркутск: Вост.-Сиб. кн. изд-во, 1978. 128 с.
8. Перспективы рационального использования минеральных ресурсов Южного Прибайкалья / Е.П. Васильев, Л.З. Резницкий, Н.И. Демьянович, Е.А. Некрасова // География и природные ресурсы. Научный журнал. Новосибирск: Изд-во СО РАН, 1995, № 4. С. 57-64
9. Рекреационное воздействие (территориально-экологический анализ рекреационной деятельности / С.В. Рященко, Т.А. Зайцева, О.В. Евстропьева // Региональный экологический атлас. Новосибирск: Изд-во СО РАН, 1998. С. 149-157.
10. Экономика Иркутской области: В 4 т. / М.А. Винокуров, А.П. Суходолов. Иркутск: Изд-во БГУЭП (ИГЭА): 2002. Т. 3. 432 с.
11. Экономика Иркутской области: В 4 т. / М.А. Винокуров, А.П. Суходолов. Иркутск: Изд-во БГУЭП (ИГЭА): 2004. Т. 4. 248 с.

ВЛИЯНИЕ КРУПНОСТИ ПУЗЫРЬКОВ ВОЗДУХА НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИИ НА ПРИМЕРЕ ФЛОТАЦИОННОЙ МАШИНЫ «JAMESON CELL»

Шумилова Л. В. док-р техн. наук, профессор, Забайкальский государственный университет. Костикова О. С., аспирантка, Забайкальский государственный университет г. Чита

Развитие и усовершенствование флотационного метода обогащения позволяет комплексно использовать минеральное сырье, обеспечивая экономическую и экологическую выгоду. Эффективность применения флотационного метода обогащения зависит не только от исходных характеристик минерального сырья и применяемого реагентного режима, но и от типа флотационных машин и способа аэрации.

Ухудшение качества добываемых руд усложняет задачу извлечения ценных компонентов.

В настоящее время в выпускаемых новейших флотационных камерах учитывается специфика добываемых руд. Большое внимание уделяется изучению влияния различных технологических параметров флотации на конечные показатели обогащения. В данной статье рассматривается влияние крупности пузырька воздуха на конечные показатели обогащения в флотомашине «Jameson Cell», по сравнению с традиционными камерами.

Аэратор флотомашины «Jameson Cell» (рисунок 1) сочетает в себе новый метод взаимодействия между воздухом и пульпой, при котором падающая струя естественным образом вовлекает воздух, обеспечивая высокую концентрацию воздуха относительно объема пульпы и тесный контакт между пузырьками и частицами материала.

Высокая скорость сдвига образует мелкие пузырьки в аэраторе.

Маленькие пузырьки (0,3-0,7 мм) образуются непрерывно, и в аэраторе быстро (6-10 секунд) возникает тесный контакт между пузырьками и частицами (рисунок 2). Для образования мелких пузырьков флотомашина «Jameson Cell» должна работать с низким или умеренным отношением воздух-пульпа (0,2 - 0,5) и умеренным или высоким вакуумом (15 - 30 кПа).



Рисунок 1 Аэратор «Jameson Cell»

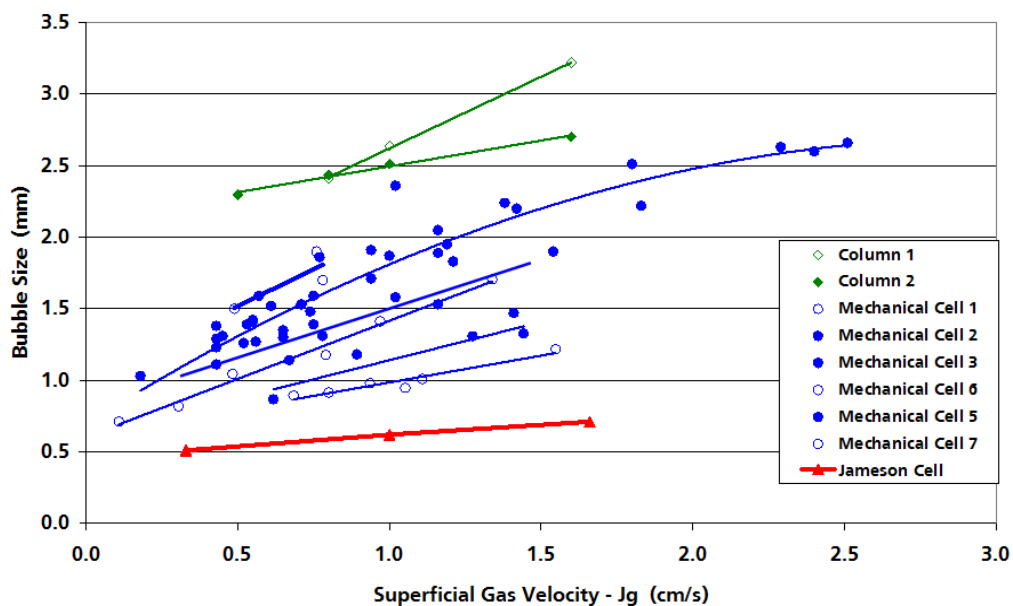


Рисунок .2 Сравнение крупности пузырьков колонных, механических флотомашин «Jameson Cell»

Как следствие, флотомашина «Jameson Cell» обладает большой интенсивностью и высокой скоростью флотации минералов, особенно тонкой фракции. Высокая интенсивность контакта частиц с пузырьками в аэраторе позволяет получать концентраты высокого качества за один прием.

Однако при быстрой флотации, возникает меньше возможностей для образования контакта между пузырьком и частицей материала. Кроме того, полиметаллические руды имеют медленную дифференциальную кинетику и высокий коэффициент обогащения. Чтобы получить высокое общее извлечение в цикле, необходима либо последовательная установка нескольких машин (что сокращает преимущества с точки зрения капитальных затрат), либо эксплуатация машины в замкнутом цикле с флотомашинами основной флотации.

Прочность контакта пузырек-частица зависит от следующих факторов:

- величина поверхностного натяжения на границе раздела фаз;
- кривизна поверхности пузырька;
- величина капиллярного давления;
- крупность и форма пузырька;
- величина краевого угла смачивания;
- подача реагентов и их влияние на поверхности граничащих фаз и др.

Уменьшение размера пузырьков приводит к увеличению площади поверхности (рисунок 3), что положительно сказывается на процессе флотации.

Крупность пузырька – один из наиболее важных параметров при флотации. Известно, что мелкий пузырек более стабилен, прочен, обладает лучшей несущей способностью.



Рисунок 3 Средняя площадь поверхности в традиционных камерах и в «Jameson Cell»

На пузырьке меньшего размера частица удерживается лучше за счет более высокого капиллярного давления. [1] Так как мелкие пузырьки обладают большей кривизной поверхности, то величина капиллярного давления в нем больше. Капиллярное давление порождает большую силу отрыва и потому большую силу прилипания, так как на участке отрываемой от пузырька частицы наблюдается упрочнение контакта.

Таким образом, крупность пузырька, которую обеспечивает аэратор флотационной машины «Jameson Cell», позволяет улучшить извлечение ценных компонентов из руды и способствует получению качественных концентратов.

Кроме того флотомашина обладает рядом других достоинств: возможность промывки пены (что дополнительно улучшает качество концентратов), низкое энергопотребление и капитальные затраты, простое обслуживание.

Примером эффективного использования флотационной камеры «Jameson Cell» служит обогатительная фабрика Телфер, расположенная в Большой Песчаной пустыне, шт. Западная Австралия, перерабатывающая на двух технологических линиях золотомедную руду. Предприятие столкнулось с проблемой, связанной с низким содержанием меди в концентрате, отчасти вследствие избыточного вовлечения несulfидных без рудных минералов в цикл флотации меди, а в последнее время вследствие образования композитных частиц меди при переработке руды из соседнего рудника, которая ранее не поступала на новую обогатительную фабрику Телфер. [2]

Переоборудование флотационного цикла позволило в значительной мере улучшить извлечение и повысить качество. Новые флотомшины «Jameson Cell» были установлены для снятия головки перечистой флотации (рисунок 4). Преимущество установки флотомашин «Jameson Cell» заключается в сепарации несulfидной пустой породы, что позволяет извлекать медленно флотируемые ценные минералы (как композитную, так и высвобожденную тонкую фракцию), а также замещать высвобожденную несulfидную пустую породу золотосодержащим пиритом.

