

**ФИЗИКО-
ТЕХНИЧЕСКИЕ
ПРОБЛЕМЫ
ОСВОЕНИЯ
И РАЗВИТИЯ
ЮЖНО-
ЯКУТСКОГО
РЕГИОНА**



г. Нерюнгри 1998 г.

Министерство общего и профессионального образования
Российской Федерации
Якутский государственный университет
им. М. К. Аммосова
Нерюнгринский филиал

**ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ ОСВОЕНИЯ
И РАЗВИТИЯ ЮЖНО-ЯКУТСКОГО РЕГИОНА**

(Юбилейный сборник научных трудов,
посвященный 5-летию Нерюнгринского филиала ЯГУ)



Нерюнгри 1998

УДК 622. 693! 330.15 (5 71.56-13)

ББК 33

Ф 503

Редакционная коллегия:

- Самохин А. В. - д.т.н., проф., директор НФ ЯГУ (председатель);
Зубков В. П. - к.т.н., зам. директора по научной работе
ИГД Севера (зам. председателя)

Члены:

- Заровняев Б. Н. - д.т.н., проф., зав. кафедрой ТКМГП ГРФ ЯГУ;
Киреев Б. Б. - зам. главы администрации г. Нерюнгри;
Хворостина А. А. - к.г.-м.н., доцент кафедры ГД НФ ЯГУ
Шубин Г. В. - к.т.н., доцент кафедры ГД НФ ЯГУ,
(ответственный секретарь)

Рецензенты:

- Котенев В. Н. - директор ГПП "Южякутгеология"
Викулов М. А. - д.т.н., проф. зав. кафедрой "ГМиЭ" ГРФ ЯГУ

Утверждено Советом университета

Ф 503 Физико-технические проблемы освоения и развития Южно-Якутского региона. Сборник научных трудов. Якутск. Изд-во Якутского университета, 1998. С.274.

ISBN 5-7513-0135-8

Сборник научных трудов посвящен 5-летию образования Нерюнгринского филиала Якутского госуниверситета.

В сборнике нашли отражение многообразие научно-технических проблем, эффективное решение которых имеет важное народнохозяйственное значение как для Южно-Якутского региона, так и для республики в целом.

Основное содержание сборника посвящено постановке и решению горно-геологических задач, для базовых отраслей промышленности Южной Якутии, представлены к рассмотрению материалы по отдельным направлениям строительства, энергетики, железнодорожного транспорта.

В целом материалы сборника, несомненно, будут полезны для специалистов, работающих по указанным направлениям.

С $\frac{2503010100 - 1}{2К9 (25) - 98}$ Без объявл.

ББК 33

ISBN 5-7513-0135-8

© Якутский государственный университет, 1998

ГЕОТЕКТОНИЧЕСКИЕ ФАКТОРЫ РАЗМЕЩЕНИЯ ЗОЛОТОГО ОРУДЕНЕНИЯ В ПРЕДЕЛАХ АЛДАНО-СТАНОВОЙ И ЯНО-ИНДИГИРСКОЙ ПРОВИНЦИЙ (ЮЖНАЯ И ВОСТОЧНАЯ ЯКУТИЯ)”

Ветлужских В.Р., Сапожникова В.Г. (ГТП “Южякутгеология”)

В Алдано-Становой и Яно-Индигорской золотоносных провинциях - исключительно различных по строению и истории геологического развития - продуктивное золотое оруденение сформировано в мезозойскую металлогеническую эпоху (юра-мел) и относится к одному магматогенно-гидротермальному генотипу.

По-видимому, металлогения золота этих провинций имеет и другие общие черты, и выявлению их может способствовать рассмотрение золотоносности Алдано-Становой и Яно-Индигорской провинций - обычно противопоставляемых по их металлогении - в единой глобальной системе “Пацифика-Континент”. Поэтому для общей территории золотоносных провинций Южной и Восточной Якутии выполнен анализ особенностей строения и развития золотоносных зон и районов (узлов), разобраны региональные предпосылки и факторы формирования и размещения продуктивной эндогенной золотоносности. Основой исследования явилась составленная авторами аналитическая карта структурно-металлогенического районирования Алдано-Становой, Яно-Индигорской и части Охотской золотоносных провинций.

В едином пространстве Южной и Восточной Якутии для золотоносных территорий характерна линейно-узловая структура размещения. Региональные золотоносные зоны и районы (узлы) выражены, как обширные ареалы рассредоточенной (экстенсивной) золотоносности, на фоне которых обособлены меньшие по размерам площади интенсивной золотоносности ранга узлов (полей) и рудных зон. На Алданском щите это особенно крупные изометричные ареалы, где поля интенсивной золотоносности - также изометричные - занимают центральную часть ареалов. Более мелкие золотоносные ареалы - на Становике; здесь они пространственно тесно сближены, образуют протяженные зоны, где площади интенсивной золотоносности имеют изометричные и линейные формы. Линейные зоны интенсивной золотоносности в пределах протяженных зон (полос) экстенсивности имеют продольную или поперечную ориентировку. Ареалы золотоносности линейного типа - с кулисным положением зон интенсивной золотоносности - характерны для Яно-Индигорской провинции. Многие ареалы здесь имеют относительно простое, полосовое строение - в их пределах часто выражена одна осевая зона интенсивности (Адыча-Тарынская зона и др.). Сложную структуру имеет Южно-Верхоянский ареал золотоносности, в кото-

ром различаются две системы зон интенсивной золотоносности: наряду с меридиональными протяженными осями интенсивности довольно четко выражены короткие поперечные оси продуктивной золотоносности.

Вещественная специализация золотоносных ареалов исключительно разнообразна. Самостоятельное и наиболее широкое распространение имеет минерализация типов: собственно золотого (золото-кварцевого), золото-серебряного, золото-полиметаллического, золото-редкометалльного (золото-сурьмяного). Более сложные типы минерализации, представляющие ассоциации золотого оруденения с редкометалльными и полиметаллическими типами оруденения (олова, вольфрама, молибдена, ртути, свинца) установлены на площадях Верхоянья, прилегающих к Сибирской платформе и Охотскому поясу. В разных регионах минерализация имеет существенные особенности. Золотосульфидные типы оруденения свойственны территориям Сибирской платформы и Алданского щита, золото-кварцевое оруденение характерно для Верхне-Индибирского, Южно-Верхоянского районов и, отчасти, для территории Становика. Золото-серебряное оруденение распространено в пределах Охотского пояса, в отдельных зонах Южного Верхоянья и Индигиро-Колымской области, а также в Северо-Становой зоне. По периферии Охотского пояса отмечены последовательные изменения оруденения, соответствующие зонам обрамления Охотского массива: для его центральных частей характерны золотые и золото-серебряные типы минерализации, а по его периферии (на северо-западе и северо-востоке) размещаются зоны с серебряным и полиметаллическим оруденением. Сходная зональность выявлена для Омнинского (Аймского) поднятия в Южной Якутии, - в центральной части которого находится золотое (золото-кварц-сульфидное) оруденение, по периферии - полиметаллическая и серебряная минерализация.

Анализ характера размещения золотоносных территорий и особенностей их внутреннего строения - в зависимости от региональных тектонических структур и геологических комплексов - показал следующее. Наиболее устойчивые связи золотоносных территорий устанавливаются с магматическими комплексами и региональными структурами мезозойской эпохи. Такие связи особенно хорошо выражены на Алданском щите, где золотоносные узлы (районы) представляют собой обособленные крупные ареалы интенсивной мезозойской тектоники и магматизма. Они хорошо выражены на фоне толщ архея и венда-кембрия, как сводово-блоковые магматические поднятия. Продуктивная золотоносность локализуется в ядерных и периферийных частях этих морфоструктур. Сами морфоструктуры и адекватные им золотоносные районы составляют широтные региональные зоны мезозойского магматизма и тектоники (Северо-Алданскую и Центрально-Алданскую), которым соответствуют одноименные золотоносные структурно-металлогенетические зоны.

В становой области протяженная Северо-Становая золотоносная зона размещается согласованно с северным фронтом Станового мезозойского плутоно-вулканического пояса. В пределах зоны узлы продуктивной золотоносности структурно связаны с мезозойскими секущими и согласными зонами даек и

штоков (позднего этапа) и зонами тектонических сланцев, приуроченных к швам между блоками поднятий и впадин (грабен). Нередко золотоносные узлы (поля) обрамляют отдельные плутонические массивы гранитов (Неричинский и др.). На западе Станового магматического пояса золотоносная территория необычно больших размеров контролируется сигмовидным изгибом пояса, обусловившим формирование своеобразного (Верхне-Ларбинского) структурно-металлогенического узла, сходного с "алданскими" мезозойскими магматическими морфоструктурами (Центрально-Алданской и др.).

В Яно-Индибирской провинции и на прилегающих площадях Охотской провинции золотоносные районы, узлы и зоны преимущественно размещаются в перивулканической зоне Охотско-Чукотского пояса и периферийной зоне Верхояно-Колымского пояса, но рудно-россыпные золотоносные площади известны и в пределах осевых зон магматических поясов. К перивулканической зоне Охотско-Чукотского пояса, по-видимому, относится и преобладающая часть золотоносных площадей Южно-Верхоянского района.

Итак, размещение золотоносных территорий в пределах исследуемых провинций в первую очередь обусловлено региональным планом магматизма и тектоники мезозойской эпохи. Вместе с тем на положение и размеры зон и узлов золотоносности воздействовали крупные региональные структуры древнего заложения: краевые швы Алданского щита и Сибирской платформы, структурные швы, глыбы и блоки. Так, Северо-Алданская и Северо-Становая золотоносные зоны контролируются длительно развивающимися краевыми швами между Алданским щитом, Сибирской платформой и Становой областью. В Южно-Верхоянском районе на размещение золотоносности влияют древние продольные структурные швы между Присеттедабанской, Центральной и Приохотской структурно-фациальными зонами, а также ряд поперечных глубинных расколов (Кыллахский, Алданский, Хальинский, Дыгдинский), пересекающих в широтном направлении восточную часть Алданского щита, его краевые прогибы и систему Сетте-Дабана. Золотоносная периферийная зона Верхояно-Колымского магматического пояса ограничивается на юго-западе геоблоками поздне-послескладчатых поднятий и пологой складчатости, вероятно, соответствующими древним поднятым блокам фундамента. Граница золотоносной перивулканической зоны Охотского пояса, проходящая по линии стыка со складчатыми системами Верхоянья, также, по-видимому, определяется древними глубинными разломами между глыбовыми зонами относительно высокого и опущенного фундамента.

В региональных древних структурах установлены связи золотой минерализации с домезозойскими магматическими комплексами: с доскладчатыми комплексами базитовых даек, штоков, силлов и покровов позднего-палеозойского возраста (в Западном Верхоянье и Сетте-Дабане - вблизи краевых швов Сибирской платформы и Алданского щита); с торским и амгинским комплексами базитовых даек, силлов и штоков протерозойского и палеозойского возраста - в зонах глубинных разломов на западе и севере Алданского щита. Зо-

логогенерирующее значение, вероятно, имели диафториты (бластомилониты) Северо-Станового шва, парагенетически связанные с докембрийскими гранитами Становой области; а также наличествующие здесь "протофемиты" (амфиболиты, кристаллические сланцы), часто отождествляющиеся с "зеленокаменными" образованиями Мира.

В пределах золотоносных территорий, в разрезах вмещающих толщ устанавливаются благоприятные для рудоформирования уровни. В Алдано-Становой провинции это, в основном, межформационные уровни платформенного чехла - с резкой сменой литологического и геохимического состава толщ, где при тектоно-магматической активизации происходило расщепление слоистых толщ и образование, согласно со слоистостью, проницаемых зон, благоприятных для рудоотложения. Золоторудная минерализация зафиксирована на нескольких уровнях: в подошве юрской терригенной толщи и в верхах подстилающей карбонатной толщи венда-кембрия (куранахский уровень), в низах доломито-известняковой толщи венда-раннего кембрия и в верхах нижележащей терригенной толщи протерозоя (учурский уровень), в низах карбонатной толщи венда-раннего кембрия - вблизи уровня архейского фундамента (лебединский уровень), в низах терригенной толщи протерозоя - вблизи уровня архейского фундамента (угуйский уровень).

В разрезе осадочных толщ Яно-Индигорской провинции золоторудоконтролирующее значение имеют:

а) литологические уровни: толщи чередующихся пластичных аргиллитов и хрупких гравелитов и конгломератов в пермо-триасовых слоях; толщи переслаивания известняков, гравелитов, песчаников, силлов габбро-диабазов - в верхне-девонском разрезе (Сетте-Дабан); "черносланцевые" толщи;

б) структурно-литологические уровни: повышенно проницаемый уровень в подошве юрской терригенной толщи и в верхах подстилающей толщи триаса (Чаркы-Индигорская зона), и др.

В районах Южной и Восточной Якутии случаи литологического контроля имеют довольно локальные масштабы, носят признаки структурной природы, и оруденение в большинстве таких случаев определяется как "наложенное" (постседиментационное). Стратиграфический фактор рудоконтроля не устанавливается - не выявлено четких контролирующих стратиграфических подразделений, которые бы избирательно вмещали оруденение в региональных масштабах.

Для золотоносных зон Верхоянья характерен контактно-магматический и дислокационный метаморфизм вмещающих пород, наиболее благоприятный уровень которого соответствует серицит-хлорит-карбонатной субфации. В районах Северо-Станового диафторического шва и в толщах фундамента золоторудных полей Алдана такой же уровень околорудных изменений характерен для зон мезозойских дислокаций - золотоносных тектонических сланцев и зон дробления.

В заключение отметим, что по характеру геолого-структурных обстановок и особенностям оруденения золотоносные территории Южной и Восточной Якутии подразделяются на четыре типа:

а) центральных зон крупных магматических поясов (Станового, Охотского, Главного Верхоянского);

б) шовных зон между магматическими поясами и стабильными (малоподвижными) геоблоками (блоками Алданского щита, Сетте-Дабана, Адычанским и др.);

в) поперечных к магматическим поясам - тектоно- магматических зон ("поперечных рядов" и др.) - в Западном Верхоянье, Северо-Становой зоне, перивулканической зоне Охотского пояса;

г) крупно тектоно-магматических узлов (Алданского щита, Верхне-Индигирского, Верхне-Ларбинского и др.).

В золотоносных районах всех типов эндогенная металлогения золота - это металлогения мезозойских магматических комплексов и вмещающих тектонических структур. Становление мезозойских магматических комплексов - важнейший рудогенерирующий фактор, но рудоконтролирующее (рудоконцентрирующее) значение мезозойского магматизма в геологическом пространстве проявляется, главным образом, через формы и размеры магматических тел, узлов и зон; через внутренние морфоструктурные особенности его ареалов и каркасов. То есть, через "магматектонику" - тектонику, определяющую весь магматический "морфогенез", парадинамически связанную с механизмами выведения магм и флюидов в верхние слои земной коры.

В районах "шовных зон" (тип "б") - удаленных от мезозойских магматических центров, с признаками золотоносности домезозойских геоккомплексов, - золотое оруденение вероятно имеет "полигенно-полихронное" происхождение (Ветлужских, Гамянин и др.). Здесь предполагается, что золоторудная минерализация формируется длительно (в фанерозое-мезозое), на базе древних слабо-золотоносных комплексов, с завершением металлогенического процесса и локализацией месторождений в мезозойскую эпоху.

В результате структурно-металлогенических построений выделены новые перспективные площади. В частности: на стыке Северо-Становой и Центрально-Алданской золотоносных зон - с Байкало-Патомской зоной; на севере Алданской провинции, на стыках Южно-Верхоянской зоны с Охотской и Алдано-Становой провинциями.

МОГУТ ЛИ БЫТЬ ПРОМЫШЛЕННЫЕ АЛМАЗЫ
В ЮЖНОЙ ЯКУТИИ?
(НЕМНОГО ИСТОРИИ)

Максимов Е.П. (НФ ЯГУ), Уютов В.И. (ГТП "Алдангеология")

Поисковые работы и исследования, направленные на выявление и изучение алмазоносности Южной Якутии и Алданского щита в целом периодически проводились, начиная с конца 40^х -начала 50^х годов, когда Сибирская платформа вообще, (по рекомендации академика В.С. Соболева) стала ареной интенсивных поисков драгоценного минерала. Непосредственным поводом для постановки работ на Алданском щите в эти годы послужили неоднократные заявки старателей о находках кристаллов алмазов в аллювии некоторых рек. В частности, в 1950г. была издана заявка пенсионера П.И. Лысенко о находке им в 1927 г. в аллювии р. Джеконды (Центральный Алдан) трех кристаллов алмазов. Из этой коллекции были изучены два кристалла (один был продан старателем ювелиру в г.Ярославле) весом 21,1 мг и 47,0 мг., размером, соответственно 3,0x2,6x1,8 мм и 3,7x3,0x2,75 мм, относительно хорошо сохранившие свой октаэдрический габинтус. По другой версии один кристалл был обнаружен при опробовании эфеля, оставшегося от промывки породы из шахты, где были сделаны находки Пилысенко, который и указал лично на месте его (эфеля) местоположение.

Поисковые работы были организованы по поручению Правительства СССР Читинским геологическим управлением. Непосредственными исполнителями работ были Н.Н. Гераков, В.Н. Щукин, Т.Т. Могулева... Поиски проводились на десяти участках, разбросанных на обширной территории региона, вплоть до его южной границ (Иенгрский участок) и заключились, главным образом, в мало- и крупнообъемном опробовании аллювия на выявление кристаллов алмазов. Критерием для выбора участков служили данные (нередко малодостоверные) о наличии в их пределах тел ультраосновных пород.

Второй этап поисков начался после незначительного перерыва и продолжался 10 лет - с 1956 по 1966 гг. На этом этапе они проводились (в основном подразделениями ЯТГУ, прежде всего Амакинской экспедицией - С.М. Цейтлин, Н.И. Отнюков, Н.Г. Родионов, А.А. Лебедев и др.) на качественно новом уровне. Объектами поисков были не кристаллы алмазов, а тела кимберлитов, как потенциально алмазоносные образования. Поиски осуществлялись по минералам - спутникам алмазов, почти исключительно по пиропам. Пиро-

повой съемкой была охвачена обширная территория северной части Алданского щита и прилегающая территория Лено-Алданской плиты (иногда именуемой (?) северным склоном Алданского щита). Этими работами были выявлены два крупных поля развития тел (в основном трубообразных, реже дайковых и пильных) взрывчатых брекчий - одно, Чомполинское, в верховьях р. Амги; другое, Тобук-Хатыстырское, в нижнем течении р. Селигдара, на северо-западе Центрально-Алданского рудного района. Оказалось, что взрывчатые брекчий некоторых тел содержат не только пиропы, но и другие спутники алмазов - хромиты, хромшпинелиды, а отдельные из них, и пикроильмениты (например, породы дайки Алданской в Чомполинском поле). Поскольку состав магматического цемента этих пород соответствовал базитам и ультрабазитам, они были в целом определены как кимберлитоподобные (Угрюмов и др., 1969г.). Нами они рассматривались в составе лейцитит-щелочносиенитовой формации (см. ниже), как субформация взрывчатых брекчий кимберлитоподобных пород (Максимов и др., 1969; Максимов 1973, 1975).

После значительного, почти 15^л летнего перерыва, в начале 80^х годов, поисковые работы на алмазы в Южной Якутии были возобновлены. Они осуществлялись ПГО Приленскгеология в относительно небольших объемах, в основном в Центрально-Алданском районе (С.Н. Аверьянов и др. 1985). Поиски, как и прежде, были ориентированы на выявление алмазоносных кимберлитов. Этими работами в щелочных пикритах трубки Кайла был обнаружен кристалл алмаза (в классе - 1+0,5 мм).

В середине 80^х гг. начался новый этап изучения потенциальной алмазоносности региона, обусловленный выявлением в Австралии в конце 70^х гг. алмазных месторождений нового генетического типа, связанных не с кемберлитами, а со щелочными калиевыми мафитами и ультрамафитами - лампроитами. На западе этого континента, в провинции Кимберли, среди многочисленных, в том числе алмазосодержащих лампроитовых тел, была обнаружена трубка с промышленной алмазоносностью - трубка Арчайл (АК-1), представляющая одно из крупнейших месторождений в мире.

В связи с открытием промышленных алмазов в лампроитах во всем мире резко возрос интерес к проявлениям щелочного калиевого магматизма, как к потенциально алмазоносным. Не избежал этого и Алданский щит, калиевая специализация мезозойских магмопроявлений многих районов которого (все они расположены в Южной Якутии) давно известна. В СССР была принята программа "Лампроит" (ЦНИГРИ 1986г.) в которой Алданский щит рассматривался как одна из самых перспективных провинций страны на выявление алмазоносных лампроитов. В соответствии с этой программой, по инициативе Академии наук срочно были организованы научные исследования по изучению щелочных изверженных пород Алданского щита на предмет выявления среди них лампроитов, которые осуществлялись группой ИГЕМ под руково-

дством О.А. Богатикова и В.А. Кононовой. Изучение этих образований, как потенциально алмазоносных, было предусмотрено также отраслевой программой МИНГЕО СССР на 1985-1990гг. В соответствии с ней в исследованиях участвовал (1996-1998) Дальневосточный НИИ минерального сырья (ДВИМС) в лице авторов настоящей статьи. Одновременно с научными исследователями силами подразделений Приленского ПГО (переведенных в последствие, в связи с ликвидацией его, в состав Тимптоно-Учурской экспедиции Якутского ПГО) при участии ЦНИГРИ в Центрально-Алданском, Мурунском, Ломамском, а позднее и в Верхне-Амгинском (Чомполинское поле) были проведены поисковые работы (Петко и др. 1988г.).

По результатам отмеченных выше научно-исследовательских и поисковых работ, несмотря на их неоднозначность и несовпадение оценок исполнителей по ряду частных вопросов, могут быть сделаны вполне определенные суждения относительно перспектив алмазоносности Алданского щита вообще и Южной Якутии в частности. Прежде чем перейти к их изложению, следует привести некоторые сведения об алмазоносных лампроитах и в сравнении с ними щелочных магнезиальных Алданского щита.

Алмазоносные лампроиты Австралии и щелочные пикриты Алдана.

Термин "лампроит" впервые был применен Н. Нигли (1923г.) для обогащенных калием и магнием лампрофиров. Лампроиты Западной Австралии (провинция Кимберли) впервые были описаны Р.Т. Прайдером в начале 40^х годов, отнесшим к ним калиевые щелочные вулканиты, имеющие некоторые общие признаки с кимберлитами.

В настоящее время к лампроитам относят довольно пестрое сообщество ультраосновных, основных и средних пород щелочного ряда калиевой серии. О.А. Богатиков с соавторами (1985г.) предложили выделить петрохимическую серию калиевых высокомагнезиальных недонасыщенных SiO_2 пород под обобщенным названием "лампроитовая серия". Характерными признаками пород этой серии являются: высокая магнезиальность, повышенная калиевая щелочность и титанистость, низкая глиноземистость и известковистость. Типоморфными минералами пород лампроитовой серии являются высокомагнезиальный оливин; титанистый, низкоглиноземистый и хромсодержащий клинопироксен, титанистый флогопит, лейцит (псевдолейцит). Весьма характерны также калиевый рихтерит (с повышенными концентрациями титана и низкими глинозема) и прайдерит. К собственно лампроитам предложено относить высокомагнезиальные калиевые щелочные пикриты с содержанием $\text{SiO}_2=38-45\%$; $\text{Na}_2\text{O}+\text{K}_2\text{O}=2,5-5,9\%$; $\text{K}_2\text{O}=1,6-5,1\%$; $\text{MgO}=19,0-29,2\%$; $\text{Kmq}=78-79$. Кроме того, лампроиты разделяются на аглаитовые (например, лампроиты Западной Австралии) и миаскитовые (трубка Прайр-Крик В США, щелочные пикритовиды Алдана) разности. В первых $\text{Ka}=1,1-1,9$; $\text{K}_2\text{O} > \text{Al}_2\text{O}_3$; во вторых - $\text{Ka}=0,6-1,1$; $\text{K}_2\text{O} < \text{Al}_2\text{O}_3$.

Для лампроитов Западной Австралии характерны также ксенокристаллы высокомагнезиальной и высокохромистой ($\text{Cr}_2\text{O}_3=53-64\%$) шпинели. Важно отметить, что в отличие от кимберлитов они не содержат или почти не содержат пирропа и пикрольменита. В них, хотя и менее чем в кимберлитах, встречаются включения глубинных пород. Преобладают ксенолиты дунитов, реже, гарцбургитов и лерцолитов, отмечаются (трубка АК-1) алмазонасные перидотиты. Все породообразующие минералы включений отличаются высокой магнезиальностью и хромистостью, малой глиноземлистостью.

Калиевая специализация мезозойского магматизма Алдана известна со времен первых публикаций Ю.А. Билибина (1937, 1941). В дальнейшем изверженные породы этого возраста изучались в процессе геологической съемки, тематических и научно-исследовательских работ. Накапливавшийся материал периодически обобщался, что нашло отражение в работах В.А. Подкопаева, Т.В.Билибиной, В.А. Лукониной, С.М. Кравченко, Е.В. Святниковой, М.П. Орловой, Е.П. Максимова, В.И. Уютова, В.Г. Амарского и других.

Авторами настоящей статьи мезозойские изверженные породы расчленяются на целый ряд конкретных формаций, принадлежащих трем формационным типам: лейцитит - щелочносиенитовому, монзонит-сиенитовому и лейкомонцодиоритовому (Максимов 1973, 1975г.; Максимов, Уютов, 1987г.). Здесь мы, в соответствии с предметом исследований, очень коротко рассмотрим только наиболее близкие к лампроитам щелочномафитовые ассоциации, относящиеся к лейцитит-щелочносиенитовому формационному типу.

Мезозойский магматизм на Алданском щите проявился в течении 4^х этапов, (Максимов, Угрюмов, 1971; Максимов 1973, 1975), щелочной - в течении 3^х из них: во 2^{ом}, средне -верхнеюрском; в 3^м -позднеюрском - ранне-меловом и в 4^{ом} - меловом (на рубеже раннего и позднего мела).

Во 2^{ом} этапе, в основном в начале верхней юры, проявился щелочной вулканизм, продукты которого, относимые к лейцитит-щелочнотрахитовой формации, сохранились в кальдерах проседания в виде вулканогенных толщ. Формация расчленяется на более тесные породные ассоциации - серии: лейцититовую и щелочнотрахитовую. Наиболее близкие к лампроитам породы встречаются в нижних горизонтах вулканогенных толщ Томпонской (в очень незначительных объемах) и Якокутской кальдер. Они представлены лейцититами и, реже, меланолейцититами (Якокутская кальдера). Последние сотрудниками ИГЕМ (Махоткин, Кононова и др., 1995г.), рассматриваются как лампроиты, образующие в вулканогенной толще силы. По нашим данным они являются ультрамафическими членами лейцититовой серии, в которой преобладают мелано-и лейкократовые породы - псевдо - эпилейцитовые фonoлиты.

На рубеже юры и мела (3^й этап) в центральном Алданском и Мурунском районах в кальдеры внедряются интрузии фергусит - щелочносиенитовой формации - образуются сложные вулcano-плутоны зонального (кольцевого) строения. Щелочные интрузивные породы вулcano-плутонов по минеральному

и химическому составу являются аналогами более ранних образований соответствующих кальдер. Синхронно формируются немногочисленные штоки, а также кольцевые интрузии щелочных пород вокруг дунитового ядра Инаглинского массива.

В Ломамском районе с этим этапом связано формирование полукольцевой периферической зоны щелочных пород крупного ($\approx 120 \text{ км}^2$) кольцевого Ломамского плутона, а в Амгинском - небольшого многофазного Ийэкэнского массива. Мафические (фергуситы, малигниты, лейцитовые шонкиниты) и ультрамафические (миссуриты) породы фергусит - щелочносиенитовой формации по некоторым особенностям химизма (высокая калиевая щелочность и магнезиальность) и минерального состава (наличие магнезиального оливина, флогопита, лейцита) обнаруживают определенное сходство с лампроитами, что и явились первоначально причиной рассмотрения некоторых из них (например, фергуситов и миссуритов Инагли и Ломама) в качестве миаскитовых лампроитов (Махоткин).

В Центрально-Алданском районе в остаточных впадинах и в других "стабильных" (не испытавших существенных деформаций и перемещений) блоках, вне кальдер и крупных массивов, на рубеже средней и поздней юры (главным образом в поздней юре), а также раннего и позднего мела, соответственно во 2-ом и 4-ом этапах, проявился щелочномафитовый магматизм в виде большого числа малых тел, во 2ом этапе преимущественно в виде силлов и даек, а в 4ом - даек и диатрели (трубок взрыва). Эти проявления, имеющие гипабиссальный и взрывной характер, рассматриваются в качестве щелочнопикритовой формации (Кривенко, 1980; Кочетков, 1982, 1984; Максимов, Уютов, 1988г.), расчленяющейся на серии (Максимов, Уютов, 1988г.). К лейцититовой (лейцитовых пикритов) серии в качестве типоморфных пород относятся лейцититы и мелалейцититы (псевдолейцититы...) ортоклаз-псевдолейцититовые базиты. По линии меланократовых членов к ним примыкают флогопитовые и ортоклаз-флогопитовые щелочные пикриты, а роль относительно лейкократовых выполняют меланократовые псевдолейцитовые порфиры (сиенит-порфиры) и фонолиты. Серия безфельдшпатоидных (ортоклазовых) щелочных пикрит представлена гипабиссальными и субвулканическими, а также взрывными образованиями от перидотито-шонкинит-порфиров и ортоклаз оливиновых щелочных пикритов до лейкошонкинит-порфиров и щелочных мелатрахитов, к этой серии относятся также описанные Ю.А.Билибиным пикриты, авгититы и "ортоклазовые базальты". Серия щелочнокаливошпатовых и субщелочных лампрофиров включает минетта-бостонитовую ассоциацию и плагиоклазосодержащие флогопит-пироксеновые лампрофиры.

Наибольший интерес в точки зрения потенциальной алмазоносности представляет щелочнопикритовая формация раннего мела (4^й этап), так как она преимущественно проявилась в взрывной фации. В районе насчитыва-

ется около 40 диатрем. Породный состав их неоднородный, многие трубки сложены относительно лейкократовыми дериватами - трахитами, фонолитами и др., однако в большинстве из них присутствуют или, нередко, преобладают мафические разности, а среди них и собственно щелочные пикриты (Кайла, АН-4А, АН-4В и др). Мафические породы трубок по некоторым особенностям состава обнаруживают определенную близость с лампроитами, в том числе с лампроитами западной Австралии. Это именно те свойства которые и являются основанием для выделения щелочнопикритовой формации: высокая калиевая щелочность, основной и ультраосновной состав, высокая магнезиальность, характерный набор породообразующих минералов (оливин, диопсид и хром-диопсид, флогопит, лейцит, хромшпинелиды). Заметим, что в некоторых трубках (Ягодка...) в небольшом количестве были обнаружены пиропы, а в некоторых (трубка Кайла) - единичные кристаллы алмазов. Алмазные зерна (4 зерна в класс крупности 0,5), обнаруженные в трубке АН-4В были признаны чуждыми, т.е. попавшими в пробы в результате загрязнения в лабораторных условиях.

Щелочнопикритовая формация Мурунского района (крайний северо-запад Алданского шита, на границе Якутии с Иркутской областью) также проявилась в эксплозивной форме (Алексеев). Пикриты трубок этого района в целом аналогичны однотипным породам Центрального Алдана, однако, обладают еще более высокой калиевой щелочностью и принадлежат в большинстве своем к агпайтовому типу. В трубках Мурунского района еще в конце 80^х годов было выявлено более 50⁰⁰ мелких кристаллов алмазов (доклад П.М. Хренова на геологической конференции в г.Хабаровске, 1987г.).

Щелочнопикритовый магматизм проявился также в Верхне-Амгинском районе (северная окраина Алданского шита, верховья р.Амги) где его продукты образуют два поля развития малых тел - Чомполинское и Ийэкэнское.

В Чомполинском поле выявлено 9 диатрам, изученных шурфами и канавами до глубины 15-20 м. Эксплозивные образования этих тел претерпели весьма интенсивную дезинтеграцию в коре выветривания, что весьма затрудняет изучение их породного и минерального состава. Цемент брекчий отчетливо устанавливается только в некоторых трубках (Перевальная, Интрузия-104, Огонек), где он определенно представлен щелочными пикритами. Брекчии этих и других трубок переполнены обломками пород кристаллического фундамента и платформенного чехла, а также интенсивно карбонатизированы. Во всех телах в глинисто-дресвяной массе (продукте дезинтеграции брекчий) отличаются зеленые пироксены, оливины и псевдоморфозы по ним, слюды, а также гранаты, хромдиоксиды и хромшпинелиды, что позволяет заключить, что цементом брекчий во всех трубках являются однотипные породы - щелочные пикриты.

Сравнение этих пород (из трубок Перевальная, Интрузия 104, Огонек) с породами из трубок Ц.Алдана указывает на их большое сходство с флогопито-

выми (Перевальная, Интрузия 104) и оливин-ортоклазовыми (Огонек) пикритами. С другой стороны присутствие в некоторых телах (дайка Алданская, трубка Килиэр) пироповых гранатов, хромшпинелидов, а иногда и пикроильментов (дайка Алданская) сближает их с кимберлитами, хотя названные минералы по своим свойствам (например, по содержанию хрома) и не вполне соответствуют аналогичным минералам алмазного парагенезиса.

В конце 80х годов были получены данные (Петько, Мудрик и др., 1988г.), свидетельствующие об алмазоносности ряда взрывчатых тел. В пяти мелко-объемных пробах из трубок Горная, Алданская, Интрузия 104, Огонек и из аллювия при слиянии рек. Килиэр и Хатыныр, обнаружены 24 алмаза в классе - 0,5.

Иэкэнское поле даек расположено в непосредственной близости к щелочному полифазному Ийэкэнскому массиву и протягивается от него на север на расстоянии 10 км (до Амги) при ширине около 5 км. Состав большинства даек, выявленных по геофизическим данным (район отличается полным отсутствием обнаженности), не установлен. В аллювии ручьев Двангаллах, Бол. и Мал. Сергелях, а также в делювии на водоразделе руч. Двангалаах и Мал. Сергелях, нами (Максимов, Уютов, 1988г.) установлено широкое развитие основных фойдитов (оливиновых лейцититов и эпилейцититов), оливинсодержащих биотит-пироксеновых лампрофиров, и оливин-эпилейцитовых базальтов (тефритов).

По своим петрохимическим особенностям они существенно (более чем породы других районов и полей) отличаются от лампроитов, хотя по некоторым свойствам, например, суммарной щелочности, магнезиальности (соотношению магния и железа) они соответствуют основным дифференциатам лампроитовой серии Зап. Австралии - лейцитовым лампроитам. Однако по многим другим свойствам они, как и породы других районов региона, существенно отличаются от последних. Необходимо отметить, что Ийэкэнское поле весьма плохо изучено. Судя по находкам щелочных мафитовых пород в аллювии реч. Хохой и других водотоков здесь возможен радиально-концентрический ареал распространения этих, а возможно, и других, например, щелочноультрамафитовых пород, в том числе в виде трубок взрыва.

Следует, очевидно, обратить внимание заинтересованного читателя, также находкам щелочных пикритоидов на западе Алдано-Ленской плиты в частности в низовьях р.Молбо (левый приток р.Чары). Здесь, А.А. Арсеньевым и Е.А. Нечаевой (1955) была выявлена дайка оливиновых лейцититов, описанная впоследствии М.Д. Томшиным (1986) и Коневым (1988) в качестве лампроитов. Породы относятся к агмаитовому типу ультракалийевой природы и по этим свойствам близки алмазоносным лампроитам, однако они редко отличаются от последних по магнезиальности относясь к умеренномагнезиальным породам. Резко уступают они лампроитам и по содержанию титана.

Подводя итог характеристике щелочных мафитов и ультрамафитов Алдана, слагающих диатремы и другие малые тела следует еще раз подчеркнуть свойства этих пород, сближающих их с лампроитами: высокая калиевая щелочность и магнезиальность, ультрасосновной и основной состав, аналогичный набор породообразующих минералов - оливин, клинопироксен, флогопит, лейцит, хромшпинелидов, наличие глубинных включений. Вместе с тем детальное изучение петрохимии, петрографии и минералогических особенностей этих пород авторами и сотрудниками ИГЕМ, указывает на весьма существенные отличия их от лампроитов. В петрографическом отношении различия выражаются в обычном присутствии в Алданских породах среди породообразующих минералов калиевого полевого шпата, в отсутствие таких характерных для лампроитов минералов как рихтерит и крайдерит, в относительно невысоком содержании оливина...

В петрохимическом аспекте ассоциации щелочных мафитов и ультрамафитов Алдана (рис.1) при сравнимых показателях магнезиальности и суммарной щелочности отличаются (за некоторым исключением) ее миаскитовым характером, более низкими в целом отношениями K_2O/Na_2O , постоянно более высокими (в 2-3 раза) содержаниями извести и глинозема и, что весьма характерно, значительно более низкими (в 5-10 раз) содержаниями титана.

В минералогическом отношении отличия заключаются в том, что оливины из Алданских пород содержат меньше окиси хрома, никеля и, наоборот значительно больше окиси кальция и железа. Пироксенам характерны значительно более низкие содержания титана. Слюды щелочных пикритов Алдана устойчиво обогащены глиноземом и обеднены титаном. Хромшпинелиды щелочных пикритов Алдана сравнимы с хромшпинелидами из лампроитов Зап. Австралии по содержанию хрома, алюминия, магния и железа.

В геохимическом аспекте отличительной чертой алданских щелочных пород является низкое содержание в них редких и редкоземельных элементов по сравнению с лампроитами Австралии (Кононова и др., 1995).

И так, как следует из кратко изложенных выше результатов исследований, выполненных в последнее десятилетие, щелочной магматизм Алданского щита (Южной Якутии), обладая значительным сходством с алмазоносным лампроитовым магматизмом Западной Австралии, как по характеру проявлений (трубки взрыва и другие малые тела), так, в определенной мере, и по составу магматических продуктов, составу глубинных включений, вместе с тем весьма существенно отличается от него.

Малые тела (трубки взрыва, дайки, силлы, штоки) лампроитов Западной Австралии, в количестве более 100, развитые в двух районах провинции Кимберли (Западном и Восточном Кимберли) и слагающие несколько лампроитовых полей (в том числе два - Аргайл и Элендейл - с алмазоносными трубками), с полным основанием могут рассматриваться как проявления четко, геологически и вещественно, обособленной лампроитовой формации.

Проявления лампроитовой формации известны и в других регионах мира, к ней уверенно относятся, например, нергеновые дайки и некки вайомингитов, орендитов и мадунитов Лейцит-Хилс, армаколит-флогопитовых и санидин-флогопитовых лампроитов Смоки - Бьют (соответственно штаты Вайоминг и Монтана, США), формирующихся в условиях сбросов-глыбовых дислокаций системы Бассейнов и Хребтов, т.е. в обстановке рифтогенеза. Относительно геодинамической обстановки проявления лампроитовой формации Западной Австралии, к сожалению, нет однозначных геологических данных, хотя косвенные данные о связи их со скрытым рифтогенезом имеются. Ответ на этот вопрос дают сравнительные геохимические данные, иллюстрируемые индикаторными, для оценки геодинамических обстановок (Лутц, 1980), диаграммами [8].

Следовательно, становление лампроитовых тел Западной Австралии происходило в рифтогенном геодинамическом режиме. Совершенно в иных геодинамических условиях проявился мезозойский магматизм Алдана. Эти условия характеризуются обстановкой активной континентальной окраины, переходящей в коллизионную (Парфенов, 1984; Максимов 1982, 1991) что, кстати наглядно иллюстрируется и индикаторной диаграммой [8]. Этим обстоятельством, очевидно, и определяются особенности состава проявлений щелочного магматизма Алдана по сравнению с лампроитовым магматизмом Западной Австралии.

Выводы.

Вещественные и геодинамические (в т.ч. геотектонические) критерии оценки алмазности лампроитового генетического типа на Алданском щите являются неблагоприятными. Как вытекает из всего изложенного выше, нет так же особых оснований рассчитывать на выявление в регионе алмазносных объектов и кимберлитового типа. Означает ли оказанное, что регион вообще не перспективен на алмазы? По нашему мнению: нет, не означает. На первый взгляд в таком ответе заложено явное противоречие. Однако противоречия здесь нет - Алданский щит, а следовательно и Южная Якутия действительно не перспективны на выявление алмазов кимберлитового и лампроитового генетических типов. Однако, является реальной возможность выявления промышленных алмазов в связи со щелочными калиевыми пикритоидами. Такой вывод вытекает из изложенных выше данных, указывающих на глубинность происхождения щелочных пикритоидов Алдана, на их определенное петрохимическое и минералогическое сходство с лампроитами и с кимберлитами, наконец, данных о их принципиальной алмазности.

Односторонней ориентацией на поиски алмазов кимберлитового генезиса руководствовалась, например, знаменитая Южноафриканская компания De Beers, осуществлявшая их в 1967-1972г. в провинции Кимберли в Западной Австралии, и признавшая этот регион бесперспективным. Начавшая поиски в 1972г. небольшая австралийская компания, не имевшая опыта поисков алма-

зов в кимберлитах, уже в 1977 году, на площадях, где проводила работы De Beers, обнаружила относительно небогатое месторождение нового типа - лампроитового (трубка Элендейл-4). А в 1979 году была выявлена знаменитая трубка Аргайл (АК-1) - одно из крупнейших месторождений в мире. Тем самым был дан убедительный ответ на вопрос, долгое время дискутировавшийся в научной литературе - могут ли находки алмазов в некимберлитовых породах быть указанием на возможность выявления в связи с ними промышленных концентраций этого минерала? (Каминский, 1984).

На возможность выявления промышленных алмазов в связи эксплозивными проявлениями щелочного калиевого мафитового магматизма аскитового типа указывают данные об алмазоносности района Пайк в штате Арканзас (США), где она связана с тремя трубками оливиновых низкотитанистых миаскитовых "лампроитов", по особенностям химизма и геодинамической обстановке проявления (как показывает анализ типоморфных пород трубки Прайр Крик) аналогичных оливин - флогопитовым пикритам Алдана (рис.2). И хотя, содержание алмазов в этих трубках невысокое (по данным на начало 80^х годов среднее содержание 0,16 кар/м³ - Трофимов, 1980), они отрабатываются (повидимому, из-за высокой доли ювелирных кристаллов). Впрочем уникальная по алмазоносности трубка малотитанистых миаскитовых или аглитовых щелочных калиевых пикритов еще не обнаружена (как не была обнаружена 20 лет назад уникальная трубка алмазоносных лампроитов - Аргайл). Нельзя исключить возможность обнаружения такой трубки в Южной Якутии, на северной окраине Алданского щита или на Алдано-Ленской плите (бассейны рек Олекма, Чара, Амга), где имеются благоприятные критерии и признаки потенциальной алмазоносности.

Вопрос о выборе перспективных площадей для организации поисковых работ может стать предметом отдельного рассмотрения.

ЛИТЕРАТУРА.

1. Алексеев Ю.А. Мурунское вулcano-плутоническое сооружение. Автор, канд. диссерт. Иркутск, 1997. 16с.
2. Билибин Ю.А. Послеюрские интрузии Алданского района. // М., л.: АН СССР, 1941. 65с.
3. Богатиков и др. Лампроиты и их место в систематике высокомагнезиальных калиевых пород. // Известия АН СССР, Сер. геол., 1985. с. 28-42.
4. Каминский Ф.В. Алмазоносность некимберлитовых изверженных пород - М.: Недра, 1984. 180с. *
5. Каминский Ф.В. Новый тип промышленно-алмазоносных пород - Лампроиты Западной Австралии // (Геология, методы поисковых и разведки неметаллических полезных ископаемых. Обзор ВНИИ ВИЭМС, 1987. 40с.