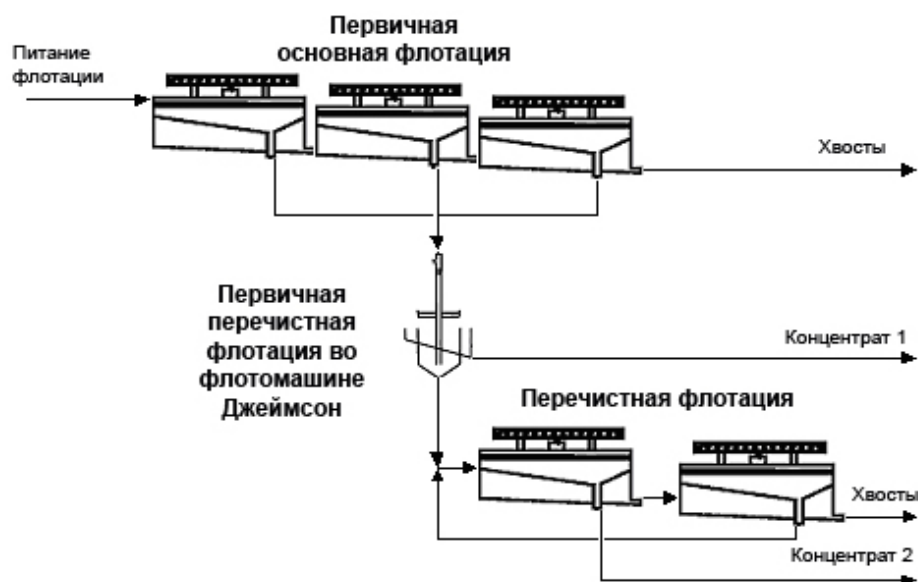


Рисунок 4 Принципиальная схема установки флотомашин «Jameson Cell» для снятия головки перечистой флотации

Установка флотомашин «Jameson Cell» позволила разгрузить последующий цикл перечистой флотации, за счет уменьшения объемов флотируемого материала и снижения плотности пульпы, и как следствие избежать механического выноса пустой породы в концентрат.

В флотомашине «Jameson Cell» извлекаются тонкие и быстро флотирующиеся частицы, с получением концентратов высокого качества, а механические флотомашин позволяют повысить общее извлечение в цикле, доизвлекая крупные частицы.

Таким образом, гидродинамический способ аэрирования пульпы обеспечивает получение мелких пузырьков воздуха по сравнению с механическими, пневмомеханическими и пневматическими флотомашин. Практика и успех применения флотомашин «Jameson Cell» за рубежом подтверждают данные, указанные в техническом паспорте аппарата, о влиянии крупности пузырька на конечные показатели флотации. На Омсучанской обогатительной фабрике, перерабатывающей серебро-полиметаллические руды, для увеличения извлечения благородных металлов проводятся укрупнённые лабораторные испытания на опытной установке флотомашин «Jameson Cell».

Библиографический список

1. Мелик-Гайказян В.И., Емельянова Н.П., Глазунова З.И. О капиллярном механизме упрочнения контакта частица-пузырек при пенной флотации // Обогащение руд. – 1976. - №1.- С. 25-31.
2. Goulsbra A, Dunne R, Lane G, Dreisinger D, Hart S. Telfer project process plant design, in Proceedings Eighth Mill Operators // Conference (the Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne). – 2003. – pp. 103-113.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ

Лесков А.С., аспирант, Забайкальский государственный университет, г. Чита

В последние тридцать лет наиболее динамично развивающейся технологией в сфере золотодобывающей промышленности в России стало кучное выщелачивание (КВ). Кучное выщелачивание золота цианированием впервые было предложено в 1967 г. Горным Бюро США.

Иргиредмет с 1962 по 2006 гг. являлся головным научно-исследовательским институтом золотодобывающей промышленности и разработки долгосрочных научно-технических программ перевооружения золотодобывающих предприятий России (СССР) на основе создаваемых новых технологий и современного оборудования. По разработкам института были построены и функционировали все основные золотодобывающие предприятия страны. В течение многих десятилетий институт осуществлял обширные исследования, промышленные испытания и разработку технологических регламентов на проектирование предприятий КВ на основе месторождений и рудопроявлений разных регионов России и стран СНГ: Куранахское, Белая Гора, Васильковское, Покровское, Суздальское, Тас-Юрях, Светлинское, Олимпиада, Любавинское, Дыбыкса, Чёртово Корыто, Марджанбулак, Амазаркан и др., а также пуска в эксплуатацию установок КВ на ряде месторождений.

Впервые в России технология КВ внедрена на золотосодержащих рудах Майского и Чазы-Гольского месторождений (Хакасия). Добыто свыше 5 т золота в виде товарных слитков, пригодных к рафинированию. Введены в промышленную эксплуатацию установки КВ на Комсомольском, Самолазовском, Дельмачинском, Бамском золоторудных месторождениях. Иргиредмет также занимался исследованиями эффективности кучного цианидного выщелачивания золота и попутного серебра (при его наличии) из лежалых хвостов золотоизвлекательных фабрик.

К минеральному сырью, наиболее пригодному для переработки методом КВ, относится сырье, обладающее достаточной пористостью и проницаемостью, обеспечивающими доступ цианистых растворов к поверхности благородных металлов и диффузию растворенных цианистых комплексов металлов в продуктивный раствор КВ, который в дальнейшем поступает на извлечение благородных металлов известными методами.

Исследования проводились на лежалых хвостах золотоизвлекательной фабрики Забайкалья в два этапа: I этап – определение возможности извлечения золота и серебра методом КВ (без окомкования и с окомкованием); II этап – апробация методов повышения извлечения благородных металлов при обработке окатышей активированными растворами реагентов. В данной работе приведены результаты исследований I этапа.

В таблице 1 показана гранулометрическая характеристика технологической пробы лежалых хвостов по результатам исследований. Пробы каждого класса крупности на золото анализировали пробирным методом с атомно-абсорбционным окончанием.

Таблица 1 – Гранулометрический состав лежалых хвостов ЗИФ с распределением золота по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход класса, %	Содержание Au, г/т	Распределение Au, %
+15	-	-	-
-15 +10	-	-	-
-10 +5	-	-	-
-5 +2	-	-	-
-2 +1,0	-	-	-
-1,0 +0,53	1,0	1,15	1,0
-0,53 +0,31	1,1	1,10	1,0
-0,31 +0,21	6,1	1,38	6,5
-0,21 +0,16	10,0	1,20	10,0
-0,16 +0,10	23,1	1,10	21,1
-0,10 +0,074	23,0	1,25	25,2
-0,074 +0,044	35,7	1,20	35,2
-0,044 +0,022			
-0,022			
Итого:	100,0	1,18	100,0

Как видно из таблицы 1, золото сосредоточено преимущественно в мелких и тонких классах – 91,8 % от общего содержания благородного металла находится в суммарном классе минус 0,21 плюс 0 мм.

Химический состав пробы руды проводился с использованием спектрального анализа, количественного рентгенофлуоресцентного и химического анализа, результаты количественного анализа приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Химический состав пробы лежалых хвостов

Компоненты	Массовая доля, %; содержание, г/т
SiO ₂	66,5
Al ₂ O ₃	12,32
Fe ₂ O ₃	3,42
TiO ₂	0,52
CaO	2,80
MgO	1,95
K ₂ O	3,15
Na ₂ O	0,025
As	0,010
S	0,32
Zn	0,005
Pb	*
Cu	**
Sb	0,001

Au, г/т	1,23
Ag, г/т	2,35

Примечание: * - не обнаружено; ** - следы.

В пробе наблюдаются диоксид кремния, оксиды алюминия, железа, титана, кальция и других металлов. Сульфиды покрыты пленками серого и коричневого цвета. Перечисленные компоненты составляют основную массу отвальных хвостов.

Минеральный состав лежалых хвостов изучался рентгеновским количественным фазовым анализом. По данным анализов установленный состав пробы, представленный на рисунке 1.