6. "Лампроит" - всесоюзная комплексная программа работ по оценке перспектив территории СССР на коренные месторождения некимберлитового типа. // Черноголовка, 1986.
7. Лебедев А.А. О вещественном составе кимберлитоподобных пород Алданского района. // В кн: материалы по геологии и полезным ископаемым Якутской АССР. Вып. IX. М. Госгеолтехиздат, 1962.
8. Лутц Б.Г. Геохимия океанического и континентального магматизма - М.: Недра, 1980. 220с.
9. Максимов Е.П., Угрюмов А.Н. Мезозойские магматические формации Алданского щита. // Сов. геология, 1971, N7. с. 16-21.
10. Максимов Е.П. Опыт формационного анализа мезозойских магматических образований Алданского щита. - // Извест. АН СССР, сер. геол., 1975, N4. с. 61-74.
11. Максимов Е.П. Мезозойский магматизм Алданского щита, как индикатор тектонического режима. //Геол. и геофиз.,N82,т 5. с.56-68.
12. Максимов Е.П. К тектонической эволюции Алдано-Станового геоблока в мезозое. // В кн: Проблемы геологии, геофизики и полезных ископаемых Алдано-Станового геоблока. - Якутск, 1991. с. 32-48
13. Парфенов Л.М. Континентальные окраины и островные дуги мезозоид Северо-Востока Азии. // Новосибирск: Наука, 1984. 186с.
14. Трофимов В.С. Геология месторождений природных алмазов. М. Недра, 1980. 320с.

САМОЦВЕТЫ ЮЖНОЙ ЯКУТИИ - НЕИСПОЛЬЗОВАННЫЙ ПОТЕНЦИАЛ

Хворостина А.А., Александров И.Н., Шубин Г.В. (НФ ЯГУ)

Южная Якутия - один из наиболее индустриально развитых районов Республики Саха. Причин тому много и главными среди них являются богатства недр и относительная близость к транссибирской магистрали. Последнее обстоятельство (после ввода в действие Малого БАМа) становится решающим для любого существующего или создающегося предприятия.

Золото юга Якутии, начиная от границ с Амурской областью и кончая приисками Алдана, известно с дореволюционных времен и добывается почти столько же времени.

В связи со снижением рентабельности золотonosных районов севера Якутии удельный вес золота, добываемого на юге Якутии, в общереспубликанской добыче существенно возрос. Уголь, как и предыдущие 20 лет, является основой экономики на юге Якутии, хотя после 1989г., по достижении производительности 14,8 млн.т/год, объемы добычи угля неуклонно снижаются, уменьшившись до 9 млн.т в 1996г. Большие объемы строительных работ при создании ЮЯТПК потребовали добычи и использования больших объемов и широкого спектра природных стройматериалов (в т.ч. облицовочных мраморов и гранитов), большинство из которых добываются на месте, в Нерюнгринском улусе. К этому стоит добавить, что минеральная лечебная вода "Нахот" - разведанная и эксплуатируемая - также богатство местных недр. Но можно ли сказать, что из недр сейчас берется все, что может улучшить общую экономическую ситуацию в регионе? Думается, что нет. Пример тому - положение с камнесамоцветным сырьем. Правда, существование такого предприятия как "Востоккварцсамоцветы" (п. Б.Хатыми) говорит о том, что этот вопрос не находится на "точке замерзания", однако из-за экономических трудностей используются далеко не все возможности, т.к. геологическое изучение недр в этом направлении не ведется и целенаправленно не велось никогда. А ведь спрос на природные самоцветы и изделия из них в мире достаточно высок.

Изучение геологосъемочных и геологопоисковых отчетов по работам прошлых лет ГПП "Южякутгеологии" свидетельствует, что камнесамоцветному сырью ранее уделялось очень мало внимания. Даже в случаях интересных находок, их описание было очень кратким, а привязка - весьма приближенной. В связи с этим настоящее сообщение не претендует на полноту характеристики по поднимаемому вопросу. Цель его - обратить внимание на важный, но еще не использованный на полную мощь резерв наших недр. Остановимся на самых

интересных камнесамоцветных "узлах", сведения о которых, однако, не повлекли за собой их дальнейшее изучение.

Так, в непосредственной близости к Чаро-Токкинскому железорудному району, во многом территориально накладываясь на него, существует целая камнесамоцветная провинция - здесь встречены уже добываемый чароит, а также арагонит, серпентинит, флюорит, железистые кварциты, яшма, морион, нефрит, дымчатый кварц и другие ценные минералы. Юго-восточнее от этого узла на левобережье р.Олекмы и в нижнем течении р.Тунгурчакана встречены бериллы, турмалин, топаз. Далее к востоку в верховьях рек Нелюки, Чуги встречены рубин, гранаты, амазонит, флюорит. Общеизвестно, что в верховьях реки Амги существуют кимберлитовые трубки, но, кроме того, что в этом регионе встречены пироп, хромшпинелиты, хромдиопсид, морион - пока ничего другого не известно. Добавим, что непосредственно на территории золотоносного Алданского района имела место находка 2 кристаллов алмаза в аллювиальной россыпи р.Джеканды (21,1 мг и 47 мг с оценкой первого - сорт "борт", второй - сорт "экстра"). До сих пор в отчетах пишется, что "источник алмазов неизвестен". Вопрос остался открытым, хотя в 1970-90 г.г. предпринимались значительные усилия для его решения.

В районе западнее п.Золотинка известны 2 месторождения корунда - Чайныт и Джелиндинское и серия проявлений корунда. Здесь среди монокристаллического корунда встречены кристаллы от 1-2 мм до 5 мм рубина и сапфира. Рубины красные, розовые, рубиново-красные. Сапфиры - синие, синевато-серые, серо-голубые. К сожалению, как и на других проявлениях, количественной оценки рубинов и сапфиров нет.

В междуречье Тимптон-Гыным (Ломамский золоторудный район) встречены дымчатый горный хрусталь, альмандин, яшмовидные кремнистые стяжения (опал, халцедон), проявления березитов и листовенитов.

В восточной части Сугамского железорудного района зафиксированы проявления амазонита, листовенита, граната. В междуречье Туксани - Утук (Токинский угленосный район) обнаружены шпинель, хризолит, мрамора с широкой гаммой окраски, иризирующий полевой шпат.

Конечно приведенные сведения сжаты и достаточно отрывочны и не содержат количественной оценки камнесамоцветного сырья южного региона Якутии. Но из одного перечня видно, что этот вид минерального сырья, учитывая широкий спрос на природные самоцветы за рубежом, весьма перспективен находясь, вместе с тем, в полнейшем невнимании с точки зрения изученности, стремления к его качественной и количественной оценке. Наряду с углем, золотом, минеральными водами, облицовочными породами, несомненную пользу экономике края принесло бы изучение и ведение в отработку, помимо чароита, мрамора, гранита и других поделочных и облицовочных камней, серии редких, но ценных камней-самоцветов. Для этого нужна выраженная заинтересованность специалистов-геологов и, конечно же, финансовая поддержка, но чтобы получить последнее, было бы полезно в рамках ГПП "Южякутгеология" про-

вести тщательный анализ всех имеющихся материалов по данному вопросу. Такого рода попытки в прошлом были, но они не привели к главному - синтезу полученных материалов и последующему прогнозу перспектив по главным типам самоцветов. Прогнозу, заслуживающему качественной рекламы, обеспечившей бы привлечения денежных средств для освоения камнесамоцветного сырья в регионе. Думается, что такую работу еще не поздно выполнить сейчас.

В заключение будет уместно отметить, что и этих сведений могло бы не быть, если бы не усилия плеяды выдающихся геологов - исследователей недр Южной Якутии: Амарского В.Г., Коренева Н.А., Егоровой З.А., Одинцова М.М., Черемисина Я.М. Лукониной В.А., Малкова Л.Н., Брейдо А.И., Калнстраут И.И., Одуда-Сичевого В.А., Отнюева Н.И., Родионова Н.А., Лебедева А.В., Сафонова А.М., Телеги Н.С., Савчук Д.Д., Фрумкина И.М., Файнгольда Е.М., и др. неназванных здесь геологов. Несомненно, знания эти были бы углублены, расширены и существенно обогащены более молодым и грамотным нынешним поколением геологов экспедиции.

Это посильная для них работа, работа нужная и своевременная.

СРАВНИТЕЛЬНАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОГНОЗНОЙ
И ФАКТИЧЕСКОЙ ПРИРОДНОЙ ГАЗОНОСНОСТИ
УГЛЕЙ ЮЖНО-ЯКУТСКОГО БАССЕЙНА НА
ПРИМЕРЕ ЛОКУЧАКИТСКОГО УЧАСТКА

Хворостина А.А. (НФ ЯГУ)

Работа автора над диссертацией "Основные закономерности газоносности угольных пластов восточной части Алдано-Чульманского района (Южно-Якутский бассейн)" дала возможность составить прогноз метаносности углей пласта Д₁₁ Локучакинского участка Чульмаканского месторождения, еще не разведанного к моменту защиты диссертации. Основой для прогноза были фактические данные по прилегающим с севера уч. Западному и Восточному Чульмаканского месторождения, а также уравнения регрессии, выведенные статистическим путем для угольных пластов уч. Восточного.

Для оценки степени геологической идентичности Локучакинского и Восточного участков эти объекты автором были сравнены по 13 параметрам (структура месторождения, тектоническая нарушенность, угленосность разреза, основные промышленно - ценные пласты, глубины их залегания и ряд других параметров). Сравнение позволило сделать вывод о высокой степени геологического сходства этих объектов.

В диссертационной работе, на основании уравнения регрессии, выведенного для уч. Восточного, сделан прогноз ожидаемой метаносности углей пласта Д₁₁ (Д₂₄) Локучакинского участка. По расчету ожидаемая метаносность колеблется в пределах от 0,5-0,6 см³/г с.б.м. на глубинах до 100-120 м до 2,3-2,4 см³/г с.б.м. на глубинах 470-480 м, при среднем значении 2,2 см³/г с.б.м. в прогнозируемом интервале глубин 100-500 м.

Для выполнения указанных величин использовано следующее уравнение регрессии, выведенное автором в диссертационной работе:

$$y = 0,0048 x + 0,07$$

где:

y - прогнозная метаносность в см³/г с.б.м.

x - глубина отбора пробы кернагазонаборником, м.

Прежде, чем провести сравнение фактической и прогнозной метаносности пласта Д₁₁, остановимся на результатах изучения природной метаносности углей, полученных при предварительной разведке Локучакинского участка.

В процессе предварительной разведки участка основные угольные пласты были опробованы кернагазонаборником КА-61м в интервале глубин от 20,7 м

до 536,3 м в 16 скважинах, из которых отработано 78 проб, в т.ч. по основным пластам - 40 проб. В процессе оценки технологической представительности последних, к числу представительных и условно представительных отнесено 38 проб. К сожалению, пробы одного из основных пластов Д₁₅, содержащего около 10% запасов углей участка, оказались непредставительными. Кроме проб, отобранных КА-61М, для определения газовой зональности отобрано 7 проб в герметические сосуды из скважин и 8 проб из разведочной шахты №316 (пласт К₈). Опробованием охвачены пласты Д₅^b, Д₁₁, Д₁₉, К₃, К₄^a, К₄^b, К₆, К₇^и, К₈ (см. таблицу).

В результате выполненной работы по дегазации угольных проб и анализу извлеченного из угля природного газа установлено наличие следующих компонентов в природных газах: метана, углекислого газа, азота, в единичных пробах - водорода. По составу природные газы углей участка идентичны с другими угольными месторождениями бассейна.

Метан присутствует во всех пробах, даже отобранных на самых минимальных глубинах. Вместе с этим содержание метана в природной газовой смеси относительно невысоко: преобладают значения от 1,6-1,8% до 20-28%. Только 18,3% представительных проб имеют содержание метана в количестве 50-78,6%, но они рассредоточены как по глубине, так и по площади и единого поля не образуют. Анализ процентного содержания метана по глубинам показал, что до глубин 350-390 м развита зона метаново-азотных газов, глубже-азотно-метановых газов. Наличие метановой зоны до глубины 536 м не установлено. В 2 скважинных (№5434 и №5436) пробах, отобранных на глубине 49,1 м и 59,6 м метан отсутствует. Во всех прочих скважинах метан присутствует во всех отобранных пробах, начиная с глубины 14,3 м. Отсюда следует, что зона полной деметанизации на участке отсутствует. Главной причиной этого явления по нашему мнению является многолетняя мерзлота [1].

Углекислый газ присутствует повсеместно в количествах от 1,0% до 9,8-11,7%. Преобладающими значениями являются содержания 1,5-3,5%.

Азот является главным компонентом природных газов, присутствует во всех пробах в количествах 19,4-97,4% с преобладающими значениями 70,4-95%.

Водород встречен всего в 7 пробах в интервале глубин 114-449 м. Содержание его в составе природных газов колеблется от 0,003% до 9,5%. Только в одной из 7 проб водород встречен на всех 4 стадиях дегазации. В остальных пробах водород встречен: в 5 пробах - на стадии вакуумирования без нагрева и в 1 пробе - вакуумировании с нагревом. Эти данные - показывают, что природный водород в очень малых количествах и очень редко все - же встречается - как и на других месторождениях [3], так и в других бассейнах [2, 3]. И хотя прогноз его поведения при горнодобычных работах сегодня практически невозможен, все же наличие водорода должно учитываться при проектировании горнодобывающих предприятий.

Таков состав природных газов угольных пластов характеризуемого участка. На этом фоне главным является величина метаноносности углей в пересчете

на $\text{см}^3/\text{г}$ с.б.м. на различных глубинах. Полученные результаты определения природной метаноносности по 38 представительным и условно представительным пробам, приведены в табл. 1.

Таблица 1.

NN п/п	Индекс пласта	Интервал глубин опробов., м	Метаноносность $\text{см}^3/\text{г}$ с.б.м.		
			Число дос- тав. Проб КГН	Природная фактичес- кая от-до от - до ср.	Прогнозная по расчету
1	2	3	4	5	6
1.	К ₈	20,7 - 257,5	6	<u>0,0 - 0,40</u> 0,19	0,17 - 1,3
2.	К ₇ ^н	58,9 - 277,9	2	<u>0,0 - 0,15</u> 0,08	0,28 - 1,4
3.	К ₆	83,3 - 193,7	4	<u>0,02 - 0,52</u> 0,22	0,47 - 1,0
4.	К ₄ ^б	180,0 - 432,0	3	<u>0,29 - 1,28</u> 0,7	0,45 - 2,15
5.	К ₄ ^н	267,3	1	0,53	1,35
6.	К ₃	156,8 - 482,0	6	<u>0,04 - 2,43</u> 0,64	0,82 - 2,38
7.	Д ₁₉	62,4 - 388,2	4	<u>0,04 - 2,13</u> 0,73	0,37 - 1,93
8.	Д ₁₁	90,0 - 461,3	5	<u>0,14 - 3,08</u> 1,43	0,5 - 2,3
9.	Д ₅ ^б	360,3 - 518,3	5	<u>0,27 - 3,57</u> 2,11	1,73 - 2,49

Выполненные расчеты по уравнениям регрессии для различных пластов показали, что в интервале наиболее близких к поверхности пластов К₈-К₄ максимальная прогнозная величина метаноносности выше максимальной фактической на 30-60% и составляет 0,15-1,35 $\text{см}^3/\text{г}$ с.б.м., по пластам К₃ и Д₁₉ (средняя часть разреза) максимальная фактическая и прогнозная метаноносность практически идентичны: - по пласту К₃-2,43 и 2,38 $\text{см}^3/\text{г}$ с.б.м. соответственно по пласту Д₁₉-2,13 и 1,93 $\text{см}^3/\text{г}$ с.б. соответственно. В нижележащем стратиграфическом интервале от пласта Д₁₁ до Д₅ наблюдается умеренное расхождение прогнозных величин метаноносности с полученными максимальными фактическими в сторону превышения вторых над первыми на 30-40%. Сравнение средних величин прогнозной и фактической метаноносности показывает, что расхождение этих величин существенно ниже и не превышает: - по пласту Д₁₁ - 1% (1,43 $\text{см}^3/\text{г}$ с.б.м. фактическая против 1,4 $\text{см}^3/\text{г}$ с.б.м. прогнозной) - по пласту Д₅^б - расхождений нет (обе средние величины равны по 2,11 $\text{см}^3/\text{г}$ с.б.м.).

Из изложенного следует несколько основных выводов:

- полученные значения прогнозной и фактически определенной метаноносности углей вполне сопоставимы по усредненным величинам обоих показателей и, как правило, не превышают 10-20%;
- расхождения, имеющие место на малых глубинах (до 200 м), скорее всего вызваны высокой степенью дегазации пластов К8, К7, К6, которые, имея значительную глубину залегания, из-за рельефных особенностей участка имеют выходы большой протяженности на поверхность земли, что способствует их повышенной дегазации;
- как видно из изложенного при составлении как прогноза, так и характеристики метаноносности пласта, группы пластов или участка в целом, следует оперировать средними величинами, учитывающими все достоверные пробы, а единичные максимальные фактические или прогнозные точки должны быть своего рода контрольными максимальными величинами, которые могут быть встречены на рассматриваемом участке.

В целом следует признать хорошую сходимость средних прогнозных и фактических значений метаноносности пластов участка, что было нами ранее показано на примере В-Талуминского месторождения. Отсюда следует, что выведенное автором уравнение [4] регрессии может быть использовано для прогноза метаноносности угольных пластов на участках с пологим залеганием, слабо расчлененным рельефом и умеренной разрывной тектоникой и трещиноватостью.

ЛИТЕРАТУРА

1. Газоносность угольных бассейнов и месторождений СССР. т.2. М. Недра, 1979. 369-379с.
2. Газоносность угольных бассейнов и месторождений СССР. т.3. М. Недра 1980. 218с.
3. Хворостина А.А. Геология природных газов угольных месторождений Южно-Якутского бассейна. // Сб. Стратиграфия, палеонтология, литология Южно-Якутского угольного бассейна и прогноз его угленосности (труды ВСЕГЕИ, Нов. Серия, т.306). Л., 1979. с.103-108
4. Хворостина А.А. Сравнительная характеристика прогнозной и фактической природной газоносности углей (на примере Верхне-Талуминского месторождения Южно-Якутского бассейна). // Сб. Геология угольных месторождений г.Екатеринбург, УПТГА, 1996г. с.28. 1-284.

ГАЗОЕМКОСТЬ УГЛЕЙ ЮЖНО-ЯКУТСКОГО БАССЕЙНА (СРАВНИТЕЛЬНАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА)

Хворостина А.А. (НФ ЯГУ)

Первые сведения о газоемкости углей бассейна появились достаточно давно - в 1964г. [2]. В процессе изучения сорбционной газоносности углей исследованию подверглись керновые пробы углей марки К Муастахского месторождения. Газоемкость определялась объемным методом [2] по керновым пробам из пластов Д₁₅, Д₁₉, К₃, К₆ и некоторых других. Обобщенная характеристика углей следующая. Угли гумусовые, витринитовые средней степени метаморфизма (выход летучих веществ составил 17-26%). Зольность углей колеблется в пределах 10,3-32,5%. Максимальное давление в опытах составило 25 атм (2,6 Мпа), минимальное - 1 атм (0,1 Мпа). Температура принята равной фактически измененной в скважинах и составила +8°C.

Исследования показали, что газоемкость углей в упомянутых условиях колеблется: по метану от 3,6 до 6,4 см³/г с.б.м. и 0,5-0,7 см³/г с.б.м. по азоту при давлении 1 атм. При повышении давления до 25 атм. газоемкость существенно увеличивается до 14,2-17,8 см³/г с.б.м. по метану и до 6,6-8,2 см³/г с.б.м. по азоту. Желая сравнить данные по Южно-Якутскому бассейну с уже имевшимися в распоряжении исследователей данными по Кузнецкому бассейну, температуру опыта повысили до +18°C. Повышение температуры, как и следовало ожидать привело к снижению метаноемкости углей, что видно из приводимой ниже таблицы 1.

Таблица 1.

Выход летучих веществ %	Зольность, %		Метаноемкость (см ³ /ггм) при t°=18°C			
	ЮЯБ	КБ	1 атм		25 атм	
			ЮЯБ	КБ	ЮЯБ	КБ
19	5	12	3,7	3,9	13,3	13,9
20	24	12	3,8	3,5	17,2	13,7
22	25	12	3,4	3,6	14,5	14,0
23	16	12	3,6	3,4	14,2	13,0
24	23	11	3,7	3,3	15,5	12,8
25	23	12	3,3	3,0	15,5	12,9

Влажность углей здесь колебалась от 0,4 до 1,37 в среднем 0,9%. Из этой же таблицы следует отметить, что при низком давлении величины метаносности

углей обеих бассейнов сопоставимы. Разница увеличивается при повышении давления. При этом более высокие показатели углей у Южно-Якутского бассейна.

В 70-80^х годах в процессе изучения метаноносности углей керногазонаборниками при геологоразведочных работах установлено, что природная метаноносность углей на глубинах до 500 м колеблется максимально в пределах [3] от 3,0 см³/ггм по Нерюнгринскому месторождению до 11,8 см³/ггм по Денисовскому месторождению (см. табл. 2).

Таблица 2.

№ п/п	Наименование месторождений	Предельная установлен. Природная метаноносность см ³ /г б.м.	Метаноносность (по В см ³ /г б.м)
1.	Чульмаканское	0,1 - 3,5	не изучена
2.	Нерюнгринское	0,1 - 3,0	не изучена
3.	Муастахское	0,1 - 8,9	14,2 - 17,8
4.	Денисовское	0,1 - 11,8	не изучена

Такая, в общем относительно невысокая метаноносность углей в сочетании с довольно сильной трещиноватостью угленосной толщи Южно-Якутского бассейна и, как следствие, мощной зоной деметанизации породила легковесное отношение к возможности серьезной метановой опасности в случае подземной отработки углей бассейна. Этому способствовали и приведенные выше относительно невысокие показатели сорбционной метаноёмкости углей. Отсюда понимание важности вопроса метаноносности углей бассейна при геологоразведочных работах пошло на убыль - и совершенно необоснованно. Об этом свидетельствуют новые данные, полученные в последние годы.

Так, в 1993г. в период предварительной разведки Локучакинского участка Чульмаканского месторождения центральная лаборатория ГПП "Южгеология" (г. Ростов на Дону) произвела тщательное исследование сорбционных свойств углей этого участка в самых различных режимах. Проба угля для этих целей отобрана в наклонной шахте № 316 на глубине 23 м, т.е. в зоне неокисленных углей (пласт К₈). Основные качественные показатели пробы угля следующие: влажность W^a - 1,5%, зольность A^d - 26,6%, выход летучих V^{daf} - 27,1%, толщина пластического слоя "у" - 20 мм, содержание углерода C^{daf} - 89,9%.

Сорбционная метаноёмкость определялась при температуре 0°С, 15°С, 30°С и 45°С. При этом давление изменялось в пределах от 0,1 до 9,4 Мпа. В целом при одном варианте влажности число испытаний достигало по пробе 25. Если учесть, что испытание проведено при 5 вариантах влажности (0%, 0,33%, 0,8%, 1,78% и 3,65%) то общее число вариантов условий определения величины сорбционной метаноёмкости превышало 120. Отсюда видна полнота и всесторонность проведенных исследований. В рамках статьи нет возможности

привести все эти данные, хотя они очень интересны. Но в рассматриваемом случае нам интересны результаты по условиям испытания наиболее близкие к испытаниям 1964г. Такими условиями являются: влажность - 0,8%, зольность пробы - 26,6%, выход летучих - 27,1%, температура - 15°C и 0°C, давление в диапазоне от 1 атм до 25 атм (или от 0,1 МПа до 2,6 МПа).

Эти исходные параметры наиболее близки к последней строке табл.1, с которой и проведено сравнение. Результаты определения сорбционной метаноёмкости пробы, отобранной в шахте № 316, приведены в табл. 3.

Таблица 3.

NN опыта	Величина сорбцион. метаноёмности (С) см ³ /г с.б.м. при равновесных давлениях метана (Р) и температуре опыта (Т)					
	Т = 0° С			Т = 15° С		
	Р		С	Р		С
	МПа	атм	°С	МПа	атм	°С
1	4,3	42,4	24,4	4,8	43,4	22,1
2	3,0	29,6	21,8	3,5	34,5	19,9
3	2,2	21,7	19,6	2,6	25,7	18,0
4	1,3	12,8	16,0	1,6	15,8	14,7
5	0,6	5,9	12,6	0,8	7,9	11,3
6	-	-	-	0,1	0,98	3,7

Из сопоставления исследований 1964г. и 1993г. можно сделать следующие основные выводы: полученные данные, невзирая на 30-летний период времени между исследованиями и различия в примененных методиках, показали, что они в идентичных условиях хорошо сопоставимы. Так, по современным опытам при Р= 1 атм и t°C=15° газоёмкость составила 3,7 см³/г с.б.м., по опытам 1964г. при давлении 1 атм и температуре 18°C получена метаноёмность также 3,7 см³/г с.б.м.

Более существенны расхождения в метаноёмности при давлении 25 атм: по данным ВостНИИ (64г.) - 15,5 см³/г с.б.м., по данным "Южгеологии" (93г.) - 18 см³/г с.б.м. при наличии всех идентичных показателей. Иначе говоря расхождение составляет около 16% в сторону повышения метаноёмкости по современным исследованиям на глубинах до 500 м. С увеличением давления растет метаноёмкость при сохранении стабильной температуры и влажности, достигая величин 20-22 см³/г с.б.м. Отсюда следует главный вывод о том, что низкая природная метаноёмность на малых и средних глубинах (до 500 м) не является свидетельством метановой безопасности. Во-первых в зонах развития многолетней мерзлоты возможно возникновение "метановых ловушек" под щитом мерзлых пород. Во-вторых - это главное - высокая метаноёмкость свидетельствует о возможности наличия и высокой природной метаноёмности в благоприятных для этого ненарушенных геологических структурах. К числу таковых

можно, в первую очередь, отнести антиклинальные структуры и разрывные нарушения типа взбросов и надвигов. Таким образом нет никаких оснований снижать требования к детальности изучения газоносности углей при дальнейших геологоразведочных работах в бассейне.

ЛИТЕРАТУРА

1. Бархатова В.И. Исследование метаноемкости мощных угольных пластов Прокопьевско-Киселевского района Кузбасса. // Сб. Вопросы безопасности в угольных шахтах. т.2 Госгеолтехиздат, 1962. 9-11с.
2. Таран Н.П., Нефедьев Ю.Ф. О газоемкости коксующихся углей Южно-Якутского бассейна. // Сб. Вопросы безопасности в угольных пластах т. XI, М. "Недра", 1969. с. 3-6.
3. Хворостина А.А. Геология природных газов угольных месторождений Южно-Якутского бассейна. // Сб. Стратиграфия, палеогеография, литология Южно-Якутского угольного бассейна и прогноз его угленосности. (Труды ВСЕГЕИ, Нов. серия т.306). Ленинград, 1979. с. 103-108.

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПОДЕЗМНЫХ ВОД ДЛЯ ВОДОСНАБЖЕНИЯ ЮЖНОЙ ЯКУТИИ

Завадский Ф.Р. (ГГГП "Южякутгеология")

Для народнохозяйственных объектов и населения Южной Якутии подземные воды являются единственным источником централизованного водоснабжения, так как поверхностные воды большую часть года находятся в замороженном состоянии. Эксплуатационные ресурсы подземных вод в Южной Якутии распределены крайне неравномерно, что обусловлено сложными мерзлотными, геолого-тектоническими и другими природными условиями.

В гидрогеологическом отношении территория Южной Якутии занята Алданским гидрогеологическим массивом с целым рядом наложенных адартезианских бассейнов (Чульманский, Юхтино-Ыллымахский и др.) более низкого порядка. Прогнозные эксплуатационные ресурсы Чульманского адартезианского бассейна и сопредельной территории составляют 2,7 млн.м³/сут, а модуль их - 2,7 л/сек с кв.км. Из общих региональных ресурсов 85% приходится на долю естественных ресурсов и 15% на долю естественных запасов.

По данным статистики в настоящее время на территории Алданского и Нерюнгринского улусов проживает около 170 тыс. человек, в том числе в г. Нерюнгри - 75 тыс. человек, в г.Алдане - 25 тыс. человек. В настоящее время потребности в воде в Южной Якутии практически полностью (до 95-98%) удовлетворяются за счет подземных водоисточников. На использовании подземных вод основано хозяйственно-питьевое и техническое водоснабжение городов Нерюнгри, Алдан и Томмот, поселков Иенгра, Нагорный, Беркакит, Серебряный Бор, Чульман, Ленинский и др.

Централизованные и групповые водозаборы эксплуатируются в городах Нерюнгри и Алдан, а также в поселках Чульман, Серебряный Бор, Нижний Куранах, Алексеевск и на ст. Золотинка БАМ железной дороги. Водоснабжение населения части городов Алдана и Томмота, а также целого ряда поселков (Чульман, Хатымы, Бол. Нимныр, Ленинский и др.) осуществляется за счет эксплуатации одиночных водозаборных скважин. В летний период времени водоснабжение населения поселков Хатыстыр, Угоян, Чагда и др. осуществляется за счет поверхностных вод (рр. Иенгра, Алдан).

По состоянию на 1 января 1996 года на территории Южной Якутии детально разведано 18 месторождений (участков) подземных вод с эксплуатационными запасами 293,8 тыс.м³/сут. В Нерюнгринском улусе разведано 13 ме-

сторождений (участков), а в Алданском улусе - 5 месторождений (участков). В настоящее время освоено и эксплуатируется 7 месторождений (участков) в Нерюнгринском улусе и одно месторождение в Алданском улусе. Общие эксплуатационные запасы на этих 8 освоенных месторождениях составляют 125 тыс. м³/сут., в том числе по промышленным категориям (категория А+В) 96,1 тыс. м³/сут.

К основным типам эксплуатируемых месторождений относятся месторождения напорно-безнапорных трещинных и трещинно-жильных вод, приуроченные к зонам экзогенной и тектонической трещиноватости горных пород в речных долинах, а также месторождения напорно-безнапорных трещинно-пластовых, поровых и трещинно-карстовых вод на участках распространения закарстованных доломитов и известняков с мощной толщей (до 40-60 м) четвертичных аллювиальных отложений (участки древних переуглубленных долин). Площади наиболее крупных разведанных месторождений Южной Якутии составляют 20-100 кв.км

В 1996 году общее потребление подземных вод на хозяйственно-питьевое и техническое водоснабжение составило 113,7 тыс.м³/сут или в пересчете на одного жителя Южной Якутии 669 л/сутки. На наиболее крупных месторождениях извлечено из недр земли (Верхне-Нерюнгринский, Омулинский, Чульманский, Нерюнгринский и др. водозаборы) 31,5 млн.м³/сут. Коэффициент освоения утвержденных эксплуатационных запасов на этих месторождениях составляет 69%. Основные сведения о состоянии водоснабжения населенных пунктов Южной Якутии приведены в таблице I.

Таблица I

Состояние водоснабжения населенных пунктов Южной Якутии

Административная принадлежность	Населенный пункт	Наименование водозабора	Кол-во действующих скважин	Водоотбор в 1996г. тыс.м ³ /сут.
1	2	3	4	5
Нерюнгринский улус	г. Нерюнгри	Верхне-Нерюнгринский	9	30,8
		Мало-Беркакитский	5	5,5
		Омулинский	6	10,4

		Резервный (Технический)	4	5,8
		Нерюнгринский	6	15,1
	п. Сер.Бор	Пионерный	5	2,86
	п. Чульман	Чульманский	8	13,8
		Группа одиноч- ных скважин	8	1,83
	п. Беркакит	Беркакитский	4	3,4
		Группа одиноч- ных скважин	2	0,5
	ст. Золотинка	Золотинский	4	0,83
	ст. Хани	Группа одиноч- ных скважин	3	0,47
	ст. Нагорная	Одиночная скв.	1	0,08
	п. Иенгра	Одиночная скв.	1	0,13
	п. Хатыми	Одиночная скв.	1	0,19
	Итого:			91,69
Алданский улус	г. Алдан	Орто-Салинский	14	7,7
		Группа одиноч- ных скважин	18	4,4
	п. Ленинский	Группа одиноч- ных скважин	3	0,63
	п. Лебединый	Группа одиноч- ных скважин	4	0,75

	п.Верх.- Куранах	Группа одиноч- ных скважин	3	0,21
Алданский улус	п.Синегорье	Группа одиноч- ных скважин	3	0,32
	п. Солнечный	Группа одиноч- ных скважин	3	0,56
	п. Алексеевск	Алексеевский	5	1,15
	г. Томмот	Группа одиноч- ных скважин	10	1,45
	Совхоз "Пятилетка"	Группа одиноч- ных скважин	2	0,24
	п. Бол.Нимыр	Группа одиноч- ных скважин	2	0,21
	п. Каталах	Одиночная скв.	1	0,12
	п. Ыллымах	Одиночная скв.	1	0,17
	п. Безымянный	Одиночная скв.	1	0,09
	Итого:			22,92

Основными источниками хозяйственно-питьевого и технического водоснабжения являются мезозойский (юрский), нижнекембрийско-протерозойский и архейский водоносные комплексы. Иногда используются воды четвертичных аллювиальных отложений (г. Томмот и поселки Чульман, Хатыстыр, Алексеевск, Чагда и др.) Подземные воды на территории Южной Якутии, как правило, ультрапресные и пресные с минерализацией до 0,3 - 0,4 г/литр. Чаще всего воды гидрокарбонатные кальциево-магниевые или кальциево-натриевые. Качество подземных вод по большинству показателей соответствует требованиям ГОСТ 2874-82 "Вода питьевая". В отдельные периоды года отмечается ухудшение качества по бактериологическому показателю, содержанию соединений азота, железа. Чаще всего извлекаемые подземные воды используются для хозяйственно-питьевого водоснабжения населения городов и поселков, а в некоторых случаях используются для технических целей (подпитка тепловых сетей, техническое водоснабжение ГРЭС, золотоизвлекательных и обогатительных

фабрик и т.п.). В летний период времени для технических нужд очень часто используют поверхностные воды. На целом ряде крупных промышленных предприятий (Нерюнгринская обогатительная фабрика, Нерюнгринская и Чульманская ГРЭС, Куранахская золотодобывающая фабрика) активно используют системы оборотного водоснабжения с целью снижения объема забираемых подземных и поверхностных вод для технологических нужд. Водоснабжение большинства поселков, а также городов Алдана и Томмота базируется на неутвержденных запасах подземных вод.

Теперь приступим к более детальному анализу существующего водоснабжения и перспектив использования подземных вод на территории Южной Якутии. На юге рассматриваемой территории в настоящее время проблема обеспечения населения качественной питьевой водой практически полностью решена. На станциях Байкало-Амурской железной дороги (ст. Хани, Нагорная, Золотинка, Беркакит) не ощущается дефицита воды и ее качество полностью соответствует требованиям ГОСТ 2874-82 "Вода питьевая". Следует заметить, что на ст. Золотинка в маловодные годы (1986-1987 гг.) отмечалось резкое снижение пьезометрического уровня подземных вод и дебиты эксплуатационных скважин в конце зимнего воднокритического периода (февраль-апрель) упали почти вдвое. В связи с дефицитом воды на водозаборе ст. Золотинка в летний период времени в 1987-1988 гг. проводились работы по искусственному пополнению запасов подземных вод. С этой целью проводилась закачка поверхностных вод руч. Холодникан в архейский водоносный комплекс с помощью нагнетательной скважины. Принятые меры позволили ликвидировать дефицит воды в зимний период. Кроме этого, в 1996 году с целью увеличения производительности водозаборных скважин были проведены специальные прострелочные работы. Это позволило увеличить производительность водозабора на 15-20% и снять с повестки дня проблему устойчивого водоснабжения ст. Золотинка.

Неподалеку от ст. Золотинка на левом берегу р. Иенгра расположен п. Иенгра, где проживают коренные жители Южной Якутии - эвенки. В этом поселке проблема снабжения населения качественной питьевой водой, особенно в зимний период времени, стоит довольно остро. В настоящее время водоснабжение п. Иенгра осуществляется за счет эксплуатации старой разведочной скважины с помощью эрлифтной установки, причем оборудование устья скважины и зоны строгого режима не соответствует требованиям СНиП "Водоснабжение. Наружные сети и сооружения". Отсутствует система подачи воды потребителям и вода из наполнительной емкости доставляется потребителям с помощью водовозки. В связи с отсутствием необходимых финансовых средств в совхозе "Золотинка" многие годы откладывается бурение и оборудование новой разведочно-эксплуатационной скважины, хотя найдена довольно удачная точка ее заложения неподалеку от строящегося интерната и новых капитальных домов в п. Иенгра.

В городе Нерюнгри и близлежащих поселках Беркакит и Серебряный Бор проблема обеспечения населения качественной питьевой водой полностью ре-

шена. В настоящее время для водоснабжения населения г. Нерюнгри и промышленных объектов эксплуатируется 5 централизованных водозаборов (Верхне-Нерюнгринский, Мало-Беркамитский и Омулинский водозаборы), которые полностью покрывают потребность г. Нерюнгри в хозяйственно-питьевой и технической воде. Однако следует отметить, что на двух крупных водозаборах (Мало-Беркамитский и Нерюнгринский), расположенных в долине р. Чульман вблизи промышленной зоны, в летний период времени (май-сентябрь) отмечается резкое ухудшение качества воды по некоторым показателям. В подземных водах отмечается повышенное содержание (до 3-14 ПДК) бактерий группы кишечной палочки, нитратов (до 2-6 ПДК) и аммиака (до 1,5-4 ПДК). Все это связано с крайне неблагоприятной санитарно-эпидемиологической обстановкой в пределах зон санитарной охраны и требует проведения специальных дорогостоящих мероприятий (хлорирование, озонирование и т.п.) по предварительной очистке и подготовке воды перед подачей ее потребителям.

В свое время с целью решения проблемы качества подземных вод на указанных водозаборах Нерюнгринским горсоветом было принято постановление, в котором предусматривалось, что при вводе в эксплуатацию второй очереди Верхне-Нерюнгринского водозабора и выходе его на проектную мощность (35 тыс.м³/сут), Нерюнгринский и Мало-Беркамитский водозаборы будут переведены на техническое водоснабжение угольного разреза и обогатительной фабрики. Однако до настоящего времени это постановление остается невыполненным, так как у генерального заказчика (ГУП "Якутуголь") отсутствуют необходимые финансовые средства для расширения Верхне-Нерюнгринского водозабора, расположенного в долине р. Верхняя Нерюнгра в 15 км от основных потребителей, а также для прокладки второй нитки водовода и расширения станции второго подъема на этом водозаборе. На остальных водозаборах качество подземных вод полностью соответствует требованиям ГОСТа.

В ближайшей перспективе, при росте населения г.Нерюнгри, возможно увеличение существующего водоотбора за счет расширения и увеличения мощности Омулинского и Верхне-Нерюнгринского водозаборов, а также освоения и ввода в эксплуатацию Самокитского месторождения подземных вод. Для увеличения мощности Омулинского и Верхне-Нерюнгринского водозабора необходимо пробурить и оборудовать 12 разведочно-эксплуатационных скважин, расширить и модернизировать станции второго подъема, а также проложить около 40 км водоводов большого диаметра для подачи воды потребителям. Освоение и ввод в эксплуатацию Самокитского месторождения подземных вод потребует строительства автодороги протяженностью 18 км, бурения и оборудования шести разведочно-эксплуатационных скважин и прокладки водовода протяженностью 16 км. Все вышеперечисленные мероприятия почти в 2 раза (до 140-150 тыс.м³/сут) увеличат водоотбор.

В п. Беркамит проблема обеспечения населения качественной питьевой водой практически решена. Действующий на неутвержденных запасах Беркамитский водозабор и две одиночные водозаборные скважины полностью закры-

вают потребность в воде хозяйственно-питьевого и технического назначения. Качество подземных вод полностью соответствует требованиям ГОСТ 2874-82 "Вода питьевая". В ближайшей перспективе в случае расширения ст. Беркакит и росте населения возможно увеличение производительности действующего водозабора за счет бурения и оборудования двух-трех эксплуатационных скважин в радиусе до 5 км от п. Беркакит.

В п. Серебряный Бор обеспечение населения качественной водой хозяйственно-питьевого назначения осуществляется за счет эксплуатации Пионерного водозабора. Качество подземных вод соответствует требованиям ГОСТа. Техническое водоснабжение Нерюнгринской ГРЭС осуществляется за счет системы оборотного водоснабжения и водохранилища на р. Олонгро. Перспективное водопотребление может быть обеспечено за счет ввода в эксплуатацию Муастаховского участка Серебряно-Борского месторождения подземных вод. Для этого необходимо пробурить и оборудовать 3 эксплуатационные скважины, проложить около 4 км водовода и расширить станцию второго подъема на Пионерном водозаборе. Все это позволит увеличить водоотбор почти в 2,5 раза (до 8-9 тыс.м3/сут).

В п. Чульман проблема обеспечения населения качественной питьевой водой стоит довольно остро. Существующий Чульманский водозабор и одиночные водозаборные скважины практически полностью закрывают дефицит воды хозяйственно-питьевого назначения. Однако качество извлекаемых подземных вод оставляет желать лучшего, так как в летний период времени в целом ряде скважин отмечается ухудшение качества подземных вод по бактериологическим показателям (до 2-3 ПДК) в связи с крайне неблагоприятной санитарно-эпидемиологической обстановкой в пределах зон санитарной охраны. Кардинальным образом решить указанную проблему мог бы ввод в эксплуатацию месторождения подземных вод "Еловое", расположенного в 5 км к юго-востоку от п. Чульман. Утвержденные запасы данного месторождения (10 тыс.м3/сут) могут полностью удовлетворить потребность в воде хозяйственно-питьевого назначения населения п. Чульман на перспективу до 2010 года. Для ввода указанного месторождения в эксплуатацию необходимо пробурить и оборудовать 3 эксплуатационные скважины, соорудить станцию второго подъема и проложить водовод протяженностью 5 км. В настоящее время администрация п. Чульман не имеет финансовых средств для обустройства месторождения, а администрация г. Нерюнгри не имеет реальной возможности помочь в этом деле.

Большинство существующих поселков на трассе Амуро-Якутской автомобильной дороги (Хатыми, Малый и Большой Нимныр) полностью обеспечивают себя качественной питьевой водой за счет эксплуатации одиночных водозаборных скважин. Не вызывает особых проблем обеспечение водой хозяйственно-питьевого назначения поселков на территории Алданского улуса (поселки Солнечный, Синегорье, Ленинский, Лебединый, Верхний и Нижний Куранах и др.). Во всех поселках действуют одиночные водозаборные скважины. Качество подземных вод по основным показателям соответствует требова-

ниям ГОСТ 2874-82 "Вода питьевая", однако в целом ряде поселков (Лебединый, Ленинский, Нижний Куранах, Синегорье) применяют хлораторные и бактерицидные установки для обеззараживания подземных вод (присутствует бактериальное загрязнение).

В центре Алданского улуса г. Алдана сложилась крайне сложная ситуация по обеспечению населения водой питьевого качества. В настоящее время здесь действует один крупный централизованный водозабор на р. Орто-Салаа и целая группа одиночных водозаборных скважин, расположенных в пределах городской застройки. Качество подземных вод, в основном, хорошее и соответствует требованиям ГОСТа. Однако в большинстве одиночных водозаборных скважин в летний период времени отмечается ухудшение качества воды по бактериологическим показателям (до 6-8 ПДК). Целый ряд скважин в настоящее время законсервирован или используется для технического водоснабжения.

В 1988-1992 гг. в 18 км от г. Алдана было разведано крупнейшее на территории Южной Якутии Алданское месторождение подземных вод с общими эксплуатационными запасами 82 тыс.м³/сут для целей водоснабжения г. Алдана и Селигдарского апатитового комбината. Однако до настоящего времени вопрос строительства комбината, отложен на неопределенный срок, а администрация г. Алдана не имеет финансовых средств на обустройство Алданского месторождения. В настоящее время проблема обеспечения населения г. Алдана качественной питьевой водой стоит весьма остро и частично решается за счет бурения новых водозаборных скважин за пределами городской застройки.

Аналогичная ситуация сложилась в г. Томмоте, где хозяйственно-питьевое водоснабжение населения осуществляется за счет эксплуатации целого ряда одиночных водозаборных скважин. На большинстве скважин применяют хлораторные установки для обеззараживания добываемой подземной воды. Проблема обеспечения населения качественной питьевой водой может быть легко решена при освоении и вводе в эксплуатацию месторождения подземных вод "Синегорье", расположенного в 2,5 км от г. Томмота. Для ввода месторождения в эксплуатацию (производительность водозабора до 10 тыс.м³/сут) необходимо пробурить 3 эксплуатационные скважины и построить водовод протяженностью 2,5 км со станцией второго подъема. При начале формирования Томмотского промышленного узла данная проблема может быть решена за счет долевого участия предприятий и, частично за счет ассигнований из местного бюджета.

В заключение хотелось бы отметить, что на территории Южной Якутии водоснабжение объектов с потребностью 1-2 тыс.м³/сут может быть обеспечено практически повсеместно. Для организации водоснабжения объектов с потребностью в воде до 10 тыс. м³/сут запасы могут быть разведаны в радиусе до 10-15 км от потребителя. Наиболее крупные и перспективные месторождения с запасами 10-40 тыс.м³/сут встречаются довольно редко (одно месторождение на 3000 км²) и их разведка в радиусе 30-40 км от потребителя требует больших финансовых и материальных затрат.

Резюмируя все вышеизложенное можно отметить, что проблема обеспечения населения Южной Якутии качественной питьевой водой может быть решена за счет ускорения промышленного освоения утвержденных запасов подземных вод на разведанных месторождениях, усиления мер по охране подземных вод от загрязнения промышленными и хозяйственно-бытовыми отходами, а также за счет внедрения современных систем очистки и подготовки воды перед подачей ее потребителям.

ЛИТЕРАТУРА

1. Гидрогеология СССР. Том XX. Якутская АССР. Под редакцией А.И. Ефимова, И.К. Зайцева. М., Недра, 1970. 320с.
2. Геология зоны БАМ. Том 2. Гидрогеология и инженерная геология. Л., Недра, 1988. 290с

К ВОПРОСУ О ПРОИСХОЖДЕНИИ "СОДОВЫХ" ВОД В ЮРСКИХ УГЛЕНОСНЫХ ОТЛОЖЕНИЯХ ЧУЛЬМАНСКОГО АДАРТЕЗИАНСКОГО БАССЕЙНА.

Номинханов В.В. (Нерюнгринская ГРП).

Чульманский адартезианский бассейн в геоморфологическом отношении соответствует Чульманской наложенной впадине - крупной асимметричной синклинальной структуре, входящей в систему мезозойских депрессий вдоль южной окраины Алданского щита. Мощность юрских отложений увеличиваясь по направлению на юг, достигает 4000-4500 м. Угленосные толщи, представленные преимущественно крепкими консолидированными песчаниками с прослоями алевролитов и пластами каменный углей, представляют собой сложный комплекс водоносных пород, гидрогеологические условия которого определяются в основном тектоническими особенностями региона, многолетняя мерзлота носит островной и прерывистый характер, занимая от 20 до 80% территории. На форму распространения многолетнемерзлых пород (ММП) большое воздействие оказывают рельеф и высота местности, а также гидрогеологические особенности территории.

Подземные воды имеют в подавляющем большинстве случаев гидрокарбонатный кальциевый состав и минерализацию от 0,15 до 0,3 г/л. Образование их связывается с действием углекислоты на карбонатный цемент песчаников. Гидрокарбонатные воды повышенной минерализации (до 1 г/л) и жесткости (до 10 мг-экв) зафиксированы только в районе Нерюнгринского угольного месторождения и связаны по всей вероятности с наличием мощного (до 80 м) угольного пласта, занимающего всю площадь междуречья В.Нерюнгра-Нерюнгрикан.

Гидрокарбонатные натриевые ("содовые") воды в пределах Чульманской впадины встречаются крайне редко. Они были вскрыты скважинами в долине р. В.Нерюнгры в 2,5 км от устья и встречены в 50 км севернее в источнике (долина р. Чульмакан, 4 км ниже трассы АЯМ).

На происхождение "содовых вод" в юрских угленосных отложениях Чульмаканской впадины существует несколько точек зрения. Их формирование связывается с преобразованием сульфатных вод повышенной (до 2-3 г/л) минерализации (Кудрявцев, 1975), выщелачиванием полевых шпатов (Фотиев, 1965), с катионным обменом кальция воды на натрий породы (Вельмина, 1959).

Эти же авторы связывают "содовые воды" с глубинными путями их циркуляции и наличием мощной толщи ММП. Принято считать также, что повышенное содержание натрия характерно для трещинно-жильных вод, приуроченных к тектоническим разломам.

В последние годы получена новая информация об условиях формирования содовых вод.

Речь идет о комплексе детальных гидрогеологических работ, поставленных в долине р.Верхняя Нерюнгра для целей водоснабжения.

Подземные воды с высоким содержанием иона Na были вскрыты в нижнем течении реки в интервалах 50-150 м при прерывистом распространении мерзлоты, мощность которой не превышала 30-40 м. Сульфатные воды по полученным данным в долине отсутствуют.

Наиболее детально изучался участок В.Нерюнгры от устья Холодникана до места впадения в р.Чульман (рис.1).

Материалы исследований позволили разбить долину на ряд блоков, четко выделяемых в плане по величине проницаемости пород и химическому составу подземных вод, приуроченных к этим породам. Для долины реки в плане характерно именно блоковое строение, т.к. изменение фильтрационных характеристик отдельных площадей происходит скачкообразно (таблица №1). Наиболее обводненный блок, размером до 1000 м и располагается несколько ниже устья р.Холодникан. Вниз по течению реки водопроницаемость скачкообразно уменьшается практически до нуля, достигая минимума в районе скважины 3565. Коэффициент фильтрации составляет здесь 0,02-0,03 м/сут.

Как следует из таблицы 1, наибольшая минерализация - 0,76 г/л и максимум содержания иона натрия - 94% экв отмечены в толще пород, обладающей самыми слабыми фильтрационными свойствами, и не зависят от глубины циркуляции и мощности мерзлого экрана. Выяснилось также, что гидрокарбонатные натриевые воды, не располагаясь в зоне тектонического разлома, не относятся по условиям циркуляции к трещинно-жилльным.

Полученные в ходе работ материалы однозначно свидетельствуют, что появление гидрокарбонатных натриевых вод повышенной минерализации связано с резким ухудшением фильтрационных свойств горных пород.

Имеющиеся данные позволяют предположить аналогию между условиями образования "содовых" вод в долинах рек В.Нерюнгры и Чульмакана. Об этом свидетельствуют сведения, приведенные в таблице 2, когда постепенная смена иона кальция на натрий и рост минерализации от 0.17 до 0.63 г/л обусловлены наличием в среднем течении р.Чульмакан толщи пород, обладающей низкой пропускной способностью.

При анализе химического состава подземных вод по направлению от истоков к устьям рек отмечается вполне определенная закономерность изменения минерализации и ряда других параметров. Так, в долине Верхней Нерюнгры рост минерализации происходит от 0,05 до 0,7 г/л (таблица 3) и он, очевидно, связан с протяженными путями фильтрации воды из области питания, расположенной в верховьях, и временем на фильтрацию на участках реки, сложенных малопроницаемыми породами. В устье реки сумма минеральных веществ снова резко уменьшается до 0,38 г/л, что связано с переходом в долину р.Чульман, ха-

рактизирующуюся своими особенностями формирования и разгрузки подземных вод.

Наблюдающаяся зависимость величины минерализации подземных вод от положения точки опробования относительно истоков реки лишней раз свидетельствует о локализации водоносных горизонтов на площади адартезианского бассейна в пределах речных долин, со своими областями питания, транзита и разгрузки, а это значит, что в каждой долине существуют свои химические особенности, знание которых помогает раскрыть механизм формирования естественных ресурсов подземных вод.

Таблица 1.

Блоки пород, выделенные в пределах участка долины
р. В.Нерюнгра по коэффициенту водопроницаемости
и химическому составу подземных вод

Номера блоков	Размер блока, м	Номера скваж., входящ. в блок	Глубина скваж., м	Водопроницаемость м ² /сут.		Дата отбора мг/л	Сумма ионов
				по скв.	среднее по блоку		
1	3	4	5	6	7	8	9
1	1000	80	428	1175	1240	11.08.57	319,1
		3521	315	1400		27.05.80	365,9
		3538	403	1300		1.08.80	319,0
		3692	203	1100		2.09.81	363,7
2	1500	3536	201	250	270	12.06.80	315,6
		3537	200	230		25.06.80	362,3
		3546	413	250		13.10.80	301,8
		3637	200	350		-	-

Химический состав

Катионов мг/л			анионов, мг/л			катионов, % экв.			анионов % экв.		
10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
40,1	34,2	5,7	1,6	2,0	235,1	45	43	12	1	1	98
24,1	52,1	12,2	5,0	10,0	262,4	22	56	22	3	5	92
26,2	42,1	10,9	7,0	10,0	222,1	26	52	22	5	5	90
14,4	56,1	15,2	2,0	10,0	266,0	12	61	27	1	5	94
6,6	50,1	15,8	4,0	10,0	228,2	7	61	32	3	5	92
17,8	55,1	14,0	5,0	10,0	259,9	16	59	25	3	5	92
30,5	42,1	5,5	5,0	10,0	208,7	32	56	12	4	5	91
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

Номера блоков	Размер блока, м	Номера скваж. входящ. в блок	Глубина скваж., М	Водопроницаемость м ² /сут.		Дата отбора мг/л	Сумма ионов
				по скв.	среднее по блоку		
1	3	4	5	6	7	8	9
3	1300	3545	200	90	60	22.07.8	520,0
		3542	220	70		0	532,3
		3541	200	30		18.07.8	500,5
						0	
						7.07.80	
4	600	3549	201	8	10	31.08.8	558,3
		3550	203	20		0	632,2
		3565	200	4		24.08.8	697,7
		3565	400	5		0	764,2
					0		
						7.12.80	
5	1500	3558	201	78	100	17.09.8	523,2
		3561	128	88		0	583,2
		3554	107	130		7.10.80	552,2
		3572	100	100		4.09.80	636,2
					0		

Химический состав											
Катионов мг/л			анионов, мг/л			катионов, % экв.			анионов % экв.		
10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
27,3	75,2	21,3	5,0	10,0	380,8	17	57	27	2	3	95
25,7	75,2	24,3	6,0	10,0	390,5	15	55	30	2	3	94
78,8	41,1	11,6	5,0	10,0	353,9	52	33	15	2	3	95
138,2	18,0	3,0	8,0	10,0	380,8	83	13	4	3	3	94
78,5	63,1	19,5	10,5	10,0	450,3	40	40	20	4	3	93
181,4	2,0	6,1	10,0	10,0	488,1	93	1	6	4	2	94
200,5	7,0	3,0	17,0	10,0	526,6	94	4	3	5	2	93
91,5	36,1	11,6	6,0	10,0	367,9	57	28	15	3	3	94
23,7	82,2	29,2	6,0	10,0	431,4	13	55	32	2	3	95
37,9	72,1	23,1	9,0	10,0	399,7	22	51	27	4	3	93
53,3	84,2	20,7	15,0	10,0	451,5	27	52	21	5	3	92

Таблица 2

Химический состав подземных вод в долинах рек
В.Нерюнгра и Чульмакан

Номера источ., скв.	Местополож. водопунктов	Дата	Сумма ионов, мг/л	Химический состав			
				Na ⁺		Ca ⁺⁺	
				мг/л	% экв.	мг/л	% экв.
1	2	3	4	5	6	7	8
ист. 2*	р. Чульмакан	21.03. 54	150,4	11,5	26	25,0	64
ист. 163	р. В.Нерюнгра	25.01. 83	138,5	8,9	20	18,0	48
ист. 4*	р. Чульмакан	29.08. 54	633,6	152,3	82	24,2	15
скв. 3549	р. В.Нерюнгра	31.08. 80	558,3	138,2	83	18,0	13
Mg ⁺⁺		HCO ₃ ⁻		SO ₄ ⁼⁼		Cl ⁻	
мг/л	% экв.	мг/л	% экв.	мг/л	% экв.	мг/л	% экв.
9	10	11	12	13	14	15	16
2,5	10	91,3	76	13,2	14	6,9	10
7,3	32	75,7	66	21,6	24	7,0	10
2,6	3	395,2	80	7,7	2	51,6	18
3,0	4	380,8	94	10,0	3	8,0	3

Результаты анализов воды взяты из работы С.М. Фотиева (1965г.)

Таблица 3.

Изменение химического состава подземных вод в долине
р. В. Нерюнгра в направлении от истока к устью

№№ скв. и источ- ников	Дата отбора проб	Сумма ионов мг/л	Химический состав					
			Катионы, мг/л			Анионы, мг/л		
			Na ⁺	Ca ⁺⁺	Mg ⁺⁺	Cl ⁻	SO ₄ ⁼⁼	HCO ₃ ⁻
1	2	3	4	5	6	7	8	9
ист. 28	13.02.79	52,4	1,8	8,0	2,4	1,4	2,0	36,6
Н - 42	3.04.80	113,1	18,6	9,0	2,4	-	22,0	61,0
Н - 38	28.08.79	125,9	5,9	18,0	3,7	9,8	8,3	67,1
Н-28э	9.03.80	133,0	18,4	15,0	1,8	1,4	20,0	76,3

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Н - 13	29.07.78	146,7	17,3	17,0	3,0	3,6	5,0	100,7
Н - 16	25.06.78	159,4	6,1	28,1	4,3	2,1	5,0	112,9
3521	27.05.80	365,9	24,1	52,1	12,2	5,0	10,0	262,4
3549	31.08.80	558,3	138,2	18,0	3,0	8,0	10,0	380,8
3572	21.11.80	636,2	53,3	84,2	20,7	15,0	10,0	451,5
8'	17.08.73	378,0	43,7	28,1	17,02	1,80	5,0	281,92

Катионы, % экв.			Анионы, % экв.		
Na'	Ca''	Mg''	Cl'	SO ₄ ''	HCO ₃ '
11	12	13	14	15	16
12	59	29	6	6	88
55	31	14	-	31	69
18	62	20	11	14	75
47	44	9	2	24	74
41	46	13	5	6	89
13	70	17	3	5	92
22	56	22	3	5	92
83	13	4	3	3	94
27	52	21	5	3	92
40	30	30	1	1	98

ЛИТЕРАТУРА

1. Вельмина Н.А., Узембло В.В. Гидрогеология центральной части Южной Якутии. М. -Л., Изд. АН СССР, 1959. 236с.
2. Фотиев С.М. Подземные воды и мерзлые породы Южно-Якутского угленосного бассейна. М., Наука, 1965. 160с.
3. Южная Якутия. Под ред. Кудрявцева. М., МГУ, 1975. 444с.

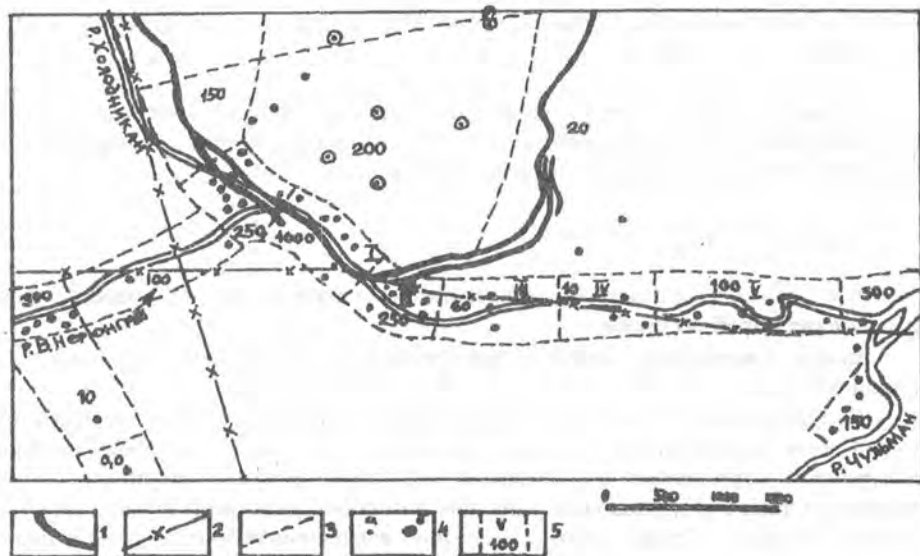


Рис. 1. Схема районирования долины р.В. Нерюнгра по водопроницаемости юрских отложений /до глубины 200м/.

1 - выход угольного пласта Мощного под покровные отложения на Нерюнгринском месторождении; 2 - тектонические нарушения; 3 - границы блоков, выделенных по водопроницаемости; 4 - гидрогеологические скважины; а - с проведением ОРФ, б - режимные; 5 - номера блоков и соответствующие им значения водопроницаемости, м²/сут.

ХАРАКТЕРИСТИКА ВОДО- И МОРОЗОСТОЙКОСТИ КОРЕННЫХ ПОРОД ЭЛЬГИНСКОГО КАМЕННО- УГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ.

Гриб Н.Н., Логинов М.И., Скоморошко Ю.Н. (ГТП "Южякутгеология"),
Самохин А.В. (НФ ЯГУ).

Горные породы, включая даже самые крепкие, при насыщении водой или агрессивными водами размягчаются и снижают свою прочность, что характеризуется коэффициентом размягчения K_p .

$$K_p = \sigma_{сж.в} / \sigma_{сж.с} \quad (1)$$

где: $\sigma_{сж.в}$ - временное сопротивление сжатию образца породы после насыщения водой по пробе;

$\sigma_{сж.с}$ - временное сопротивление сжатию образца породы до насыщения водой по пробе.

Явление размягчаемости связано с тем, что при насыщении горных пород водой они испытывают сильный скоростной напор, который вызывает внутренние напряжения и уменьшает их механическую прочность. Влага оказывает также разрушающее действие влиянием расклинивающего давления тонких пленок. Кроме того, вода или агрессивные среды размягчают и растворяют цементирующие вещества, что существенно влияет на прочностные характеристики горных пород.

Определение предела прочности при одноосном сжатии производилось на цилиндрических образцах пород, выпиленных из керна размером $d=60\text{mm}$ и $h=60\text{mm}$, путем их раздавливания с помощью пресса ПС-100.

Характеристика водостойчивости пород

Таблица 1.

Литотип	Количество проб	Коэффициент размягчаемости среднее знач/ станд. отклонен.	
Алевролит	10	0.66	0.04
Песчаник мелкозернистый	21	0.62	0.04
Песчаник среднезернистый	8	0.65	0.04
Песчаник крупнозернистый	7	0.58	0.04
Конгломераты	8	0.66	0.07
Итого:	54	0.63	0.022

Из 6-10 измерений образцов одного и того же литотипа формировалась проба. В качестве результатов испытаний по пробе принималось среднее арифметическое значение всех входящих в пробу образцов при условии соблюдения высокой надежности (>80%), которая оценивалась в соответствии с ГОСТ- 21153.2-84.

Средние значения коэффициента размягчения (табл.1) изменяющиеся от 0.58 у песчаников крупнозернистых до 0.66 у конгломератов и поэтому показателю их можно отнести к водоустойчивым.

Морозостойкость пород - характеристика сопротивляемости пород разупрочнению под воздействием их циклического оттаивания и замораживания.

Морозостойкость оценивается коэффициентом морозостойкости $K_{мз}$, равным отношению предела прочности пород при одноосном сжатии после определенного количества циклов замораживания и оттаивания к пределу прочности водонасыщенных пород в условиях положительных температур без предварительного замораживания, выраженный в процентах.

$$K_{мз} = 100\% * \sigma_{сж}(n) / \sigma_{сж}(0), \quad (2)$$

где индексы (0) и (n) - число циклов замораживания и оттайки.

Кроме $K_{мз}$ при испытаниях на морозостойкость контролируется потеря в массе после и до замораживания.

$$m = m(n) / m(0) \quad (3)$$

В зависимости от числа циклов замораживания и оттайки n в соответствии с ГОСТом 8269-87 по величинами $K_{мз}$ и m устанавливается марка морозостойкости.

Замораживание пород осуществляется непосредственным замораживанием, для убыстрения процесса можно использовать выдержку пород в сернокислом натрии [1,2,4].

Для оценки морозостойкости пород выполнялись определения предела прочности при одноосном сжатии на талых породах, после одного цикла замораживания при температуре -25°C и после 25 циклов замораживания с помощью сернокислого натрия.

Перед испытаниями на сжатие проводились измерения массы образцов и скорости прохождения продольных волн.

Пробы так же формировались из 6-10 цилиндрических образцов пород из зерна ($d = 60\text{mm}$, $h = 60\text{mm}$), за результаты испытаний по пробе принимались среднее арифметическое результатов испытаний по входящим в пробу образцам при надежности более 80% [3,4]. Всего при испытаниях на морозостойкость использовалось 83 пробы основных литотипов пород.

Скорость продольных волн определялась с помощью ультразвукового дефектоскопа УПК-10-ПМС, пределы прочности при одноосном сжатии - на прессе ПС-100, взвешивание - на лабораторных весах ВЛТК-500.

Результаты испытаний на морозостойкость пород показаны на рис.1, 2. Скорость продольных волн у мерзлых пород выше, но относительное приращение скорости функционально падает с увеличением скорости от 3 км/с до 5 км/с от 11% до 6.5% соответственно (рис.1а, кривая 2).

Прочность мерзлых пород после одного цикла заморозания возрастает по параболической зависимости (рис.1б, кривая 1), прочность талых пород после 25 циклов замораживания снижается, примерно, на 35% (рис.1б, прямая2). Марка морозостойкости колеблется от неморозостойких до марки 25 и выше [ГОСТ 8269-87]. К неморозостойким относятся алеволиты и конгломераты (рис.2). Практически вся гамма песчаников (при $\sigma_{сж} > 40$ МПа) относится к морозостойким породам.

Акустическая жесткость морозоустойчивых пород колеблется в пределах 8- 17 МПа/с при средней величине 13.1 ± 1.7 МПа/с.

Учитывая результаты испытаний на морозостойкость и на водоустойчивость, основной объем вскрываемых песчаников можно использовать для отсыпки дорог.

ЛИТЕРАТУРА

1. Изаксон В.Ю., Самохин А.В., Петров Е.Е., Слепцов В.И. Вопросы устойчивости обнажений многолетнемерзлых пород. - // Новосибирск: ВО Наука, 1994. - 164 с.
2. Ломтадзе В.Д. Методы исследования физико-механических свойств горных пород.- Л.: Недра, 1972. - 312 с.
3. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. - М.: Недра, 1984. - 359 с.
4. Розенбаум М.А. Влияние отрицательных температур на прочность скальных пород. // Колыма. - N 11. 1990. С. 14- 17.

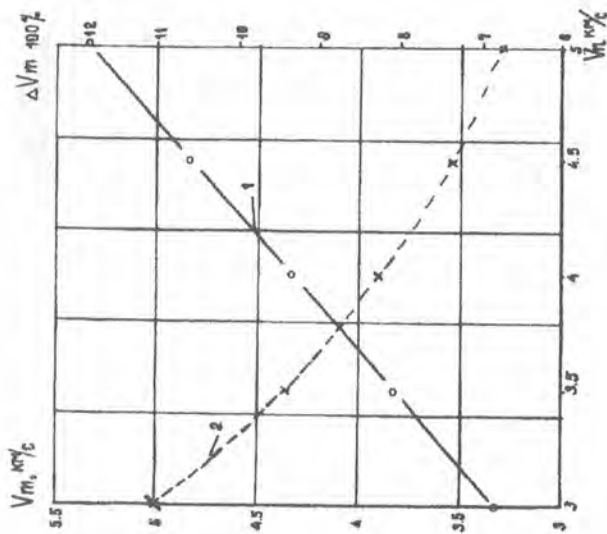


Рис. 1,а

Характер изменения скоростных параметров в мерзлых породах.

1- $V_m = f(V_n)$ 2- $V_m = f(V_n)$

V_n (км/с) - скорость в водо-насыщенных породах;

V_m (км/с) - скорость в мерзлых породах;

$$V = 100\% \cdot (V_m - V_n) / V_n$$

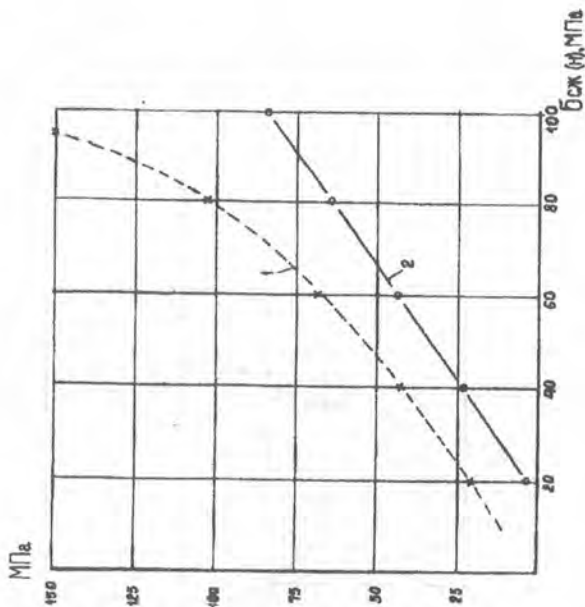


Рис. 1,б

Изменение прочностных свойств пород после их замораживания.

1- $\sigma_{сж}(m) = f[\sigma_{сж}(n)]$; 2- $\sigma_{сж}(25) = f[\sigma_{сж}(n)]$;

$\sigma_{сж}(n)$ - прочность водонасыщенных пород, $\sigma_{сж}(m)$ -

прочность мерзлых пород,

$\sigma_{сж}(25)$ - прочность талых вод после 25 циклов

замораживания

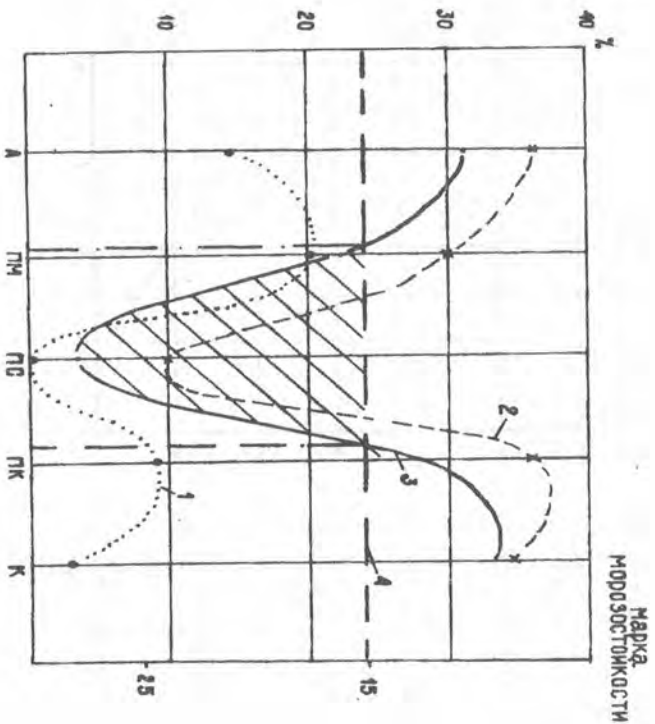


Рис. 2 Результаты испытаний на морозостойкость.

1- потеря в массе (%) после 25 циклов замораживания;

2- потеря в прочности (%) после 25 циклов замораживания;

3- изменение марки морозостойкости;

4- граница марки морозостойкости 15;

..... - область морозостойких пород;

А - аглолиты; ПМ - песчанки мелкозернистые, ПС - песчанки среднезернистые;

ПК - песчанки крупнозернистые; К - конгломераты

АНАЛИЗ ПРИМЕНИМОСТИ РАЗЛИЧНЫХ ТИПОВ ДВОЙНЫХ КОЛОНКОВЫХ СНАРЯДОВ В УСЛОВИЯХ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЮЖНОЙ ЯКУТИИ

Антипин И.Н., Забелин А.В. (НФ ЯГУ)

В последние годы, в связи с сокращением запасов россыпного золота из-за отработки россыпей на Северо-Востоке России, все больший интерес проявляется к рудному золоту. В большинстве случаев оно приурочено к кварцевым или сульфидно-кварцевым жилам, которые имеют довольно высокие категории буримости, при залегании их преимущественно в песчано-глинистых сланцах, а также других породах, менее крепких для разрушения буровым инструментом. При этом рудные тела часто являются сильно трещиноватыми. Такое сочетание физико-механических свойств пород рудных зон обуславливает значительную трудность отбора представительных керновых проб. Представительность, выраженная линейным, массовым и объемным выходом керна, в конечном итоге отражает качество скважинного опробования. При недостаточной представительности керна традиционные технические средства кернового опробования не оправдывают себя и требуется применение специальных двойных колонковых снарядов (ДКС).

Существует множество типоразмеров ДКС различных конструкций, предназначенных для различных полезных ископаемых и геолого-технических условий бурения [1,3,7,9 и др]. Наиболее полный перечень современных конструкций ДКС и их классификация даны в работе П.П. Пономарева [9]. В основу классификации положены характеристика промывочной системы снарядов, тип применяемого породоразрушаемого инструмента, тип кернорвательного устройства, тип узла подвески керноприемной трубы и наличие других конструктивных особенностей. Здесь указаны также рекомендуемые условия применения ДКС и предприятия разработчики. Проведем выборку из классификационной таблицы с позиции применимости ДКС для описанных выше условий, опираясь на рабочий диаметр бурения по полезному ископаемому 76 мм и учитывая также факт их серийного выпуска. Данные выборки приведены в таблице.

Анализ параметров ДКС показывает, что наиболее приемлемыми для наших условий могут стать снаряды типа ТДН различных конструкций. Эти снаряды обеспечивают кондиционный выход керна во всех 4 группах пород, классифицируемых по трудности получения керна [2].

В породах I группы для увеличения проходки за рейс, по сравнению с одинарными колонковыми снарядами, могут использоваться двойные трубы типа ТДН-76-1. В более сложных геологических условиях, в основном при бурении пород 2 группы, могут применяться двойные колонковые трубы типа ДКНТ-ВП.

Определенный интерес представляет двойной колонковый снаряд типа ТДН-76-РК, усовершенствованный ГППП "Южякутгеология" совместно с кафедрой ТиТр МПИ Нерюнгринского филиала ЯГУ с целью отбора золотосодержащих керновых проб. Характерной особенностью усовершенствованного ДКС является наличие обратного клапана в верхнем переходнике, позволяющего избежать возможного размыва и разрушения керна внутри разрезной керноприемной трубы, а также усовершенствование механизма регулировки зазора между торцом керноприемной трубы и внутренним торцом коронки, имеющей утолщенную матрицу.

Представляют также интерес одинарные колонковые снаряды эжекторного типа с закрытыми шламовыми трубами и гидроциклонными шламоуловителями, которые препятствуют разубоживанию шлама и выносу дисперсных металлических частиц на поверхность.

Для окончательного решения целесообразности промышленного использования того или иного колонкового снаряда необходимо провести сравнительные производственные испытания с целью набора достаточных статистических материалов, которые планируются весной - летом 1998г. на базе ГППП "Южякутгеология".

Таблица

Средства отбора керна	Характеристика промывки	Характеристика конструкций средств отбора керна			Условия применимости средств отбора керна
		Тип коронки	Тип рвательного устройства	Тип узла подвески керноприемной трубы	
Двойная труба ТДВ-76-1	Прямая на участке от нижнего конца керноприемной трубы до забоя скважины	серийные алмазные	открытого типа, пружинный	Вращающаяся керноприемная труба, переходник с бурового снаряда на колонковую трубу	Монолитные слаботрешиноватые породы 6-12 категории
Двойная труба ТДН-76-1	То же	То же	То же	Невращающаяся керноприемная труба, закрытый подшипниковый узел	То же
Двойная труба ТДН-76-2	В керноприемной трубе нет движения промывочной жидкости	Специальные алмазные типа 10АЗ, 11ИЗ с утолщенной матрицей до 10-12 мм	То же	То же	Слаботрешиноватые однородные породы 6-12 категории

1	2	3	4	5	6
Двойная труба ТДН-76-РК	То же	Алмазные типа КАСК-4С	То же	То же	Сильнотрещиноватые раздробленные породы 8-12 категории
Двойная труба ТДН-4	Без движения промывочной жидкости в керноприемной части снаряда	Специальные алмазные	То же	То же	Сильнотрещиноватые породы 6-12 категории
Двойная труба ТДН-76-УТ	Нагнетательная	Алмазные типа КУТ и КУТИ	То же	То же	Трещиноватые породы 6-12 категории
Двойная труба ТДН-76-ОТ	Всасывающая	Специальные твердосплавные	То же	Невращающаяся керноприемная труба, закрытый подшипниковый узел	Трещиноватые породы 6-9 категории
Двойная труба ТДН-0	Нагнетательная	Специальные алмазные	Открытого типа, пружинный и лепестковый	Невращающаяся керноприемная труба, открытый и закрытый подшипниковый узел	Трещиноватые, сильнотрещиноватые породы 6-12 категории
Двойная труба ДКНТ-ВП	Нагнетательная	Специальные твердосплавные	Открытого типа, лепестковый	Невращающаяся керноприемная труба, закрытый подшипниковый узел	Трещиноватые и сильнотрещиноватые породы 4-9 категории
Двойной эжекторный снаряд ДЭС-73	Всасывающая	Специальные алмазные и твердосплавные	Открытого типа, пружинный	То же	Месторождения олова, ртуть.

ЛИТЕРАТУРА

1. Атякин А.К. Опробование полезных ископаемых при бурении скважин. - М.: Недра, 1968.-266с.
2. Бутько Э.М., Васильев В.В., Гарань В.И., Головин О.С., Дарда Э.А., Махотин В.В., Пежемский Г.Г. - (ВИТР), Пересветов И.А. (СВТГУ) - Технология алмазного бурения скважин на коренных месторождениях золота Северо-Востока // Методические рекомендации. - Л., ОНТИ ВИТР, 1978. - 44с.

3. Бухарев Н.Н., Вержель Б.И., Ридер А.Ю. Новые двойные колонковые наборы для алмазного бурения // ВИЭМС. Техника и технология геологоразведочных работ; организация производства. - Экспресс-информация. - М., 1988. - Вып. 5. 32с.
4. Васильев В.В., Денисов М.А., Каулин В.А., Пономарев П.П. Исследование процесса износа кернa при алмазном бурении// ВИЭМС. Техника и технология геологоразведочных работ; организация производства. - Обзор. -М., 1986.-57с.
5. Вержель Б.И., Горбаченков В.А., Каулин В.А., Пономарев П.П., Ридер А.Ю. Применение двойных колонковых снарядов новых конструкций при бурении скважин в сложных геологических условиях// ВИЭМС. Техника и технология геологоразведочных работ; организация производства. - Экспресс-информация. -М., 1986. - Вып. 6. - С. 1-11.
6. Гинзбург И.М., Каулин В.А., Пономарев П.П., Сенников В.Н. Алмазное бурение скважин в трещиноватых горных породах// Методические рекомендации. -Л., ОНТИ ВИТР, 1974.-48с.
7. Козловский Е.А. Новая техника и технология бурения. -М.: Недра, 1972. 220с.
8. Орлов В.В., Толокнов И.И., Цехмистренко Н.М. Технические средства и способы повышения выхода кернa// ВИЭМС, Серия: Техника и технология геологоразведочных работ; организация производства. -Обзор. - М., 1973. - 85с.
9. Пономарев П.П. Алмазное бурение трещиноватых пород. - Л.: Недра, 1985. - 144с.

ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ ГЕОЛОГО-ГЕОФИЗИЧЕСКОЙ МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ УГЛЕЙ НА НЕРЮНГРИНСКОМ КАМЕННОУГОЛЬНОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ ЮЖНО-ЯКУТСКОГО БАССЕЙНА

Вашин А.В., Гриб Н.Н., Логинов М.И. (ГПП "Южякутгеология"),
Русина Л.Г. (НФ ЯГУ)

Показатели качества угольных пластов являются важнейшими характеристиками, определяющими промышленно-экономическую ценность каменноугольных месторождений. В настоящее время эти показатели (за исключением зольности) определяются по керновым пробам лабораторными методами. При этом не всегда удается обеспечить представительность проб, существует большой разрыв во времени между отбором проб и получением конечных результатов.

Наряду с этим информация, которую несут каротажные кривые, используется не более чем на 10-20%. Поэтому в настоящее время наиболее перспективным направлением для повышения эффективности геологоразведочных работ является привлечение новых технологий обработки геофизических данных, позволяющих повысить их информативность, их увязка с геологическими данными и углубленный анализ получаемой информации.

Угольный пласт формируется под воздействием многочисленных факторов, которые можно разбить на две крупные группы- первичные (генетические) и вторичные (постгенетические) [1]. К первичным факторам относятся интенсивность тектонических движений, условия накопления органической и минеральной массы, химизм среды при накоплении осадков, их вещественный и гранулометрический состав и др. Их совокупность можно определить как фациальные условия осадконакопления, которые отображаются в таких физических свойствах, как истинная плотность, естественная радиоактивность и эффективный атомный номер. Из показателей качества генетические факторы сказываются, в первую очередь, на зольности углей и, в меньшей степени, на зольности угольной массы, т.е. с учетом зольности породных и углистых прослоев.

Ко вторичным относятся: геологическое время и максимальные термобарические условия, при которых вмещающие породы и угли достигают соответствующие этим условиям стадий литификации и метаморфизма. Формирующиеся при этом физические свойства (плотность, пористость, электропроводность,

скорость распространения упругих волн, прочностные характеристики и др.) консервируются и при снижении давления и температуры, что неизбежно при поднятии толщ пород ближе к поверхности, изменяются незначительно. Исключения составляют влияния регрессивно-эпигенетических процессов, которые наиболее ярко проявляются в зонах тектонических нарушений и гипергенеза.

Таким образом, совместное воздействие перечисленных факторов формируют основные характеристики угольного пласта, выражающиеся через его морфологию, петрографический состав, восстановленность, степень метаморфизма, окисленность, качественные показатели и физические свойства.

Даже неполный перечень факторов и свойств показывает, что мы имеем дело с объектом, являющимся системой, обладающей основным свойством системы - имерджентностью, когда свойства целого не выводятся из свойств частей. Из этого следует необходимость системного подхода к исследованию проблемы - выделение существенных системообразующих связей и изучение на этой основе множеств взаимосвязанных элементов.

Решение задачи определения качества углей в рамках системного подхода предполагает создание образов объектов посредством выделения существенных элементов и уже через их проявление осуществлять решение обратной задачи - по совокупности определяемых элементов распознавать объект и его свойства. При этом связи между свойствами объекта не являются жесткими и рассматриваются как детерминированно-стохастические, что позволяет создать вероятностные модели путем использования вероятностно-статистических математических методов. Подобные модели относятся к классу вероятностных, при разработке которых необходимо соответствующее математическое обеспечение.

Для природных процессов, как правило, наблюдается влияние предшествующих событий на последующие. Последовательность дискретных состояний во времени или в пространстве, для которых вероятность перехода из одного состояния в заданное зависит от предыдущего состояния, описывается Марковскими цепями, поэтому в качестве математического обеспечения наиболее подходящим является аппарат марковских процессов.

Марковские цепи первого порядка, когда вероятность каждого перехода зависит только от предшествующего состояния, выделяют из совокупности всех взаимосвязей системы без последствий или системы с отсутствием памяти. В стохастических системах без последствий, к которым можно отнести геологические, по состоянию системы в момент времени t_0 можно определить вероятность, с которой они будут находиться в момент времени t_1 .

Угленосные формации, сложенные ритмической толщей осадочных отложений, представляют собой последовательное чередование стратиграфических слоев. Каждый из них можно рассматривать в качестве "прошлого" - момент времени t_0 и в качестве "настоящего" - момент времени t_1 , тем самым, воспользоваться марковским свойством для предсказания состояния системы на

основе изменения состояний во времени ее элементов. Построение марковской модели заключается в создании вектора состояний системы

$$q = (q_1, q_2, q_3, \dots, q_T); \quad (1)$$

Следующий этап - составление матрицы накопленных частот $G = \|G_{ij}\|$.

Полученная матрица частот преобразуется в матрицу переходных вероятностей $P = \|p_{ij}\|$, элементы которой определяются следующим образом:

$$p_{ij} = \frac{G_{ij}}{\sum_{j=1}^T G_{ij}}, (i = 1, \dots, T), \sum_{j=1}^T p_{ij} = 1, \forall i. \quad (2)$$

В каждой строке матрицы переходных вероятностей $P = \|p_{ij}\|$ помещены вероятности перехода системы из состояния i в состояние j .

Таким образом, применение марковского подхода позволяет в компактной форме охарактеризовать условия и историю образования угольной залежи и получить системную информацию о качественных показателях.

При разработке модели, которая с достаточной степенью вероятности может обобщать качественные показатели углей, в качестве существенных системообразующих факторов можно выделить: тип и степень метаморфизма, фациальные условия осадконакопления, геоструктурное положение пласта, его морфология, петрографический состав углей, содержание в них минеральных примесей и литологию почвы и кровли вмещающих пород. Совокупность этих факторов сказывается также и на физических свойствах пород, которые отображаются в геофизических параметрах, измеряемых при геофизических исследованиях скважин (ГИС). Изучая закономерности изменений геофизических параметров в зависимости от значений основных системообразующих факторов, можно разработать модель, где основные фактические данные берутся на основании ГИС, а в качестве обучающих элементов используются результаты достоверного геологического опробования.

Рассмотрим учет и место основных системообразующих факторов на примере Нерюнгринского каменноугольного месторождения Южно-Якутского бассейна.

Нерюнгринское месторождение находится в юго-восточной части Алдано-Чульманского района Южно-Якутского угольного бассейна на водоразделе реки В.Нерюнгри, Холодникан и Нерюнгрикан. Месторождение приурочено к

Нерюнгриканской брахисинлиальной складке. Промышленная угленосность связана с нерюнгриканской свитой верхнеюрского возраста.

Свита характеризуется быстрым изменением гранулометрического состава пород в разрезе и по площади.

Породы свиты представлены преимущественно разномзернистыми песчаниками, содержание которых составляет 65-78%. Среди песчаников преобладают мелкозернистые (27-39%) и среднезернистые (20-21%), доля крупнозернистых-18%. Алевролиты имеют подчиненное значение (10-17%), аргиллиты весьма редки (0.5-0.9%), содержание гравелитов и конгломератов- до 9.5%. Петрографически песчаники отличаются пониженным содержанием кварца, преобладанием плагиоклазов различной основности, по соотношению главных обломочных компонентов они относятся к типу "собственно аркоз".

Таблица 1

Петрофизическая характеристика пород нерюнгринской свиты.

Литотип	Плотность ($\delta_0, \rho / \text{см}^3$)		Сопротивление ($\rho_x, \text{ам} \cdot \text{м}$)		Интенсивность излучения ($J_y, \text{мкр/ч}$)	
	δ_0	среднее	ρ_x	среднее	J_y	среднее
Аргиллит	2,0 - 2,4	2,2	50-100	75	25 - 31	27
Алевролит	2,64-2,68	2,66	100-200	150	22 - 25	23
Песчаник тонко-зер- нистый	2,61-2,65	2,63	200-300	250	17 - 21	18
Песчаник мелко-зер- нистый	2,65-2,67	2,66	250-400	325	12 - 17	14
Песчаник средне- зернистый	2,66-2,7	2,68	300-500	400	7 - 12	9
Песчаник крупно-зер- нистый	2,59-2,63	2,61	470-670	520	4 - 12	8
Уголь	1,30-1,40	1,35	750-5000	2875	1 - 7	4

Нерюнгринская свита соответствует ритму 4 порядка, состоящего из трех ритмов 3 порядка.

Основным угольным пластом является пласт Мощный, завершающий ритм 3 порядка вверх Нерюнгриканской свиты, развитый на площади около 20 км. В северной части пласт представлен одной пачкой угля, которая по петрографическим и петрофизическим характеристикам подразделяется на две подпачки. На юге нижняя часть пачки расщепляется на две, а затем на три пачки. Мощность пласта изменяется от 8-10 до 60 м при средней мощности около 24 м. В настоящее время пласт обрабатывается открытым способом Нерюнгринским разрезом, который является крупнейшим в России для каменноугольных месторождений (годовая добыча 8-10 млн.т, в недавнем прошлом она доходила до 15 млн.т); в его пределах интенсивно ведется эксплуатационная разведка.

В таблицах 2, 3 приведена обобщенная характеристика углей пласта Мощного.

Таблица 2

Характеристика углей пласта Мощного Нерюнгринского месторождения

Марка	Элементный состав, %						Показатели качества				
	C	H	N	O	S	P	W ^a , (%)	A ^a абс, (%)	V ^{daf} , (%)	R ⁰ , (%)	Y, (мм)
K ₀	91.0	4.7	1.2	3.2	0.2	-	0.4	5.7	17.2	1.57	12
K ₀	90.9	4.7	0.9	3.3	0.3	-	0.5	10.8	18.1	1.60	7
ЗСС	88.5	4.7	1.4	5.2	0.3	-	1.1	7.6	20.5	1.52	-

Таблица 3

Состав золы углей пласта Мощного

Марка	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	CaO	MgO	SO ₂
K ₀	39-58	20-37	2.7-14	0.9-1.4	2.8-12.7	0.9-4.3	1.1-5.1
	47.82	27.43	7.11	1.21	6.92	2.26	2.92
K ₀	37-56	17-35	2.7-14	1-1.58	1.8-10.5	1-3.5	1.1-5.1
	45.59	28.72	10.84	1.38	6.9	2.29	2.83
ЗСС	45-59	24-32	2.9-14	1.2-1.3	1.9-9.0	0.7-2.7	1.2-3
	51.07	26.0	9.09	1.22	3.14	1.95	2.42

Образование угленосной формации Нерюнгринского месторождения происходило, в основном, под влиянием процессов, характерных для регионального метаморфизма. По степени литификации вмещающих пород и стадии метаморфизма углей (марка K) разрез Нерюнгринского месторождения относится к 9-ой геолого - геофизической ступени [2].