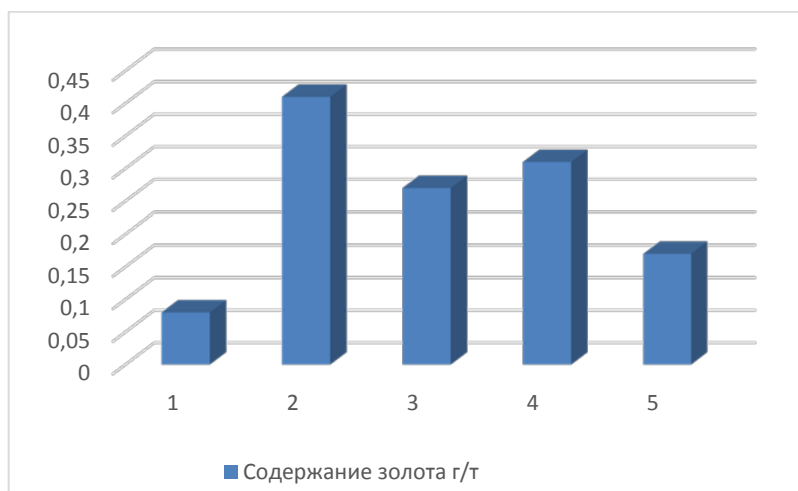
Рисунок 1. Минеральный состав лежалых хвостов

Лежалые хвосты представляют собой шламовый материал кварц-полевошпатового состава. Несмотря на длительный срок хранения, мелкие зерна достаточно хорошо сегрегированы.

Форма золота комковидная, круглая, удлиненная. Размеры 0,5– 0,12 мм. Максимальное содержание золота связаны с сульфидами (20,5 – 31,7 г/т), в кварц-полевых шпатах – 0,38 – 0,61 г/т, в ожелезненном кварц-полевошпатовом продукте 0,77 – 1,35 г/т, в кварце – 0,6 г/т, в чистом полево шпате 1,1 г/т, в продукте, обогащенном магнетитом, 4,71г/т.

Рациональный анализ лежалых хвостов ЗИФ на золото выполнялся по методике Иргиредмета. Навеска пробы лежалых хвостов (массой 1 кг) представлена 35,7 % класса минус 0,074 мм, цианирование проводилось без добавления ионообменной смолы. Результаты рационального анализа лежалых хвостов на золото приведены на рисунке 2.

а)



б)

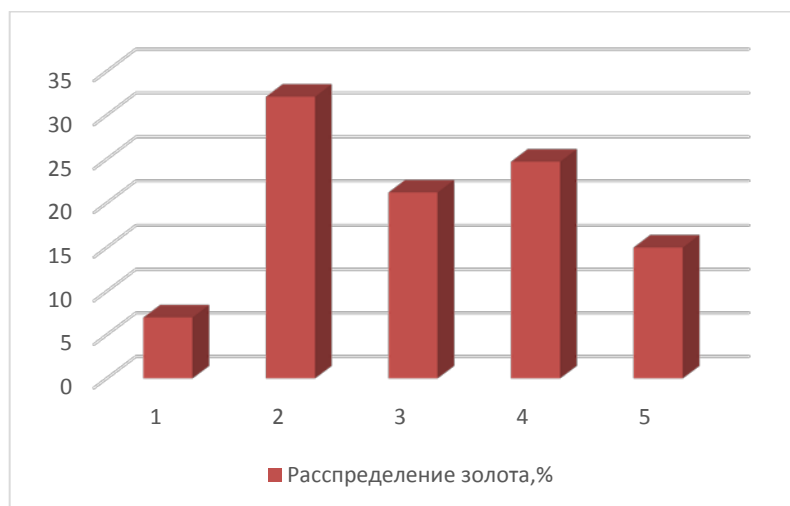


Рисунок 2. Результаты рационального анализа лежалых хвостов на золото:

- 1 – в виде свободных зерен с чистой поверхностью (извлекаемое амальгамацией);
2 – в виде сростков (извлекаемое цианированием); 3 – в пленках и минералах, растворимых в соляной кислоте – карбонатах, оксидах и гидроксидах железа (извлекаемое цианированием после обработки HCl); 4 – тонковкрапленное в сульфиды (пирит, арсенопирит и другие), извлекаемое цианированием после обработки HNO₃; 5 – тонковкрапленное в порообразующие минералы и вмещающие породы.

Результаты рационального анализа показали, что золота в цианируемой форме 39,1 % в упорной – 60,9 %. Содержание золота в лежалых хвостах по балансу – 1,21 г/т. Золото тонковкрапленное и находится в тесной ассоциации с окисленными и сульфидными минералами. Наблюдается золото, покрытое пленками оксидов и гидроксидов железа и кремниевыми пленками. Следовательно, лежалые хвосты являются упорными для извлечения из них золота.

Лабораторные исследования технологических проб проводили в агитационном и перколяционном режимах. При агитационном режиме

технологические параметры следующие: соотношении Ж:Т от 1:1,25 до 2:1, концентрации NaCN – 1,0 – 0,5 г/л, загрузке CaO – 1 кг/т; продолжительность выщелачивания 48 – 72 ч.

В таблице 5 приведены результаты опытов по выщелачиванию золота и серебра из лежалых хвостов ЗИФ.

Таблица 5 – Технологические показатели исследований по цианированию лежалых хвостов в агитационном режиме

Концентрация NaCN в растворе, г/л	Содержание в хвостах по балансу, г/т		Извлечение в раствор, %		Расход реагентов, кг на 1 т хвостов	
	Au	Ag	Au	Ag	NaCN	CaO
0,5	1,15	2,01	50,9	48,2	0,30	1,0
1,0			47,8	40,7	0,43	1,1

Технологические исследования по перколяционному выщелачиванию проб проведены на лежалых хвостах массой 10 кг. Цианистые растворы применялись с концентрацией NaCN в первоначальных стадиях обработки 0,5 – 1,0 г/л, в последующих – 0,25 – 0,50 г/л. Состав продуктивных растворов перколяционного выщелачивания лежалых хвостов: при продолжительности обработки в течение двух суток выщелачивания извлечение золота и серебра составило 1,01 мг/л и 1,95 мг/л, соответственно.

Из лежалых хвостов перколяционным выщелачиванием и водной промывкой извлекается до 52,97% золота и 42,35 % серебра при исходном их содержании 1,15 и 2.01 г/т, соответственно. Общая продолжительность обработки составила 18 суток. Результаты извлечения золота и серебра представлены на рисунках 3-4.

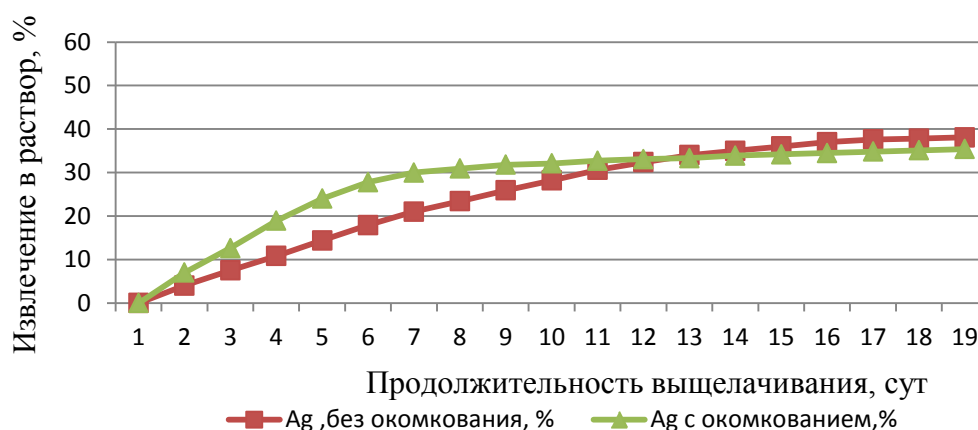


Рисунок 3. Динамика кучного выщелачивания серебра из лежалых хвостов

На 1 т лежалых хвостов расход реагентов составил: цианистого натрия 0,45 кг, извести – 1,65 кг. Удовлетворительные результаты в процессе исследований показала угольно-сорбционная технология извлечения благородных металлов из продуктивных растворов.

Содержание шламистой фракции в лежалых хвостах значительно, что может привести к снижению скорости фильтрации растворов через штабель.

Далее исследования проводились на окомкованных хвостах методом перколяционного выщелачивания.

Экспериментальным путём определены оптимальные расходы связующих веществ и параметры операции окомкования: загрузка цемента 14 кг/т хвостов, загрузка извести – 1 кг/т хвостов, влажность окомковываемой смеси, создаваемая за счет подачи цианистого раствора в операцию окомкования – 20 %, продолжительность выдержки окомкованного материала перед загрузкой в перколяторы – 36 ч.