Из изложенного следует, что для пласта Мощного можно создать единую модель для марковского прогнозирования, комплексная интерпретация геофизических данных позволяет однозначно проводить литологическое расчленение разреза, и, следовательно, определение литотипов кровли (L_k) и почвы (I_n).

Для учета осложняющих влияний, связанных с ритмами 2 и 1 порядка и учета влияния петрографического состава углей и содержания в них минеральных примесей в структурный вектор надо включать индекс пачки пласта (n), ее естественную радиоактивность приведенную к бесконечной мощности (J_{y_k}) и координаты рассматриваемого интервала (h, H, X, Y).

Как отмечалось выше, особенности фациальных условий осадконакопления адекватно отображаются в значениях и изменчивости зольности, в связи с чем зольность углей и угольной массы также должны присутствовать в структурном векторе.

На Нерюнгринском месторождении использовались разные методики определения зольности угля [3], основными являлись методики определения зольности по данным мГТК-Содн, что связано с широким охватом этим методом вскрытых пластопересечений (>90%). Однако расчет зольности и оценка выполнялась для полной мощности пласта.

Как отмечалось выше, для решения задачи определения качественных показателей необходимо разделения пласта на 4 пачки. Кроме того, опробование керн выполнялось с интервалами в один метр. В связи с этим фактический материал пришлось переинтерпретировать.

В целях достижения единообразия, снижения погрешности, связанной с применением разных методов интерпретации и убыстрения переинтерпретации, разработана методика определения зольности с помощью марковского векторного прогнозирования.

Для решения задачи определения зольности угольных пачек был выбран следующий структурный вектор:

$$(J_{\text{отн}}, n, m(y), m(n), h, H, X, Y, J_{\text{отн}}), \quad (3)$$

где $J_{\text{отн}}$ - геофизический параметр метода мГТК-Содн; $m(n)$, $m(y)$ - мощности пачки и угля (без породных и углистых прослоев) в пачке.

Следует отметить, что в данном случае мощности углей и пачек взяты в качестве системообразующих элементов, так как от них зависит как зольность угольной массы (без прослоев), так и, в меньшей степени, зольность угля.

В качестве параметра брались значения зольности, определенные по данным геологического опробования при кондиционном выходе керн.

Оценка сходимости результатов определения зольности по данным, полученным разными методиками, приведены в таблице 4.

Анализ результатов определения зольности по данным ГИС по пласту Мощному Нерюнгринского месторождения.

Основной метод	Методика	Модель	Прогноз	Оценки модели			
				s	$d(s)$	C	$d(\kappa\sigma)$
1	2	3	4	5	6	7	8
мГТКс	ЛГУ	$\kappa > 70\%$	$\kappa > 80\%$	14.7	5.84	6.06	3.96
мГТКс	ГПЮЯ	$\kappa > 70\%$	$\kappa > 80\%$	14.5	4.83	4.33	3.06
мГТКс	Марк.пр.	$\kappa > 70\%$	$\kappa > 80\%$	14.5	4.83	4.76	2.44
мГТКс	Марк.пр.	Марк.пр.	A^d (ЛГУ)	14.5	4.83	4.56	3.11
мГТКс	Марк.пр.	Марк.пр.	A^d (ГПЮЯ)	14.4	4.34	4.07	2.54
ГК	Марк.пр.	$\kappa > 70\%$	$\kappa > 80\%$	15.0	2.34	2.61	2.91
ГК	Марк.пр.	Марк.пр.	Марк.пр.	15.0	2.28	2.25	2.74
мГТКс+ГК	Марк.пр.	$\kappa > 70\%$	$\kappa > 80\%$	15.0	4.34	4.16	2.67
мГТКс+ГК	Марк.пр.	Марк.пр.	Марк.пр.	15.0	2.24	2.12	2.36

Условные обозначения: мГТКс- метод селективного гамма-гамма каротажа с использованием геометрии однократного рассеяния (мГТК-Содн.); ГК- метод гамма каротажа; ЛГУ- методика интерпретации результатов мГТК-Содн., разработанная НИИ Земной коры Ленинградского Госуниверситета; ГПЮЯ- методика интерпретации результатов мГТК-С, разработанная каротажной службой ГПП Южякутгеология; Марк.пр.- методика обработки и интерпретации результатов ГИС, основанная на использовании матаппарата Марковских процессов; $\kappa > 70$ (80)%- для обработки и анализов данных использовались интервалы скважин, по которым выход керна составлял не менее 70 или 80%; s - среднее значение; $d(s)$ - стандартное отклонение от среднего; C - среднее ($Y_{рас} - Y_{наб}$), $d(\kappa\sigma)$ - среднее квадратическое отклонение.

Оценка достоверности результатов геофизического опробования с привлечением марковского прогнозирования доказывает эффективность этой методики - средняя квадратическая погрешность составила 2.44% абсолютного содержания золы, что отвечает требованиям ГКЗ:

$$A^d(\text{ГИС}) < 3\% A^d(\text{abc}); \sigma(\text{геоф}) < \sigma(\text{геол}),$$

где $\sigma(\text{геоф})$ -погрешность геофизического опробования; $\sigma(\text{геол})$ - погрешность геологического опробования.

Разработанная методика позволяет иметь достоверные определения зольности и в тех векторах, где геологическое опробование не кондиционно, т.е., по тем пластопересечениям, где определение качественных показателей отсутствует. В связи с этим, в структурный вектор переходных состояний для задачи

определения качественных показателей величину зольности следует брать по данным геофизического опробования.

На величину геофизических параметров и на степень постдиагенетических преобразований в современное время довольно заметно влияние среды (вода, воздух), тем более, что верхняя граница урвонья воды, как правило, контролируется мощностью многолетних мерзлых пород. В связи с этим, в структурный вектор следует включить индекс среды S (1- вода, 2- воздух).

Таким образом, структурный вектор переходных состояний для Нерюнгринского месторождения будет выглядеть:

$$(n, A^d(y), J_{\gamma_s}, L(n), L(\kappa), S, h, H, X, Y, A^d(y), n). \quad (4)$$

Степень постоянства показателей качества углей во времени зависит от мощностей пород кровли, почвы, угля и угольного пласта, поэтому эти факторы взвешиваются на свои мощности: $m(\kappa)$, $m(n)$, $m(nl)$, $m(y)$.

Местоположение элементов в векторе зависит от его значимости для решения задачи, поэтому индекс пачки и значения зольностей, как величин, наиболее тесно связанных с качественными показателями, вынесены в начало вектора, ими же закрывается циклическая цепь. Местоположение других факторов выбиралось путем последовательного приближения к минимальной погрешности.

Такой вектор составляется для каждого пластонпересечения с подстилающими и перекрывающими породами, входящими в опорную выборку и ему приписываются значения качественных показателей по данным лабораторных исследований по кондиционно поднятому керну B_{nz} , где n -номер вектора, z - номер показателя качества (параметра). Программное обеспечение (автор А.Г.Черников, ВНИИГ геофизика) позволяет рассчитывать за один раз только один параметр.

В качестве параметров анализировались по рядовому угляю значения зольности угля ($A^d\%abc$), выход летучих ($V^{daf}\%$), влага аналитическая ($W^a\%$) и индекс свободного вспучивания (SJ); для концентрата- $A^d\%abc$, $V^{daf}\%$, $W^a\%$, высота пластического слоя Y , SJ , отражательная способность по витриниту $R^0\%$ и сумма отошающих элементов $SOK\%$. Высота пластического слоя Y , индекса вспучивания SJ и отражательной способности по витриниту $R^0\%$ определялись только для восстановленных углей, т.е. для определения этих показателей из общей выборки исключались вектора, соответствующие окисленным углям. Пока для Нерюнгринского месторождения не разработана методика определения окисленных углей по данным ГИС. Эти сведения брались по геологическим данным.

На основе выше указанных факторов рассчитываются модели для показателей качества. Эта модель является основой для прогнозирования качественных показателей по данным ГИС, где их определение при геологическом опробовании не является кондиционным.

Расчёт параметров модели осуществляется по данным опорной выборки.

Решение обратной задачи выполняется с применением математического аппарата "распознавания образов", заключающегося в том, что по структурированной совокупности наблюдаемых и интерпретируемых геолого-геофизических данных даётся вероятностный прогноз показателей качества углей.

Результаты определения качественных показателей углей по пласту Мощному Нерюнгринского месторождения приведены в таблице 5.

Таблица 5

Анализ результатов определения качественных показателей углей пласта Мощного Нерюнгринского месторождения по данным ГИС на основании Марковского прогнозирования

Рядовой уголь				
Показатель качества	Среднее значение	Станд.откл. от среднего	Среднее ($Y_{рас} - Y_{наб}$)	Ср.квadrat. отклонение
$A^d, \%$	15.2	2.33	1.7	2.55
$V^{def}, \%$	20.7	1.17	0.91	1.52
$W^a, \%$	0.64	0.19	0.13	0.21
SJ	7.63	0.91	0.69	1.3
Концентрат				
$A^d, \%$	8.08	0.95	0.59	0.82
$V^{def}, \%$	19.2	1.6	1.32	2.12
$W^a, \%$	0.59	0.17	0.1	0.16
Y	13.9	2.2	1.37	2.06
SJ	8.22	0.4	0.38	0.63
R^0	1.45	0.034	0.03	0.17
SOK	10.5	3.01	2.7	1.4

Условные обозначения:

$A^d, \%$ - зольность; $V^{def}, \%$ - выход летучих веществ; $W^a, \%$ - влажность; $Y, мм$ - высота пластического слоя; SJ - индекс свободного вспучивания; $R^0, \%$ - отражательная способность по витриниту; SOK - сумма отошающих компонентов.

Анализ результатов определения качественных показателей углей по данным ГИС с помощью системного прогнозирования на основе использования Марковских цепей показывает, что эта задача решается, а полученные погрешности лежат в пределах допустимых требований ГКЗ и угольной промышленности и не превышают погрешность геологического опробования.

Учитывая, что достоверное геологическое опробование возможно только по ограниченному числу случаев, а результаты ГИС, примерно, одинаково достоверны для всех исследуемых разрезов, рассматриваемая геолого- геофизическая методика имеет большое практическое значение для повышения качества геологоразведочных работ на каменноугольных месторождениях.

Литература:

1. Гречухин В.В. Петрофизика угленосных формаций.-М.: Недра, 1990.-472 с.
2. Гриб Н.Н. Изучение зольности угольных пластов геофизическими методами исследований скважин в Южно-Якутском каменноугольном бассейне: Автореф. дис...к. г-м.н.-М.,1994. - 19 с.
3. Логинов М.И. Шафранский В.Г. Определение зольности углей геофизическими методами в Южно-Якутском бассейне //Геология, методы поисков и разведки месторождений твердых горючих ископаемых. -1985.-№7.- с. 92-100.

КОНЦЕПЦИЯ ОСВОЕНИЯ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЮЖНОЙ ЯКУТИИ

Огнев С.М., Ефремов А.Л., Васильев П.Н. (ИГДС СО РАН)

В настоящее время промышленная эксплуатация, строительство и проектирование горных предприятий на Северо-Востоке осуществляется на базе максимального приспособления технологий, хорошо зарекомендовавших себя в угледобывающих бассейнах Украины и России. При этом основные проблемы, которые возникают в связи со специфическими климатическими, горно-геологическими и геокриологическими условиями угольных месторождений Якутии, приходится на периоды строительства и эксплуатации. Это влечет за собой ряд проблем, решить которые уже невозможно из-за неправильного подхода проектирования.

Главной особенностью угольных месторождений этого региона является наличие сплошного или бокового(островного) распространения многолетней мерзлоты, температура пород, морфология и фазовое состояние льда в породах значительно изменяются с глубиной разработки.

Угольные месторождения, представленные пластами пологого падения с рабочей мощностью от 1,0 до 5,0м и имеющие выход на дневную поверхность или под наносы мощностью 20-35м, при экономической целесообразности могут разрабатываться открытым или подземным способами.

Традиционные способы разработки месторождений такого типа не соответствуют современному уровню научно-технического прогресса.

В институте разработана новая технология открыто-подземной разработки угольных пластов механизированными комплексами с поверхности, которая позволяет снизить капитальные и эксплуатационные затраты на 30-40%; сократить сроки строительства и ввода предприятий в эксплуатацию на 3-5 лет; обеспечить рост производительности труда горнорабочих от 100 до 400 т/мес; снизить себестоимость добычи 1т угля на 30-50%; сократить площадь нарушения земной поверхности и горных отводов до 3-5%; исключить потери угля в граничных и барьерных целиках; сохранять земную поверхность в моменты подработки от образования провалов, проникновения холодного воздуха и ливневых вод в подземные горные выработки; сократить капитальные затраты на строительство поверхностных комплексов за счет использования мобильных передвижных поверхностных комплексов многоразового использования полной заводской готовности.

Анализ горно-геологических и горнотехнических условий разработки угольных месторождений Южно-Якутского угольного бассейна показывает, что имеется достаточная сырьевая база для применения комбинированного

способа разработки, включающего открыто-подземную разработку угольных пластов с переходом на подземные горные работы.

Прогноз перспектив применения открыто-подземного способа разработки угольных месторождений Южной Якутии представлен в таблице 1.

Таблица 1

Объекты перспективного применения комбинированного способа разработки угольных месторождений Южной Якутии

Марка угля	Запасы А+В+С1	млн. т С2	Кол-во рабочих пластов	Угол падения пласта, градус	Тип вмещающих горных пород	Зольность углей
Месторождения: 1. Нерюнгринское						
Каменный "К, СС"	489,5	173,5	2	4-20	Крепкие песчаники	18,5
2. Уч. Чульмаканский-Западный						
"	379,2	148,3	3	0-2	Крепкие песчаники	15,9-22
3. Уч. Чульмаканский-Восточный						
"	198,2	-	3	0-2	"	17,8-31,4
4. Денисовское						
Каменный "К, КЖ"	305,27	47,07	8	2-6	Мелкозернистые песчаники, алевролиты	14,6-40,8
5. Эльгинское						
Каменный "Ж, СС"	879,1	1,209,4	24	1-10	Мелкозернистые и среднезернистые песчаники	6-43
6. Муастахское						
Каменный "К"	125,4	450,3	-	10-30	Песчаники	14,6-25,0
7. Беркакитское						
Каменный "КЖ-К"	588,2	254,8	-	-	-	-
8. Якоkitское						
"	423,9	-	-	-	-	17,7-29,0
9. Кабактинское						
"	160,8	450,3	-	-	-	-
10. Локучаkitское						
Каменный "К"	69,5	187,7	-	-	-	-
11. Верхне-Талуминское						
"	-	209,6	-	-	-	-

Примечание: Для Нерюнгринского месторождения рекомендуется комбинированная разработка: открытый способ - 129,5 млн.т, подземный способ - 130 млн.т. Для остальных месторождений рекомендуется комбинированная разработка в следующем варианте: открыто-подземная с переходом на подземную.

Вариант открыто-подземной технологии

Вариант открыто-подземной технологии, (рис.1,2) осуществляют следующим образом: после установления границы 1 между открытыми и подземными горными работами, при отработке последнего вскрышного уступа 2 оставляют выше пласта полезного ископаемого 3 слой пустых пород 4 мощностью не менее 2-х кратной мощности пласта 3. Ширину охранного целика 5 принимают по расчету из выражения:

$$B = H - 3m;$$

где B - ширина охранного целика;

H - ширина заходки породного уступа;

m - мощность пласта полезного ископаемого.

В монтажной камере 6 монтируют очистной комплекс 7 и создают в монтажной камере положительную температуру воздуха, используя локальные калориферы или другое оборудование. Затем пускают очистной комплекс 7 в работу. По мере работы комплекса происходит первичное обрушение пород кровли. При этом обрушается и часть пород слоя 4, которая заполняет своей массой выработанное комплексом 7 пространство и препятствует поступлению холодного атмосферного воздуха в призабойное пространство. После выполнения указанных работ производят выемку пород 4, вскрывая охранный целик 5, который затем и извлекают, исключая потери полезного ископаемого.

Данный способ позволяет избежать дополнительных работ в зимний период за счет разрыва во времени производства вскрышных работ последнего уступа и разделение его на 2 слоя.

Вскрытие и подготовка к открыто-подземной разработке месторождений

Вскрытие и подготовка к открыто-подземной разработке месторождений (рис.3) осуществляется следующим образом: на участке месторождения полезного ископаемого 1, предназначенном для открытых горных работ проводят разрезную траншею 2 от выходов пласта на поверхность 3 до границы между открытыми и подземными работами 4 и извлекают вскрытое полезное ископаемое 5. Затем устанавливают на вскрытой почве пласта крепь главных вскрывающих выработок 6 и производят полную затяжку бортов и кровли выработок. Установленную крепь засыпают слоем пустых пород 7 таким

образом, чтобы мощность этого слоя была не менее $3H$, где H - высота выработок. Дальнейшее вскрытие участка месторождения 8, предназначенного для подземных работ, ведут из сооруженных главных вскрывающих выработок 6. Нарезку выемочных столбов 9 ведут по простирацию пласта, что обеспечивает надежную работу очистным комплексам. Вся подготовка участка 8, предназначенного для подземных работ, ведется одновременно с производством вскрывных и добычных работ на участке, предназначенном для открытых работ 1.

Преимуществами предлагаемого способа являются:

- отсутствие разрыва во времени по добыче полезного ископаемого после отработки участка открытых работ и перед началом работы участка подземных работ;
- возможность строительства развитого поверхностного комплекса на свободной территории без оставления охранных целиков полезного ископаемого под здания и сооружения;
- минимальные затраты на сооружение вскрывающих главных выработок на участке открытых работ;
- применение наиболее рациональных технологий выемки полезного ископаемого при расположении выемочных столбов по простирацию пласта.

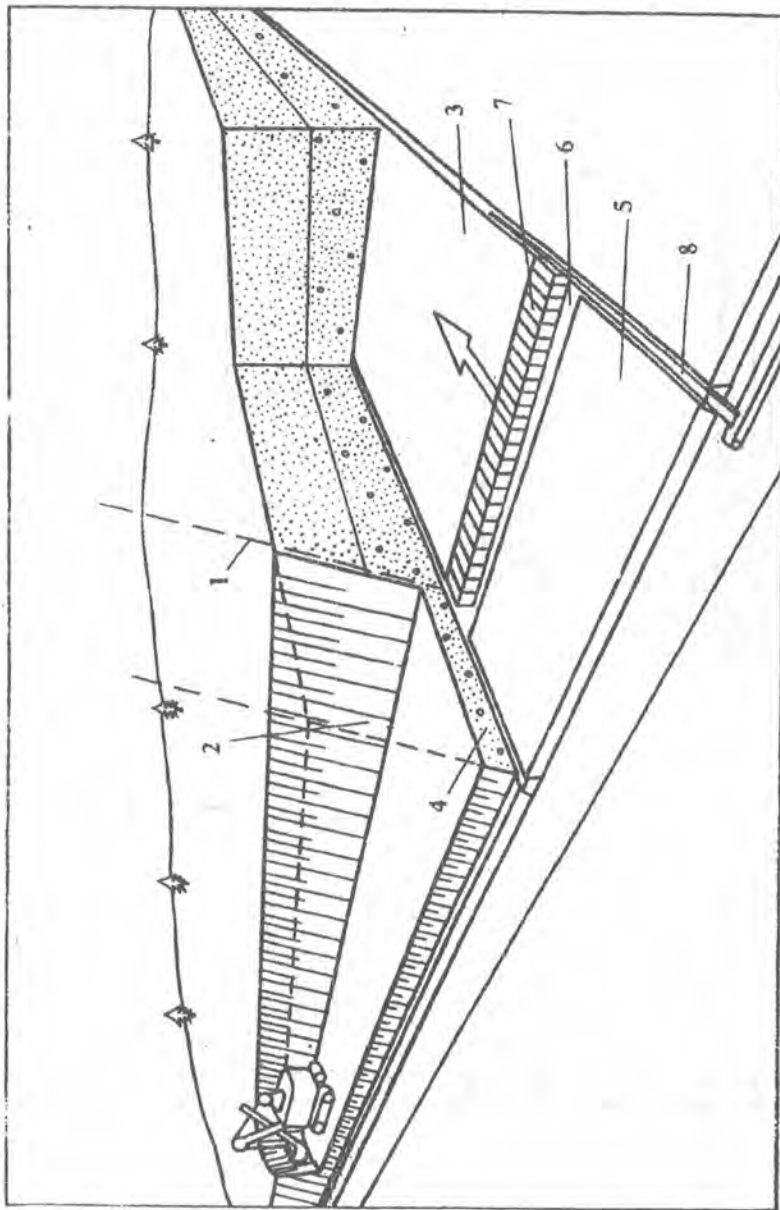


Рис.1. Вариант открыто-подземной технологии.

- | | |
|--|------------------------|
| 1 - граница между открытыми и подземными работами, | 5 - охранный целик, |
| 2 - последняя заходка на участке открытых работ, | 6 - монтажная камера, |
| 3 - полезное ископаемое (уголь), | 7 - очистной комплекс, |
| 4 - временно оставленный слой вскрышных пород, | 8 - конвейерная линия, |

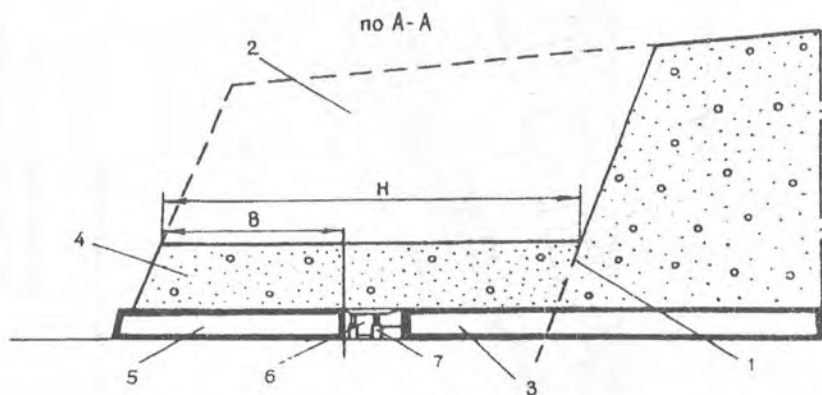
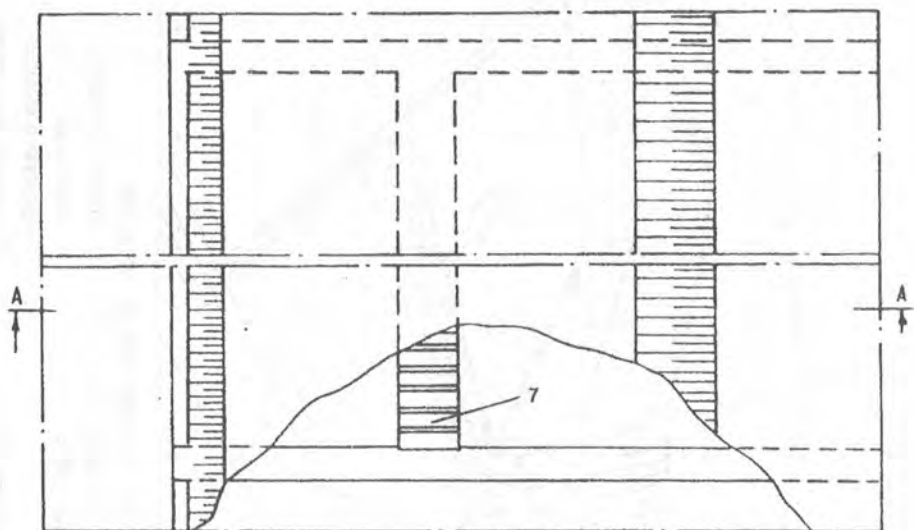


Рис. 2. Вариант открыто-подземной технологии.

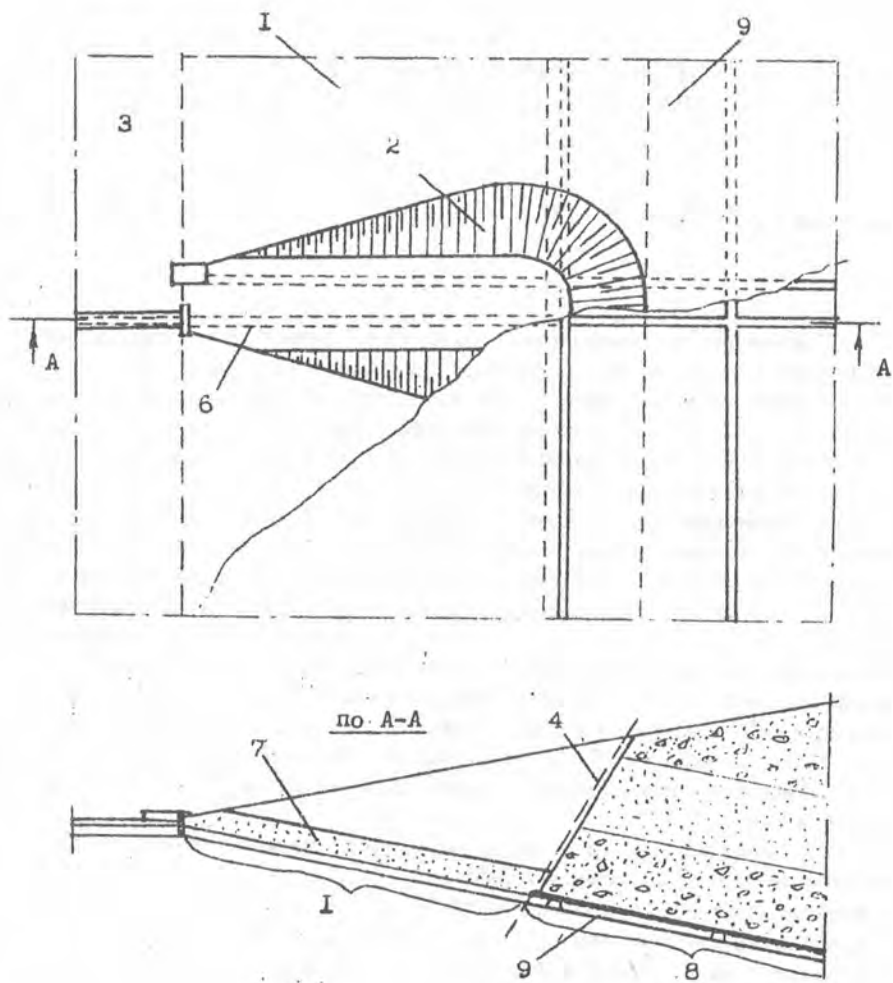


Рис. 3. Вскрытие и подготовка к открыто-подземной разработке месторождений.

ТЕХНОЛОГИЯ ПОДЗЕМНОЙ БЕЗЛЮДНОЙ РАЗРАБОТКИ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Вычужин Т.А. (НФ ЯГУ)

В условиях перехода к рыночным отношениям многие горнодобывающие предприятия, ведущие разработку месторождений полезных ископаемых, находятся в тяжелом финансовом положении. Это связано с недостаточным финансированием, взаимными неплатежами, необходимостью предварительной оплаты при приобретении различных материалов, оборудования и механизмов, повышением цен на технику и тарифов на транспортные перевозки и т.п. Все это ведет к повышению себестоимости продукции. Оптовые же цены на произведенную продукцию не оправдывают затрат на ее производство. В этих условиях многие горные предприятия являются нерентабельными, убыточными.

Одним из путей улучшения создавшегося положения является переход на менее энергоемкие, технокоемкие технологии разработки месторождений полезных ископаемых. При разработке многолетнемерзлых россыпных месторождений перспективной, по нашему мнению, является предлагаемая технология, суть которой заключается в следующем.

Подлежащее разработке россыпное месторождение делится на несколько полигонов, разрабатываемых независимо друг от друга горизонтальными полосами (см. рис.).

Подготовительными работами при предлагаемой технологии разработки многолетнемерзлых россыпей являются:

- проходка шурфов (1) по углам полигонов;
- проведение транспортного (2) и вспомогательного (5) штреков;
- бурение скважин (6) для гидроразмыва и подачи закладочного материала;
- бурение скважин (10) для дополнительной подачи воды в очистной забой (4);
- проходка зумпфа (14) для сбора пульпы и ниши для установки гидромонитора;
- монтаж магистральных трубопроводов (11) на поверхности и в вспомогательном штреке.

После проходки шурфов, предназначенных для спуска оборудования и материалов и других технологических целей, проводятся транспортный и вспомогательный штреки. Транспортный штрек, предназначенный для самотечного

транспортирования пульпы, проводится с необходимым уклоном, достаточным для того, чтобы не происходило выпадение твердой фазы из пульпы, в направлении зумпфа.

Весь полигон условно делится на полосы, каждая из которых обрабатывается отдельным забоем. Для обработки каждой полосы с поверхности пробуривается ряд скважин ориентированных по длине и ширине полос.

Количество скважин выбирается расчетным путем исходя из объема песков размываемых с одной скважины или принимается равным 2-3 м, на основании опыта создания подземных полостей методом скважинного гидроразмыва.

Размыв пород, совмещаемый с процессом оттаивания мерзлых пород, начинается с подачи воды под большим давлением на гидромонитор, оборудованный в конце каждой скважины (на рис. цифрами 1, 2, 3, ... показана последовательность действия скважин в полосе). Для повышения эффективности оттаивания и размыва пород с вспомогательного штрека в каждой полосе пробуривается горизонтальная скважина для дополнительной подачи воды в забой и оттаивания мерзлых песков. Она также может быть использована для сотрясательного взрывания песков, что улучшит показатели размыва и оттаивания песков.

После обработки первой полосы (7) начинается ее закладка. Закладочные работы производятся пневматическим или гидравлическим способом с использованием скважин (10) пробуренных с поверхности. До проведения закладочных работ в конце полосы, примыкающей к вспомогательному штреку, возводят изоляционную перегородку (12). Параллельно закладочным работам на первой полосе, производится размыв песков на другой, расположенной от первой через одну полосу. Таким образом, между двумя полосами оставляется ленточный целик, служащий для поддержания кровли, и обрабатывается он после закладки двух смежных полос. Порядок обработки полос показан на рисунке цифрами I, II, III, ...

Транспортирование размытых песков осуществляется самотечным способом по выработанному пространству полос и транспортному штреку. Для этого необходимо транспортный штрек провести под углом 3-5°, достаточным для самотечного транспортирования пульпы и полосы необходимо обрабатывать с уклоном в сторону транспортного штрека. Для повышения эффективности транспортирования необходимо использовать скважину (10) путем подачи в нее воды под большим давлением и гидромонитор устанавливаемых в нише (13), примыкающей к транспортному штреку.

Пульпа, поступившая в зумпф, подается на поверхность грунтовыми насосами или гидрозлеваторами, в зависимости от глубины залегания продуктивного пласта, на промывочную установку.

Размыв песков, закладочные работы при данной технологии могут одновременно вестись в нескольких полосах.

Достоинствами предлагаемой технологии являются:

- снижение затрат на вскрышные работы;
- отсутствие дорогостоящей техники;

- возможность увеличения производственной мощности прииска за счет одновременной разработки нескольких полигонов и полос в них;
- простота управления горным давлением;
- возможность отработки полигонов в зимнее время;
- повышение безопасности работ, за счет отсутствия людей в очистном забое;
- сокращение сроков отработки месторождений.

В заключении необходимо отметить, что внедрение предлагаемой технологии при разработке многолетнемерзлых россыпных месторождений, по нашему мнению, позволит горным предприятиям снизить затраты на добычу полезных ископаемых, тем самым повысить уровень рентабельности.

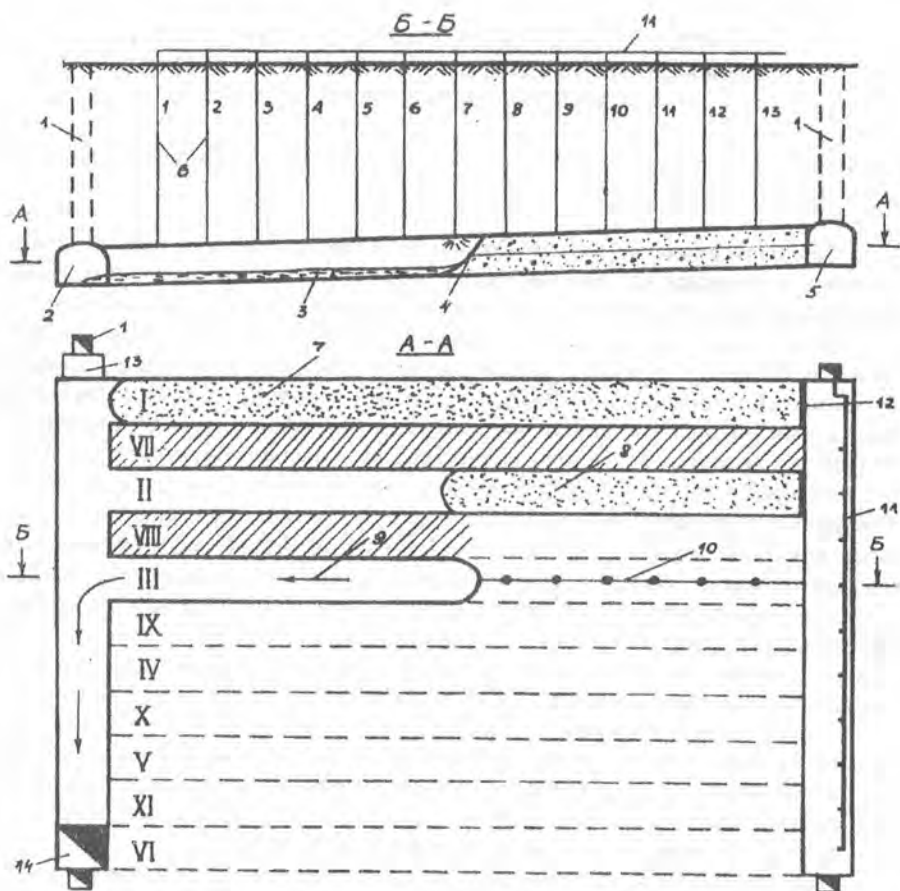


Рис. 1 Схема подземной разработки россыпных месторождений. 1-шурфы; 2-транспортный штрек; 3-пульпа; 4-очистной забой; 5-вспомогательный штрек; 6-скважины для гидроразмыва и подачи закладочного материала; 7-отработанная и заложённая полоса; 8-закладываемая полоса; 9-отрабатываемая полоса; 10-скважина для дополнительной подачи воды в забой; 11-магистральный трубопровод; 12-гидроизоляционная перемычка; 13- ниша для установки гидромонитора; 14-зумпф; I, II, III... - порядок отработки полос; 1, 2, 3... - последовательность действия скважин; ← - путь движения пульпы.

ВЛИЯНИЕ НАЛЕДЕОБРАЗУЮЩИХ ПРОЦЕССОВ НА ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИЕ СИСТЕМЫ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Воронов Д.Е. (ЧГТУ), Замятин В.Е. (ГТПП "Востоккварцсамоцветы"),
Харинов А.А. (НФ ЯГУ)

Тепловой режим рудников Крайнего Севера является одним из основных факторов, влияющих на экономическую эффективность горных работ, развитие процессов наледеобразования и безопасные условия труда горнорабочих.

В условиях нарастающего дефицита энергоресурсов и резкого их удорожания необходимо ориентироваться на более широкое применение энергосберегающих способов регулирования теплового режима подземных выработок, основанных на использовании природных источников энергии: атмосферного воздуха, солнечного излучения и естественных запасов тепла горных пород.

Авторами на подземных разведочно-эксплуатационных объектах ГТПП «Востоккварцсамоцветы» были проведены производственные исследования, которые показали реальную возможность и экономическую эффективность применения теплоаккумулирующих горно-технических систем для решения целого комплекса практических теплофизических задач: а) подогрева подаваемого в шахту воздуха в зимний период; б) предотвращения обледенения воздухоподающих откаточных штолен; в) длительной консервации месторождений в условиях многолетней мерзлоты, предотвращающей их заполнение льдом.

Сущность бескалориферного подогрева заключается в том, что поступающий по протяжным ТАВ (теплоаккумулирующие выработки) холодный воздух в результате тепло- и массо- обмена с породным массивом приобретает температуру, близкую к температуре горных пород и позволяет использовать запасы тепла породного массива и атмосферного воздуха.

При проектировании и внедрении горно-технических систем регулирования теплового режима подземных выработок в криолитозоне учитывались следующие основные требования:

- сохранение отрицательного или нулевого теплового баланса пород выработок, т.е. сохранение мерзлого состояния пород или предупреждение прогрессивного оттаивания их в течение всего срока эксплуатации выработок;
- предупреждение обледенения выработок и оборудования;
- создание в горных выработках необходимых климатических условий.

При регулировании теплового режима горных выработок на подмерзлотных горизонтах учитывались:

- необходимые условия эксплуатации подъема (откатки), водоотлива, технического и противопожарного водоснабжения и снижение отрицательного влияния колебания температуры на устойчивость пород горных выработок.

При проектировании и решении текущих задач по регулировании теплового режима горных выработок в зоне многолетнемерзлых пород предусматривалась возможность максимального использования ранее пройденных выработок и нерабочих горизонтов для стабилизации температур. К ранее пройденным (старым) выработкам предъявлялись следующие требования:

- а) возможность безопасной эксплуатации выработок в условиях воздействия знакопеременных температур воздуха в течение года;
- б) отсутствие в выработках постоянных рабочих мест;
- в) отсутствие теплоизоляционных покрытий поверхности выработки, препятствующих интенсивному теплообмену между воздухом и породами.

Теплоаккумулирующие выработки располагались в начале вентиляционного пути шахт и обеспечивали изменение термодинамических параметров атмосферного воздуха до заданных пределов. Аэродинамические условия проветривания и значения скоростей, расходов воздуха оценивались по принятым ГОСТам. Параметры наружного атмосферного воздуха (среднемесячные значения температуры и относительной влажности воздуха, среднегодовые экстремальные их значения) устанавливались по данным ближайшей метеостанции. Геологические и геотермические параметры пород, окружающих выработку, их физические свойства определялись на основании данных мерзлотно-геологической информации по данному месторождению, лабораторных исследований и справочных данных.

В качестве теплоаккумулирующих выбирались выработки большого сечения. При оценке возможности и эффективности использования ранее пройденных разведочных выработок и выработок двойного назначения решались следующие задачи:

- а) определение оптимальной длины выработок для использования в качестве ТАВ;
- б) определение количества воздуха, которое следует подавать по выработкам горизонтов (штолен).

Общешахтная схема проветривания рудника «Перекатный» ГТПП «Востоккварцсамоцветы» с использованием теплоаккумулирующих выработок предусматривает общештольное сквозное проветривание за счет главной вентиляторной установки (трех СВМ-6), установленной на шурфе.

В штольни без калориферного подогрева поступает около $15 \text{ м}^3/\text{с}$ свежего воздуха. Для подачи свежего воздуха была использована штольня №6 протяженностью 2 км. Это позволило в зимний период за счет теплообменных

процессов подводить свежий воздух в рабочие блоки с температурой $+2-3^\circ\text{C}$. Экономия электроэнергии на подогрев воздуха в холодный период при этом со-

ставила около 10-12 кВт установленной мощности на 1 м³/с подаваемого свежего воздуха.

При переводе подземных эксплуатационных выработок на общешахтное (общештольневое) сквозное проветривание одним из серьезных горнотехнических осложнений является обледенение откаточных и водоотливных выработок (штолен) в зимний период. Особенно эти геокриологические осложнения характерны для горных выработок, пройденных как в зоне многолетней мерзлоты, так и в зоне таликов (Южная Якутия, Забайкалье, Полярный Урал). Использование электронагревательных устройств (ТЭНов) в водосточных канавках не всегда надежно предотвращают обледенение почвы выработок, что создает аварийные ситуации и остановку подземного транспорта. Так, например, на руднике «Перекатный» в наиболее холодные зимние месяцы на скалывании и уборке льда с откаточных путей штольни №6 задалживалось ежесуточно 4-5 горнорабочих. Для снижения обледенения водоотливно-откаточных штолен нами предложен и внедрен способ предотвращения обледенения воздухоподающих выработок в зимний период за счет реверсирования общешахтной вентиляционной струи в выходные дни и использования для периодического обогрева запасов тепла таликовой зоны месторождений.

Сущность обогрева штольни заключается в следующем: в рабочие дни проветривание осуществляется по обычной схеме, когда свежий воздух по штольне 6,10 поступает в рабочие блоки. Исходящая струя выдается через вентиляционный шурф за счет работы главной вентиляционной установки. При этом в зимний период происходит промораживание штольни №6 на длину 800-1000 м от устья.

В выходные дни вентиляционная струя реверсируется путем выключения главной вентиляторной установки и включения реверсивных вентиляторов 2 на устьях штолен №6,10, работающих на отсос. При опрокидывании вентиляционной струи направление теплообменных процессов также меняется в обратную сторону. Свежий воздух, проходя через верхние, действующие горизонты нагревается до температуры пород таликовой зоны (+4-5°C), поступает в охлажденные штольни 6 и 10 и снижает их прогрессирующее замораживание и обледенение. Натурные наблюдения показали, что при реверсировании струи на 2 выходных дня растапливается около 6-8 т льда и предотвращается аварийное наледообразование в откаточных выработках.

В связи с переходом на рыночные отношения и конверсией, в России снизился спрос на пьезооптическое кварцевое сырье, что вызвало необходимость временной консервации ряда разведочно-эксплуатационных объектов в Южной Якутии (месторождение «Перекастное»). Разведочно-эксплуатационные выработки (штольни) расположены в гористой местности, поэтому на вентиляцию рудников значительное влияние оказывает естественная тяга. Одним из характерных геокриологических осложнений при временной (на несколько лет) остановке подземных горных работ является размораживание, т.е. заполнение гор-

ных выработок льдом, что делает нерентабельными последующие эксплуатационные работы.

Для предотвращения размораживания системы подземных эксплуатационных выработок в зимний период на месторождении «Пережатное» реализован способ консервации с использованием естественной тяги и тепла атмосферного воздуха, заключающийся в следующем.

На летний период открываются вентиляционные двери основных воздухоподающих и воздуховыдающих выработок (штолен, вент.шурфа). Под действием отрицательной естественной тяги (сверху вниз) теплый воздух поступает через вентиляционный шурф, проходит таликовую зону месторождения и выдается через основные штольни №6 и №10, используемые для естественного водоотлива. При этом вследствие теплообменных процессов в водоотливных штольнях происходит накопление тепла окружающим горным массивом. Так, при расходе воздуха 12 м/с и температуре плюс 5-6 °С в водоотливных штольнях за летний период аккумулируется около 2 млн.ккал. тепла.

На зимний период (с октября по апрель) водоотливные штольни (№6 и №10) и все воздухоподающие штольни перекрываются двумя спаренными герметичными теплоизолирующими дверями, которые полностью предотвращают поступление холодного воздуха в зимний период. Положительный тепловой баланс водоотливных канав обеспечивается за счет аккумулированного в летний период тепла. Применение данного метода консервации месторождения в течение 5 лет показало, что использование естественных запасов тепла таликовой зоны месторождения и тепла наружного воздуха в летний период предотвращает прогрессирующее обледенение всех водоотливных штолен и полное размораживание (заполнение льдом) эксплуатационных горных выработок.

Данный метод консервации требует возведения на всех воздухоподающих горных выработках двойных герметичных утепленных вентиляционных дверей, тщательной теплоизоляции водоотливной канавки на устье штольни и поддержание активной аэродинамической связи сети горных выработок в летний период за счет естественной тяги.

Одним из характерных технологических осложнений при проходке тупиковых горных выработок (штолен) в условиях Крайнего Севера является закупорка вентиляционных трубопроводов на устьях штолен льдом и снегом вследствие активных конденсационных процессов в трубопроводах при движении влажного шахтного воздуха от забоев к устью. В зимний период, как правило, на протяжении 200-300 м вентиляционные трубопроводы на 60-80% по сечению забиваются льдом и снегом, что требует периодической (2 раза в месяц) остановки горнопроходческих работ, разборки вентиляционных трубопроводов и их очистки.