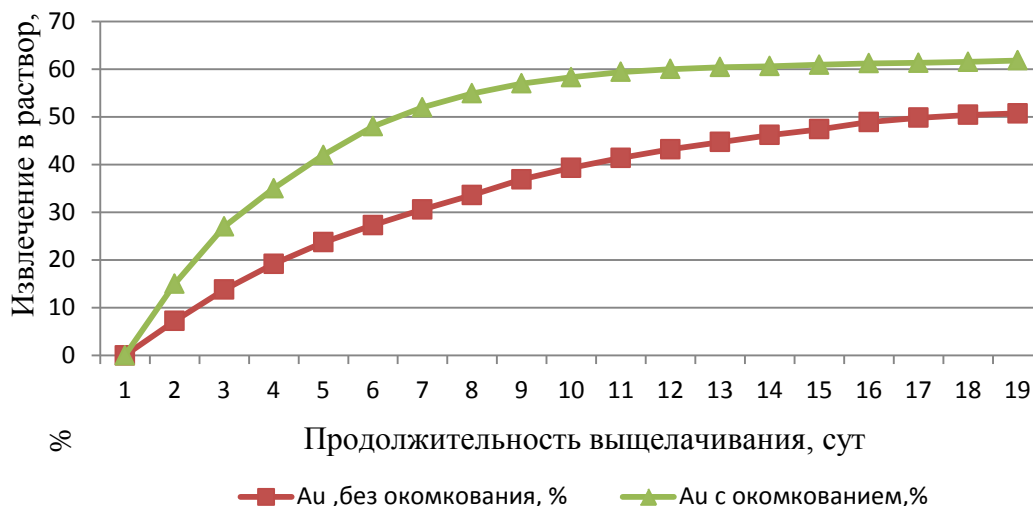


Рис. 4. Динамика кучного выщелачивания золота из лежалых хвостов

Таким образом, введение операции окомкования позволяет получить ряд преимуществ: устранить действие эффекта кольматации порового пространства в нижних слоях штабеля, увеличить скорость фильтрации выщелачивающих растворов по высоте, повысить концентрацию золота в продуктивных растворах и извлечение золота. Однако одновременно происходит снижение извлечения серебра. Достигнутые показатели извлечения благородных металлов из окомкованных хвостов являются недостаточно высокими, поэтому проводится второй этап экспериментальных исследований – апробация методов выщелачивания металлов при обработке окатышей активированными растворами реагентов.

ПРИМЕНЕНИЕ НОВЫХ РЕАГЕНТОВ ПРИ ФЛОТАЦИИ РУДЫ УДОКАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Шумилова Л. В. док-р техн. наук, профессор, Забайкальский государственный университет. Простакишин М. Ф., аспирант, Забайкальский государственный университет, г. Чита.

Удоканское месторождение открыто в 1949 г. и является одним из самых крупных в мире, уступает только двум неразрабатываемым месторождениям Ою-Толгой (Монголия; 37,6 млн т) и Pebble (США, Аляска; 36,5 млн т).

Сегодня запасы Удоканского месторождения составляют 60 % российских запасов меди. В ходе геолого-разведочных работ 2010 г. рудные запасы Удокана, согласно JORC оценены в 795 млн т руды со средним содержанием металла 1,24 %, что составляет 9,88 млн т меди. Минеральные ресурсы, которые оценены по суммарным категориям (оценённые, выявленные, предполагаемые), составляют 2,7 млрд т руды со средним содержанием меди 0,95 %, запасы меди – 25,7 млн т, серебра – 174 млн унций. [1]

Шестьдесят процентов запасов месторождения относятся к труднообогатимому сульфидно-окисленному (смешанному) типу медных руд. Технологий переработки, применяемых в промышленном масштабе, сырья, подобно удоканскому, в мире пока не существует.

Основной проблемой при обогащении руды Удоканского месторождения (медистых песчаников) является сложный вещественный состав руды и достаточно большое количество труднофлотируемых минералов меди (брошантита, малахита, азурита, куприта, хризоколлы, самородной меди), что не позволяет эффективно проводить обогащение с использованием классических методов флотации [2-6].

ООО «Байкальская горная компания» в 2011 г. приобрела Удоканскую опытно-промышленную установку, на базе которой проводятся экспериментальные исследования и полупромышленные испытания. В 2012 г для проведения лабораторных технологических испытаний сформирована композитная проба К1 из остатков керновых проб, полученных с опытного карьера. Химический состав пробы приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав композитной пробы

№	Наименование пробы	Содержание элементов, %			Степень окисленности меди, %
		Cu	Cu _{ок}	Fe	
1	К1	1,19	0,82	1,96	69

Решить проблему флотации медной руды, которая представлена не только сульфидными минералами, но и на 68,91 % окисленными минералами ценного компонента, можно при использовании флотационных реагентов – собирателей нового типа.

Правильный выбор собирателя, определяемый его свойствами, позволяет существенно повысить результаты флотации не только сульфидных, но и окислительных минералов, поверхность которых подготовлена селективно-действующими реагентами-сульфидизаторами.

Оптимальные расходы собирателя, сульфидизатора, пенообразователя для базового опыта подобраны опытным путем.

Оценка эффективности действия реагентов - собирателей фирмы ООО «НПП Квалитет» на показатели извлечения окисленной и сульфидной меди, по схеме коллективной флотации осуществлялась с применением определенной номенклатуры новых реагентов (Р-1, Р-2, АФИ-4Г10К, М-ТФ, НБА-Г5К, АФИ-4Г, НСК-20).

Проведено тестирование пробы руды Удоканского месторождения с целью определения оптимального реагентного режима для флотации минералов меди.

Схема тестов базового опыта приведена на рисунке 1.

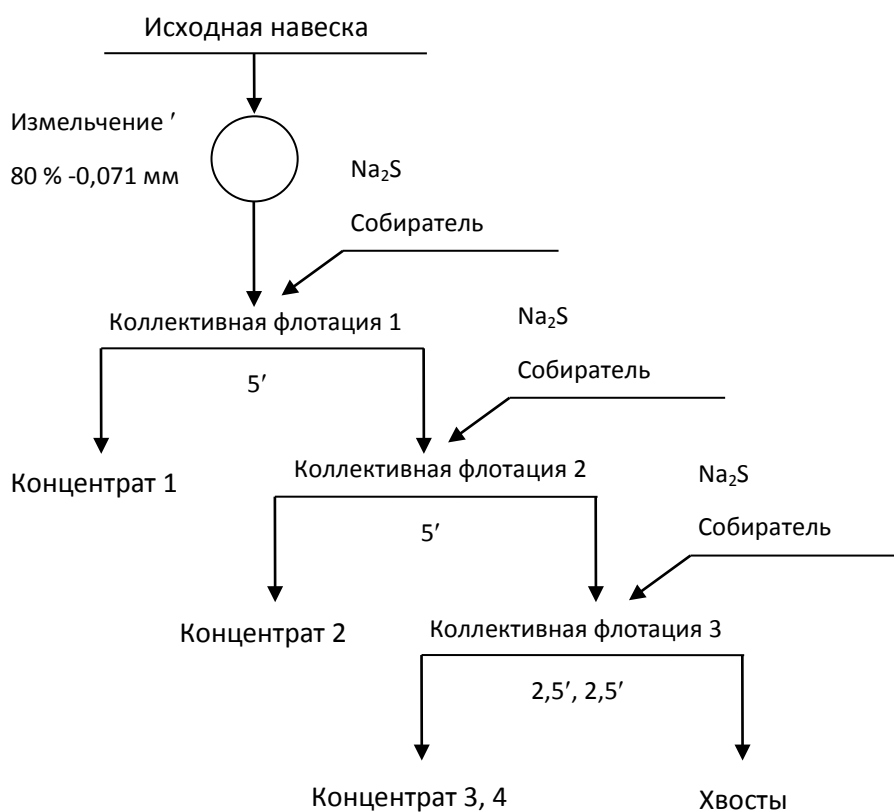


Рисунок 1 – Схема базового опыта коллективной флотации

Зависимость извлечения меди от содержания во флотационном концентрате в базовых опытах приведены на рисунке 2.

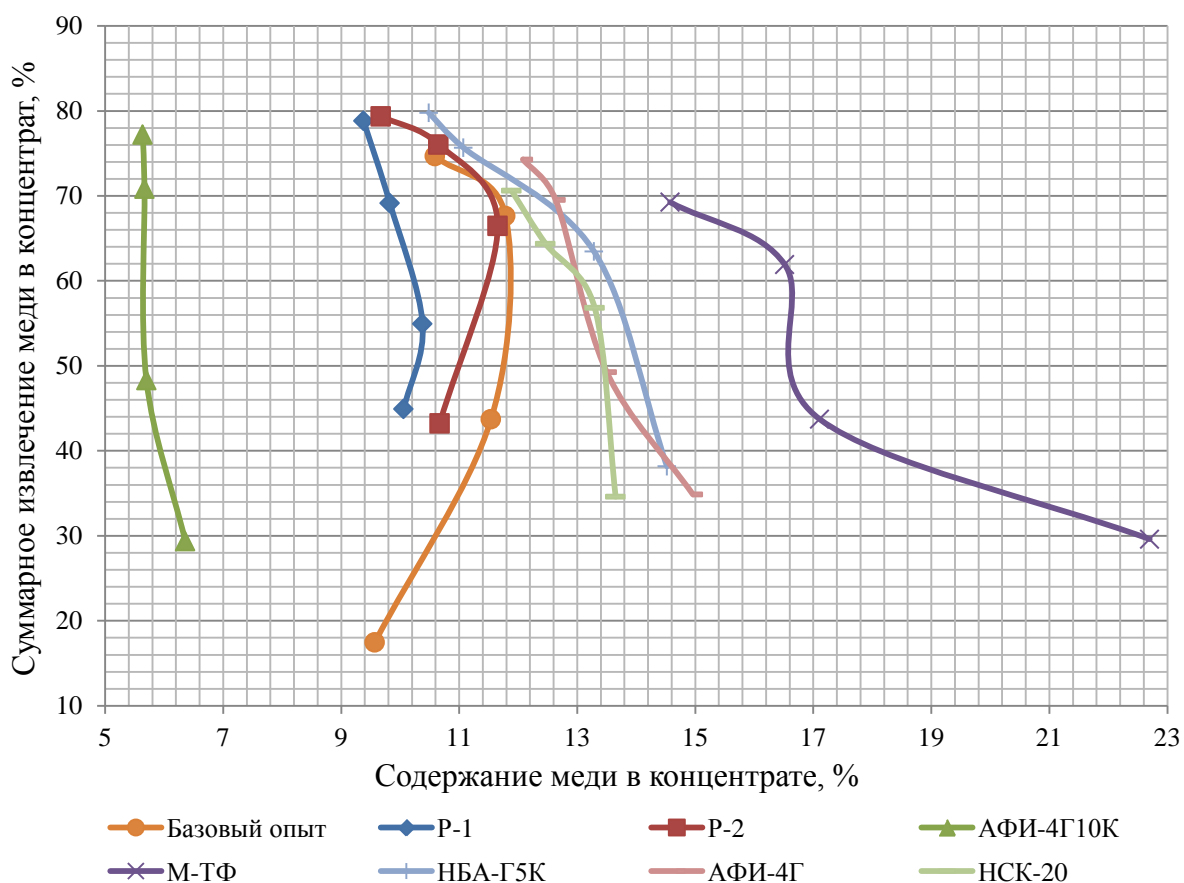


Рисунок 2 –Зависимость извлечения меди от содержания во флотационных концентратах

Положительные результаты флотации получены при применении реагентов Р-1, АФИ-4Г10К, НБА-Г5К. Для подтверждения положительного влияния новых реагентов-собирателей на качественно-количественные показатели флотации минералов меди проведены контрольные опыты.

Зависимость извлечения меди от содержания во флотационном концентрате в контрольных опытах приведена на рисунке 3. Сводные данные опытов с применением новых реагентов приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Сводные данные опытов с применением новых реагентов*

№	Реагент	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
			Cu	Cu ox	Cu s	Cu	Cu ox	Cu s
1	базовый	10,49	9,02	5,30	3,73	75,13	67,41	89,73
2	Р-1	11,48	8,69	5,15	3,54	79,54	73,58	90,18
3	АФИ-4Г10К	12,51	7,87	4,64	3,23	78,40	71,85	90,23
4	НБА-Г5К	10,53	9,25	5,37	3,88	76,73	69,29	90,13

* приведены данные по суммированным концентратам)

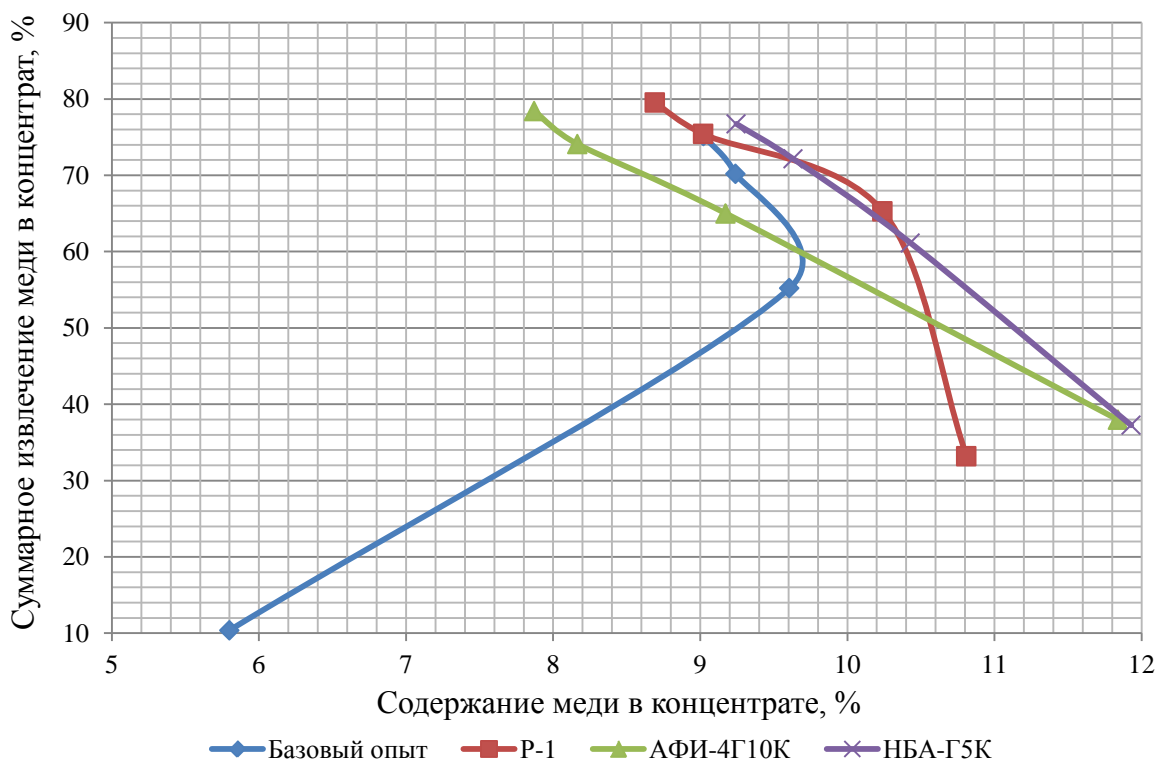


Рисунок 3 – Зависимость извлечения меди от содержания во флотационных концентратах

Таким образом, полученные результаты, тестовых опытов при исследовании обогатимости руды Удоканского месторождения флотационным методом с применением новых реагентов-собирателей фирмы ООО «НПП Квалитет», свидетельствуют о положительном влиянии данных реагентов на повышение эффективности процесса извлечения, как сульфидной, так и окисленной меди в концентрат, поэтому рекомендуется провести укрупнённые лабораторные испытания с применением реагента-собирателя НБА-Г5К.

Библиографический список

1. Птицин А. М. Взгляд на Удокан / А. М. Птицин, В. А. Брюквин [Текст]// Научно-технический и производственный журнал «Цветные металлы» / - Москва: ЗАО «Издательский дом «Руда и Металлы»», 2013г.- №5. - С. 29-35
2. Абрамов, А.А. Собрание сочинений. Том 6. Флотация. Физико-химическое моделирование процессов 2010. – 607 с.
3. Абрамов, А.А. Собрание сочинений. Том 7. Флотация. Реагенты-собиратели 2012. – 656 с.
4. Абрамов, А.А. Собрание сочинений. Том 8. Флотация. Сульфидные минералы 2013. – 704 с.
5. Архангельская, В.В. Удоканское медное и Катугинское редкометальное месторождения в Читинской области России. / В.В Архангельская, Ю.В. Быков, Р.Н. Володин – Чита, 2004. - 520с.

6. Леонов, С.Б. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. / С.Б. Леонов, О.Н. Белькова. – М.: Интермет Инжиниринг, 2001. – 631 с.

УДК 622+772

РАЗРАБОТКА НОВЫХ КОМБИНИРОВАННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ

Шумилова Л. В. док-р техн. наук, профессор, Забайкальский государственный университет. г. Чита

Промышленное освоение сложных по вещественному составу руд с низким содержанием золота (1,0-2,0 г/т) по традиционной технологии обогащения сопровождается большими потерями ценных и попутных компонентов крупностью менее 40 мкм.