Для проветривания длинных тупиковых выработок для условий многолетней мерзлоты авторами разработан наиболее прогрессивный секционный способ проветривания с промежуточным подсосом холодного воздуха, который наряду с эффективным выносом газов и пыли обеспечивает резкое снижение

конденсационных процессов и отложение льда и снега на стенках вентиляционных трубопроводов.

При секционной схеме проветривания каждый промежуточный ВМП работает независимо на свой индивидуальный участок трубопровода. Соединение участков производится через компенсирующее устройство (клапан), которое обеспечивает подсос воздуха промежуточным вентилятором, численно равный утечкам на предыдущем обособленном участке трубопровода.

$$\Delta g = Q_{в}(1 - \eta_{с}), \quad (1)$$

где $Q_{в}$ - производительность секционного ВМП, м³/с;

$\eta_{с}$ - достаточный коэффициент одного секционного участка;

Δg - количество подсасываемого воздуха промежуточными ВМП, м³/с.

Производительность секционных ВМП и величина подсоса для всех участков одинакова.

$$Q_{в1} = Q_{в2} = Q_{в3} = \dots Q_{вn} \quad (2)$$

$$\Delta g_1 = \Delta g_2 = \Delta g_3 = \dots \Delta g_n \quad (3)$$

Для сбалансированного подсоса необходимого количества воздуха, численно равного утечкам воздуха на предыдущем секционном участке трубопровода на промежуточных вентиляторах (на всасывающей стороне) необходимо устанавливать компенсирующие устройства.

Промежуточный подсос свежего холодного воздуха позволяет снизить перепады температур исходящего по трубопроводу воздуха и шахтным воздухом на приустьевых участках в зимний период с 30-40 °С до 4-5 °С и резко снизить отложение льда (снега) в вентиляционных трубопроводах.

Преимуществом секционных схем проветривания являются простота расчета, интенсивное по времени разжижение газов, меньшая загазованность тупиковых выработок на всем протяжении, большая надежность работы систем вентиляции в условиях многолетней мерзлоты.

ПРОМЫШЛЕННАЯ ЭКСПЛУАТАЦИЯ РУДНОГО
СТОЛБА МЕСТОРОЖДЕНИЯ БАДРАН

Необутов Г.П., Петров А.Н. (ИГДС СО РАН)

Опытно-промышленные испытания камерной системы разработки с частичной закладкой выработанного пространства замораживаемыми породами на месторождении Бадран были начаты в 1990 году.

В ходе опытно-промышленных работ были проведены исследования термомеханического состояния массива многолетнемерзлых пород, определены безопасные размеры конструктивных элементов системы разработки, разработаны рекомендации по технологическим схемам выемки руды на нижних горизонтах в переходной зоне и временных целиков на отработанной части рудной зоны, а также рекомендации по снижению потерь отбитой руды, ликвидации пустот, ремонту и восстановлению горных выработок.

Климат района горных работ отличается крайне низкими отрицательными температурами. Климатические условия поверхности существенно влияют на формирование температурного режима Бадранского месторождения.

Для качественной и количественной оценки этого влияния периодически проводились исследования, заключающиеся в замерах температуры воздуха по длине вентиляционного пути и в очистных камерах, а также температуры породных стенок и массива на различном расстоянии от бортов выработок. Тепловые съемки производились ртутными термометрами типа ТМ-2 (ТМ-3М) и электрическими термометрами ТЭГ-2, скорость движения воздуха измерялась чашечным анемометром МС-13, время замеров контролировалось с помощью секундомера. Температура горных пород вокруг выработок замерялась с помощью терморезисторов ММТ-4, составленных в гирлянды длиной по 3 м, которые устанавливались в скважины в бортах или кровле выработок. Измерения сопротивления терморезисторов производились с помощью моста постоянного тока МО-62 или Р-333. Температура пород определялась с помощью тарировочных таблиц терморезисторов.

Анализ результатов проведенных измерений температуры воздуха и пород на месторождении позволяет сделать следующие выводы:

- скорость движения воздуха по вентиляционному пути небольшая, вследствие чего при любой температуре наружного воздуха, температура вентиляционной струи выравнивается за счет теплообмена с вмещающими породами и принимает значения в пределах $-5... -9$ С;
- температура пород составляет -6 С... -8 С в зависимости от времени года;
- прогнозируемые нулевые изотермы находятся на глубине порядка 300 м.

Попытка определения в лабораторных условиях прочностных характеристик образцов льдопороды неправильной формы методом нагружения сфери-

ческими инденторами не имела успеха. Образцы закладки, выдерживавшиеся той же температуры, что и в натуральных условиях, разрушались в местах цементирования льдом при очень малых сжимающих усилиях - получаемая прочность на сжатие около единицы кгс/см. Это связано с несравнимым различием физико-механических свойств образцов и массива льдопородной закладки. Из литературных источников известно, что предел прочности на сжатие замороженной закладки в массиве равен 3...5 МПа. Отсюда вывод, что, если для обычных условий натурные испытания проводят, в основном, для обобщения лабораторных испытаний, то для замораживаемого закладочного материала они являются единственным источником достоверной информации. Визуальное обследование боковых обнажений заложённых камер гор.920-940м показывает на их высокую устойчивость, контакты закладки с налегающими породами плотные.

Определение влажности замороженного закладочного материала проводилось термостатным методом. Для проведения лабораторного испытания в нашем случае использовалось следующее оборудование:

- сушильный шкаф СНОЛ-3,5; лабораторные весы ВЛКТ-2.

Необходимую навеску пробы льдопороды устанавливали с учётом гранулометрического состава и брали не менее 1000 г.

Транспортировка проб производилась в специальной таре, обеспечивающей сохранность природной влажности. Взвешивание проб производилось непосредственно перед установкой в сушильный шкаф.

Испытания на влажность льдопороды проводились в следующей последовательности. В заранее взвешенную тару помещали пробу и взвешивали. Обращалось внимание на то, чтобы отбор для взвешивания производился как можно быстрее, с тем чтобы льдопорода до определения ее массы во влажном состоянии не смогла отдать воду в окружающую среду. После взвешивания образец породы ставился в сушильный шкаф, где проба высушивалась при температуре 100-110 °С до постоянной массы, что достигалось многократным высушиванием с последующим взвешиванием.

Высушивание проб производилось в течении 5 часов, после охлаждения до комнатной температуры взвешивались.

Результаты исследований показали, что влажность проб колеблется от 33 до 49%.

Лабораторное определение объемного веса льдопородного материала - наиболее часто используемой плотностной характеристики горных пород, зависящей от их состава и структуры и являющейся весом единицы объема всей горной породы, производилось в условиях его естественной влажности волуметрическим методом. Куски льдопороды, взятые с боковых обнажений камер 8 и 9, взвешивались на технических весах, а их объем определялся объемом вытесненной жидкости в мерной колбе. Объемный вес испытанных нами образцов льдопороды изменялся в пределах 1,6 - 1,9 Г/см³. Следует отметить, что объемный вес льдопородной закладки для разных камер, также как и

влажности, может изменяться в весьма широких пределах ввиду различия в ее гранулометрическом составе.

Визуальное обследование состояния горных выработок показало, что на гор.880м и ниже изменение температурных условий вызывает отслаивание и растрескивание коренных пород. Этому способствует замерзание воды, которая, увеличиваясь в объеме, раздвигает частицы породы; очевидно, что при повторном замерзании и оттаивании процесс разрушения массивных пород усиливается и захватывает более глубоко залегающие слои.

В зоне перехода к подмерзлотным горизонтам по мере повышения температуры ожидается заметное понижение устойчивости обнажений горных выработок. Слои таких пород, например, как милониты или глинистые сланцы, будут находиться в пластическом состоянии. В этом случае не только потребуются усиленное крепление, но и возможно использование специальных методов проходки.

Объективными характеристиками физико-механических свойств скальных трещиноватых пород в массиве, определяющих их устойчивость при обнажении и подработке, принято считать прочность пород в массиве (или в образце), степень их нарушенности трещинами тектонического происхождения и объемный вес. Изучение механических свойств пород месторождения проводилось упрощенным экспресс-методом, разработанным во ВНИМИ.

Из результатов определения прочностных характеристик мерзлых образцов горных пород, приведенных в табл. 1.1 и 1.2, видно, что механические свойства пород месторождения характеризуются большим диапазоном изменений определяемых показателей, следовательно и устойчивость обнажений массива горных пород для каждого конкретного участка производства горных работ будет различна.

Коэффициент вариации испытанных образцов пород не превышает 15%, что вполне допустимо для использования этих данных при проведении инженерных расчетов.

По результатам определения физико-механических свойств горных пород месторождения, были проведены расчеты допустимых пролетов обнажения и размеров целиков.

Данные графической интерпретации расчетов дают возможность принимать допустимые устойчивые пролеты очистных камер исходя из геомеханической ситуации конкретного участка производства горных работ.

Расчеты показали, что для слоистой слабонарушенной кровли предельные пролеты камер находятся в пределах 8 - 22 м в зависимости от изменения прочности пород на изгиб и растяжение. Для слоистых, трещиноватых кровель эти пределы значительно ниже и составляют 2,6 - 7,7 м.

По данным В.И.Борщ-Компониц, уменьшение величины предельного пролета (по сравнению с монолитной кровлей) при одной системе трещин составляет 5-20% (интенсивность трещиноватости - 10 трещин на ширину предельного пролета) при изменении отношения ширины предельного пролета к

мощности нижнего несущего слоя кровли соответственно от 8 до 18. Если интенсивность трещиноватости составляет 30 трещин, величина предельного пролета уменьшается уже на 15-30% для тех же условий. В камерах, где направление трещиноватости параллельно их оси, предельный пролет на 40% меньше, чем в камерах, где направление трещиноватости перпендикулярно к оси. Если в кровле имеются две взаимно перпендикулярные системы трещин, предельный пролет, при прочих равных условиях, на 10-15% меньше, чем при одной системе трещин.

В 1997 году Советом Якутского округа госгортехнадзора России на основании результатов проведенных ИГД Севера исследований и статьи 1.7 Единых правил по охране недр принято решение о прекращении опытно-промышленных работ с 01.11.96г. и разработке единого технического проекта на отработку месторождения.

В связи с этим, проектной организацией ТОО "Орт" был разработан "Локальный проект проведения горных работ на золоторудном месторождении Бадран", в котором были заложены проектные решения рекомендованные ИГДС СО РАН.

Согласно заданию на проектирование и подсчету эксплуатационных запасов принята годовая производительность рудника 35 тыс.т руды.

Режим работы рудника: непрерывная двусменная рабочая неделя, продолжительность смены 12 часов с регламентированными перерывами.

В смену на очистные работы предусматривается выход 9 горнорабочих, распределяющихся на 3 забоя. Закладочные работы проводятся в период отрицательных температур атмосферного воздуха в ночную смену, также параллельно в 3 камерах.

Согласно технического задания в Проекте принята система с камерной выемкой руды и закладкой выработанного пространства замораживаемыми породами, которая прошла апробацию при опытно-промышленных испытаниях на руднике.

Добычной горизонт оконтуривается доставочным и вентиляционным штреками, соединенными на границах горизонта уклонами, и делится на камеры первой и второй очереди, расположенных через одну. Выемка руды на добычном горизонте производится камерами-заходками шириной 3 м в один слой при выемочной мощности до 3 м и почвоуступно при мощности более 3 м. На бурении массива применяются перфораторы ПП-63, на доставке - скреперные лебедки 30ЛС-2С и 55ЛС-2С, тип ВВ - аммонит №6 ЖВ. Уходка за взрыв составляет 1,3 м, расход ВВ - 0,54 кг/т. После крепления кровли анкерами отбивается второй слой, затем третий и т.д.

Очистной забой верхнего горизонта опережает нижний не менее, чем на две ширины заходки (6 - 8 м).

Закладочные работы проводятся в период отрицательных температур атмосферного воздуха (с середины сентября до середины апреля - 7 мес.) в ночную смену в 3 камерах. Закладке подлежат предусмотренные к выемке 24 пер-

вичные камеры. Междукamerные целики не закладываются. Средний объем камер составляет 320-560 м³, продолжительность закладки которых принимается равным месяцу по опыту закладочных работ при опытно-промышленных работах.

По окончании очистной выемки в нижней части камеры первой очереди сооружается бетонная перемычка. Закладочный материал подается с поверхности через породоспуск, используются также и пустые породы от проведения полевых выработок. Рядом с породоспуском пробурена скважина для водоводного шланга, через который вода подается в закладываемые камеры. Вода подвозится, в основном, с зумпфа, находящегося в 5 км от рудника. В зависимости от грансостава и температуры пород количество заливаемой воды изменяется в пределах 11-23% от объема закладки. Замораживаемая закладка производится слоями мощностью 0,4-0,6 м. Камеры второй очереди (междукamerные целики) отрабатываются после набора искусственными целиками необходимой нормативной прочности на сжатие 3-5 МПа. Продолжительность естественного промораживания заложенных камер объемом 4-5 тыс. м³ составляет 8-10 месяцев, при использовании принудительного проветривания выработок холодным воздухом - 6-8. Расчетное разубоживание руды при добыче - 24.5%, потери руды 1.0%.

В качестве альтернативного варианта системы разработки для отработки участков месторождения средней мощности с неустойчивыми обнажениями кровли (милонитизированные зоны) рекомендован вариант камерно-столбовой системы разработки с раздельной почвоуступной выемкой неустойчивых пород и руды.

При почвоуступной выемке число и высота уступов зависят от мощности залежи, расположения и глубины шпуров. Ширина уступов обычно не менее 2 м. После проходки передового забоя на несколько метров в почве засекают уступы высотой 2,5-3,5 м. Отбойка производится горизонтальными шпурами или нисходящими скважинами. Почвоуступная выемка создает лучшие, по сравнению с потолкоуступной выемкой, условия для поддержания кровли камер в надлежщем состоянии.

Очистная выемка начинается с проходки отрезной щели. Вначале отбивается порода всяческого бока и выдается из блока, а затем - рудное тело.

Кровля очистного пространства и буровых восстающих крепится штанговой крепью вслед за подвиганием очистного забоя. Образованная высота выработанного пространства, равная 2,1-2,2 м, позволяет применять более прогрессивный и быстровозводимый тип крепи - сталеполимерные или железобетонные штанги и создает более удобные и безопасные условия труда горнорабочих. Вариант системы с раздельной почвоуступной выемкой пород и руды позволяет:

- существенно повысить безопасность очистных работ;
- обеспечить высокое качество извлечения полезного ископаемого из недр;
- повысить извлечение полезного компонента в концентрат;

- обеспечить заполнение выработанного пространства прирезаемыми породами;
- значительно увеличить выпуск концентрата при сохранении заданной производительности рудника по добыче руды.

Для выемки рудных залежей в переходной зоне (температура массива пород -2°) разработана технологическая схема, включающая комбинацию мобильных вариантов систем с открытым выработанным пространством и камерных с льдопородной закладкой. По этой схеме эксплуатационный горизонт делится на камеры (блоки) 1-ой, 2-ой и т.д. очереди. Для выемки камер с последующей закладкой выработанного пространства предусматриваются только наиболее богатые участки этажа. Выбор размеров, места и расположения выработок и камер для выемки с закладкой замораживаемыми породами, а также порядок их отработки, определяются из условия управления ими состоянием массива горных пород и эффективного использования других систем разработки (сплошных, камерно-столбовых) для добычи основных запасов, позволяющих при использовании информации о кластерной организации минеральных веществ выборочно обрабатывать кондиционные участки горизонта.

На шахте рекомендуется поддерживать естественный (отрицательный) тепловой режим, поскольку рекомендации по параметрам конструктивных элементов систем разработки, нормативам потерь и разубоживания, креплению горных выработок основаны на опыте и результатах научных исследований для шахт области распространения многолетней мерзлоты без подогрева воздуха.

В настоящее время по рекомендуемой технологии на месторождении отработано более 250 тыс. тонн руды.

Таблица 1.1.

Результаты определения механических свойств горных пород

Порода	Средний предел прочности на растяжение, МПа	Средний предел прочности на сжатие, МПа	Сопротивление сдвигу, МПа
1	2	3	4
Песчаник	6,7	153,1	16,0
Алевропесчаник	4,7	122,6	12,0
Контактный милонит по песчанику	3,0	55,8	6,4
1	2	3	4
Алевролит с милонитом	2,7	53,1	5,9
Алевролит	4,6	92,2	10,3

1	2	3	4
Милонит	1,3	31,9	3,2
Милонит с кварцем	5,5	109,1	12,2
Милонит с кварцем по песчанику	0,4	7,8	0,9
Кварцевая руда	5,8	145,0	14,5
Чистый кварц, окисленный	2,5	61,7	6,2
Алевролитистый песчаник с прослойками кварца	1,9	46,3	4,7

Таблица 1.2.

Физико-техническая характеристика объекта горных работ

Наименование характер. элемента, МПа	Сред. предел. прочности на растяж. МПа	Сред. предел. прочности на сжатие	Кэф. хрупкости	Сцепление МПа	Объем, вес, кН/м ³	Кэф. Пуассона	Модуль упругости, ГПа
Висячий бок	3,8	84,8	1/22	8,9	27	0,2	50
Рудное тело	3,2	73,9	1/23	7,7	32	0,18	25
Лежачий бок	4,3	95,6	1/22	10,1	27	0,2	40
Льдопородная закладка	0,3	5	1/17	1,2	18	0,3	13

ДАВЛЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД НА ЗАКЛАДОЧНЫЙ МАССИВ С НЕЛИНЕЙНОЙ ХАРАКТЕРИСТИКОЙ УСАДКИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МНОГОЛЕТНЕМЕРЗЛЫХ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Мамонов А.Ф. (ИГДС СО РАН) Якутск

Для снижения интенсивности проявлений горного давления в призабойной зоне очистного пространства при подземной разработке многолетнемерзлых россыпей системами с закладкой - уменьшения абсолютных величин и скорости смещения кровли, вывалов в кровле - существенное значение имеет характер компрессионных кривых сыпучих и смерзающихся закладочных материалов (ЗМ).

В том случае, когда массив горных пород и закладка моделируется линейно деформируемой средой, последовательность увеличения выработанного пространства в расчете НДС не имеет значения [1, 2]. Длина участков закладочного массива (l_i), на которых модуль деформации закладки $E_{(закл)} = \text{const}$, может быть задана как начальные данные. При этом не учитывается история нагружения закладочного массива в процессе движения фронта очистных работ. В работе [3] описан метод учета последовательности технологических циклов "выемка-закладка" применительно к рудным месторождениям.

В данной работе поставлена и решена задача расчета НДС массива многолетнемерзлых горных пород, при отработке продуктивного пласта с полной или частичной закладкой выработанного пространства, с учетом последовательности технологических циклов "выемка-закладка" и экспериментально обоснованной зависимости компрессионных свойств сыпучих и смерзающихся закладочных материалов от термовлажностных условий подготовки.

В расчетах использовалась модель упругой изотропной сплошной среды, как достаточно адекватно отражающая реальные свойства мерзлого массива [1].

Выполненные экспериментальные исследования компрессионных свойств сыпучих и смерзающихся ЗМ [4] дали возможность описать их деформирование кусочно-линейной аппроксимацией.

$$\varepsilon(T, W) = \begin{cases} \sigma/E_1(T, W_c, W_n), & -\sigma < \sigma_{01}, W_c > W_{кр}, T < T^* \\ \varepsilon_{01} + (\sigma - \sigma_{01})/E_2(T, W_c, W_n), & \sigma_{01} \leq -\sigma < \sigma_{02} \\ \varepsilon_{02} + (\sigma - \sigma_{01})/E_3(T, W, W), & -\sigma > \sigma_{02} \end{cases} \quad (1)$$

где E_i ($i = 1, 2, 3$) - модули деформации; σ_{0i} , ε_{0i} ($i = 1, 2$) - компрессионные характеристики; $W_c, W_n, W_{кр}$ - влажность, содержание незамерзшей воды, критиче-

ская влажность (2-3%) - соответственно; T - температура ЗМ; T^* - температура фазового перехода.

Деформационные соотношения (2) нашли свое отражение в математической модели, описывающей деформирование вмещающего мерзлого массива.

Для расчета НДС в окрестности очистной выработки применены расчетные схемы плоской задачи теории упругости, когда дана весома бесконечная полуплоскость с одним или с несколькими прямоугольными вырезами. Деформированное состояние характеризуется вектором деформаций $\{\varepsilon\} = \{\varepsilon_x, \varepsilon_y, \gamma_{xy}\}$, а напряженное - вектором напряжений $\{\sigma\} = \{\sigma_x, \sigma_y, \tau_{xy}\}$.

При этом приняты следующие допущения:

- вмещающие породы являются неоднородными и изотропными с усредненными деформационными характеристиками;
- закладочный массив воспринимает нагрузку в соответствии с компрессионной диаграммой (2);
- взаимодействие вмещающих пород с закладочным массивом происходит с полным сцеплением по контакту, то есть $u^+ - u^- = 0$, где u^+ , u^- - смещения точек поверхности контакта соответственно пород кровли и закладочного массива;
- температурное поле массива горных пород однородно и стационарно.

Пусть известно начальное напряженное состояние $\{\sigma\}^0 = \{\sigma_x^0, \sigma_y^0, \tau_{xy}^0\}$, где $\sigma_x^0 = \lambda\gamma$.

Вследствие проведения горной выработки с поверхностью обнажения S_1 происходит перераспределение напряжений в массиве, формируется новое напряженное состояние $\{\sigma\}^1$.

$$\{\sigma\}^1 = \{\sigma\}^0 + \delta\{\sigma\}^1, \quad (2)$$

где $\delta\{\sigma\}^1$ - "дополнительные" напряжения.

На поверхности обнажения S_1 горной выработки проекции силового вектора $\sigma_{ij}^1 n_j$ равны нулю:

$$\sigma_{ij}^1 n_j = 0, \quad (x, y) \in S_1 \quad (3)$$

где n_j - компоненты единичного вектора, нормального к поверхности S_1 .

При исследовании НДС в зоне влияния очистной выработки МКЭ можно ограничиться лишь небольшой областью массива горных пород $\{x \in [0, x_1], y \in [0, y_1]\}$ с границей S_0 .

Развитие очистных и закладочных работ рассматривается как процесс изменения конфигурации выработанного пространства, закладываемого частично или полностью. Вследствие нелинейного изменения деформационных характеристик закладки в процессе ее нагружения НДС массива горных пород зависит не только от начального, но и от всех предыдущих состояний.

Процесс изменения НДС массива горных пород и закладки можно описать, разбивая этот процесс на расчетные этапы, связывая их с технологическими циклами "выемка-закладка". Расчетные этапы могут включать, в общем случае, один или несколько технологических циклов с формированием закладочных полос и последующим образованием заходок вследствие очередного цикла выемки продуктивного пласта. Ширина заходок назначается в соответствии с технологическим регламентом.

Постановка задачи расчета НДС массива горных пород формулируется следующим образом.

I расчетный этап. Граничные условия на поверхности обнажения S_1 и контуре расчетной области S_0 , вытекающие из соотношений (1) и (2):

$$\delta\sigma_{ij}^I n_j | S_1 = -\sigma_{ij}^I n_j | S_1 \quad (4)$$

$$\delta\sigma_{ij}^I | S_0 = 0 \quad (5)$$

На первом расчетном этапе производится закладка части выработанного пространства с оставлением рабочего пространства очистного забоя. Закладываться может в общем случае n полос шириной a каждая, то есть общая ширина расчетной длины участка закладки $I_1 = na$. Так как участок закладки на первом этапе пока не нагружен, то задача расчета НДС массива горных пород в предположении его линейной деформируемости решается в упругой постановке, то есть сводится просто к решению первой основной задачи теории упругости: к определению вектора $\{\sigma\}^I$.

II расчетный этап. Пусть после создания второй заходки с поверхностью обнажения S_2 формируется новое напряженное состояние - $\{\sigma\}^II$. По аналогии с соотношением (1), можно записать:

$$\{\sigma\}^II = \{\sigma\}^I + \delta\{\sigma\}^2, \quad (6)$$

где $\delta\{\sigma\}^2$ - "дополнительные" напряжения, связанные с образованием второй заходки и отражающие изменение $\{\sigma\}^I$.

Применяя предыдущую схему расчета, принимаем, что образование второй заходки приводит к такому распределению напряжений, при котором на поверхности S_2 реализуется условие

$$\sigma_{ij}^{II} n_j | S_2 = 0, \quad (7)$$

Тогда из соотношений (3) и (4) следует, что

$$-\sigma_{ij}^I n_j | S_2 = \delta\sigma_{ij}^2 n_j | S_2, \quad (8)$$

Аналогично соотношению (2) можно принять

$$\delta\sigma_{ij}^2 \pi_i | S_0 = 0, \quad (9)$$

Особенность построения алгоритма решения задачи на втором этапе состоит в том, что в рассмотрение включается область, занятая закладкой с нелинейными деформационными характеристиками $(E_i(\sigma))$, $(i = 1, 2, 3)$.

Пусть $\delta\sigma_{ij}^2(E(\delta\sigma_{ij}^1))$ и $\delta\epsilon_{ij}(E(\delta\sigma_{ij}^1))$ - тензоры "дополнительных" напряжений и деформаций, представляющие решение задачи второго расчетного этапа.

Искомое НДС массива горных пород после второго расчетного этапа может быть представлено в следующем виде:

$$\sigma_{ij}^{\Pi}(E(\delta\sigma_{ij}^1)) = \sigma_{ij}^0 + \delta\sigma_{ij}^1 + \sigma_{ij}^2(E(\delta\sigma_{ij}^1)); \quad (10)$$

$$\epsilon_{ij}^{\Pi}(E(\delta\sigma_{ij}^1)) = \epsilon_{ij}^I + \delta\epsilon_{ij}^1 + \delta\epsilon_{ij}^2(E(\delta\sigma_{ij}^1)). \quad (11)$$

Для участка закладки это первое нагружение, поэтому следует для материала ЗМ назначать $E_i(\sigma_{ij}^1) = E_i$ из его компрессионной диаграммы. Тогда НДС участка закладки можно представить следующими формулами:

$$\sigma_{ij}^{\Pi}(i_{\text{закл}}) = \delta\sigma_{ij}^2(E(\delta\sigma_{ij}^1)); \quad (12)$$

$$\epsilon_{ij}^{\Pi}(i_{\text{закл}}) = \delta\epsilon_{ij}^2(E(\delta\sigma_{ij}^1)), \quad (13)$$

где $\sigma_{ij}^{\Pi}(i_{\text{закл}})$ - сравнивается с величиной $\sigma_{01}(S_r^i, T)$, где T - температура, S_r^i - степень льдозаполнения смерзающихся ЗМ.

Если условия

$$\sigma_{ij}^{\Pi}(i_{\text{закл}}) \geq \sigma_{01}, \quad \sigma_{ij}^{\Pi}(i_{\text{закл}}) \geq \sigma_{01}(S_r^i, T), \quad (14)$$

выполняются, то на следующем расчетном этапе E_1 заменяется на E_2 и далее при последующих расчетных циклах возможно и на E_3 .

Условие (9) позволяет определить длину блока l_1 закладки, на которой модуль деформации остается постоянным, $E_i = \text{const}$.

При реализации следующих расчетных циклов НДС вмещающего массива горных пород и закладки может быть представлено аналогичными формулами.

Моделировалась мерзлая кровля и закладка из сыпучих ЗМ при выемке продуктивного пласта мощностью $m=2,4$ м длинным очистным забоем, с глубиной разработки $H=50$ м применительно к одному из россыпных месторождения Кулара. Изменяемым фактором были длина пролета подработки.

Физико-механические свойства горных пород россыпного месторождения Кулара представлены в табл. 1.

Физико-механические свойства горных пород месторождения Кулара

Наименование	E, Мпа	ν	ρ , кН/м ³
Коренные породы	4600	0,25	27
Породы кровли и целиков продуктивного пласта	1000	0,25	20
Трещиноватая зона плотика	2300	0,25	23,5

Температура вмещающих пород -8° С. Компрессионные характеристики сыпучей закладки: $E_1 = 9,8$ Мпа, $E_2 = 28,2$ Мпа, $\sigma_0 = 0,4$, $\epsilon_0 = 4,0\%$. Ширина призабойного пространства $b = 6$ м. Отношение модулей упругости мерзлой горной породы и закладки на первом расчетном этапе $E/E_{\text{закл}} \approx 100$.

Задача решалась методом конечных элементов. При этом использовались программа REZIDE, разработанная в ИГДС СО РАН [1, 2] и программа FILLING.

В МКЭ нелинейность деформационных свойств закладки учитывалась методом переменных параметров упругости. На каждом шаге приближения задача решалась методом Зейделя с верхней релаксацией. После ввода нового модуля деформации закладки ($E_{i(\text{закл})}$, $i = 1, 2, 3$) очередного блока матрица жесткости системы (МЖС) для упрощения задачи не корректировалась, а строилась новая МЖС, хотя при этом затрачивалось дополнительное машинное время.

На каждом расчетном цикле “выемка - закладка” длину l_i -го участка, при достижении которого переходили на новое значение модуля деформации сыпучего или смерзающегося ЗМ в закладываемом участке, при переходе к новому расчетному циклу определяли при условии превышения максимальных напряжений в среднем сечении закладочного массива (σ_{max}) величины напряжения σ_{01} или σ_{02} компрессионной диаграммы ЗМ.

В результате расчета НДС массива горных пород для варианта I величина l_i , на которой происходит смена модуля деформации закладки $E_{(\text{закл})}$ оказалась равной 32 м.

Формирование опорного давления и давление на закладочный массив после превышения длины подработки ($(l_i + 1)$, где l_i - ширина призабойного пространства), когда происходит замена $E_{(\text{закл})}$ представлено на рис.1. Сравнение распределения горного давления полученное с учетом последовательности технологических циклов “выемка - закладка” (кривая 1) и без учета (кривая 2) показывает их качественное отличие. Ступени на кривой 1 обусловлены не только упругой моделью среды, но и самим характером приведенных выше формул

для определения НДС горного и закладочного массива. Здесь изменение НДС горного и закладочного массива оценивали коэффициентом нагрузки K_n . Для закладочного массива это коэффициент разгрузки $K_p = K_n < 1$, для зоны опорного давления в горном массиве это будет коэффициентом концентрации напряжений $K_k = K_n > 1$.

Таким образом, учет последовательности технологических циклов "выемка-закладка" и нелинейности деформационных характеристик закладки в процессе ее нагружения в математической модели взаимодействия вмещающих пород с закладочным массивом позволяет более достоверно давать оценку напряженно-деформированного состояния мерзлого массива горных пород в процессе движения фронта очистных работ.

ЛИТЕРАТУРА

1. Изаксон В.Ю. Вопросы механики многолетнемерзлых горных пород. Якутск: ЯНЦ СО АН СССР, 1990. - 172 с.
2. Кычкин Н.Л., Петров Е.Е., Изаксон В.Ю., Сугаренко Г.Г. Определение параметров анкерной крепи призабойного пространства при разработке россыпного месторождения с закладкой // ФТПРПИ. - 1989. - С. 82-86.
3. Методология расчета горного давления / Кузнецов С.В., Одинцев В.Н., Слоним М.Э., Трофимов В.А. - М: Наука, 1981. - 103 с.
4. Мамонов А.Ф., Сугаренко Г.Г. Некоторые вопросы механики и технологии формирования смерзающихся закладочных массивов // Проблемы горного производства на Севере: Сб. науч. тр. - Якутск: ЯНЦ СО РАН, 1992. - с. 151-159.

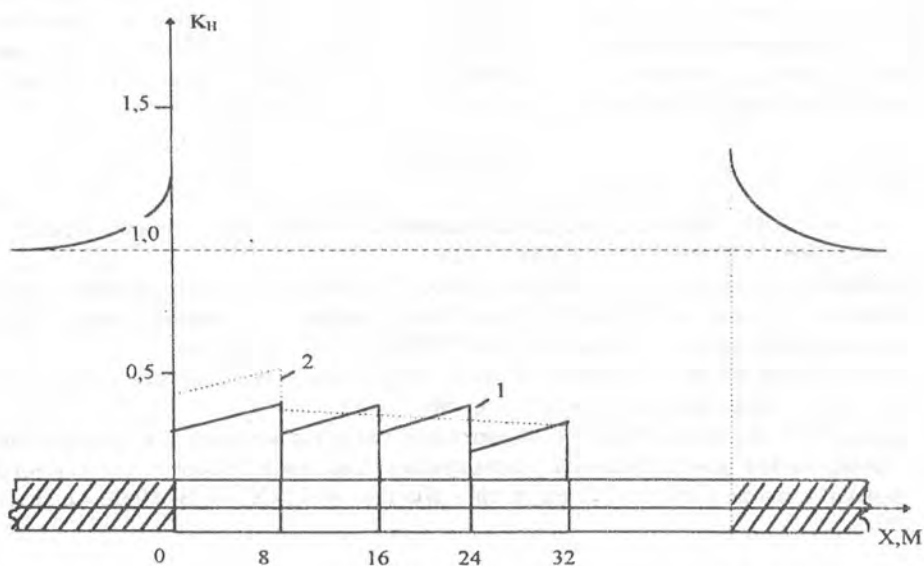


Рис. 1. Формирование опорного давления и давления на закладочный массив.

- 1- с учетом последовательности технологических циклов
“выемка-закладка”
- 2- без учета последовательности технологических циклов
“выемка-закладка”

ЭКОНОМИКО-МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ВЫБОРА ПАРАМЕТРОВ БЕТОННОЙ КРЕПИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

Иудин М.М. (НФ ЯГУ)

Вскрытие промышленных запасов полезных ископаемых на средней и большой глубине от дневной поверхности вертикальными стволами, когда пересекаемый породный массив находится в различных геокриологических условиях, приводит к необходимости изменять идеологию проектирования крепления в соответствии с новыми требованиями, вытекающими из изменений экономических условий функционирования производственных отношений, ужесточения законодательных норм в области рационального использования природных ресурсов, в вопросах безопасности и охраны труда. Под геокриологическими условиями понимается температурное состояние горных пород, которое обычно разделяется на зоны по мощности породного массива: гелиотермозона, зона многолетнемерзлых горных пород, зона пород с "вялыми температурами", близкими к температуре фазового перехода и зона пород в талом состоянии.

До настоящего времени в расчетах при проектировании крепления вертикальных стволов применяют методы, в которых преобладает принцип, не учитывающий особенности протекания геомеханических процессов в массиве многолетнемерзлых пород при тепловом взаимодействии вокруг выработки. Данный принцип основывается на положении, что геокриологические условия месторождений полезных ископаемых не влияют на состояние устойчивости породного обнажения выработки и применяют нормативную базу проектирования, принятую для центральных регионов. В качестве примера можно привести опыт проектирования крепления вертикальных стволов рудника "Сарылах" АО "Индибирзолото", рудника "Интернациональный" АК "Алмазы России - Саха". Поэтому нормативную базу проектирования вертикальных стволов для условий многолетней мерзлоты необходимо согласовать в соответствии с реальными геокриологическими и геомеханическими условиями эксплуатации месторождений полезных ископаемых.

Расчет параметров бетонной крепи вертикальных стволов обычно производится по условию прочности. Согласно СНиП регламентируется определять толщину крепи вертикального ствола исходя из условия прочности на ее внутреннем контуре.

Несложный расчет показывает, что удовлетворение условию прочности приводит к нескольким вариантам расчетных параметров толщины крепи выработки, комбинируя только прочностными свойствами материала. В этом случае СНиП предлагает ориентироваться на практику и опыт эксплуатации

крепей вертикальных стволов в аналогичных горногеологических условиях. Хотя данную задачу можно решить, оптимизируя процесс выбора толщины бетонной крепи методом экономико-математического моделирования. Экономико-математическая модель должна базироваться на целевой функции, которая составляется на основе способа приведенных затрат, связанных с проведением и креплением вертикального ствола.

При проведении ствола изменение толщины крепи влияет на общий объем вынимаемой горной породы, которую можно условно разделить на постоянную и переменную части. Принцип разделения основан на степени влияния толщины крепи выработки. Постоянный объем определяется технологическими соображениями размещения оборудования в стволе или минимальными размерами ствола в свету, необходимыми для выполнения добычных и проходческих работ. Поэтому ее считаем постоянной величиной, не зависящей от толщины крепи выработки:

$$V_{п} = \pi \cdot R_0^2 \cdot L, \text{ м}^3 \quad (1)$$

где $V_{п}$ - постоянная часть вынимаемого объема, м^3 ; R_0 - радиус ствола в свету, м; L - протяженность вертикального ствола, м.

Полный объем вынимаемой горной породы в массиве будет равен:

$$V_{в} = \pi (R_0 + d)^2 \cdot L, \text{ м}^3 \quad (2)$$

где d - толщина крепи выработки, м.

Тогда, переменная часть вынимаемого объема составит:

$$V_{м} = \pi \cdot L \cdot (2R_0 \cdot d + d^2), \text{ м}^3 \quad (3)$$

Для составления целевой функции необходимо определить затраты на проведение вертикального ствола с учетом только переменной части вынимаемого объема:

$$Z_1 = \pi \cdot L \cdot (2R_0 \cdot d + d^2) \cdot C_{в}, \text{ руб.} \quad (4)$$

где $C_{в}$ - стоимость выемки 1 м^3 горной породы, руб.

Вторая компонента целевой функции связана с затратами на крепление вертикального ствола. Здесь также необходимо учитывать только переменную часть вынимаемого объема. Тогда, стоимость крепления вертикального ствола составит:

$$Z_2 = \pi \cdot L \cdot (2R_0 \cdot d + d^2) \cdot C_{к}, \text{ руб.} \quad (5)$$

где C_k - стоимость 1 м³ бетона, руб.

В функции Z_2 учитываем только стоимость материала изготовления бетона, которая будет существенно зависеть от толщины крепи. Считаем, что затраты на трудоемкость весьма мало зависят от толщины крепи. Если рассматривать составные компоненты бетона, то отметим существенную роль цемента в изготовлении бетона. Причем, стоимость цемента определяет стоимость бетона. Марка бетона назначается в зависимости от марки цемента, а стоимость цемента находится в прямой зависимости от ее марки: чем она выше, тем больше цена.

Тогда, стоимость 1 м³ бетона можно разложить на следующие составляющие:

$$C_k = C_{ш} \cdot V_{ш} + C_{ц} \cdot V_{ц}, \text{ руб.} \quad (6)$$

где $C_{ц}$, $V_{ц}$ - стоимость 1 кг в руб. и весовой объем цемента в кг;

$C_{ш}$, $V_{ш}$ - стоимость и весовой объем щебня, воды и других материалов.

Так как марка бетона определяется маркой цемента и следовательно прочностными свойствами, то зная зависимость предела прочности от толщины крепи, можно найти функцию $C_{ц} = f(d)$. В свою очередь эта функция определяется параметрами термомеханического взаимодействия массива многолетнемерзлых пород и крепи вертикального ствола. Вначале находится зависимость нагружения крепи ствола от ее толщины, далее из связи прочности бетона и нагрузки определяется данная функция. Вид функции в большинстве случаев можно принять линейной, например:

$$C_{ц} = a + b \cdot d,$$

где a , b - постоянные коэффициенты.

Тогда, стоимость крепления вертикального ствола будет иметь следующий вид:

$$Z_2 = \pi \cdot L (2R_0 \cdot d + d^2) \cdot [C_{ш} \cdot V_{ш} + (a + b \cdot d) \cdot V_{ц}], \quad (7)$$

Целевая функция на проведение и крепление вертикального ствола запишется следующим образом:

$$Z_0 = Z_1 + Z_2 \quad (8)$$

Чтобы определить оптимальную толщину крепи выработки необходимо минимизировать целевую функцию:

$$Z_0 \rightarrow \min \quad (9)$$

Продифференцируем целевую функцию (8) по параметру d и полученное выражение в соответствии с критерием минимизации (9) приравняем нулю. Из данной процедуры найдем квадратное уравнение, решение которого имеет вид:

$$d_{1,2} = (-x_2 \pm \sqrt{x_2^2 - 4x_1 \cdot x_3}) / 2x_1 \quad (10)$$

где

$$\begin{aligned} x_1 &= 1,5 \cdot b \cdot V_{II} ; \\ x_2 &= C_B + C_{III} \cdot V_{III} + (a + 2R_0 \cdot b) \cdot V_{II} ; \\ x_3 &= R_0 \cdot C_B + R_0 \cdot C_{III} \cdot V_{III} + R_0 \cdot a \cdot V_{II} . \end{aligned}$$

Таким образом, разработан алгоритм построения экономико-математической модели затрат на проведение и крепление вертикального ствола и на основе логических аппроксимаций получено решение в общем виде для определения оптимальной толщины монолитной бетонной крепи.

КЛАССИФИКАЦИЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ МЕТОДОВ
РАЗРАБОТКИ И ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Антипин И.Н. (НФ ЯГУ)

В научно-технической и учебной литературе принято к геотехнологиям относить методы скважинной отработки только твердых полезных ископаемых. Отчасти это оправданно, т.к. курс "Геотехнология" преподается студентам горных вузов и факультетов, призванным заниматься разработкой твердых ископаемых. Однако, методы геотехнологии весьма специфичны, т.к. предусматривают искусственный перевод твердого ископаемого сырья в подвижное состояние через скважины для вывода его для последующей переработки на поверхности также через скважины. В этом в геотехнологических методах освоения твердых полезных ископаемых много общего с традиционными способами добычи жидких и газообразных полезных ископаемых, находящихся в естественном подвижном состоянии в недрах. К ним относятся нефть, природный газ, подземные воды, природные рассолы, минеральные воды, парогидротермы и др., которые добываются исключительно с помощью буровых скважин. Поэтому, на наш взгляд, понятие "Геотехнология" следует рассматривать шире и глубже общепринятого, т.к. при скважинной отработке твердых, жидких и газообразных полезных ископаемых общность технологий выражается во многих позициях.

Во-первых, практически во всех случаях единой вскрывающей, нарезной, подготовительной и добычной горной выработкой является буровая скважина, независимо от исходного естественного физического состояния полезного ископаемого.

Во-вторых конструкции геотехнологических скважин как на жидкие и газообразные, так и на твердые полезные ископаемые во многих отношениях идентичны и для оборудования стволов скважин применяются одни и те же материалы при сходных технологических схемах оснащения их.

В-третьих, для выдачи ископаемого на поверхность при отсутствии избыточных пластовых давлений в скважинах применяются одни и те же конструкции подъемников - такие как: эрлифты, гидроэлеваторы, водоструйные насосы, штанговые, артезианские или погруженные центробежные электронасосы.

В-четвертых, во многих случаях применяются одинаковые схемы и конструкции устройств для герметизации устьев скважин и их поверхностной обвязки, в основном "нефтяного" стандарта.

В-пятых для сооружения геотехнологических скважин на твердые ископаемые задействуются буровое оборудование и инструмент, предназначенные

для скважин на жидкие или газообразные ископаемые, при идентичных технологиях бурения.

И в-шестых, технологические схемы эксплуатации газо-, водо-, нефтедобывающих скважин во многом сходны с эксплуатацией продуктивных добычных скважин при геотехнологических методах обработки твердых полезных ископаемых.

Исходя из изложенного, нами сделана попытка объединить и расклассифицировать все известные, как промышленно освоенные, так и находящиеся в стадии идей, исследований или испытаний, методы скважинной обработки различных полезных ископаемых, независимо от исходного физического состояния их вещества. Разработанная классификация приведена в таблице.

В основу классификации положена сущность каждого метода, выраженная в его названии, и даны условные буквенные шифры методов, как общепринятые, так и впервые предлагаемые. Указаны месторождения и объекты применения методов и степень их промышленной освоенности. Приведены основные методы воздействия на залежи ископаемых для их выдачи на поверхность и перевода в подвижное состояние. Кроме того, указаны исходные и конечные физические состояния вещества в процессе реализации геотехнологических методов обработки полезных ископаемых.

Предложенная классификация не претендует на всеобъемлемость и универсальность и, вероятно, далека от совершенства. Она разработана для учебных целей при изложении курса "Геотехнология" студентам-горнякам и буровикам. Двухлетний опыт преподавания дисциплины автором статьи свидетельствует о хорошей наглядности классификации и доходчивости представленных в ней сведений.

Таблица 1.