Для решения проблемы обеспечения подготовки труднообогатимых руд и техногенного сырья к выщелачиванию благородных металлов весьма перспективными представляются методы двухстадиального окисления, основанные на фотоэлектрохимическом воздействии на растворы реагентов с образованием сильных окислителей (активных форм кислорода) с последующим биоокислением упорных минералов.

Автором предложена гипотеза, разработана теоретическая физико-химическая модель и механизм процесса двухстадиального окисления упорного сырья перед выщелачиванием золота (пероксидная подготовка). Перед бактериальным окислением осуществляют предварительную обработку сырья раствором, полученным в результате барботирования сернокислотного раствора воздухом, облученным ультрафиолетовыми лучами в диапазоне волн, обеспечивающем генерацию озона, и электролизом раствора и (или) пульпы в электрохимическом реакторе, в результате чего образуется «активный» кислород в форме O_3 , O , H_2O_2 , H_nO_n .

Сущность идеи фотоэлектрохимической обработки геоматериала раствором реагентов заключается в растворении железа в водной среде с участием активного кислорода с одновременным образованием нано- и микроскоплений элементной серы (nS^0), накоплении в пленочной воде, окружающей минеральные частицы, молекулярного электролизного кислорода (O_2^*) и ионов водорода H^+ . Эти продукты физико-химического окисления сульфидных минералов, в первую очередь, пирита, пирротина, сульфоарсенидов (арсенопирита) обеспечивают последующий интенсивный рост бактерий, поскольку они являются либо исходным окисляемым субстратом (S^0 , Fe^{2+}), либо окислителями (O_2^* , H^+), экзотермические реакции между которыми обеспечивают возможность протекания биохимических процессов в клетках бактерий. Для метаболизма бактерии используют углекислый газ, содержащийся в воздухе атмосферы, а также получаемый при кислотном растворении карбонатных минералов. Физико-химическая модель процесса пероксидной подготовки представлена системой химических реакций

окисления пирита, арсенопирита (1-24, таблица 1).

Таблица 1

Физико-химическая модель процесса двухстадийного окисления сложной сульфидной руды с пероксидной подготовкой к выщелачиванию

Способ окисления	
Пероксидная подготовка	
физико-химическое окисление:	
$\text{O}_2 \xrightarrow{h\nu} \text{O}_2^* \rightarrow 2\text{O}^*, \text{O}^* + \text{O}_2 \rightarrow \text{O}_3$	(1)
$\text{O}_3 + \text{H}_2\text{O} \rightarrow 2\text{H}_2\text{O}_2 (4\text{OH}^*); \text{H}_2\text{O} + n \text{OH}^* \rightarrow \text{H}_n \text{O}_n$	(2)
$\text{FeS}_2 + \text{O}_3 + 3\text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{FeS}_2 + 3\text{H}_2\text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{FeSO}_4 + \text{H}_2\text{SO}_4 + 4\text{H}_2 \uparrow$	(3)
$\text{FeS}_2 + \text{H}_2\text{SO}_4 + \text{O}^* \rightarrow \text{FeSO}_4 + \text{H}_2\text{O} + 2\text{S}$	(4)
$n\text{FeS}_2 + n \text{H}_2\text{SO}_4 + n\text{H}_2\text{O}_2^* \rightarrow n \text{FeSO}_4 + 2n \text{H}_2\text{O} + n\text{S}^0$	(5)
$\text{H}_2\text{O}_2 \rightarrow 2\text{OH}^*$	(6)
биоокисление:	
$4\text{Fe}^{2+} + 4\text{H}^+ + \text{O}_2^* \xrightarrow{\text{A.fer.A.th}} 4\text{Fe}^{3+} + 2\text{H}_2\text{O} + 11 \text{ к кал}$	(7)
$4\text{Fe}^{2+} + \text{O}_2 \xrightarrow{\text{A.fer.A.th}} 4\text{Fe}^{3+} + 2\text{O}_2^{2-};$	(8)
$2\text{O}_2^{2-} + 4\text{H}^+ \rightarrow 2\text{H}_2\text{O}$	(9)
$4 \text{FeSO}_4 + \text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{SO}_4 \xrightarrow{\text{A.fer.A.th}} \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 2\text{H}_2\text{O}$	(10)
$2\text{S}^0 + 3\text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{O} \xrightarrow{\text{A.fer.A.th}} 2\text{H}_2\text{SO}_4$	(11)
биосинтез	
$6\text{CO}_2 + 6\text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{C}_6\text{H}_{12}\text{O}_6 + 6\text{O}_2$	(12)
Итоговые реакции:	
$4\text{S}^0 + 3\text{Fe}(\text{HCO}_3)_2 + 2\text{H}_2\text{O} + \text{H}_2\text{O} \cdot \text{O} \xrightarrow{\text{A.fer.A.th}} \text{C}_6\text{H}_{12}\text{O}_6 + \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + \text{FeSO}_4$	(13)
$\text{FeAsS} + \text{H}_2\text{O} + \text{H}_3\text{O}^+ + 3\text{O}_2^* \xrightarrow{\text{A.fer.A.th}} \text{Fe}^{2+} + \text{H}_3\text{AsO}_4 + \text{H}_2\text{SO}_4$	(14)
$\text{AsO}_4^- \rightarrow \text{min} \Rightarrow \text{растет активность биоокислительного процесса}$	(15)
$\text{FeAsS} + \text{H}_2\text{O} + \text{H}_3\text{O}^+ + 2\text{O}_3^* \rightarrow \text{Fe}^{2+} + \text{H}_3\text{AsO}_4 + \text{H}_2\text{SO}_4$	(16)
$\text{FeS} + 4,5\text{O}^* + 0,5\text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow 0,5\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 0,5\text{H}_2\text{O}$	(17)
$\text{FeS} + \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 \rightarrow 3\text{FeSO}_4 + \text{S}^0$	(18)
$\text{FeSO}_4 + 0,5\text{H}_2\text{SO}_4 + 0,5\text{O}^* \rightarrow 0,5\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 0,5\text{H}_2\text{O}$	(19)
$2\text{H}_3\text{AsO}_4 + \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 \rightarrow 2\text{FeAsO}_4 \downarrow + 3\text{H}_2\text{SO}_4$	(20)
$\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2 + 2\text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow \text{CaSO}_4 \downarrow + \text{MgSO}_4 \downarrow + 2\text{CO}_2 \uparrow + 2\text{H}_2\text{O}$	(22)
$3\text{Fe}(\text{SO}_4)_3 + 12\text{H}_2\text{O} + \text{M}_2\text{SO}_4 \rightarrow 2\text{MFe}_3(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6 \downarrow + 6\text{H}_2\text{O}$	(23)
цианирование:	
$4\text{Au} + 8\text{NaCN} + \text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{O} = 4\text{Na}[\text{Au}(\text{CN})_2] + 4\text{NaOH}$	(25)
$\text{Na}[\text{Au}(\text{CN})_2] = \text{Na}^+ + [\text{Au}(\text{CN})_2]^-; \text{NaCN} = \text{Na}^+ + \text{CN}^-$	
сорбционное выщелачивание	
$2\text{Au} + 4\text{NaCN} + \text{H}_2\text{O} + \text{O} = 4\text{Na}^+ + 2[\text{Au}(\text{CN})_2]^- + 2\text{OH}^-$	(26)
сорбент	

Примечание. * - активные формы; • - свободный радикал, M⁺=K⁺, Na⁺, NH₄⁺, H₃O⁺

Механизм комбинированных методов окисления рассмотрен на примере пероксидной подготовки сырья к выщелачиванию, блок-схема представлена на рисунке 1.