Классификация геотехнологических методов
обработки месторождений полезных ископаемых

NN п/п	Название метода и шифр	Объекты (месторождения) разработки или добычи	Степень освоен- ности	Методы воздействия на залежь	Состояние ископаемого сы- рья	
					исход- ное	конеч- ное
1	2	3	4	5	6	7
1.	Добыча природного газа - ДПГ	Природный газ Газоконденсатные месторождения Нефтегазовые месторождения	0	без воздействия	Г	Г, Ж
			0	без воздействия	Г, Ж	Г, Ж
			0	без воздействия, откачка	Г, Ж	Г, Ж
2.	Попутная добыча метана-ПДМ	Каменные бурые угли, нефтебитумы, горючие сланцы	0	без воздействия	Г	Г

1	2	3	4	5	6	7
3.	Добыча перегретого пара - ДПП	Парогидротермы	0	без воздействия	Г	Г, Ж
4.	Скважинная нефтедобыча-СНД	Нефтегазовые и нефтяные местор.	0	без воздействия, откачка	Ж	Ж
5.	Добыча тяжелых нефтей	Нефтяные месторождения	0	термические, вибрация, откачка	Ж, Т	Ж
6.	Добыча подземных вод (пресных) - ДПВ	Грунтовые, подземные, артезианские воды	0	откачка без воздействия	Ж	Ж
7.	Добыча минеральных вод - ДМВ	Целебные минеральные подземные воды	0	без воздействия, откачка	Ж	Ж
8.	Добыча термальных вод - ДТВ	Парогидротермы	0	без воздействия, откачка	Ж, Г	Ж, Г
9.	Добыча природных рассолов - ДПР	Минерализованные подземные воды	0	откачка	Ж	Ж
10.	Подземное растворение солей - ПРС	Каменные калийные и натриевые соли	0	Закачка воды. Растворение термическое, откачка	Т	Ж
		Бишофит, сода глауберова соль	И	Закачка воды, растворение термическое, откачка	Т	Ж
12.	Разработка газовых гидратов -РГГ	Месторождение природного газа, нефтегазовые, газогидратные	И	Химическое, термическое	Т	Г
13.	Подземная газификация углей - ПГУ	Каменные и бурые угли.	0	Горение, возгонка	Т	Г
		Битумы, горючие сланцы	И	горение, возгонка	Т	Г
14.	Извлечение химических соединений из подземных вод - ИХС	Месторожд. Иодобромистых соединений, бора, урана, стронция.	0	Химическое, биологическое, откачка	Ж	Т, Ж
		Сточные и захороненные воды шахт рудников, разрезов карьеров, нефтепромыслов, предприятий.	И	Химическое, биологическое, откачка	Ж	Т, Ж

1	2	3	4	5	6	7
15.	Подземное выщелачивание руд - ПВР	Зоны окисления сульфидных месторождений меди и никеля, инфильтрационные и осадочно-инфильтрационные месторождения урана.	0	Химическое	Т	Ж
		Месторождения сульфидные, марганца, меди, свинца, цинка, золота, титана, бурого железняка.	И	Химическое	Т	Ж
16.	Подземное сжигание серы-ПСС	Самородная сера	0	Термическое	Т	Г
17.	Подземная выплавка минералов - ПВМ.	Самородная сера, битумы, тяжелые нефти, озокерит.	0	Термическое	Т	Ж, Г
		Серя вулканогенных пород, асфальтит, легкоплавкие металлы.	И	Термическое	Т	Ж, Г
18.	Скважинная гидродобыча руд - СГД.	Фосфориты, пески, гравий.	0	Гидравлическое механическое	Т	Т, Ж
		Осадочные месторождения металлов россыпных минералов, угли, бокситы.	И	Гидравлическое механическое	Т	Т, Ж

Условные обозначения:

И - методы, находящиеся в стадии идей, исследований, испытаний;

О - методы, освоенные промышленностью;

Т - твердое; Ж - жидкое; Г - газообразное.

УСТАНОВКА ДЛЯ ИМИТАЦИИ И ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ
ПОДЗЕМНОЙ ГАЗИФИКАЦИИ УГЛЕЙ

Шипицын Ю.А. (НФ ЯГУ)

В ранее опубликованных работах неоднократно говорилось о необходимости разработки новых методов добычи углей для энергоснабжения, и в частности, подземной газификации, как наиболее приемлемый для Северо - Востока России и Якутии.

Принимая во внимание вышесказанное, Нерюнгринский филиал ЯГУ и ГУП "Якутуголь" проводят совместные исследования теоретического и экспериментального характера.

На данном этапе работ изготовлена модульная установка для имитации процессов, происходящих в газовом канале подземного газогенератора, которая позволяет достаточно полно исследовать и проводить эксперименты с различными марками угля, при различной влажности, льдистости и температуре угля.

Установка изготовлена из стали толщиной 4 мм и представляет собой конструкцию типа "ящик в ящике". Общая схема установки представлена на рисунке.

Между внутренними и наружными стенками по всему периметру предусматривается засыпка теплоизоляционного материала. Канал 1 имитирует дутьевую скважину и может использоваться для подачи как дутья, так и источника огня. Канал 2, в свою очередь, служит для отвода полученного газа. Каналом газификации в установке служит перфорированная труба (3). Для контроля и слежения за процессом газификации предусмотрены специальные отверстия для промежуточных газоотводных труб (4) и термомпар (5), установленных на разном расстоянии от канала газификации. Создание огневого забоя осуществляется с помощью паяльной лампы или раскаленного кокса, засыпаемого сверху в перфорированную трубу.

Данная установка позволяет измерить скорость сгорания разных марок угля при различных условиях влажности и температуры, изучить состав полученного газа, его калорийность и теплотворную способность.

После проведения исследований на установке планируется проведение натурального эксперимента на одном из участков Денисовского каменноугольного месторождения.

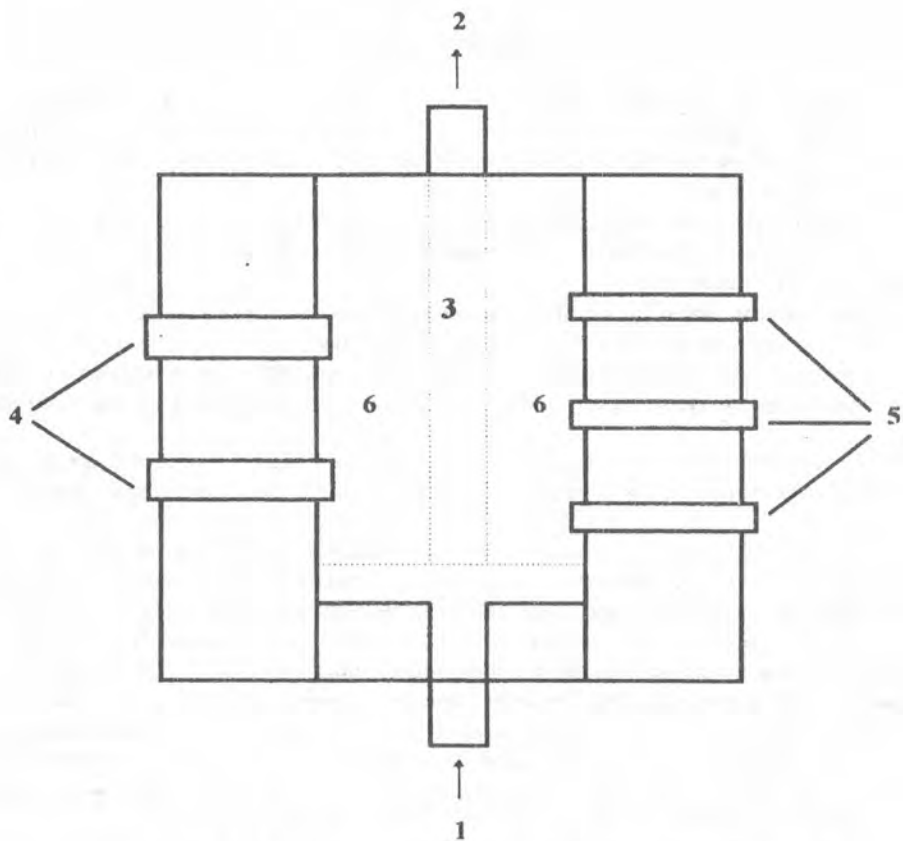


Рис. 1. “Общая схема установки для сжигания углей “
 1-дутьевая труба; 2 - газоотводящая труба;
 3 - перфорированная труба; 4- промежуточные
 газоотводные трубы; 5 - термопары; 6 - угольная засыпка.

ВНЕДРЕНИЕ НОВЫХ КОМПЛЕКСОВ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ВСКРЫШНЫХ РАБОТ РАЗРЕЗА "НЕРЮНГРИНСКИЙ"

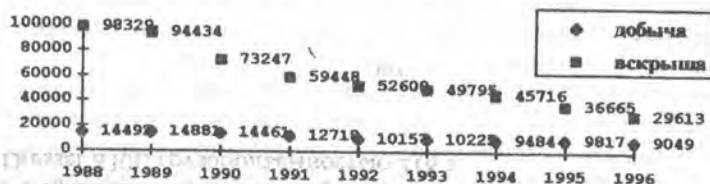
Голубенко А.В. (ГУП "Якутуголь"), Александров И.Н. (НФ ЯГУ)

Для обеспечения устойчивой деятельности угольной отрасли России в новых экономических условиях в настоящее время проводится ее реструктуризация, основной целью которой является снижение затрат на производство, социальная защита работников в условиях сокращения объемов производства, закрытие убыточных, а также техническое перевооружение и реконструкция перспективных предприятий.

Не является исключением и государственное унитарное предприятие "Якутуголь", где в 1996-97 гг. была разработана и утверждена "Программа реструктуризации угольной промышленности Республики Саха (Якутия)", одним из основных мероприятий которой является техническое перевооружение перспективных предприятий с внедрением качественно новой и более производительной техники.

В связи с тем, что на протяжении ряда лет отсутствовали средства на обновление основного горно-транспортного оборудования, его парк достиг износа, величина которого не позволяет поддерживать объемы производства на постоянном уровне. Объемы вскрыши и добычи снижаются, затраты на запасные части и материалы изношенного и не списываемого в срок оборудования превышают всякие разумные пределы, вследствие чего для снижения эксплуатационных затрат необходимо обновление действующего оборудования качественно новым, более экономичным.

Изменение объемов горных работ
по разрезу "Нерюнгринский" с 1988 года



Рассматривая диаграмму изменения объемов вскрыши и добычи по разрезу "Нерюнгринский" видно, что уменьшение объема вскрыши происходило бы-

стрее, чем уменьшение объемов добычных работ, поэтому наиболее актуальным в настоящий момент является обновление именно вскрышного оборудования.

В этой связи на разрезе “Нерюнгринский” назрел вопрос внедрения качественно новых экскаваторно-автомобильных комплексов, а также соответствующих им по производительности и техническому уровню буровых станков. Главным в этой задаче безусловно является выбор модели вскрышного экскаватора.

Основные марки применяемых экскаваторов на вскрыше и объемы вскрышных работ по маркам экскаваторов приведены в следующей таблице:

Таблица 1

Марка экскаватора	Износ на 01.01.97, %	Отгружено всего парком по марке, тыс. м ³	Среднегодовая производительность среднесписочной машины, тыс. м ³
ЭКГ-20	71.47	26203	2070
204-М	82.68	31257	2117
201-М	71	32046	2527
ЭКГ-15	35.04	10695	1713
ЭКГ-12,5	109.51	33403	2086

В настоящее время основной объем вскрыши выполняется двумя марками экскаваторов - это ЭКГ-20 и 201-М. Анализируя их работу с начала эксплуатации можно отметить следующее:

- 1) При одинаковом проценте износа экскаваторы 201-М сохранили более работоспособное состояние, а ЭКГ-20 имеют фактический износ гораздо выше нормативного, их конструкция регулярно изменялась, проводилась непрерывная доводка, которая безусловно отрицательно повлияла на качество обслуживания этих машин.
- 2) При массе экскаватора ЭКГ-20 1100 т и емкости его ковша 20 м³ годовая производительность среднесписочного экскаватора с начала их эксплуатации составила 2070 тыс. м³ в год, в то время, как производительность среднесписочного экскаватора 201-М при весе 670 т и емкости ковша 16 м³ составила 2527 тыс. м³ в год, т. е. отечественные экскаваторы большей емкости ковша в условиях разреза “Нерюнгринский” не смогли составить конкуренцию импортным машинам по производительности.
- 3) Из таблицы 1 видно, что средняя емкость ковша вскрышного парка экскаваторов разреза не достигает 20 м³, в то время как практика крупных горнодобывающих предприятий показывает, что при формировании комплексов оборудования в условиях больших объемов работ более целесообразным является принцип применения меньшего количества техники большей единичной мощности.

Таким образом при выборе нового экскаваторно-автомобильного комплекса необходимо руководствоваться следующими положениями:

1. Парк ЭКГ-20, выполняющий основные объемы вскрышных работ, является морально устаревшим, не обеспечивает соответствующую емкости ковша и весу производительность. Процент износа явно не соответствует нормативному. Отечественное машиностроение имеет технические разработки машин ЭКГ-20УС и ЭКГ-30, однако при сравнении их паспортных (рабочих экземпляров еще нет) показателей с аналогичными показателями импортных машин, а также с учетом опыта эксплуатации ЭКГ-20, в настоящее время целесообразность их приобретения вызывает сомнения.

Таблица 2

Марка экскаватора	Емкость ковша, м ³	Масса, т
ЭКГ-20А	20	1100
ЭКГ-20УС	22	1300
ЭКГ-30	30	1250
295-ВП "Бюсайрус-Ири"	22.8	732
2300ХРА "Харнишфегер"	20.52	704
4100 "Харнишфегер"	42.56	1077
301-М "Марион-Дрессер"	41.04	1100

Сравнивая соотношение веса экскаватора и емкость его ковша видно, что эти показатели также складываются не в пользу отечественного машиностроения.

2. Анализ простоев оборудования за последние годы показывает, что одной из основных причин срывов программы горных работ является отсутствие материалов и запасных частей - взрывчатых веществ, дизельного топлива, масла, резины и прочего из-за нехватки денежных средств на их приобретение. Таким образом не стоимость приобретения, а стоимость эксплуатации оборудования становится определяющей при его выборе. Новое оборудование наряду с высокой производительностью должно иметь эксплуатационные затраты меньше, чем при эксплуатации имеющегося оборудования.
3. При использовании экскаваторов емкостью ковша 40 м³ возникает необходимость применения автосамосвалов большей грузоподъемности и вместимости кузова, так при погрузке горной массы 40-кубовым ковшом в 180-тонный БелАЗ-75215 в кузов входит менее трех полных ковшей, а равномерная раскладка породы в кузове из-за больших размеров ковша затруднена.

Следуя приведенным выше положениям на разрезе "Нерюнгринский" проводится внедрение качественно новых экскаваторно-автомобильных комплексов с применением экскаватора 301-М емкостью ковша 40 м³ и автосамосвалов Dresser 830Е грузоподъемностью 218 т.

Испытания в забое, проводившиеся с целью определения времени цикла при погрузке экскаватором 301-М самосвала Dresser, при рекламном времени 35 сек. фактически показали время цикла от 33 до 35 сек. в разных протоколах, в то время как при рекламном времени цикла ЭКГ-20, равном 28 сек., фактически оно достигает 40 сек.

В связи с тем, что новые экскаваторы еще не отработали полный год, о годовой их производительности судить рано, а часовая производительность их составляла в зимний период 1997 года 912 м³/час против 564 м³/час у ЭКГ-20, что подтвердило предварительные расчеты производительности экскаваторов.

Стоимость капитальных затрат на приобретение 40-кубового импортного экскаватора почти вдвое больше, чем 20-кубового отечественного, но эксплуатационные затраты снижаются при этом на 27%, а с учетом снижения стоимости затрат на транспортирование вскрыши при внедрении 218-тонных импортных самосвалов на 40%, приведенные затраты при внедрении импортного комплекса оборудования снижаются на 35%, что подтверждает основные принципы комплексной механизации открытых горных работ в части выбора меньшего числа более мощных машин, соответствующих друг другу по своим параметрам.

Следует также отметить, что в рыночных условиях развития промышленности, даже в условиях отсутствия свободных финансовых средств предприятия предпочитают путем экономического планирования приобретать оборудование не более дешевое по стоимости, а более надежное и производительное, с меньшими эксплуатационными затратами.

АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ ОТРАБОТКИ РАЗРЕЗА “НЕРЮНГРИНСКИЙ”

Александров И.Н., Сулейманова Т.А., Сидоренко О.В. (НФ ЯГУ)

Нерюнгринский угольный разрез отрабатывается с 1975 года. В течении двадцати лет эксплуатации разреза добыто 169517 тыс.т. угля, вынута вскрышных пород 1.007.912 тыс.м³.

В период с 1976 по 1983 г.г. наблюдалось невыполнение плана по вскрышным работам на 49638 тыс.м³, из-за отсутствие в начальный период квалифицированных кадров, сложных климатических и горногеологических условий, мало развитой инфраструктуры в районе.

В 1986 и 1988 годы произведено перевыполнение плана по вскрыше на 4089 тыс. м³, с 1990 по 1996 годы идет “хроническое” снижение выполнения объемов вскрыши, из-за сложной экономической обстановки в стране, создавшейся в результате перехода к рыночной экономике и проведения коренных реформ. При этом возникают трудности в оплате потребителю за сырье.

Отсутствие денежных ресурсов приводит к многомесячной задержке выплаты зарплаты работникам, а также к отсутствию и нехватке топлива, ВВ, запчастей, инструментов и других материалов необходимых для бесперебойной работы разреза.

Отставание объемов добычи угля, в плане выполнения работ, наблюдались только в 1984г., в 1990г. и 1991 году, а в остальные годы происходило перевыполнение плана.

В последние годы с 1990 по 1996 годы план по добыче перевыполняется с одновременным отставанием по вскрыше, что приводит к снижению текущего коэффициента вскрыши (рис.1). По сравнению с плановым текущим коэффициентом вскрыши, в 1996 году фактический коэффициент вскрыши был равен 3,27 м³/т, что в 1,7 раза меньше планового.

В результате такого развития работ в разрезе “Нерюнгринский” начинается процесс постепенного увеличения углов рабочих бортов. Так рассмотрены, по нескольким линиям, профили бортов разреза “Нерюнгринский”, по состоянию на 1.01.1995 и 1.08.1997 годов. По этим профилям видно, что в связи с отставанием объема работ по вскрышным породам, идет процесс формирования “целика”, и по вертикали на двух уровнях, с горизонта 700 до горизонта 775 м и с горизонта 795 до 880 м, углы, формируемых “целиков” по линиям I^a - I^b и II^a - II^b соответственно составляют 23°, 22°35' и 17°30'; 19° (рис. 2,3).

По сравнению с началом 1995 года произошло увеличение результирующего угла наклона борта разреза с 13° до 15°.

По линии I^а - I^б с 1.01.1995 по 1.08.97 год понижение горных работ составило на 15 м, т.е. горизонта 675 на горизонт 660 м.

Профиль борта разреза "Нерюнгринский по линии I^а - I^б состоит из шестнадцати уступов высотой от 10 до 16 м. При этом на десяти горизонтах площадки "заужены" с 35 до 7 м, только на пяти горизонтах существуют рабочие площадки шириной от 65 до 110 м.

Такое состояние горных работ говорит о том, что на верхних горизонтах будут сформированы "целики" высотой от 70 до 90 м, что вызовет вынужденную консервацию вскрышных пород. Для восстановления оптимального соотношения вскрышных и добычных работ потребуется резкое увеличение вскрышных работ. Поэтому, вероятно, назрела необходимость проведения исследований по прогнозированию режима горных работ с учетом создавшегося положения.

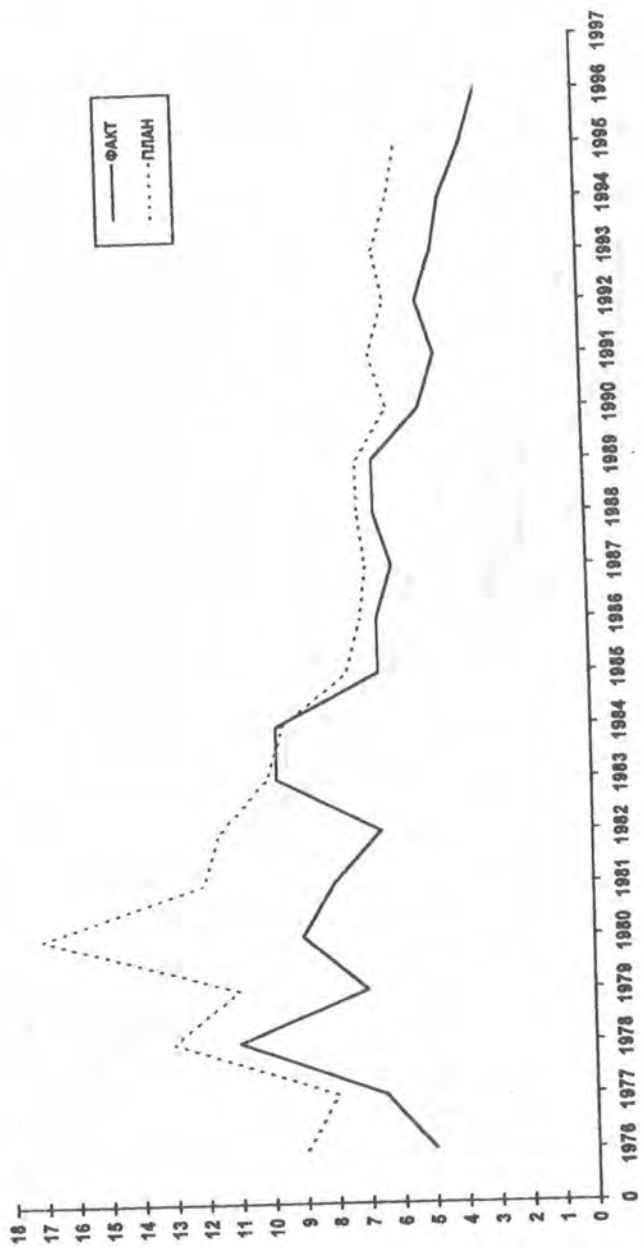
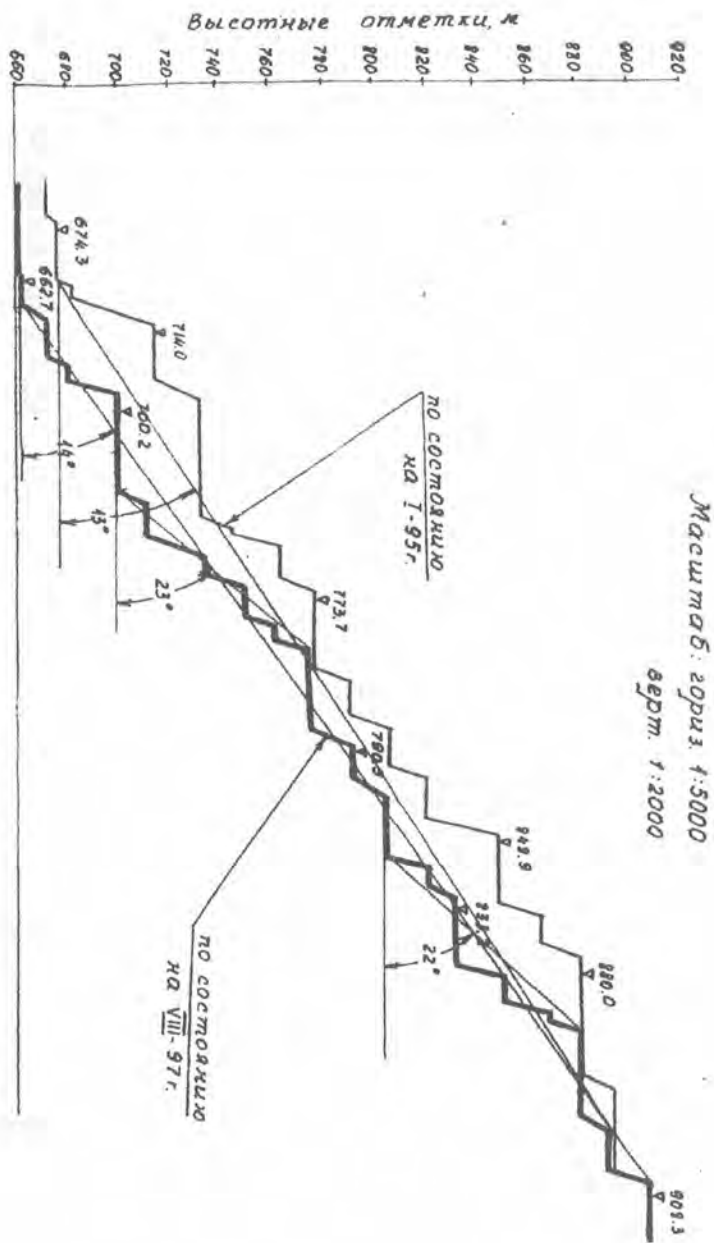


Рис. 1. Динамика изменения текущего коэффициента вскрыши на разрезе "Нерюнгринский"



Масштаб: гориз. 1:5000
верт. 1:2000

Рис. 2. Изменение угла рабочего борта разреза по линии I'-I'

Масштаб: гориз. 1:5000

верт. 1:2000

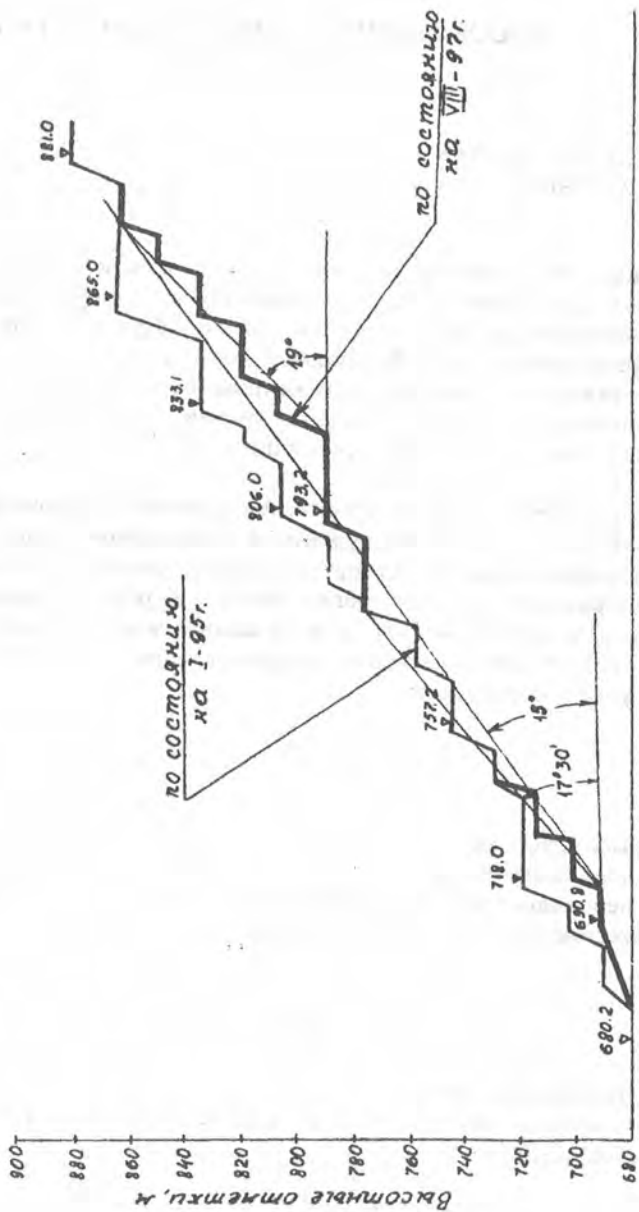


Рис. 3. Изменение угла борта разреза по линии II' - II"

СПОСОБ ФОРМИРОВАНИЯ ОТКОСА УСТУПА С
ЗАДАННЫМ УГЛОМ

Желябовский Ю.Г. (АЛРОСА г.Мирный)

Изаксон В.Ю. (ЯГУ)

Формирование уступов откосов глубоких алмазодобывающих карьеров производится при помощи гладкого взрывания наклонных скважин. Современные буровые станки СБШ имеют возможность бурить наклонные скважины, но угол наклона мачты станка фиксирован всего на 2-3 установки. При существующей технологии, наклонные скважины бурятся перпендикулярно верхней бровке уступа, т.е. скважина является линией наибольшего ската, а угол откоса при этом равен углу наклона скважины или, что тоже самое, углу наклона мачты станка.

Методы расчета устойчивости откосов позволяют назначить оптимальный угол откоса с точностью 1° . Вынужденное уменьшение этого угла увеличивает объем вскрыши и усложняет проектирование оптимальной чаши карьера.

Рассматривается способ бурения скважин буровыми станками фиксированного направления под любым наперед заданным углом, поворачивая станок относительно простирания откоса на наперед заданный угол.

Угол уступа определяется:

$$\operatorname{tg}\beta = \frac{h}{l}, \quad (1)$$

где h - высота уступа,

l - заложение уступа.

При перпендикулярном расположении бурового станка к простиранию откоса, заложение уступа находится по формуле

$$l = \frac{h}{\operatorname{tg}\theta}, \quad (2)$$

где θ - угол наклона мачты.

При повороте станка на угол ψ к линии простирания откоса, его заложение уменьшится

$$h = l \sin \psi. \quad (3)$$

Тогда угол откоса β_1 определится

$$\operatorname{tg}\beta_1 = \frac{h}{b} = \frac{h}{l \sin \psi} = \frac{\operatorname{tg}\theta}{\sin \psi} \quad (4)$$

Угол ψ необходимого поворота станка относительно линии простирания откоса найдем

$$\psi = \arcsin \frac{\operatorname{tg}\theta}{\operatorname{tg}\beta} \quad (5)$$

Практическое использование данного метода не вызывает затруднений. На буровом станке монтируются два кронштейна с отвесами. Кронштейны раздвижные и могут вращаться вокруг вертикальной оси в точке закрепления на станке. Отвесы представляют собой отрезки роликово-втулочной цепи, закрепленной на концах кронштейнов. Такая конструкция отвесов не восприимчива к ветру и динамике станка.

Для работы нужен шаблон, который служит для выставления на местности линии, расположенной под заданным углом к простиранию уступа ("строчки" скважин). Шаблон представляет собой складную 4^х метровую нивелирную линейку, к концам которой шарнирно присоединены отрезки алюминиевого двутавра с нанесенными на них проградированными шкалами и передвижными визирками.

Установка станка производится маркшейдером в следующем порядке.

1. Для заданного угла откоса выбирается угол наклона мачты. Рекомендуемые интервалы углов откоса для каждого возможного угла наклона мачты приведены в таблице 1.

Таблица 1.

Интервал углов уступа, которые можно получить при данном угле наклона мачты

Угол наклона мачты, град.	Угол уступа, град.	
	мин.	макс.
60	60	67,25
67,5	67,5	74,75
75	75	90

2. Производится настройка системы отвесов так, чтобы створ отвесов был перпендикулярен оси станка и находился на линии пересечения оси бурового

става и поверхности бермы. Перенастройка системы отвесов производит- только при изменении угла наклона мачты.

3. По формуле (5) вычисляется необходимый угол поворота станка, вычисляется необходимый отсчет по шаблону и его визирки устанавливаются на этот отсчет.

4. Шаблон устанавливается на намечаемую к бурению скважину, а визирки на створ "строчки" скважин, тогда рейка шаблона устанавливается перпендикулярно требуемому положению оси бурового станка.

5. Маневрируя станком, устанавливают створ отвесов вдоль рейки шаблона, ось станка при этом должна проходить через устье скважины, намеченной к бурению.

Для изложенного способа разработана специальная инструкция, в которой расчетные формулы табулированы.

Апробация метода производилась на карьере "Мир", в результате чего доказана высокая технологичность работ и получено хорошее качество заоткоски.

**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ЭКСКАВАТОРНЫХ БЛОКОВ
ДЛЯ БЕСТРАНСПОРТНОЙ СИСТЕМЫ
РАЗРАБОТКИ НА РАЗРЕЗЕ "КАНГАЛАССКИЙ".**

Петров С.Н., Стручков О.А., Панишев С.В (ИГДС СО РАН)

Разрез "Кангаласский" разрабатывает сближенные угольные пласты "Нижний" и "Верхний" мощностью соответственно 5,5 и 10м, которые разделены пачкой глинистых пород мощностью 3 м. Над пластами располагается толща вскрышных пород, высота которой колеблется в пределах 20-45м.

Месторождение располагается в сложных природно-климатических условиях, среди которых следует выделить, прежде всего, наличие многолетней мерзлоты.

Обоснование параметров экскавации и системы разработки осуществлено по результатам изучения процесса вторичного смерзания. Проведенные исследования вторичного смерзания взорванных многолетнемерзлых вскрышных пород позволили для вскрышных пород разреза "Кангаласский" пропорционально глубине промерзания установить время смерзания. Время смерзания пород для различных периодов года представлено в табл.1.

Таблица 1

Время смерзания вскрышных пород в различные периоды года

Месяцы	Время смерзания, мес.
Март-апрель	0,5
Май-июнь	1,0
Июль-август	1,5
Сентябрь-октябрь	2,0
Ноябрь-декабрь	1,5
Январь-февраль	1,0

Анализ работы драглайна ЭШ-10/70 на действующем разрезе "Кангаласский" показал, что его производительность зависит от времени года. Значения производительности в зависимости от времени года представлены в табл.2.

На основании данных табл.1 и 2 были рассчитаны длины экскаваторных блоков на период вскрышного сезона (март-октябрь). Таблица 3 позволяет определить максимальный объем одновременно взрывааемых пород для бестранспортной технологии и соответствующую этому объему длину экскаваторного блока в зависимости от времени года, ширины заходки, высоты уступа и планируемых коэффициентов сброса и переэкскавации.

Таблица 2

Средняя производительность ЭШ-10/70 в различные периоды года

Месяцы	Производительность тыс.м ³ /мес.
Март-апрель	130
Май-июнь	170
Июль-август	185
Сентябрь-октябрь	150

Таблица 3

Параметры экскаваторных блоков по условию смерзания взорванных многолетнемерзлых пород (на примере разреза "Кангаласский")

Высота уступа (h _у)	Коэффициенты		Параметры блока					
	сброса (K _с)	перезекс. (K _п)	Макс. объем блока тыс.м ³	Максим. Длина блока, при различной ширине заходки, м				
				40	45	50	55	60
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Март-апрель								
20	0,1	0,2	44,6	55	50	45	40	35
	0,1	0,3	41,2	50	45	40	35	35
	0,1	0,4	38,2	45	40	35	35	35
	0,2	0,3	46,3	55	50	45	40	40
	0,2	0,4	43,0	50	45	40	40	35
	0,3	0,2	57,3	70	65	55	50	45
	0,3	0,3	52,9	65	60	50	45	40
25	0,3	0,4	49,1	60	55	50	45	40
	0,1	0,2	44,6	45	40	35	30	30
	0,1	0,3	41,2	40	35	30	30	25

	2	3	4	5	6	7	8	9
	0,1	0,4	38,2	40	35	30	25	25
	0,2	0,2	50,2	50	45	40	35	30
	0,2	0,3	46,3	45	40	35	30	30
	0,2	0,4	43,0	40	35	30	30	25
	0,3	0,2	57,3	55	50	45	40	35
	0,3	0,3	52,9	50	45	40	35	35
	0,3	0,4	49,1	50	45	40	35	30
Май-июнь								
15	0,1	0,2	116,6	190	170	155	140	130
	0,1	0,3	107,6	180	160	145	130	120
	0,1	0,4	99,9	165	145	135	120	110
	0,2	0,2	131,2	215	195	175	160	145
	0,2	0,3	121,1	200	180	160	145	135
	0,2	0,4	112,4	185	165	150	135	125
	0,3	0,2	149,9	250	220	200	180	165
	0,3	0,3	138,4	230	205	185	165	150
20	0,3	0,4	128,5	215	190	170	155	140
	0,1	0,2	116,6	145	130	115	105	95
	0,1	0,3	107,6	135	120	105	95	90
	0,1	0,4	99,9	125	110	100	90	80
	0,2	0,2	131,2	165	145	130	120	110
	0,2	0,3	121,1	150	135	120	110	100
	0,2	0,4	112,4	140	125	110	100	90
	0,3	0,2	149,9	185	165	150	135	125
25	0,3	0,3	138,4	170	150	135	125	115
	0,3	0,4	128,5	160	140	135	115	105
	0,1	0,2	116,6	115	100	90	85	75
	0,1	0,3	107,6	105	95	85	75	70
	0,1	0,4	99,9	199	90	80	70	65
	0,2	0,2	131,2	130	115	105	95	85
	0,2	0,3	121,4	120	105	95	85	80
	0,2	0,4	112,4	110	100	90	80	75
	0,3	0,2	149,9	150	135	120	110	100
	0,3	0,3	138,4	135	120	110	100	90
	0,3	0,4	128,5	125	115	100	90	85
Июль-август								
15	0,1	0,2	190,3	315	280	250	230	210
	0,1	0,3	175,7	290	260	230	210	195
	0,1	0,4	163,1	270	240	215	195	180
	0,2	0,2	214,1	355	315	285	260	235
	0,2	0,3	197,6	330	290	260	240	220
	0,2	0,4	183,5	305	270	245	220	200
	0,3	0,2	244,7	405	360	325	295	270
	0,3	0,3	225,9	375	335	300	270	250
	0,3	0,4	209,7	350	310	280	250	230

1	2	3	4	5	6	7	8	9
20	0,1	0,2	190,3	235	210	190	170	155
	0,1	0,3	175,7	220	195	175	160	145
	0,1	0,4	163,1	200	180	160	145	135
	0,2	0,2	214,1	265	235	215	195	175
	0,2	0,3	197,6	245	220	195	180	165
	0,2	0,4	183,5	230	205	180	165	150
	0,3	0,2	244,7	305	270	245	220	200
	0,3	0,3	225,9	280	250	225	205	185
	0,3	0,4	209,7	260	230	210	190	175
25	0,1	0,2	190,3	190	170	150	135	125
	0,1	0,3	175,7	175	155	140	125	115
	0,1	0,4	163,1	165	145	130	115	105
	0,2	0,2	214,1	215	190	170	155	140
	0,2	0,3	197,6	200	175	160	140	130
	0,2	0,4	183,5	185	165	145	130	120
	0,3	0,2	244,7	245	215	195	175	160
	0,3	0,3	225,9	225	200	180	165	150
	0,3	0,4	209,7	210	185	165	150	140

Сентябрь-октябрь

15	0,1	0,2	205,5	340	305	275	250	225
	0,1	0,3	189,9	315	280	250	230	210
	0,1	0,4	176,4	295	260	235	210	195
	0,2	0,2	231,5	385	340	305	280	255
	0,2	0,3	213,7	355	315	285	260	235
	0,2	0,4	198,4	330	290	265	240	220
	0,3	0,2	264,6	440	390	350	320	295
	0,3	0,3	244,2	405	360	325	295	270
20	0,3	0,4	226,8	375	335	300	275	250
	0,1	0,2	205,5	255	225	205	185	170
	0,1	0,3	189,9	235	210	190	170	155
	0,1	0,4	176,4	220	195	175	160	145
	0,2	0,2	231,5	290	255	230	210	190
	0,2	0,3	213,7	265	235	210	190	175
	0,2	0,4	198,4	245	220	195	180	165
	0,3	0,2	264,6	330	295	265	240	220
25	0,3	0,3	244,2	305	270	245	220	300
	0,3	0,4	226,8	280	250	225	205	190
	0,1	0,2	205,5	205	180	165	150	135
	0,1	0,3	189,9	190	165	150	135	125
	0,1	0,4	176,4	175	155	140	125	115
	0,2	0,2	231,5	230	205	185	165	155
	0,2	0,3	213,7	210	190	170	155	140
	0,2	0,4	198,4	195	175	155	140	130
	0,3	0,2	264,6	265	235	210	190	175
	0,3	0,3	244,2	245	215	195	175	160
	0,3	0,4	226,8	225	200	180	165	150

При использовании другого типа экскаватора или комплекса экскаваторов значения величины максимального объема блока и соответствующую этому объему длину экскаваторного блока, следует увеличивать во столько раз, во сколько раз производительность рассматриваемого типа экскаватора (или комплекса экскаваторов) выше производительности экскаватора-драглайна ЭШ-10/70.

ОСОБЕННОСТИ ВЗРЫВНОЙ ПОДГОТОВКИ И ЭКСКАВАЦИИ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД НА УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗАХ РЕСПУБЛИКИ САХА (ЯКУТИИ)

Киприянов Г.О., Сорокин В.С. (ЯГУ), Шубин Г.В. (НФ ЯГУ)

В настоящее время открытая добыча бурых, каменных и коксующихся углей на территории республики осуществляется на семи угольных месторождениях, не считая небольших предприятий местного значения. Некоторые на угольных разрезах (например Зырянский и Кангаласский) имеют опыт работы более 35 лет.

Ведущей системой открытой разработки является транспортная с применением техники циклического действия.

Технология открытых горных работ осложнена совместным воздействием горногеологических, климатических и геокриологических факторов. Суровые климатические условия и наличие многолетней мерзлоты оказывают существенное влияние на процессы взрывной подготовки горных пород и погрузочно-транспортных работ.

Вскрышные породы осадочного происхождения в мерзлом состоянии представляют собой многофазную систему, обладающую высокой механической прочностью и повышенной структурной вязкостью. Это связано с тем, что рыхлые увлажненные породы при отрицательной температуре превращаются в прочно армированные монолиты за счет заполнения пор и трещин льдом.

Недостаточная изученность свойств и состояния многолетнемерзлых пород, а также специфика их разрушения энергией взрыва, обуславливают сравнительно низкую эффективность буровзрывных работ на угольных разрезах Крайнего Севера.

В течение почти тридцати лет нами проводились обширные научные и производственно-экспериментальные исследования по установлению механизма взрывного разрушения мерзлых пород и повышению эффективности их отбойки энергией взрыва в различных горногеологических условиях.

В результате полевых и лабораторных работ выявлено, что основные типы осадочных пород, присутствующие на вскрышных уступах угольных разрезов Якутии, сильно отличаются друг от друга как по составу, так и по свойствам.

На Нерюнгринском разрезе породный массив представлен в основном средне- и мелкозернистыми песчаниками (более 70% от общего объема), а также алевролитовыми песчаниками и алевролитами. Прочностные свойства этих пород довольно высокие, особенно у кварцевых песчаников (коэффициент крепости f доходит до 10-12).

Вскрышные уступы Зырянского разреза сложены плотными глинистыми породами, состоящими из слабосцементированных аргиллитов с прослойками довольно крепких песчаников и алевролитов (коэффициент крепости f составляет 1,5-7,6).

Покрывающие породы угольных пластов Кангаласского разреза представлены преимущественно слабосцементированными мелко- и среднезерными песками и глиной, в которых лед выступает в качестве цемента.

Значительные осложнения производства взрывных работ создаются при наличии развитой системы трещин, расчленяющих массив на отдельности.

Изучение трещиноватости пород на Зырянском и Нерюнгринском разрезах с использованием планиметрических и фотопланиметрических измерений на обнажениях уступов, а также акустического способа, показало, что массивные крепкие песчаники имеют крупноблочное строение (III-IV категории по трещиноватости), а алевролиты, аргиллиты и плотные глины относятся к мелкоблочным (I-II категории по трещиноватости). В условиях многолетней мерзлоты большинство трещин заполнено мерзлым песчано-глинистым материалом и прослойками льда.

При взрывах в мерзлых породах большие потери энергии происходят в ближней зоне взрыва, в которой отмечается интенсивное развитие необратимых пластических деформаций, вследствие быстрого смещения и уплотнения минеральных частиц, а также кристаллов льда с таянием некоторого его количества. Здесь значительная часть ударной волны и механической энергии газообразных продуктов детонации диссипируется и рассеивается, притом доля потерь энергии на прямой теплообмен "продукты взрыва - мерзлая среда" является довольно высокой.

Результаты наших многочисленных экспериментов показывают, что наихудшее качество дробления мерзлых пород наблюдается при присутствии в составе их глинистого заполнителя и в состоянии неполного влагонасыщения породного массива.

Как известно, в составе мерзлых пород могут быть: 1) свободная вода, не имеющая молекулярной связи с минеральными частицами и замерзающая при температуре от 0 до -2°C ; 2) ориентированная вода, молекулы которой располагаются между слоями свободной и связанной воды, имея непосредственный контакт с минеральными частицами. она замерзает при понижении температуры до -20 - -35°C ; 3) связанная вода, обволакивающая частицы в виде тонких пленок и удерживаемая молекулярным притяжением. Она может не замерзнуть даже при температуре -190°C .

Намерзшая вода и лед-цемент, являясь вязкими компонентами, приводят к значительному увеличению сопротивляемости мерзлых пород разрушающему действию взрыва.

С понижением температуры происходит упрочнение кристаллической решетки льда, что также влияет на характер деформирования пород. Наибольшей прочностью обладают мерзлые породы массивной текстуры, в которых все

поры заполнены льдом полностью и равномерно. В связи с этим высокая удельная энергоемкость разрушения мерзлых супесчаных грунтов будет при влажности 19-20%, а глинистых -32-33%. Они часто встречаются на месторождениях бурых углей Центральной Якутии.

Непосредственные измерения температуры по глубине породного массива в течение года на Кангаласском угольном разрезе показали большую динамичность ее изменения до глубины 4-6 м, а на глубине 10-12 м годовые колебания прекращаются и стабилизируются на значениях -2 - -3,5° С. Поэтому гравитационная вода полностью переходит в лед, притом максимальная льдистость наблюдается на верхних горизонтах до глубины 20-30 м.

При проектировании взрывных работ в первую очередь решается вопрос выбора рационального типа ВВ. По результатам опытно-промышленных взрывов в условиях угольных разрезов Якутии установлено, что наиболее эффективными являются ВВ с невысокой скоростью детонации и достаточным запасом потенциальной энергии (игданиты, гранулиты, граммониты и др.).

Среди многочисленных параметров взрывания главенствующее значение имеют удельный расход ВВ и линия сопротивления по подошве, которым уделялось основное внимание при проведении опытных работ. Разнообразие физико-механических свойств горных пород и сложный процесс их взрывного разрушения не позволяют использовать с достаточной точностью эмпирические формулы, для расчета удельного расхода ВВ, предложенные различными авторами. В связи с этим признано целесообразным составлять местные классификации вскрышных пород по взрываемости. В частности, рекомендуемые значения удельного расхода ВВ для различных типов пород можно принимать по следующей классификации, разработанной нами в течение ряда лет.

Таблица 1

Классификация вскрышных пород по взрываемости

Категория по взрываемости	Степень взрываемости	Удельный расход ВВ для фракций +1000 мм кг/м ³	Вскрышные породы	Объемная масса т/м ³	Коэффициент крепости	Категория по трещиноватости	Угольный разрез
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Легко-взрываемые	0,3-4,0	Песчаник глинистый	2,42	2,5	II-III	Нерюнгринский
			Алевролит глинистый	2,5	7	II	
1	2	3	4	5	6	7	8
			Глина плотная Аргиллит	2,46	1,2	II	

			кремнистый Алевролит глинистый	3,32 3,12	7,6 6,8	I-II I-II	Зырянский
II	Средне-взрывае- мые	0,4-0,6	Песчаник кварцево-глинистый	2,48	4	III	Нерюнгринский
			Песчаник глинистый	2,42	2,2	III	Зырянский
III	Трудно-взрывае- мости	0,6-0,9	Песчаник слабосцементированный, мерзлый	1,85	0,9-1,3	V	Кангаласский
			Песчаник карбонатный				
			Песчаник кварцево-карбонатный				
			Песчаник кварцевый				
			Песчаник крупно-блочный	2,61	4,6	IV	Зырянский

Для установления оптимальной линии сопротивления по подошве (ЛСПП) уступа выполнен большой объем лабораторных экспериментов и опытных взрывов на Кангаласском разрезе. По полученным данным были сделаны следующие выводы: 1) с уменьшением ЛСПП степень дробления мерзлых пород повышается вследствие возрастания относительных размеров зоны с высокой плотностью трещин вокруг полости сжатия и уплотнения; 2) соответствующее значение ЛСПП можно получить на основе изучения воронки, полученной при взрыве одиночного удлиненного заряда; 3) для установления оптимальной величины ЛСПП целесообразно проводить взрывы одиночных и взаимодействующих скважинных зарядов на рабочих уступах с последующим определением зоны эффективного разрушения мерзлых пород; 4) при взрывании многолетне-мерзлых осадочных пород ЛСПП рекомендуется принимать в пределах 39-60 радиусов заряда ВВ в зависимости от высоты уступа.

Влияние качества дробления мерзлых пород на производительность выемочно-разгрузочного оборудования устанавливалось в результате статистической обработки данных хронометражных наблюдений и фотопланиметрическим

способом. Кроме того, фиксировались количество и продолжительность аварийных отказов экскаваторов и затрат времени на восстановление узлов и деталей. Как показывает опыт эксплуатации карьерного оборудования в северных районах, в зимний период времени наблюдается резкое увеличение аварийности, что связано со снижением ударной вязкости металла при температуре минус 30-50° С и ухудшением качества взрывной подготовки мерзлых пород. Причинами поломок деталей экскаватора также являются попадание снега и льда в механизмы и застывание смазки. В связи с этим производительность экскаваторов зимой снижается в 1,4-2 раза, а себестоимость вскрышных работ увеличивается в 1,6-2,7 раза по сравнению с показателями в летние месяцы.

Ведение экскаваторных работ особенно осложняется при возникновении так называемой вторичной смерзаемости взорванных пород. Влияние ее может проявиться и в летнее время ввиду того, что оттаявшая часть пород верхнего слоя способствует интенсивному вторичному смерзанию, особенно на поверхности развала и на контакте разрушенных пород с мерзлым массивом.

На работоспособность выемочно-погрузочного оборудования также влияют прилипание и примерзание горной массы к рабочим поверхностям ковшей и до настоящего времени еще не разработаны эффективные способы борьбы с этими явлениями.

Таким образом, повышение качества взрывной подготовки вскрышных пород и надежности работы экскаваторов является весьма важной и актуальной проблемой, поскольку от ее успешного решения зависит эффективность всего технологического цикла на угольном разрезе.

ПРИМЕНЕНИЕ ВВ СОБСТВЕННОГО ПРОИЗВОДСТВА
В ГУП "ЯКУТУГОЛЬ"

Голубенко А.В. (ГУП "Якутуголь")

Для успешного развития горнодобывающей отрасли в новых экономических условиях требуется применение энерго- и материалосберегающих технологий, комплексного использования сырья. Применение этих принципов необходимо при выполнении каждого технологического процесса, на каждой стадии переработки горной массы.

Для обеспечения экономичности процессов экскавации и транспортирования горной массы в места разгрузки на большинстве горнодобывающих предприятий требуется ее предварительная подготовка. В настоящее время универсальным и практически единственным эффективным способом подготовки к выемке крепких скальных пород является их буровзрывная подготовка. Этот способ останется доминирующим и на перспективу 20-25 лет, если за это время не будут открыты какие-либо принципиально новые способы разрушения скальных пород с реализацией больших мощностей.

На разрезе "Нерюнгринский" объемы взрывных работ в конце 1980-х годов достигали 70-80 млн. кубометров в год, сейчас - 35-45 млн. кубометров. Объем взрывчатых веществ, взрывааемых в неделю составляет в настоящее время в среднем 800-1000 т.

В общей структуре затрат на добычу угля, доля, приходящаяся на буровзрывную подготовку массива достигает 20-25%, а стоимость приобретения материалов для БВР наряду с материалами для обеспечения автоперевозок вскрыши, является для предприятия одной из основных составляющих эксплуатационных затрат.

В тоже время, являясь начальным процессом в технологии добычи, взрывание определяет эффективность и экономичность всех последующих процессов: погрузки, транспортирования, механического дробления и переработки пород.

Весьма дорогие по стоимости, промышленные взрывчатые вещества еще и опасны в производстве, транспортировке и применении, а также вредны для здоровья персонала.

Для удешевления взрывных работ и повышения уровня безопасности их проведения, мировой тенденцией последних десятилетий является стремление к созданию ВВ, более безопасных в изготовлении и применении, из более безопасных и дешевых компонентов. С этой целью от использования динамитов, в составе которых содержатся весьма чувствительные и опасные в производстве нитроэфиры, сначала в большинстве стран мира перешли к применению аммонитов и аммоналов, содержащих в качестве горючего сравнительно более безо-

пасные тротил, гексоген и алюминий, а в последнее десятилетие к использованию бестротилового взрывчатого вещества.

Для снижения чувствительности к механическим воздействиям и улучшения санитарно-гигиенических условий применения, в развитых зарубежных странах и в СНГ вместо порошкообразных все больше применяют малослеживающиеся гранулированные ВВ, которые заряжаются механизированными способами. Среди них наибольшее распространение получают так называемые простейшие взрывчатые составы, главным образом бестротилловые ВВ (гранулиты), содержащие различные сорта селитры, соляное и индустриальное масла, некоторые другие компоненты.

Если в нашей стране подобные взрывчатые вещества применяются только несколько последних лет, а их объем в целом еще не достиг 50%, то например в США объемы применения взрывчатых веществ простейшего состава (смесей аммиачная селитра+дизельное топливо, водосодержащих и эмульсионных ВВ) на открытых и подземных горных разработках и в строительстве превышают в настоящее время 95% суммарного годового расхода всех типов ВВ.

Широко внедряется практика изготовления ВВ вблизи их использования, чтобы максимально сократить расстояние перевозки готовых ВВ. Все более широкое применение получают водосодержащие суспензионные и эмульсионные ВВ, а также смеси эмульсий с гранулированными ВВ или селитрой. Из ранее применявшихся такие ВВ наименее чувствительны к механическим воздействиям, а их исходные растворы или эмульсии принято считать невзрывчатыми. Эмульсионные взрывчатые вещества типа порэммит, нобелит и другие заряжаются как механизированным способом под столб воды, так и в патронированном виде, что значительно расширяет область их использования, при этом патронированный нобелит не нуждается в дополнительном промежуточном детонаторе.

Значительные перемены происходят и в области совершенствования средств инициирования. Так наряду с системами радиовзрывания, в качестве проводников детонации применяются неэлектрические системы взрывания "Нонель", "Деталайн", "Динашок" и т. п., которые позволяют многократно увеличить частоту интервала замедления, широко внедрить внутрискважинное замедление детонации заряда, а также практически снять проблему ликвидации отказавших зарядов.

В течение ряда последних лет на разрезе "Нерюнгринский" ГУП "Якутуголь" проводится внедрение на взрывных работах простейших бестротилового взрывчатого вещества собственного изготовления, которое имеет целью и позволяет решить задачи:

- удешевления процесса взрывной подготовки массива к выемке;
- повышения безопасности ведения взрывных работ при больших объемах массовых взрывов;
- устранения ручного труда на взрывных работах;

- повышения качества подготовки взорванной горной массы;
- сокращения использования дорогостоящих и дефицитных тротилосодержащих взрывчатых веществ, имеющих повышенную опасность при обращении с ними.

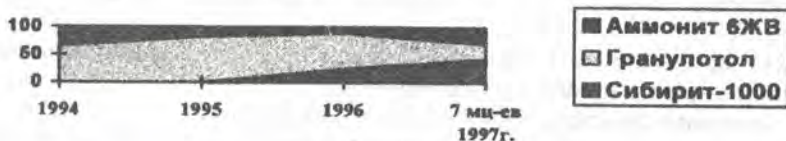
В 1994 году закончено строительство Пункта приготовления бестротило-вых ВВ (ПБВВ), которое осуществлялось ГУП "Якутуголь" своими силами за счет своей хозяйственной деятельности. Пункт введен в эксплуатацию, динамика замещения штатного граммонита 79/21 гранулитом УП-1 приведена на рис. 1.

В 1997 году введена в эксплуатацию модульная установка для приготовления эмульсионных водоустойчивых ВВ типа "Сибириг", первые партии которого уже используются при ведении взрывных работ на разрезе "Нерюнгринский", динамика замещения штатных водоустойчивых ВВ сибиритом-1000 приведена на рис.2.

Рис. 1. Применение неводоустойчивых ВВ на разрезе "Нерюнгринский", %



Рис. 2. Применение водоустойчивых ВВ на разрезе "Нерюнгринский", %



Технологический процесс изготовления гранулита УП-1 состоит из следующих фаз производства, включающих пофазный контроль качества:

- приемка и хранение компонентов;
- подготовка компонентов;
- приготовление смеси нефтепродуктов;
- дозирование компонентов;
- механическое смешение всех компонентов;

- концевые операции и очистка оборудования.

Все фазы технологического процесса размещены в производственных зданиях, соответствующих СНиП 11-90-81 категориям Б, В, Д. Транспортная связь между ними осуществляется за счет применения различных грузоподъемных механизмов, конвейеров и трубопроводов.

Изготовленный гранулит УП накапливается в бункерах, вместимостью 20 тонн каждый, вес продукта в которых регистрируется тензометрическими датчиками.

Из бункеров готовое ВВ самотеком поступает в емкости транспортно-зарядных машин по мере их подачи под загрузку.

Управление процессом производства гранулита УП осуществляется с центрального пункта управления, расположенного в отдельном помещении пункта приготовления взрывчатых веществ.

В 1994 году было начато строительство цеха по производству эмульсионных взрывчатых веществ типа "Сибирит". В настоящее время цех уже выдает продукцию, проводятся первые взрывы собственной взрывчаткой типа сибирит-1000.

В здании модульной установки происходит:

- подготовка смесительно-зарядной машины и заправка ее водой;
- приготовление, накопление и дозирование раствора окислителей;
- приготовление, накопление и дозирование смеси индустриального масла с эмульгатором;
- изготовление эмульсии и загрузка ее в смесительно-зарядную машину;
- разрушение некондиционной эмульсии, очистка промывной воды, сбор и подача на технологические фазы осветленной воды.

Все фазы технологического процесса размещены в зданиях с производствами категории В по СНиП П-90-81.

Готовая эмульсия, получив соответствующую сопроводительную документацию, передается взрывнику разреза "Нерюнгринский" для сопровождения на заряжаемый блок, где только в процессе заряжания становится взрывчатым веществом.

Вся продукция, выпущенная на заводе проходит лабораторный анализ в лаборатории завода и получает сертификаты.

Заряжание производит бригада взрывников разреза.

Применение гранулита УП-1 даже с повышенным на крепких скальных породах удельным расходом ВВ позволяет получить экономию затрат на приобретение неводоустойчивых ВВ на 30-35%, а при плановом выпуске эмульсионных ВВ предполагается получить экономию средств в пределах 20-25%. Общая доля затрат на проведение взрывных работ в стоимости тонны угля должна снизиться вдвое, производительность труда - увеличиться на 30-40%.

В то же время необходимо отметить, что для наиболее полного замещения штатных взрывчатых веществ собственными, необходимо решить вопрос

затаривания гранулитов УП в мешкотару, так как ручная зарядка гранулированными взрывчатыми веществами необходима при зарядании в стесненных условиях, на малых горнодобывающих предприятиях Южной Якутии.

Практика применения взрывчатых веществ на разрезе "Нерюнгринский" показала их практически полную способность замены штатных взрывчатых веществ при соблюдении технологии их изготовления и зарядания, однако для достоверной оценки применения сибирита-1000 необходимо запустить его выпуск на проектную мощность.

Для обеспечения удаленно расположенных угледобывающих предприятий Севера целесообразен выпуск малогабаритных установок по выпуску гранулитов УП, одна из которых изготовлена на Нерюнгринском ремонтно-механическом заводе и отправлена на участок открытых работ шахты "Джебарики-Хая" и готовится к проведению испытаний.

Решение указанных задач успешно проводится в жизнь коллективом государственного предприятия "Якутуголь", и позволило уже в 1994-1996 годах получить экономию средств на приобретение взрывчатых веществ и снизить удельный вес в себестоимости добычи тонны угля на взрывные работы в два раза за прошедший трехлетний период.

ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ КОНВЕРСИОННЫХ ВВ

Заровняев Б.Н., Анисимов В.Н. (ЯГУ)

Суровые природно-климатические и транспортные условия северных промышленных предприятий привели к их закрытию и резкому сокращению объемов добычи полезных ископаемых. Президентом и Правительством РС(Я) планировалась компенсировать эти потери за счет интенсификации освоения природных ресурсов Южной Якутии, где сложилась благоприятная транспортная схема развития региона, а также регион характеризуется сравнительно мягким климатом. Однако, следует учесть, что с освоения территории Южной Якутии и началось промышленное развитие республики и эксплуатация месторождений десятилетиями привели к истощению легкодоступных запасов полезных ископаемых.

Дальнейшее развитие горнодобывающей промышленности Южной Якутии возможно по пути освоения глубокозалегающих россыпей, рудных месторождений, горно-химического сырья, угля, где вмещающими породами являются крепкие песчаники и коренные породы, что возможно только с буровзрывным рыхлением.

Другой особенностью территории Южной Якутии являются специфические мерзлотно-гидрогеологические условия месторождений, обусловленные островным развитием многолетней мерзлоты, что зачастую требует применения водоустойчивых ВВ.

Третьим фактором является разнообразие и множество потребителей ВМ: горно-геологические предприятия, ведущие разведку и разработку месторождений; старательские артели; предприятия по добыче стройматериалов, угля и др., которым необходимы ВМ небольшими партиями и в ассортименте.

Изложенное обуславливает широкое применение конверсионных ВМ, которые отличаются дешевизной (2 раза) и разнообразием ассортимента. В настоящее время широкое их внедрение сдерживает отсутствие информации. В связи с этим, следует рассмотреть основные характеристики следующих, наиболее распространенных и приемлемых конверсионных ВМ.

ВМ для ведения массовых взрывов:

1. Заряды ПМ предназначены к применению на земной поверхности для ручного заряжения в строительстве и реконструкции профильных выемок, дробления негабаритных кусков горной породы и металлосодержащих объектов, а также для выполнения геологических и геофизических работ, в том числе в

обводненных условиях, при температуре окружающей среды от минус 50°C до плюс 50°C. По условиям применения заряды ПМ относятся к 1-ой группе взрывчатых веществ, специального класса "С". По степени опасности при хранении и транспортировании заряды ПМ относятся к классу 1, подклассу 1,1, группе совместимости "D".

Заряды ПМ представляют собой заряд ВВ (тротил или "морская смесь"), размещенный в металлической, деревянной, тканевой или пластмассовой оболочках. Диаметр зарядов 320-340 мм, высота 86-135 мм, масса ВВ 6,5- 7,6 кг.

2. Гранипор ПЗФ - водоустойчивое гранулированное промышленное ВВ - гранипор ПЗФ - по условиям применения относится к ВВ 1 класса и предназначено для ведения взрывных работ на земной поверхности при отбойке обводненных горных пород любой степени обводненности с коэффициентом крепости по шкале М.М. Протодьяконова до 20, методом скважинных зарядов в температурном диапазоне окружающей среды от +50 °С до -50 °С.

Заряжание скважин гранипором ПЗФ должно производиться ручным способом.

По степени опасности при хранении и транспортировании гранипор ПЗФ относится к классу 1, подклассу 1.1, группе совместимости "D". Водоустойчивость, не зависимо от степени проточности воды, не менее 72 часов.

3. Заряды удлиненные гибкие (ЗУГ) предназначены для производства взрывных работ на земной поверхности в качестве линейных инициаторов скважинных зарядов низкочувствительных ВВ (в том числе изготавливаемых на местах применения) и аммиачной селитры в сухих и обводненных скважинах любой степени обводненности, а также контурного взрывания при разрушении горных пород, разрушения мерзлых грунтов и создания заградительных полос при локализации лесных пожаров. Температурный диапазон применения и хранения зарядов ЗУГ от минус 40°C до плюс 50°C. По условиям применения согласно "Единых правил безопасности при взрывных работах" ЗУГ относятся к специальному (С) классу ВВ, группы 1. По степени опасности при обращении заряды относятся согласно ГОСТ 19433-88 к взрывчатым веществам 1 класса, подклассу 1.1, группе совместимости "D". Заряжание скважин зарядами ЗУГ производится ручным способом.

Таблица 1

Поставляются следующие марки зарядов ЗУГ:

Обозначение	Используемое ВВ
ЗУГ-1	Шашки из прессованного тротила ГОСТ 7059-73
ЗУГ-2	Шашки из флегматизированного гексогена с алюминиевой пудрой (А-IX-20) ОСТ 84-1067-81
ЗУГ-3	Шашки из прессованного тротила ГОСТ 7059-73
ЗУГ-4	Шашки из прессованного тротила ГОСТ 7059-73

Таблица 2

Основные параметры и размеры зарядов ЗУГ:

NN п/п	Наименование характеристик	ЗУГ-1	ЗУГ-2	ЗУГ-3	ЗУГ-4
1.	Длина, м	200	200	1,11	1,065
2.	Диаметр, мм	81	81	81	65
3.	Масса заряда, кг	1440	1650	8,5	5,3
4.	Масса ВВ, кг	1382	1589	5,8	4,0
5.	Минимальный радиус изгиба, мм	750	750	1000	1000
6.	Прочность оболочки на разрыв не менее, кгс	2000	2000	50	50

Заряды ЗУГ-1, ЗУГ-2 представляют собой тканый капроновый рукав 1, в котором размещены шашки из прессованного тротила ГОСТ 7059-73 (ЗУГ-1) или из флегматизированного гексогена с алюминиевой пудрой (А-1Х-20) ОСТ 84-1067-81 (ЗУГ-2), обернутые в бумагу для патронирования. В концы рукава встроены штуцера, в которые на парафин-церезиновой мастике вставлены шашки из тротила (ЗУГ-1) или из смеси флегматизированного гексогена с алюминиевой пудрой (ЗУГ-2), а также рымы в гайках. Заделка рукава выполнена проволокой красномедной. Сверху проволока обмотана морским пеньковым линем. Стопорение шашек производится крестообразной прошивкой рукава между шашками по диаметру или по хордам.

ВМ для геологоразведочных работ:

1. Заряды линейные тротилловые в металлическом корпусе (ЗАРЯДЫ ЗЛТК) предназначены для производства взрывных работ на земной поверхности в качестве линейных инициаторов скважинных зарядов низкочувствительных ВВ (в том числе изготавливаемых на местах применения) и аммиачной селитры в сухих и обводненных скважинах любой степени обводненности, а также контурного взрывания при разрушении горных пород и мерзлых грунтов, а также для создания заградительных полос при локализации лесных пожаров. Температурный диапазон применения и хранения зарядов ЗУГ от минус 40 °С до плюс 50 °С. По условиям применения согласно "Единых правил безопасности при взрывных работах" заряды ЗЛТК относятся к специальному (С) классу ВВ, группы 1. По степени опасности при обращении заряды относятся согласно ГОСТ 19433-88 к взрывчатым веществам 1 класса, подклассу 1.1, группе совместимости "D". Зарядание скважин зарядами ЗУГ производится ручным способом.

Заряд ЗЛТК представляют собой металлический корпус, в котором размещены тротилловые шашки, обернутые в бумагу для патронирования. Корпус состоит из трубы, хвостовой и головной втулок и накладной гайки с дном. Дли-

на заряда 1950 мм, диаметр 53 мм (диаметр головной втулки и накидной гайки 66 мм), масса заряда 9,72 кг, масса ВВ 5,46 кг.

1. Заряды удлиненные в мягкой оболочке (УЗМ) предназначены для использования в качестве линейных инициаторов скважинных зарядов низкочувствительных ВВ (в том числе изготавливаемых на местах применения) и аммиачной селитры, а также контурного взрывания в различных горно-геологических условиях при температуре воздуха от минус 40 °С до плюс 40 °С.

По условиям применения заряды УЗМ, согласно "Единым правилам безопасности при взрывных работах", относятся к классу "С", группе 1. По степени опасности при хранении и транспортировании в соответствии с ГОСТ 19433-88 относятся к взрывчатым веществам I класса, подкласса 1.1, группе совместимости "D".

Заряды УЗМ состоит из взрывчатого вещества, размещенного в тканной капроновой оболочке, двух детонаторов, расположенных на концах заряда и капроновой оболочки, обеспечивающей прочность заряда на разрыв.

Детонатор состоит из металлического штуцера, внутри которого установлены две цилиндрические шашки из взрывчатого вещества А-1Х-1 и отрезка детонирующего кабеля, который одним концом закреплен в штуцере. На торцах заряда имеются металлические разъемы в виде винта и накидной гайки, предназначенные для соединения зарядов друг с другом.

Таблица 3

Основные размеры и параметры зарядов УЗМ:

NN п/п	Наименование характеристик	Показатели
1.	Тип используемого ВВ	Тротил
2.	Длина, м	10,2-10,5
3.	Диаметр, мм (максимальный)	80

Иницирующие ВМ:

1. Шашки-детонаторы Б-420Г предназначены для ведения взрывных работ в сухих и обводненных скважинах на дневной поверхности в качестве промежуточных детонаторов скважинных зарядов ВВ при инициировании шашек-детонаторов детонирующим шнурами типа ДША, ДШВ, ДШЭ-12 или штатными ЭД.

По условиям применения шашки-детонаторы относятся к группе взрывчатых веществ специального класса "С". По степени опасности при хранении и транспортировании шашки-детонаторы Б-420Г относятся к классу 1, подклассу 1.1, группе совместимости "D".

Шашка-детонатор Б-420Г представляет собой шашку из гексогенотрило алюминизированных составов ВВ цилиндрической формы, имеющую цен-

тральный канал и скругленные углы для удобства и надежности монтажа с детонирующим шнуром или канал для ЭД. Диаметр шашки 76 мм, высота 70-86 мм, диаметр канала 14 мм, масса 420-620 г.

1. Теплота взрыва, ккал/кг	1370
2. Кислородный баланс, %	-(21-74)
3. Тротильный эквивалент	1,0-1,22
4. Работоспособность, см ³	430-500
5. Скорость детонации, км/с	7,3-8,0
6. Бризантность по Гессу	1,0-1,22
12. Водостойчивость, час.	72

2. Баллиститные шашки из состава НМФ по условиям применения относятся к ВВ I класса и предназначены для ведения взрывных работ на земной поверхности при зарядании скважин любой степени обводненности во всех горногеологических условиях ручным способом, а также в качестве боевикаскважинного заряда промышленных ВВ.

По степени опасности при хранении и транспортировании шашки относятся к классу I, подклассу I.1, группе совместимости "С" (допускается совместное хранение шашек с ВВ группы совместимости "D").

Баллиститные шашки имеют цилиндрическую форму. Диаметр шашки 145 мм, длина 200 мм, масса 5 кг. Диаметр осевого сквозного канала 50 мм.

Основные физико-химические и взрывчатые характеристики баллиститных шашек приведены ниже:

Таблица 4

NN п/п	Наименование характеристик	Показатели
1.	Плотность, г/см ³	1,61
2.	Кислородный баланс, %	-45
3.	Критический диаметр детонации для изделий в виде заряда, мм	16-25
4.	Скорость детонации для изделий в виде зарядов, км/с	6,8
5.	Водостойчивость, сут, не менее	30

3. Баллиститные шашки из составов РСИ, РНДСИ, НМФ по условиям применения относятся к ВВ I класса и предназначены для ведения взрывных работ на земной поверхности при зарядании скважин любой степени обводненности во всех горногеологических условиях ручным способом.

По степени опасности при хранении и транспортировании шашки относятся к классу I, подклассу I.1, группе совместимости "С" (допускается совместное хранение шашек с ВВ группы совместимости "D").

Баллиститные шашки представляют собой тела цилиндрической или близкой к ней формы с осевым сквозным каналом или без него диаметром 38-138 мм, длиной 300-1565 мм, массой 0,8-20 кг.

Основные физико-химические и взрывчатые характеристики баллиститных шашек:

Таблица 5

NN п/п	Наименование характеристик	Показатели		
		НМФ	РСИ	РН ДСИ
1.	Плотность, г/см ³	1,61	1,57	1,61
2.	Кислородный баланс, %	-45	-45	-45
3.	Критический диаметр детонации для изделий в виде заряда, мм	16-25	3-5	3-6
4.	Скорость детонации для изделий в виде зарядов, км/с	6,8	7,0	7,0
5.	Объем ядовитых газов (СО), л/кг	278	275-284	280
6.	Водоустойчивость, сут, не менее	30	30	30

Таким образом, предложенные конверсионные ВМ вполне приемлемы для ведения как массовых взрывов, так и единичных при геологоразведочных работах и дроблении негабаритов.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СРЕДНЕГО РАЗМЕРА КУСКОВ
ПРИ ВЗРЫВАНИИ СФЕРИЧЕСКОГО ЗАРЯДА ВВ
В МАССИВЕ ГОРНОЙ ПОРОДЫ

Зарипова С.Н. (НФ ЯГУ)

В работе выводится формула, описывающая зависимость среднего размера кусков от масштаба разрушения при взрыве сферического заряда ВВ в массиве горной породы.

Пусть в массиве внутри шаровой полости радиуса R_0 заложено некоторое количество ВВ. При этом положим, что на каждом шаровом слое толщиной dr с центром, совпадающим с центром заряда, распределение осколков по размерам, получившихся в результате взрыва, соответствует закону Розина-Раммлера; распределение осколков, получившихся во всей области разрушения, также соответствует этому закону.

Первое предположение основано на [1], в котором доказывается, что распределение осколков, получившихся при разрушении кольца взрывом, соответствует закону Розина-Раммлера. Второе предположение основано на результатах экспериментов по взрыву на выброс, проведенных на карьерах [1].

Пусть R_1 - радиус разрушения. При этом допускаем, что $R_1 \gg R_0$. Искомую зависимость запишем в виде

$$x_0 = k \cdot r^m, \quad (1)$$

где k, m - постоянные, зависящие от свойств ВВ и структуры породы, $R_0 < r < R_1$.

Такой вид зависимости вполне соответствует данной задаче, так как $x_0 \approx x_{cp}^T$, поэтому допускаем, что $x_0 \approx x_{cp}^2$. Здесь x_{cp}^T, x_{cp}^2 - средние размеры кусков, полученные теоретическим и экспериментальным путями.

Справедливо следующее соотношение:

$$V(x) = \int_{R_0}^{R_1} dV(x, r), \quad (2)$$

где $V(x)$ - объем всех частиц разрушенной области, размеры которых больше чем x ; $dV(x, r)$ - объем частиц размером больше чем x в шаровом слое с толщиной dr на расстоянии r от центра взрыва.

По закону Розина-Раммлера имеем

$$dV(x, r) = e^{-\left[\frac{x}{x_0(r)}\right]^{n(r)}} \cdot dV(r), \quad (3)$$

где $dV(r)$ - объем всех частиц в шаровом слое с толщиной dr на расстоянии r от центра взрыва.

В формуле (3) параметр $n = n(r)$ удовлетворяет следующим условиям:

$$\begin{aligned} 1) & 1 \leq n(r) \leq 2 \text{ при } R_0 \leq r \leq R_1, \\ 2) & n'(r) \approx 0 \text{ при } R_0 \leq r \leq R_1, \end{aligned} \quad (4)$$

$n(r)$ - невозрастающая функция от своего аргумента.

Очевидно, что

$$dV(r) = 4\pi r^2 dr. \quad (5)$$

Тогда из (2), (3) и (5) получим выражение

$$V(x) = 4\pi \int_{R_0}^{R_1} r^2 e^{-\left[\frac{x}{x_0(r)}\right]^{n(r)}} \cdot dr, \quad (6)$$

которое легко преобразуется к виду

$$V(x) = 4\pi e^{-\left[\frac{x}{x_0(R_1)}\right]^{n(R_1)}} \cdot \frac{r^3}{3} \Big|_{R_0}^{R_1} - 4\pi \int_{R_0}^{R_1} m \cdot n(r) e^{-\left[\frac{x}{x_0(r)}\right]^{n(r)}} \cdot \left[\frac{x}{x_0(r)}\right]^{n(r)} \cdot \frac{r^2}{3} dr.$$

Учитывая что $R_0 \ll R_1$, из последнего выражения получим

$$V(x) = \frac{4\pi}{3} e^{-\left[\frac{x}{x_0(R_1)}\right]^{n(R_1)}} \cdot R_1^3 - \frac{4\pi m}{3} \int_{R_0}^{R_1} n(r) e^{-\left[\frac{x}{x_0(r)}\right]^{n(r)}} \cdot r^2 dr = K_1 - K_2, \quad (7)$$

где $K_1 = \frac{4\pi}{3} e^{-\left[\frac{x}{x_0(R_1)}\right]^{n(R_1)}} \cdot R_1^3$, $K_2 = \frac{4\pi m}{3} \int_{R_0}^{R_1} n(r) e^{-\left[\frac{x}{x_0(r)}\right]^{n(r)}} \cdot r^2 dr$.

Оценим K_2 . Для этого подставим (1) в K_2 и, учитывая свойства (4), получим:

$$K_2 = \frac{4\pi m n(\bar{r})}{3} \left[\frac{x}{k}\right]^{n(\bar{r})} \cdot \int_{R_0}^{R_1} \frac{e^{-\left[\frac{x}{k \cdot r^m}\right]^{n(\bar{r})}}}{r^{mn(\bar{r})-2}} dr = \frac{4\pi m \cdot n(\bar{r})}{3} \left[\frac{x}{k}\right]^{n(\bar{r})} \cdot I, \quad (8)$$

где $I = \int_{R_0}^{R_1} e^{-\left[\frac{x}{k \cdot r^m}\right]^{n(r)}} r^{mn(r)-2} dr$, а \bar{r} лежит между R_0 и R_1 .

Вводя обозначения $\gamma = mn(r)$, $f(r) = r^{mn(r)-2} \cdot e^{\left[\frac{x}{k r^m}\right]^{n(r)}}$, придем к равенству:

$$I = \int_{R_0}^{R_1} \frac{dr}{f(r)}, \quad (9)$$

где $f(r) = r^{\gamma-2} \cdot e^{\frac{x^{n(r)}}{k^{n(r)} \cdot r^\gamma}}$.

Рассмотрим два случая.

1. При $\gamma \leq 2$ имеем

$$\min f(r) = f(R_1) = \frac{e^{\frac{1}{R_1^\gamma} \left(\frac{x}{k}\right)^{n(R_1)}}}{R_1^{2-\gamma}}, \quad \max f(r) = f(R_0) = \frac{e^{\frac{1}{R_0^\gamma} \left(\frac{x}{k}\right)^{n(R_0)}}}{R_0^{2-\gamma}}.$$

$$R_0 \leq r \leq R_1$$

$$R_0 \leq r \leq R_1$$

Следовательно, из (9) вытекают неравенства

$$\frac{R_1 - R_0}{f(R_0)} \leq I \leq \frac{R_1 - R_0}{f(R_1)}.$$

Если при этом учесть что $R_1 \gg R_0$, то

$$\frac{R_1}{f(R_0)} \leq I \leq \frac{R_1}{f(R_1)}.$$

Окончательно из (8) получим

$$\frac{4\pi mn(\bar{r})}{3} \left(\frac{x}{k}\right)^{n(\bar{r})} \cdot \frac{R_1}{f(R_0)} \leq K_2 \leq \frac{4\pi mn(\bar{r})}{3} \left(\frac{x}{k}\right)^{n(\bar{r})} \cdot \frac{R_1}{f(R_1)}.$$

Из последних соотношений при $x^{n(\bar{r})} = 4R_1^2$ следует неравенство

$$K_2 \leq \frac{16\pi m n(\bar{r})}{3k^{n(\bar{r})}} \cdot \frac{R_1^3}{f(R_1)}, \quad (10)$$

а при $n(\bar{r}) = 2$ и $x = aR_1$ ($0 < a \leq 2$) выполняется

$$K_2 \geq \frac{8\pi m a^2}{3k^2} \cdot \frac{R_1^3}{f(R_0)}. \quad (11)$$

Имея в виду, что функция $f(r)$ не имеет особенностей в виде нуля или бесконечности на отрезке $[R_0; R_1]$, из (7), (10) и (11) получаем $K_1 \approx K_2$.

2. При $\gamma > 2$ имеем $f(r) = r^{\gamma-2} \cdot e^{\frac{1}{r^2} \left(\frac{x}{k}\right)^{n(r)}}$. Минимум этой функции достигается в точке

$$r_1 = \left[\frac{\left(\frac{x}{k}\right)^{n(r)} \cdot \gamma}{\gamma - 2} \right]^{\frac{1}{\gamma}},$$

откуда

$$\min f(r) = f(r_1) = f\left(\left[\frac{\left(\frac{x}{k}\right)^{n(r_1)} \cdot \gamma}{\gamma - 2}\right]^{\frac{1}{\gamma}}\right) = \left[\frac{\left(\frac{x}{k}\right)^{n(r_1)} \cdot \gamma}{\gamma - 2}\right]^{\frac{\gamma-2}{\gamma}} \cdot e^{\frac{\gamma-2}{\gamma}},$$

$$R_0 \leq r \leq R_1.$$

Очевидно $f(r_1) > 0$, поэтому из (9) находим

$$I \leq \frac{R_1 - R_0}{f(r_1)} < \frac{R_1}{f(r_1)}. \quad (12)$$

Из (8) с учетом (12) вытекает

$$K_2 < \frac{4\pi mn(\bar{r})}{3} \left(\frac{x}{k}\right)^{n(\bar{r})} \cdot \frac{R_1}{f(r_1)} = \frac{4\pi mn(\bar{r})}{3} \cdot \left(\frac{\gamma-2}{\gamma}\right)^{\gamma-2} \cdot \left(\frac{x}{k}\right)^{n(\bar{r})-n(r_1)} \frac{\gamma-2}{\gamma}$$

$$\cdot \frac{R_1}{e^{\frac{\gamma-2}{\gamma}}} = \frac{4\pi mn(\bar{r})}{3k} \cdot \left(\frac{\gamma-2}{\gamma}\right)^{\gamma-2} \cdot \frac{R_1 x}{e^{\frac{\gamma-2}{\gamma}}}$$

Из последнего неравенства следует, что всегда имеет место

$$K_2 < \frac{8\pi mn(\bar{r})}{3k} \cdot \left[\frac{\gamma-2}{\gamma}\right]^{\gamma-2} \cdot \frac{R_1^{1+n(\bar{r})-n(r_1)} \frac{\gamma-2}{\gamma}}{e^{\frac{\gamma-2}{\gamma}}}$$

Отсюда и из (7), учитывая условия (4) и то, что $\gamma > 2$, получим при достаточно больших R_1

$$K_1 \gg K_2. \quad (13)$$

Таким образом, в случае когда $\gamma > 2$, или что то же самое, при $m \sim 2$ (т.к. всюду $n \geq 1$), из (7) с учетом (13) получаем

$$V(x) \approx \frac{4\pi R_1^3}{3} e^{-\left[\frac{x}{x_0(R_1)}\right]^{n(R_1)}} = V_0 e^{-\left(\frac{x}{x_0}\right)^n}, \quad (14)$$

где $V_0 = \frac{4\pi R_1^3}{3}$ - объем разрушенной области.

Соотношение (14) есть закон Розина-Раммлера. Следовательно, для того чтобы распределение Розина-Раммлера было выполнено на всей области разрушения, параметр m должен быть больше чем два.

Так как в каждом шаровом слое средний размер кусков вычисляется по формуле (9), то средний размер кусков, получившихся при взрыве в разрушенной области, будет

$$x_{cp}^T = \int_{R_0}^{R_1} x_{cp}^T(r) \frac{dV(r)}{V_0} = \int_{R_0}^{R_1} x_0(r) \Gamma\left(1 + \frac{1}{n(r)}\right) \frac{dV(r)}{V_0} \quad (15)$$

Подставляя (1) и (5) в формулу (15), и, учитывая, что гамма-функция приближенно равна единице при изменении r от R_0 до R_1 , находим:

$$x_{cp}^T \approx \frac{4\pi k}{V_0} \int_{R_0}^{R_1} r^{m+2} dr = \frac{4\pi k}{V_0} \cdot \frac{R_1^{m+3}}{m+3}. \quad (16)$$

Так как

$$V_0 = \frac{4\pi R_1^3}{3},$$

то из (16) вытекает приближенная формула для вычисления среднего размера кусков:

$$x_{cp}^T \approx \frac{3k}{m+3} R_1^m, \quad m > 2.$$

Таким образом, на основе закона Розина-Рамллера выведена формула для вычисления среднего размера кусков, получающихся при взрыве сферического заряда ВВ в массиве горной породы, позволяющая учитывать свойства ВВ, структуру породы и масштаб разрушения.

ЛИТЕРАТУРА

1. Кузнецов В.М., Кошелев Э.А., Черников А.Г., Софронов С.Т. Статистика осколков, образующихся при разрушении твердого тела взрывом // ПМТФ.- №2.-1971. с.43-49.

ПРОГНОЗ И ЭФФЕКТИВНОСТЬ ОСВОЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ В ЗОНЕ АЯМ

Самохин А.В., Иудин М.М. (НФ ЯГУ)

Перестройка структуры производственных отношений и развитие рыночной экономики требует более тщательной проработки технико-экономического обоснования при освоении природных ресурсов. На первый план выходит комплексный подход при оценке эффективности разработки и добычи минеральных ресурсов, который позволяет учитывать все многообразие влияющих факторов. Кроме того, комплексный или интегральный способ дает возможность определять степень влияния экологического и социального ущерба на общую эффективность освоения месторождений полезных ископаемых.

Анализ построения технико-экономического обоснования показывает, что расчет ведется в основном технических, экономических параметров, а экологические расчеты оцениваются экономическими ущербами или потерями. В конечном итоге общая эффективность освоения природных ресурсов оценивается экономическими показателями, что не всегда является оправданной и оптимальной при технико-экономическом обосновании.

Нами разработана модель технико-экономического обоснования, которая разбивается на ряд структурных блоков, имеющих одинаковое или приоритетное влияние на единый интегральный показатель эффективности. Структурные блоки разделяются по техническим, экономическим, экологическим, социальным и т.д. параметрам и факторам, необходимых при оценке эффективности освоения природных ресурсов. По каждому структурному блоку рассчитывается безразмерный критерий качества входящих параметров. Единый интегральный показатель эффективности определяется по критерию, учитывающему безразмерные параметры качества всех структурных блоков. Степень влияния структурного блока можно оценить по применению показателя важности, определение которого опирается на статистические методы (например, метод экспертных оценок) принятия решений в технических задачах.

Алгоритм определения интегрального критерия эффективности освоения природных ресурсов следующий. Для конкретного месторождения полезных ископаемых (в качестве примера) рассматриваются ряд вариантов или способов отработки. По каждому варианту просчитываются все необходимые параметры в соответствии со структурными блоками. Далее рассматривается каждый структурный блок отдельно по вариантам.

Пусть имеем отдельный структурный блок, в котором рассчитаны все параметры по вариантам принятым к рассмотрению. Каждый из n вариантов характеризуется комплексом показателей $\mathcal{E}_1, \mathcal{E}_2, \dots, \mathcal{E}_m$. Далее составляется прямоугольная матрица A размером $m \times n$:

$$A = \{\mathcal{E}_{is}\} = \begin{pmatrix} \mathcal{E}_{11} & \mathcal{E}_{12} & \mathcal{E}_{13} & \dots & \mathcal{E}_{1n} \\ \mathcal{E}_{21} & \mathcal{E}_{22} & \mathcal{E}_{23} & \dots & \mathcal{E}_{2n} \\ \mathcal{E}_{31} & \mathcal{E}_{32} & \mathcal{E}_{33} & \dots & \mathcal{E}_{3n} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ \mathcal{E}_{m1} & \mathcal{E}_{m2} & \mathcal{E}_{m3} & \dots & \mathcal{E}_{mn} \end{pmatrix}, \quad (1)$$

где $i = 1, 2, 3 \dots m; j = 1, 2, 3, \dots, n;$

\mathcal{E}_{1s} - значение показателя \mathcal{E}_1 для s -го варианта.

В матрице A из всей совокупности показателей выбирается эталон-вариант. Процедура следующая: в каждой строке матрицы отыскиваются оптимальные значения показателей \mathcal{E}_{1s} (эт) независимо от того какому варианту они принадлежат. Для показателей с оптимумом-максимумом ($\mathcal{E}_{1s} \rightarrow \max$) это значение - наибольшее; для показателей с оптимумом-минимумом ($\mathcal{E}_{1s} \rightarrow \min$) - наименьшее. Выписывая эти значения в отдельный столбец получим эталон-вариант из эталонных значений \mathcal{E}_{1s} (эт).

В связи с тем, что технико-экономические показатели по структурным блокам разнородны и отличаются размерностью, необходимо их привести к безразмерной форме, что лучше представить в виде отношения разности показателей эталонного и конкретного варианта к их сумме:

$$\Delta Z_i = \frac{\sum_{r=1}^k (\mathcal{E}_i^r - \mathcal{E}_i^e) - \sum_{r=1}^m \mathcal{E}_i^r - \mathcal{E}_i^e}{\sum_{r=1}^k (\mathcal{E}_i^r - \mathcal{E}_i^e) + \sum_{r=1}^m \mathcal{E}_i^r - \mathcal{E}_i^e} \quad (2)$$

где $\sum_{r=1}^k \mathcal{E}_i^r$ - сумма показателей, стремящихся к максимальной величине;

$\sum_{r=1}^m \mathcal{E}_i^r$ - сумма показателей, стремящихся к минимальной величине.