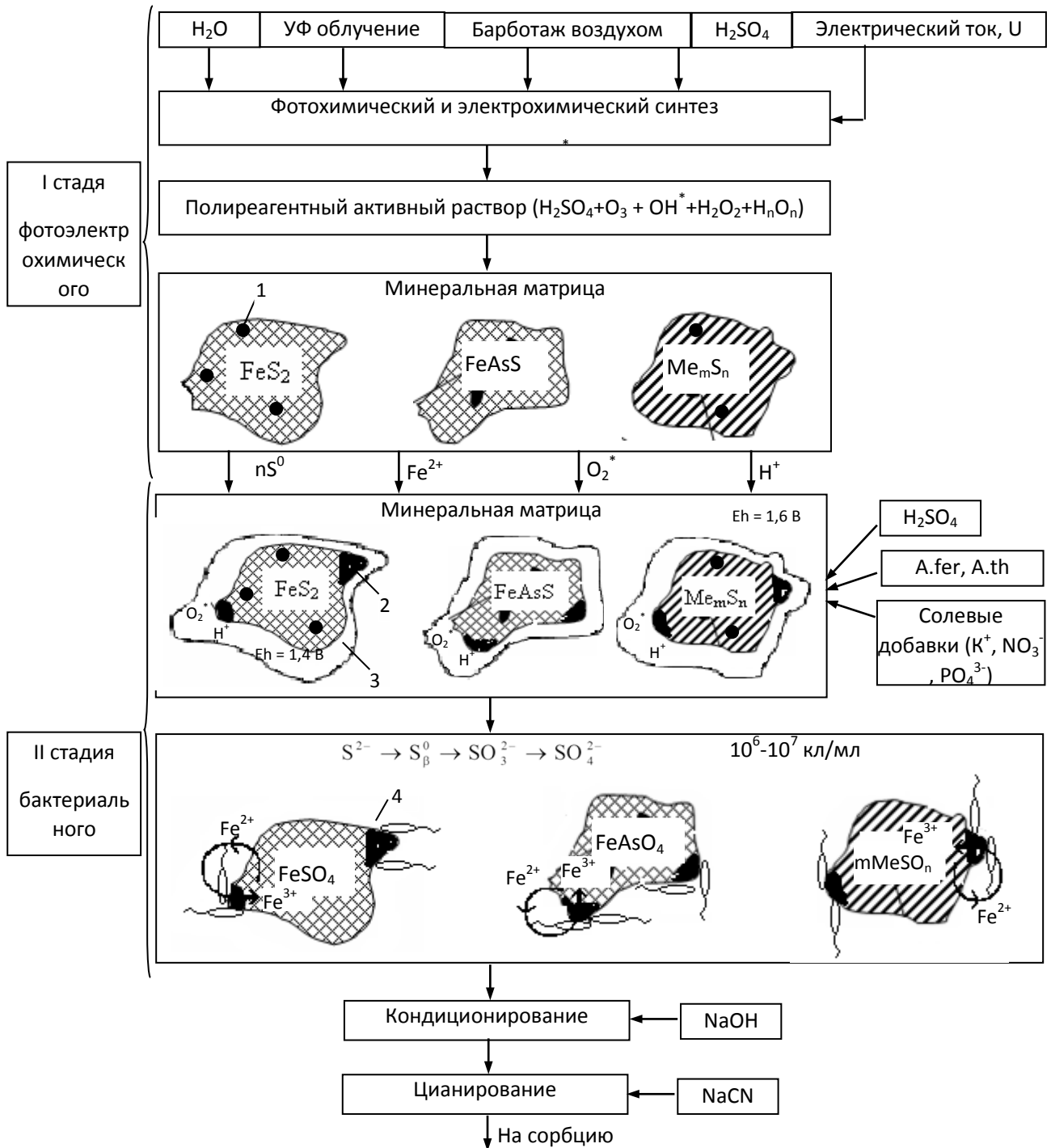


Рисунок 1. Блок-схема механизма двухстадиального окисления с применением пероксидной подготовки сульфидного сырья к выщелачиванию:

- 1 – ультрадисперсные включения золота в минерале-«хозяине»;
- 2 – микро- и наноскопления элементарной серы β -модификации в кристаллической структуре;

3 – пленочная вода, окружающая минеральную частицу; 4 – адгезия бактерий *Acidithiobacillus ferrooxidans* и *Acidithiobacillus thiooxidans* на минеральном субстрате

На основе полученных аналитических и экспериментальных зависимостей (таблица 2), исследованы и систематизированы основные параметры, определяющие эффективность процесса извлечения золота из упорного сырья комбинированными методами кюветного и кучного выщелачивания (КМККВ) с предварительным двухстадиальным окислением материала.

Таблица 2

Основные параметры извлечения золота КМККВ

Основные параметры	Аналитические и экспериментальные
1	2
<p>Геолого-минералогическая составляющая:</p> <ul style="list-style-type: none"> - вид, доля сульфидных минералов и органического вещества в составе упорного минерального сырья. Баланс распределения элементов по минералам, которые необходимо окислить 	$N_x = \frac{C_x K_x}{C_x K_x + C_y K_y + C_x K_y} \cdot 100 \%$
<p>Технологическая составляющая:</p> <ul style="list-style-type: none"> - активная удельная поверхность окисления - степень окисления элементов - степень окисления геоматериала в зависимости от продолжительности фотоэлектрохимического окисления: - сульфидных минералов техногенного сырья (огарков) - сульфидной серы техногенного сырья (огарков) - сульфидных минералов сульфидной руды - сульфидной серы сульфидной руды - сульфидных минералов техногенного сырья (хвостов обогащения) - сульфидной серы техногенного сырья (хвостов обогащения) - рациональные параметры фотоэлектрохимического окисления - количество клеток в 1 мл раствора - степень двухстадиального окисления геоматериала в зависимости от параметров фотоэлектрохимических воздействий: - сульфидных минералов техногенного сырья (огарков) - сульфидной серы техногенного сырья (огарков) - сульфидных минералов сульфидной руды 	$A = \frac{k_{к.о.}}{F_{уд}}, k_{к.о.} = -\frac{1}{\tau_i} \ln \left\{ \exp \left[\frac{zF}{RT} (\varphi_{i+1} - \varphi_i) \right] - 1 \right\}$ $\beta_{Fe_s} = 100 - \frac{C_{Fe^{3+}} \cdot \gamma}{C_{Fe^{2+}}^0}; \beta_{S_s} = 100 - \frac{C_{SO_4^{2-}} \cdot \gamma}{C_{S^{2-}}^0};$ $\beta_{As_s} = 100 - \frac{C_{As^{5+}} \cdot \gamma}{C_{As^{3+}}^0}$ $Y_1' (\beta_{сульф.мин}) = 10 \cdot (0,85 + 1,02 + \log(X) - 0,2 + \log(X) \cdot 2),$ $Y_2' (\beta_s) = 10 \cdot (0,71 + 1,01 + \log(X) - 0,17 + \log(X) \cdot 2),$ $Y_3' (\beta_{сульф.мин}) = 10 \cdot (0,84 + 1,01 + \log(X) - 0,21 + \log(X) \cdot 2),$ $Y_4' (\beta_s) = 10 \cdot (0,89 + 1,01 + \log(X) - 0,22 + \log(X) \cdot 2),$ $Y_5' (\beta_{сульф.мин}) = 49,78 + 10,64 + \log(X)$ $Y_6' (\beta_s) = 49,96 + 10,68 + \log(X)$ $X_{opt} = t_1 = 6-12 \text{ ч}, (\beta_{сульф.мин} = 40-52 \%;$ $\beta_s = 30-42 \%$ $x = m \cdot 3,8 \cdot 10^9$ $Y_1 (\beta_{сульф.мин}) = 51,27 + 10,86 \cdot \log(t_{бар}) + 11,31 \cdot \log(U_3) + 2,40 \cdot \log(t_{бар}) \cdot \log(U_3) + 11,43 \cdot \log(t_{обл}) + 2,42 \cdot \log(t_{обл}) \cdot \log(t_{бар}) + 2,52 \cdot \log(t_{обл}) \cdot \log(U_3) + 10,50 \cdot \log(K) + 2,23 \cdot \log(K) \cdot \log(t_{бар}) + 2,32 \cdot \log(K) \cdot \log(U_3) + 2,34 \cdot \log(K) \cdot \log(t_{обл}),$ $Y_2 (\beta_s) = 58,93 + 12,16 \cdot \log(t_{бар}) + 12,53 \cdot \log(U_3) + 2,59 \cdot \log(t_{бар}) \cdot \log(U_3) + 12,46 \cdot \log(t_{обл}) + 2,57 \cdot \log(t_{обл}) \cdot \log(t_{бар}) + 2,65 \cdot \log(t_{обл}) \cdot \log(U_3) + 11,99 \cdot \log(K) + 2,47 \cdot \log(K) \cdot \log(t_{бар}) + 2,55 \cdot \log(K) \cdot \log(U_3) + 2,54 \cdot \log(K) \cdot \log(t_{обл}),$ $Y_3 (\beta_{сульф.мин}) = 48,72 + 10,30 \cdot \log(t_{бар}) + 10,41 \cdot \log(U_3) +$

	$+2,20 \cdot \log(t_{\text{бар}}) \cdot \log(U_3) + 10,32 \cdot \log(t_{\text{обл}}) + 2,18 \cdot \log(t_{\text{обл}}) \cdot \log(t_{\text{бар}}) + 2,21 \cdot \log(t_{\text{обл}}) \cdot \log(U_3) + 10,48 \cdot \log(P) + 2,22 \cdot \log(P) \cdot \log(t_{\text{бар}}) + 2,24 \cdot \log(P) \cdot \log(U_3) + 2,22 \cdot \log(P) \cdot \log(t_{\text{обл}}),$
--	--

Окончание таблицы 2

1	2
<ul style="list-style-type: none"> - сульфидной серы сульфидной руды - сульфидных минералов техногенного сырья (хвостов обогащения) - сульфидной серы техногенного сырья (хвостов обогащения) - рациональные параметры биоокисления и двухстадиального окисления - полнота вскрытия сульфидных минералов, содержащих нановключения золота: удельное количество окисляемого химического элемента 	$Y_4(\beta_{S_s}) = 48,28 + 10,16 \cdot \log(t_{\text{бар}}) + 10,32 \cdot \log(U_3) + 2,17 \cdot \log(t_{\text{бар}}) \cdot \log(U_3) + 10,28 \cdot \log(t_{\text{обл}}) + 2,16 \cdot \log(t_{\text{обл}}) \cdot \log(t_{\text{бар}}) + 2,20 \cdot \log(t_{\text{обл}}) \cdot \log(U_3) + 10,39 \cdot \log(P) + 2,19 \cdot \log(P) \cdot \log(t_{\text{бар}}) + 2,22 \cdot \log(P) \cdot \log(U_3) + 2,21 \cdot \log(P) \cdot \log(t_{\text{обл}}),$ $Y_5(\beta_{\text{сульф.мин}}) = 32,09 + 6,86 \cdot \log(t_{\text{бар}}) + 7,00 \cdot \log(U_3) + 1,50 \cdot \log(t_{\text{бар}}) \cdot \log(U_3) + 6,91 \cdot \log(t_{\text{обл}}) + 1,48 \cdot \log(t_{\text{обл}}) \cdot \log(t_{\text{бар}}) + 1,51 \cdot \log(t_{\text{обл}}) \cdot \log(U_3) + 7,07 \cdot \log(K) + 1,51 \cdot \log(K) \cdot \log(t_{\text{бар}}) + 1,54 \cdot \log(K) \cdot \log(U_3) + 1,52 \cdot \log(K) \cdot \log(t_{\text{обл}}),$ $Y_6(\beta_{S_s}) = 19,43 + 4,14 \cdot \log(t_{\text{бар}}) + 4,26 \cdot \log(U_3) + 0,91 \cdot \log(t_{\text{бар}}) \cdot \log(U_3) + 4,23 \cdot \log(t_{\text{обл}}) + 0,90 \cdot \log(t_{\text{обл}}) \cdot \log(t_{\text{бар}}) + 0,93 \cdot \log(t_{\text{обл}}) \cdot \log(U_3) + 4,30 \cdot \log(K) + 0,92 \cdot \log(K) \cdot \log(t_{\text{бар}}) + 0,94 \cdot \log(K) \cdot \log(U_3) + 0,94 \cdot \log(K) \cdot \log(t_{\text{обл}})$ <p>$t_2 = 48-50$ ч, $\beta_{\text{сульф.мин}} = 90-94$ %; $\beta_{S_s} = 86-91$ %</p> $G_{\text{Fe}_s} = \frac{N_{\text{Fe}_s}}{F_{\text{Fe}_s}}, \quad G_{S_s} = \frac{N_{S_s}}{F_{S_s}}, \quad G_{\text{As}_s} = \frac{N_{\text{As}_s}}{F_{\text{As}_s}}.$
<p>Геолого-минералогическая и технологическая составляющие:</p> <ul style="list-style-type: none"> - вещественный состав упорного сырья - параметры фотоэлектрохимических воздействий - физико-химические, биологические и технологические параметры биоокисления - степень окисления сульфидных минералов (сульфидного железа, сульфидной серы, сульфидного мышьяка) - время обработки 	$\begin{aligned} \epsilon_{\text{Au}} = & -1,03 \cdot C_{\text{Au}}^2 + 0,52 \cdot C_{\text{Fe}_{\text{обл}}}^2 - 1,57 \cdot C_{\text{Fe}_s}^2 - 1,53 \cdot C_{\text{Fe}_{\text{окис}}}^2 - \\ & - 2,49 \cdot C_{S_s}^2 - 1,68 \cdot C_{S_{\text{окис}}}^2 - 12,83 \cdot C_{C_{\text{обл}}}^2 - 1,55 \cdot C_{C_{\text{ор}}}}^2 + \\ & + 51,34 \cdot \beta_{\text{сульф.мин}}^2 - 36,9 \cdot \beta_{S_s}^2 + 48,52 \cdot T_{\text{обр}}^2 + 3,76 \cdot C_{\text{Fe}_{\text{обл}}} + \\ & + 62,99 \cdot C_{S_{\text{обл}}} - 50,98 \cdot C_{S_s} - 52,63 \cdot C_{S_{\text{окис}}} + 130,5 \cdot \beta_{\text{сульф.мин}} - \\ & - 119,8 \cdot \beta_{\text{Fe}_s}^2 + 18,5 \cdot C_{S_s} \cdot C_{C_{\text{ор}}} + 1,55 \cdot C_{\text{Fe}_s} \cdot C_{\text{Au}} - \\ & - 1,79 \cdot C_{S_s} \cdot C_{\text{Au}} + 10,68 \cdot C_{C_{\text{ор}}} \cdot C_{\text{Au}} \end{aligned}$

где N_x - доля элемента, приходящаяся на минерал x (в относит. %); C_x - содержание рассчитываемого элемента в минерале (массов. %); K_x - количество минерала в руде (массовое %); x, y - минералы руд, используемые в расчетах; $k_{\text{к.о.}}$ - подэкспоненциальный множитель кинетики окисления минеральных частиц; $F_{\text{уд.}}$ - удельная поверхность сульфидных минералов; τ_i - время окисления i -го измерения, с; z - заряд собственного иона; F - число Фарадея, Кл/моль; T - температура, К; R - универсальная газовая постоянная, Дж/(К·моль); φ_i, φ_{i+1} - окислительно-восстановительный потенциал соответственно в i -м и $(i+1)$ -м измерении, мВ; X - продолжительность процесса физико-химических воздействий, ч; $t_{\text{бар}}$ - продолжительность барботаж, ч; U_3 - напряжение в электролизере, В; $t_{\text{обл.}}$ - продолжительность облучение при одинаковом расстоянии от источника излучения до поверхности пульпы (раствора) и типе источника, мин; K - концентрация раствора H_2SO_4 , %; P - расход NaCl , г/т; ϵ_{Au} - извлечение золота, %; C_{Au} - содержание золота в сырье,

$г/г; C_{Fe_{общ.}}$, C_{Fe_s} , $C_{Fe_{окис.}}$, $C_{S_{общ.}}$, C_{S_s} , $C_{S_{окис.}}$, $C_{C_{общ.}}$, $C_{C_{орг.}}$ - содержание элементов в продуктах, %; $\beta_{сульф.мин.}$, β_{Fe_s} , β_{S_s} , β_{As_s} - степень окисления сульфидных минералов, сульфидного железа, сульфидной серы, сульфидного мышьяка, %; γ – выход остатка от окисления (кека), %; x – количество клеток в 1 мл; m - концентрация биомассы, г/л; $T_{обр}=t_1+t_2$ – время обработки сырья при двухстадиальном окислении, ч.

Таким образом, вскрытие упорной матрицы достигается комбинацией физико-химических, химических и бактериальных методов на основе применения технологии кюветного и кучного выщелачивания. Результаты теоретических и экспериментальных исследований основных параметров двухстадиального окисления минеральной фазы, позволили доказать эффективность последующего растворения золота. При полупромышленных испытаниях данной технологии на сырье сложного вещественного состава достигнуто увеличение уровня извлечения ценного компонента из продуктивного раствора на 25 %.

Список литературы

1. Шумилова Л.В. Комбинированные методы кюветного и кучного выщелачивания упорного золотосодержащего сырья на основе направленных фотоэлектрохимических воздействий (монография) / Л.В. Шумилова, Ю.Н. Резник. – Чита: ЗабГУ и ЗабГК, 2012. – 406 с.