Критерий качества (оптимальности) структурного блока записывается в следующем виде:

$$\Delta Z_i \rightarrow \min \quad (3)$$

При анализе структурного блока по вариантам по критерию (3) может возникнуть следующие случаи:

1. $Z_i = 0$. Это означает, что показатели данного варианта равны показателям эталон-варианта. Данный случай имеет только теоретическое значение. Если в практике проектирования встретится рассматриваемый случай, то необходимо тщательно проанализировать данный результат. Прежде всего следует обратить внимание на всю совокупность рассматриваемых вариантов. Может быть в нее не вошли другие варианты с более лучшими показателями, которые могут существенно изменить соотношение ΔZ_i . В этом случае необходимо провести новую оценку эффективности всех вариантов. Если в рассматриваемой

совокупности были учтены все приемлемые варианты, то следует признать, что вариант у которого $\Delta Zi=0$ является наиболее эффективнее при обработке данного месторождения.

2. $< \Delta Zi < 1$. Данная ситуация соответствует нормальному случаю.
3. $Zi \geq 1$. Эти варианты необходимо исключить из дальнейшего анализа.
4. $Z_1 = \Delta Z_2 = \dots = \Delta Zi$. Данная запись означает, что у нескольких рассматриваемых вариантов наблюдается максимальный показатель качества и выбрать наилучший вариант по критерию (3) не представляется возможным. В этом случае следует применить следующую процедуру отыскания оптимального варианта. Снова составляем матрицу вида (1) для вариантов имеющих равные ΔZi . При этом надо иметь в виду чтобы количество таких вариантов было не менее 1/3 всей совокупности рассматриваемых вариантов. Из новой совокупности вариантов снова составляем эталон-вариант. Поэтому задачу необходимо решить другим образом.

Анализ матрицы показывает, что показатели Zi в строке находятся в равной степени близости от эталонного значения. Причем по вариантам это различие будет неодинаковым: по одним показателям - больше, по другим - меньше. Следовательно, если в качестве критерии взять сумму отклонений всех показателей, то оптимальный вариант будет иметь минимальное значение данного критерия. Математически рассчитывать приведенный критерий целесообразно в безразмерном виде:

$$\Delta Y_i = \left[\sum_{i=1}^m \left(\frac{\mathcal{E}_1^{\sigma T} - \mathcal{E}_{1j}^{\sigma}}{\mathcal{E}_1^{\sigma T} + \mathcal{E}_{1j}^{\sigma}} \right)^2 \right]^{0,5} \rightarrow \min \quad (4)$$

Таким образом, по каждому структурному блоку можем рассчитать безразмерный показатель качества K_i , который будет равен ΔY_1 или ΔZ_2 . Если нужно учитывать важность структурного блока, то необходимо ввести коэффициент важности, который умножается на показатель качества K_i .

Тогда, единый интегральный показатель эффективности природных ресурсов определяется по следующей формуле:

$$K_{инт} = \left[(K_{i1})^2 + (K_{i2})^2 + \dots + (K_{in})^2 \right]^{0,5} \quad (5)$$

Основное назначение метода интегральной оценки качества проектов освоения природных ресурсов - выявление общей прогрессивности и экономичности их на стадии технико-экономического обоснования с учетом социальных, экологических и других факторов, сопутствующих при разработке природных ресурсов.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА

Козлов В.А. (ГУП "Якутуголь"), Вычужин Т.А. (НФ ЯГУ)

В последние годы в связи с уменьшением запасов россыпных месторождений золота, обращается внимание на техногенные месторождения, оставшиеся после традиционного дражного и гидромеханического способов добычи золота.

Так, при использовании дражной технологии отработки золотосодержащих песков, применялось обогащение в шлюзах мелкого наполнения с жестким улавливающим покрытием и в отсадочных машинах с предварительной дезинтеграцией и классификацией песков в скрубберах и барабанных грохотах. При отработке россыпей гидромеханическим способом, обогащение проводилось в шлюзах глубокого и мелкого наполнения с промежуточным грохочением на стационарных грохотах.

Как при первом, так и при втором способе разработки россыпей, зерна золота крупностью 0,1-0,25 мм извлекались на 40%-50%, а зерна крупностью менее 0,1 мм не извлекались и уходили в отвалы. Таким образом, на месте дражных и гидромеханических разработок россыпных месторождений, используемых гравитационные методы обогащения песков остались отвалы со значительным содержанием тонкодисперсного (менее 5 мкм), пылевидного (5-50 мкм) и мелкого золота (0,05-0,1 мм), которые получили название "техногенных месторождений".

При обогащении бедных руд с относительно низким содержанием золота хорошие результаты дает метод кучного выщелачивания, основанный на гидрометаллургическом способе растворения золота в водном растворе цианида натрия NaCN .

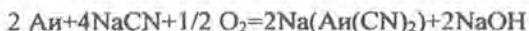
Метод кучного выщелачивания применим для рудного кускового и зернистого материала, который укладывается в основание штабеля. Фракцию минус 1 мм предварительно окомковывают с ингридентами извести и портландцемента и укладывают в верхнюю часть штабеля. Причем, исходную руду забойной крупности необходимо дробить с целью частичного раскрытия минералов и зерен золота.

Золото техногенных россыпей находится в основном в свободном состоянии и, следовательно, исключается при их переработке такая подготовительная операция, как дробление, что существенно снижает себестоимость конечного продукта по сравнению с переработкой золотосодержащих руд.

Разработку техногенных месторождений наиболее рационально вести шагающими экскаваторами ЭШ1/70, ЭШ20/90 или бульдозерным перемещением песков к зумпфу и их гидродъемом на промывочную установку с обезвожи-

вающим грохотом, на котором от песков отделяется шлам класса минус 1 мм, который направляется на выщелачивание. Класс +1 мм направляется в отвал.

Предлагается способ выщелачивания, который позволяет исключить подготовительное окомковывание шлама основанный на том, что в емкость заливается пульпа, представляющая собой смесь золотосодержащих песков класса минус 1 мм с водным раствором цианида натрия слабой концентрации 0,03-0,3%. В нижнюю часть емкости подается сжатый воздух с целью предотвращения осаждения твердого и интенсификации процесса растворения золота перемешиванием пульпы. Тем более, что для реакции цианирования золота необходим кислород:

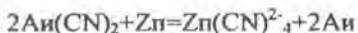


Представляет интерес установка выщелачивания состоящая из торондального коллектора, изготовленного из трубы большого диаметра, в котором происходит растворение золота при циркуляции пульпы по кругу.

По окончании процесса выщелачивания пульпа направляется на фильтрование для отделения твердого осадка, который после обработки хлором с целью разложения цианистых соединений направляется в отвал.

Растворение необходимо проводить в щелочной среде, создаваемой известью при pH 11-12 с целью уменьшения гидролиза цианида с образованием летучей цианисто-водородной кислоты. В качестве фильтрационных аппаратов целесообразно применить барабанные вакуум-фильтры с наружной фильтрующей поверхностью, которые по сравнению с дисковыми вакуум-фильтрами более пригодны для обезвоживания труднофильтруемых продуктов. При обезвоживании песков удельная производительность фильтра может составить в среднем 0,2 т/(кв.м x ч) при средней влажности кека 10%, с общей поверхностью фильтрования 40 кв.м.

Наиболее распространенным способом выделения золота из фильтрата является его осаждение цинком:



При этом способе применяется цинковая стружка или цинковая пыль с расходом 15-40 г/куб.м раствора. Для повышения скорости осаждения золота и снижения расхода цинка из фильтрата предварительно удаляют кислород в вакуум-ресивере. Извлечение золота из раствора обычно составляет 95-99%.

Другим способом извлечение золота из цианистых растворов является его сорбция на ионообменной смоле - анионите, что эффективно при переработке труднофильтруемого материала. Смола с сорбированным на ней золотом, подвергается десорбции примесей цинка и никеля серной кислотой, а затем проводят элюирование в течение 6-8 часов при котором на катоде осаждается до 90%

золота. После обработки смолы щелочным раствором нитрата аммония ее направляют на повторное использование.

Растворение золота в цианистых растворах проходит с высокой эффективностью и избирательностью, но цианиды являются высокотоксичными веществами, требующими при их использовании строгого соблюдения норм техники безопасности и разработке мероприятий по охране окружающей среды. С целью нарушения цианистых соединений широко применяется такой способ, как щелочное хлорирование. Возможно использование перекиси водорода, окисляющей смеси воздуха и двуокиси серы, а также термическое разложение цианистых соединений в отходах.

Альтернативным методом выщелачиванию с использованием цианида натрия является хлорирование золота с переводом его в растворимые соединения. Данный метод состоит в том, что в пульпу с золотосодержащими песками добавляют соляную кислоту HCl , являющуюся растворителем для хлорида золота, который образуется при пропускании газообразного хлора (концентрация в смеси с воздухом 5-17%) через пульпу. Хлорирование золота проходит по реакции:



Далее жидкая фаза направляется на извлечение золота.

Применение хлоридного раствора в качестве растворителя золота с экологической точки зрения является целесообразным, так как при его контакте с горными породами в отвалах или хвостохранилищах происходит восстановление окисленных форм хлора до хлорид-иона, который входит в состав подземных вод.

Рассмотренные методы извлечения тонкого золота предполагают проведение исследований, направленных на оптимизацию гидрометаллургического процесса. Очевидно, что на скорость химической реакции растворения золота влияет концентрация реагентов, температура пульпы, гранулометрический состав золотин, а также интенсивность перемешивания пульпы в емкости. Подобрать в каждом конкретном случае оптимальные параметры перечисленных выше факторов можно добиться времени рабочего цикла выщелачивания до 3 часов и менее с извлечением золота в раствор 80-90% при емкости установки 200 куб.м. В результате предложенный метод извлечения золота из техногенных месторождений становится рентабельным даже при относительно низком его содержании в песках.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ПРОБ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
Р. ТЕМНЫЙ-ТАБОРНЫЙ (ОЛЕКМИНСКИЙ УЛУС)
НА СЕПАРАТОРЕ МОЗЛИ

Ковлеков И.И. (ЯГУ)

Эффективность извлечения золота на обогатительной установке в большей степени зависит от соответствия выбранного режима обогащения составу обогащаемого материала. В практике добычи золота из россыпей одна шлюхо-обогатительная установка (ШОУ), как правило, обслуживает десятки промприборов с разных участков и месторождений. Этим определяется изменчивость качества питания ШОУ, которая отрицательно сказывается на эффективности извлечения золота. Следует отметить, что даже в разных участках одной россыпи грансостав и морфология золота могут значительно отличаться. Поэтому для снижения потерь гравитационно извлекаемого золота необходимо проведение оперативного контроля и опробывания хвостов ШОУ. Однако, отечественной промышленностью до сих пор не разработано эффективных средств оперативного контроля и поэтому повсеместно эти работы на местах ограничиваются лишь примитивным лотковым опробыванием, результаты которого в большей степени зависят от квалификации опробщика и других субъективных факторов. Крупные горные предприятия, содержащие пробирные лаборатории, могут и определяют потери золота пробирным анализом. Однако, эффективность такого контроля крайне низка из-за трудоемкости, длительности проведения анализов и невозможности оперативного вмешательства для управления процессом обогащения.

Наибольший интерес из зарубежной обогатительной техники заслуживает лабораторный сепаратор С800 английской фирмы "Richard Mozley Limited", разработанный специально для этой цели. Сепаратор представляет собой V-образный стальной лоток с регулируемым углом наклона, который совершает колебания в поперечном и продольном направлениях при помощи кривошипного механизма. Легкая фракция смывается вниз водой из питающей трубки и дренажных оросителей по контуру лотка. Тяжелая фракция в зависимости от выбранного режима либо остается на лотке, либо медленно движется вверх по лотку. Для материала крупностью менее 0,1 мм используется плоский лоток взамен V-образного. Лотки легкие и изготовлены быстросъемными. Сепаратор имеет небольшие габариты (0,9x1,3x0,7 м) и вес (150 кг).

Для определения эффективности извлечения золота на сепараторе испытывались пробы россыпного золотоносного песка с месторождения р. Темный-Таборный, расположенного на территории Олекминского улуса. Пробы представляли собой хвост двойной перемывки гравитационного концентрата на доводочных концентраторах "золотой кувшин" фирмы "KNELSON GOLD

CONCENTRATORS INC.". Технологическая схема ШОУ и точка отбора проб приведены на рис. 1.

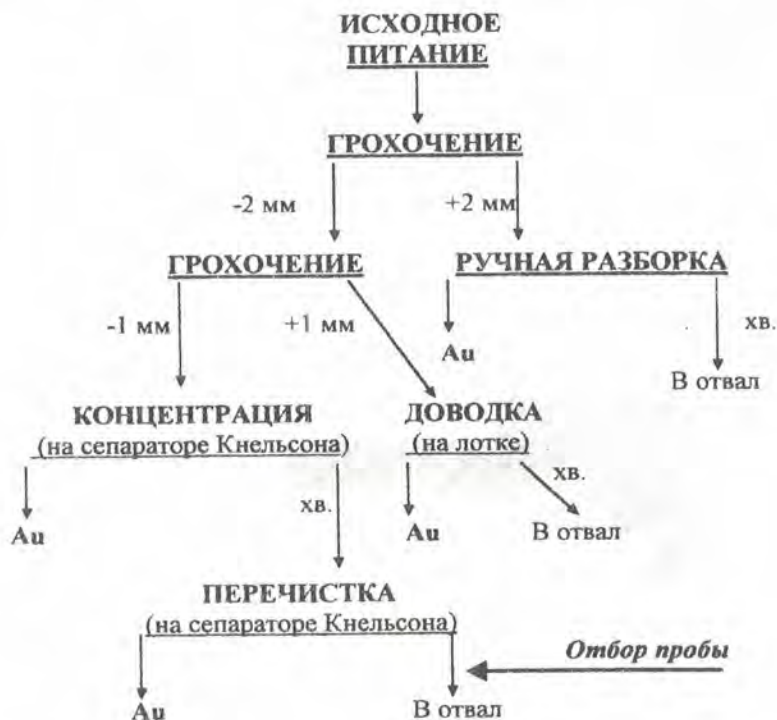


Рис. 1 Технологическая схема ШОУ

По внешнему виду материал проб представляет собой тяжелый шлиховой комплекс черного цвета с включениями буро-желтого минерала. Пробы перед испытаниями на сепараторе Мозли отмачивались в чистой воде. Допустимая крупность питания на сепараторе ограничивается 2 мм. В соответствии с этим пробы отситованы по классу 2 мм. Фракция крупнее 2 мм анализировалась визуально на содержание золотин. Минусовая фракция подавалась на питание сепаратора навесками по 100 грамм. При этом применялся рабочий лоток V - образного профиля. Извлечение золота производилось при следующем режиме доводки:

- рабочее водопотребления сепаратора не менее 3 л/мин ;
- расход воды на ирригацию 2,5 л/мин;

- уклон 3° ;
- скорость вращения привода качения 70 об/мин;
- амплитуда качения $2,5$ дюйма.

Обработка результатов лабораторных анализов показала, что содержание свободного шлихового золота в хвостах перечистной концентрации соответствует $1638,5$ г/т. При этом коэффициент извлечения золота на сепараторе составила $96,1\%$, а степень сокращения достигла от 360 до 610 раз. Гранулометрический состав золота приведен на рис.2. Анализ гранулометрического состава золота показывает, что основные потери золота в количестве более 80% сосредоточены в классе $-2,0 +0,2$ мм. Удельный вес золота в классе $-0,1$ мм составляет всего $3,49\%$.

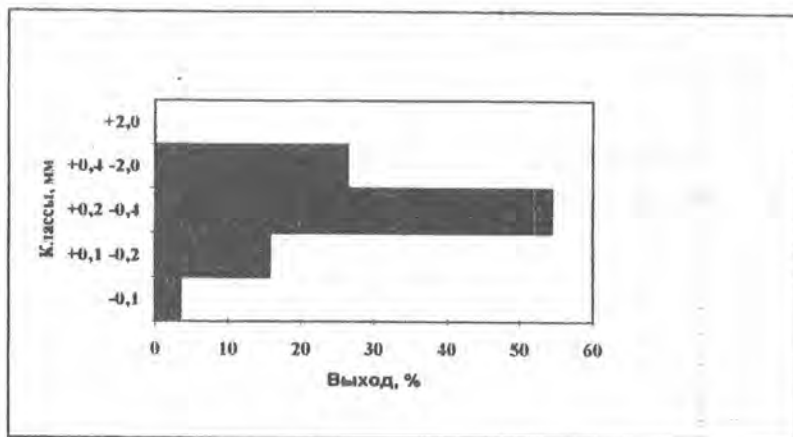


Рис. 2 Гранулометрический состав золота

Минералогический анализ показал, что тонкое золото ($-0,1$ мм) представлено изометричной, субизометричной и отростковидной формой золотин. Сферичность высокая, соответствует по шкале Пауэрса от 1 до 3 по коэффициенту окатанности (угловатое, полугловатое). Попадаются отдельные золотины губчатые, пластинчатые и с пленкой гидроокислов железа ржаво-красного цвета. Поверхность неровная, ямчато-бугорчатая.

Удельный вес мелкого золота ($-0,25 +0,1$ мм) составил $15,75\%$. Форма золотин субизометричная, отростковидная таблитчатая. Степень окатанности - сильноуговатая и угловатая. Попадаются отдельные золотины в сростке с белым кварцем. Присутствуют золотины с пленкой гидроокислов железа ржаво-красного цвета. Поверхность ямчато-бугорчатая, раковистая.

Относительно крупное золото (класс $+0,2 -2,0$ мм) представлено в основном золотинами неправильной отростковидной формой. Более крупные золоти-

ны в этом классе имеют преимущественно пластинчатую и листовидную форму. Степень окатанности в целом угловатая. Присутствует золото в сростке с кварцем прозрачного и белого цвета со ржавым налетом. Имеются золотины с пленкой, с наклепами и включениями гидроокислов железа.

В целом, основные потери в хвостах ШОУ представлены относительно крупным золотом (+0,2 мм). “Упорность” извлечению гравитационным способом обусловлена сложной формой золотины с развитой поверхностью и включениями легких минералов (кварц, гидроокислы железа), которые в конечном итоге уменьшают объемную плотность золота.

Таким образом, проведенные лабораторные работы на сепараторе Мозли показали эффективность получения оперативных результатов и подтвердили возможность использования сепаратора для контроля потерь золота и оптимизации режима обогащения на любой обогатительной установке. Простота обслуживания, визуальная обзорность, небольшие габариты и вес одновременно с высокими показателями извлечения делают его наиболее полезным для старательских артелей и других субъектов добычи, а также для исследовательских лабораторий.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ МЕЛКОГО ЗОЛОТА НА МАГНИТНОМ ШЛЮЗЕ

Ковлеков И.И., Андреев В.С. (ЯГУ), Саввин Е.Д. (ИГДС СО РАН).

Устойчивая тенденция снижения среднего содержания золота в россыпях требует рассмотрения более эффективной технологии обогащения для снижения непрерывно растущей в условиях рынка себестоимости добываемого золота. Истощение минерально-сырьевой базы привело к значительному снижению средней крупности золота, необходимости вовлечения в промышленное освоение месторождений со значительным содержанием золота в мелкой фракции (-0,25 мм).

Многочисленными исследованиями установлена низкая степень извлечения на шлюзовых промприборах золота в мелкой фракции. В табл. 1 приведены данные по эффективности извлечения мелкого золота на шлюзах мелко-го наполнения различных шлюзовых промприборов /1/. Однако, фактические значения извлечения золота, достигаемые в производственных условиях, не соответствуют приведенным значениям паспортных показателей. Многолетними исследованиями достоверно установлено, что золото крупностью -0,1 мм на шлюзовых промприборах практически не улавливается вообще /2/.

Эффективность извлечения мелкого золота
на шлюзах мелкого наполнения, %

Таблица 1.

№	Тип промприбора	Класс крупности, мм	
		-0,5 + 0,2	-0,2
1	МПД-4	70,7	58,7
2	ПКС-1-700, ПКС-1-1200	85,0	60,0
3	ПКБ-1-1000	67,0	43,8
4	Землесосные установки с двухстадиальной схемой обогащения.	74,5	51,0
5	ПГШ	70,0	40,0

Авторами разработаны способ и установка для обогащения мелких фракций золотоносных песков и улавливания шлихов ценных минералов. Установка представляет собой шлюз, армированный постоянными магнитами. Новизна конструкции магнитного шлюза защищена авторскими свидетельствами и патентами РФ. От других известных установок отличается тем, что обеспечивает комплексное улавли-

вание всех тяжелых минералов из обогащаемых песков и не требует для работы энергетических затрат. Испытания в лабораторных условиях показали эффективность, надежность и безопасность в эксплуатации.

Производственные испытания магнитного шлюза проводились на месторождении россыпного золота р. Б.-Куранах. Шлюз был установлен на хвостах отсадочного промприбора типа ПГБ-75. Данные о гранулометрическом составе исходных песков и золота на участке приборостоянки в районе разведочных линий 160-162 приведены в таблице 2.

Программа исследований процесса улавливания мелкого золота на магнитном шлюзе включала в себя следующие задачи:

- изучение концентрации и гранулометрии золота в концентратах магнитного шлюза;
- установление динамики накопления золота и магнитных минералов;
- определение распределения золота по длине шлюза и перемещения металла по шлюзу в зависимости от продолжительности работы.

Гранулометрический состав исходных песков и золота, %

Таблица 2.

Наименование продукта	Класс крупности, мм				
	+0,63	+0,315	+0,2	+0,16	-0,16
Исходные пески	48,9	3,0	2,8	0,7	44,6
Золото в исходных песках	10,0	25,2	45,7	3,2	15,9

Для отбора проб со шлюза была принята следующая рабочая методика опробования:

1. При рабочей нагрузке технологической цепи промприбора и магнитного шлюза вручную отбираются пробы с исходного питания и хвостов шлюза с получением часовых проб объемом 0,5 л. Периодичность отбора часовых проб 10 мин. Полученные накопительные пробы маркируются и направляются на лабораторные анализы. После остановки промприбора производится съемка и опробование концентрата шлюза с определением выхода концентрата. Фиксируются продолжительность работы промприбора и шлюза. Опробование проводят в течение 10 суток.

2. При рабочей нагрузке промприбора и шлюза производят почасовые отборы проб концентрата по длине шлюза на всю глубину слоя концентрата через каждый метр. Замеряется глубина слоя концентрата по длине шлюза. Пробы концентрата и данные замеров направляются на лабораторные анализы.

3. При рабочей нагрузке промприбора и шлюза через каждые 2 ч отбираются пробы концентрата на всю глубину слоя концентрата с замером его глубины. Пробы отбираются через каждый метр по длине шлюза. Пробы концентрата и данные замеров направляются на лабораторные анализы.

Отбор проб и замеры потоков пульпы проводились в соответствии с общепринятыми стандартными методами пробоотбирания для россыпных месторождений /3, 4/. Подготовка проб к лабораторным исследованиям и исследование накопительных проб проводились также по стандартным методикам /5/.

В ходе испытаний магнитного шлюза выделены магнитные концентраты с удельным весом 3,6-3,9 г/см³. Концентрат представлен смесью магнитных и слабомагнитных минералов с примесью тяжелых немагнитных минералов и кварца. Золото в концентратах содержится в виде частиц свободного золота с преобладанием мелких фракций. Для исследованного шлюза емкость по концентрату составила 250 л.

Пробирным анализом установлено, что среднее содержание свободного золота в магнитных концентратах составляет 30 г/т. Колебания содержания на различных участках шлюза имеют размах от 10 г/т до 80 г/т. Извлеченное шлюзом золото на 50-60 % представлено частицами крупностью менее 0,2 мм. Гранулометрический состав золота по двум представительным для всего объема пробам приведен на рис. 1.



Рис.1 Грансостав золота в концентрате шлюза



Рис. 2 Динамика накопления золота на шлюзе

Накопление золота в искусственной улавливающей постели магнитного шлюза по времени происходит прямо пропорционально продолжительности работы шлюза (рис.2). Не достижение предела насыщения емкости постели свидетельствует о большой улавливающей емкости искусственной постели из магнитных минералов. Распределение содержания золота по длине шлюза L , усредненное по результатам съёмок за неделю, приведено на рис.3. Сравнительно низкое содержание на первых метрах обусловлено не установившимся режимом потока пульпы за местом боя. Относительная стабилизация уровня содержания по длине шлюза указывает на равномерное осаждение золота по всей длине шлюза независимо от продолжительности цикла накопления. Вместе с тем, отслеживается закономерность осаждения золота мелкой фракции ($-0,16$ мм) по длине шлюза: выход в головной части 51,2 %, в средней - 56,0 % и в хвостовой - 63,3 %. В целом, средняя степень концентрации золота при его содержании в исходном питании шлюза 43 мг/м^3 составила 1200, а степень сокращения исходного продукта - более 8000 раз.

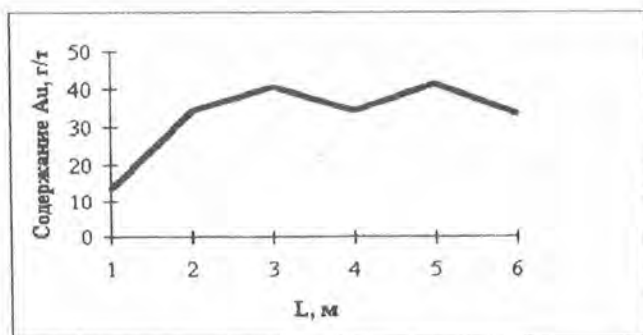


Рис.3 Распределение содержания золота по длине шлюза

Таким образом, магнитный шлюз показал себя эффективным аппаратом для доизвлечения мелкого золота из хвостов россыпной золотодобычи. Дальнейшее совершенствование конструкции магнитного шлюза возможно в направлении замены постоянного магнитного поля управляемым электромагнитным полем.

ЛИТЕРАТУРА

1. Бажбеук-Меликов Н.К., Кокташев А.Е., Мацуев Л.П. Практическое руководство по эксплуатации промышленных установок и шлихообогажительных фабрик. -Магадан, 1975.-60 с.
2. Замятин О.В., Маньков В.М., Томин В.С. и др. Совершенствование базовых технологий обогащения золотосодержащих песков на драгах и промывочных приборах//Горный журнал, 1994. N2 - С. 46-48.
3. Справочник по обработке золотосодержащих руд и россыпей//Под редакцией М.Д. Ивановского. -М., 1963. -650 с.
4. Пробоотбирание и анализ благородных металлов//Под редакцией И.Ф. Барышникова. -М.:Металлургия, 1978. -630 с.
5. Зеленев В.П. Методика исследования золото- и серебросодержащих руд.- М.: Недра, 1989. -302 с.

К ВОПРОСУ О ДЕЗИНТЕГРАЦИИ ВЫСОКОГЛИНИСТЫХ ПЕСКОВ

Еремеева Н.Г., Матвеев А.И., Яковлев В.Б., Ширман В.Г.,
Федоров А.Г. (ИГДС СО РАН)

В настоящее время добыча и переработка полезных ископаемых осложняется экономическим состоянием горнодобывающей промышленности, а также естественным уменьшением количества богатых и простых по минеральному составу месторождений. В связи с этим все больше вовлекаются в эксплуатацию месторождения со сложными горно-геологическими характеристиками. К ним относятся месторождения россыпного золота с большим содержанием глинистой фракции. Процент извлечения ценного металла при переработке таких месторождений невелик, а иной раз в зависимости от гранулометрического состава ее величина не превышает и 50%. Кроме технологической сложности наличие большого количества илистой фракции предъявляет особые требования к экологии. В связи с этим подготовка сырья к обогащению, то есть дезинтеграция глинистого материала становится одной из важнейших задач.

По сути процесс дезинтеграции высокоглинистых материалов сводится к решению двоякой задачи: это с одной стороны собственно дезинтеграция или диспергация глинистых конгломератов под действием внешних факторов и классификация и удаление илистой фракции с другой стороны.

Имеющиеся авторские свидетельства и патенты, научно-исследовательские работы различных институтов преимущественно содержат сведения о дезинтегрирующих аппаратах, использующих способ механического воздействия на перерабатываемое минеральное сырье и гидравлическую классификацию в аппаратах, создающих условия стесненного и свободного падения зерен различной крупности в широких и тонких слоях разделительной камеры. Однако, наиболее распространенными дезинтегрирующими аппаратами все еще остаются гидравлический размыв на вашгерде и скрубберах различного типа, которые не отличаются высокой эффективностью и применяются по той причине, что обеспечивают высокую пропускную способность. Но основным недостатком работы этих аппаратов является низкая способность классификации и удаления илистой фракции. Из перспективных новых аппаратов отвечающим требованиям относительно высокого качества классификации наиболее широкое применение получил тонкослойный сгуститель, работающий по принципу гидравлической классификации разделяемых зерен, использующий эффект более четкого разделения материала по заданному граничному зерну в тонких пристенных слоях потока. При всей эффективности классификации слабая способность дис-

пергирования глинистых конгломератов заставляет применить данный аппарат в качестве сгустителей в обработке разжиженной пульпы или осветителей.

Институтом горного дела Севера СО РАН, совместно с Московским геологоразведочным институтом разработан промысловый аппарат (а.с. N799216), в механизм работы которого заложен вариант достижения двуединой задачи. Диспергация и разрушение глинистых агрегатов производится в водовоздушной среде, находящейся в барботажном режиме, а классификация и удаление илстой фракции реализует принцип работы тонкослойного сгустителя.

По техническому замыслу необходимым и достаточным условием эффективной работы аппарата является предварительная криогенная обработка исходных песков методом промораживания и оттаивания. При этом основным элементом процесса выступает явление самопроизвольной дезинтеграции глиносодержащих агрегатов, усиливаемой в барботажной водовоздушной среде [1].

В последующем аппарат дезинтеграции, выполняющий по сути многоцелевую задачу, претерпел ряд существенных изменений.

Анализ проведенных испытаний аппаратов на различном исходном сырье, отличающемся минералогическим составом, содержанием глинистого цемента, видом полезного компонента, показал, что в каждом отдельном случае в базисный аппарат, необходимо вносить конструктивные изменения, для достижения оптимальных технологических параметров при работе аппарата.

При проведении исследовательских работ на оловоносных песках выявилось большое влияние высоты шахты аппарата на его пропускную способность. Исследования на одном из алмазных месторождений доказали необходимость иметь сливной желоб в верхней части шахты, для обеспечения сохранности полезного компонента.

Всего было испытано 9 аппаратов на 7 различных месторождениях олова, золота и алмазов, и каждый аппарат имел свои отличительные конструктивные особенности, каждый изготавливался по индивидуальному проекту. Расчетная производительность аппаратов, в зависимости от назначения, находилась в пределах от 1 до 100 м³/ч.

Полученные за эти годы авторские свидетельства и поданные заявки на изобретения, предусматривающие улучшения конструкции аппарата, а также проведенные исследовательские работы во время испытаний аппаратов позволяют создать оптимальную конструкцию, учитывающую все особенности работы на минеральном сырье различного вещественного состава.

Для уточнения технологических параметров аппаратов проводились натурные испытания и исследования на специально смонтированном стенде, где установлен аппарат, конструкция которого учитывает большинство изменений и усовершенствований.

Основной задачей модернизации аппарата требующей практического решения является необходимость и возможность работы без предварительной криогенной подготовки исходного материала. В отсутствии явления самопроиз-

вольной дезинтеграции основной проблемой становится дезинтеграция первичных высокоглинистых агрегатов. Дело в том, что нагнетание воздуха в рабочей зоне аппарата эффективно при небольшом расстоянии от точки подачи. С увеличением расстояния за счет коалиценции пузырьков воздуха микро масштаб рабочих потоков значительно увеличивается и естественно снижается действие касательных напряжений вокруг глинистых агрегатов. А при достижении пузырьками определенной точки высоты промывной башни при более ламинарных режимах создаются условия окатывания глинистыми частицами, что отрицательно сказывается на работе аппарата. В практике это приводит к образованию окатышей и последующему постепенному забиванию рабочей зоны аппарата и далее к аварийной остановке. Поэтому основной проблемой работы аппарата остается разрушение первичной структуры глинистых агрегатов. В известных аппаратах это проблема разрешается интенсивной работой движущихся рабочих механизмов, причем в среднем удельный расход энергии, затрачиваемой на промывку, пропорционален квадрату диаметра куска глины. Поэтому предварительное разрушение кусков глины позволяет резко снизить энергоемкость последующих стадий.

Проблема в аппарате дезинтеграции решается путем применения высоконапорных струй воды работающих в режиме резания, мощность которых может быть определена по величине глубины образуемой щели согласно формулы:

$$h = \beta d^k d(p - p_k) e^{-\alpha v}, \quad (1)$$

где k - коэффициент учитывающий свойства материала; d - диаметр насадки; p - давление струи воды; p_k - критическое давление, при котором начинается разрушение материала; β - коэффициент, определяющий свойства материала; α - показатель затухания процесса; v - скорость движения струи.

В данном случае обратное преобразование может привести к выражению определения энергоемкости щелеобразования для движущейся струи:

$$A = \frac{p \sqrt{2g p e^{-\alpha v}}}{\sqrt{p_0 p_2} \beta V d^{k-1} (p - p_k)} \varphi, \quad (2)$$

где g - ускорение свободного падения; φ - поправка на объем разрушенного материала; p_0, p_2 - плотность соответственно воды и материала.

В конечном счете требуемый напор воды подаваемой через рабочие сопла может быть рассчитан по требуемой глубине образования щели, т.е. от глинистости исходных песков и ее прочности. Такая зависимость соответствует также эмпирической формуле, выведенной на основе аппроксимации опытных данных

В.А. Анцышкиным [2] определяющей глубину образуемой щели h (мм) от факторов, оказывающих основное влияние на процесс резание глины:

$$h=0,006 H d^{1.5} p V^{0.5}, \quad (3)$$

где H - глубина погружения конуса пластомера Бойченко, мм; d - диаметр насадки, мм; p - давление, мПа; V - скорость движения сопла.

Подача воды в режиме резания позволяет применить аппарат для дезинтеграции естественных высокоглинистых песков без предварительной подготовки, свести до минимума появления окатышей и повысить надежность работы аппарата.

ЛИТЕРАТУРА

1. Бейлин А.Ю., Евстигнеев И.Ю., Ширман В.Г. и др. Аппарат для дезинтеграции и классификации руд // Черная металлургия. 1988.-с.39.
2. Троицкий В.В. Промывка и обесшламливание полезных ископаемых.-М.: Недра,1988.-С.278.

МЕХАНИЗМ ВЛИЯНИЯ ФИЗИЧЕСКИХ ПОЛЕЙ НА ФЛОТАЦИЮ ШЛАМОВЫХ ЧАСТИЦ

Матвеев А.И., Саломатова С.И. (ИГДС СО РАН),
Антипин С.Г. (АО «Депутатсколово»)

В настоящее время нерешенной задачей является обогащение шламовых частиц класса крупности 10- 40 мкм, относящихся к слабоинерционным. На практике в данном классе концентрируются естественно и искусственно (в результате переизмельчения и ошламования) мелкие частицы полезных компонентов, которые образуя безвозвратные потери, выбрасываются в хвосты.

Основной проблемой для флотации слабоинерционных частиц является закрепление их к азрируемым пузырькам.

Для того, чтобы частица закрепилась на пузырьке, с образованием фло-тоагрегата, она должна владеть энергией, способной преодолеть силы близкого гидродинамического взаимодействия по выдавливанию упорядоченной тонкой пленки у поверхности пузырька, известной как β - пленки.

При этом должно выполняться условие:

$$W_k - \Delta W \geq W_b ; \quad (1)$$

где W_k - исходная кинетическая энергия относительного движения частицы и пузырька; W_b - энергия силы агрегата; ΔW - часть энергии, диссипируемой при столкновении.

Энергия связи может быть выражена как работа, которую необходимо затратить для отрыва частиц от пузырька. Используя результаты, полученные в [1], можно рассчитать энергию связи в случае представления частицы в форме сферы

$$W_b = \frac{3}{4} \pi R_p^2 \delta \cos \theta_a \sin^2 \theta_a ; \quad (2)$$

где R - радиус частицы; δ - поверхностное натяжение; θ_a - наступающий краевой угол.

Величину кинетической энергии частицы при столкновении с пузырьком можно оценить по формуле:

$$W_k = \frac{2}{3} \pi R_p^3 \rho_p (H_p + H_b)^2 ; \quad (3)$$

где H_p - скорость седиментации частицы и пузырька; ρ_p - плотность частицы.

При недостатке инерционной силы, зависящей от геометрических размеров и плотности, частица будет следовать по линии тока жидкости, увлекаясь

ею и теряя кинетическую энергию по отношению к пузырьку. В данном случае закрепление частицы к пузырьку практически невозможно. Такое возможно лишь если на частицу будет действовать давление, прижимающее частицу к пузырьку.

Физический смысл интенсификации процессов флотации тонких классов сводится к передаче дополнительной энергии слабонерционным частицам в момент элементарного акта столкновения частицы с пузырьком

В качестве такого дополнительного источника в проведенных экспериментах используются излучатели ультразвуковых (УЗ) колебаний. Дело в том, что радиационное давление [1], образующееся при возбуждении колебаний как раз может быть передающим мостиком энергии для частиц.

Если предположить, что $W_k < \Delta W$ и приложить УЗ-поле, то неравенство примет вид:

$$W_k + W_{y3} - \Delta W < W_B ; \quad (4)$$

Считая, что радиус пузырька много больше размеров частиц, можно допустить, что поверхность пузырька достаточно плоская по отношению к частице и что пузырьки воздуха меньше подвержены воздействию давления УЗ, прежде всего за счет взаимокомпенсации периодических усилий колебаний на ее поверхности.

Допуская $W_k \approx 0$, что практически возможно в случае обтекания частицы, увлекаемой по линии потока жидкости у поверхности пузырька, то неравенство можно переписать в виде:

$$W_{y3} - \Delta W = W_B ; \quad (5)$$

Разделив все неравенство на W_{y3} после перестановки получим:

$$\frac{\Delta W}{W_{y3}} > 1 - \frac{W_B}{W_{y3}} . \quad (6)$$

Для полностью отражающей частицы [2]:

$$W_{y3} = \frac{JS_p}{2} = \frac{2\pi R^2 J}{2} = \pi R_p^2 J , ; \quad (7)$$

где J - интенсивность УЗ.

$$\frac{\Delta W}{W_{y3}} > 1 - \frac{9\delta \cos \theta_a \sin^2 \theta_a}{2\pi R_p^2 J} ; ; \quad (8)$$

Как видно, из этого неравенства, с увеличением интенсивности УЗ, размер частиц, а также с уменьшением угла смачивания, нижний предел величины $\Delta W/W_{y3}$ стремится к единице, то есть большая часть энергии должна диссипи-

ровать. Объем необходимой энергии, диссипируемой на выдавливание, возникающий между частицами и пленкой жидкости, зависит от условий среды, поверхностных свойств и т.д. Для ее оценки авторы [2] применяют показатель:

$$J = \frac{16H_p R_p P_p}{9n\mu} ; \quad (9)$$

где H_p - относительная скорость перед столкновением; μ - динамическая вязкость среды; $n=1$ - при тангенциально свободной поверхности пузырька; $n=4$ - когда поверхность заторможена адсорбционным слоем ПАВ.

Но, к сожалению, количественная зависимость авторами не приведена. Эта зависимость установлена экспериментально и изображена графически. Из этой формулы нельзя определить значение относительной скорости, развиваемой частицей при столкновении с пузырьком при воздействии УЗ.

Для того, чтобы оценить скорость найдем значение ускорения, развиваемое при воздействии на частицу радиационного давления:

$$F_{ра} = \frac{11}{18} \pi R^2 (kR)^4 \rho V^2 ; \quad (10)$$

Используя закон Ньютона:

$$m = \rho V = \rho \frac{4}{3} \pi R^3 ; \quad (11)$$

$$\text{отсюда } a = \frac{11}{6 \cdot 4} (k)^4 R^3 V^2 = \frac{11}{24} \left(\frac{2\pi f}{V} \right)^4 R^3 V^2 = 12,54 \cdot 10^6 \text{ м/с}^2 ; \quad (12)$$

Рассчитываем длину волны:

$$\lambda = \frac{c}{f} = \frac{1500}{1,6 \cdot 10^6} = 0,93 \text{ мм} ; \quad (13)$$

Период $T = \lambda / C = 6,2 \cdot 10^{-7} \text{ м/с}^2$.

Оценим развиваемую за полупериод скорость:

$$H_p = V_0 + at = aT/2 = 3,88 \text{ м/с} ; \quad (14)$$

при $V_0 = 0$, $t = T/2$.

Подставляя в формулу $H_p = 3,88 \text{ м/с}$;

$J = 179 > 100$ значение параметра диссипации энергии - достаточно большое согласно [2]:

$$\frac{\Delta W(J)}{W_{ра}} = \frac{3(1-\beta)}{J} + \beta ; \quad (15)$$

$\beta = 0,57 - 0,80$ и принимая $\beta = 0,7$;

$$\frac{\Delta W(\text{J})}{W_{\text{ис}}} = 3(1 - 0,7) / 180 + 0,7 = 0,705, \quad (16)$$

то есть, 70 % энергии УЗ излучения будет диссипировано при столкновении частиц с пузырьком.

Таким образом, под воздействием УЗ поля и образующегося при этом радиационного давления, частицы инерционного характера приобретают достаточную энергию, чтобы преодолеть сопротивление близкого гидродинамического взаимодействия β -пленок. Видимо, из-за интенсивной обработки, пленка в конце концов оказывается «прошитою» многократно, за счет бомбардировки частицами меньше 40 мкм. В результате β -пленка перестает существовать, требуя в последующем, достаточное количество времени на рекомбинацию и восстановление этой пленки. Пузырьки воздуха в УЗ поле переходят в активированное состояние, а эффективность захвата будет зависеть только от вероятности столкновения с частицами, то есть от условий перемешивания. Эффективность закрепления, или в общем плане - флотация, будет зависеть в равной степени от крупных и мелких частиц, от прочности закрепления с пузырьком, то есть от гидрофобности, и в целом от реагентного режима и поверхностных свойств самих минералов.

Для оценки эффективности воздействия УЗ колебаний на процесс, проводилась серия экспериментов по флотации касситерита из оловосодержащих шламов в акустической флотоколонне.

Результаты показывают значительное повышение скорости флотации при озвучивании УЗ. С увеличением интенсивности пропорционально растет извлечение (при интенсивности 1,2 Вт/см² - 77,2 %).

Изучалось влияние УЗ и звуковых колебаний на флотацию отдельных классов крупности (10-40 мкм, 40-63 мкм, 63-100 мкм).

Из результатов видно - значительное улучшение флотируемости наблюдается для класса крупности 10-40 мкм. Под воздействием УЗ поля скорость флотации увеличивается почти в 2 раза.

ЛИТЕРАТУРА

1. Рулев Н.Н., Духин С.С. Закрепление частицы у поверхности пузырька при флотации и расклинивающее давление смачивающих пленок // Коллоидный журнал.-1983.-Т.45.-№2.-С.302.
2. Рулев Н.Н., Чаплыгин А.Г. Роль диссипации кинетической энергии в элементарном акте флотации крупных частиц // Коллоидный журнал.-1988.-№6.-С.1144-1150.

О СТРУКТУРЕ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ПОТЕРЬ ПРИ ДИЗИНТЕГРАЦИИ РУД

Матвеев А.И., Винокуров В.П., Перов А.В. (ИГДС СО РАН),
Антипин С.Г. (АО «Депутатсколово»)

Процесс переработки и использования твердых полезных ископаемых многостадийный. Основных стадий в общем случае три: стадия деструкции природных образований, стадия разделения продуктов разрушения и стадия конструкции искусственных материалов или непосредственного изготовления изделий.

Если в начальной стадии изучения и применения процессов разрушения пород широко изучались и применялись различные способы рационального воздействия, то с появлением массовых способов дезинтеграции способствовавших чрезвычайному возрастанию производительности переработки: исчезли примитивная управляемость процессом разрушения и определенная рациональность приложения нагрузки. В последствии лишь наращивались мощности производства, их стадийность и количество единиц оборудования, но механизм разрушения все также оставался неуправляемым, а способ приложения нагрузки оставался крайне нерациональным. Поэтому, в рамках существующих массовых технологий не удивительны ни колоссальный удельный перерасход энергии, ни скромные возможности межфазного разъединения разрушаемого многофазного материала, которые являются данью энергетической неупорядоченности разрушения.

Между тем, состояние минерально-сырьевой базы постоянно ухудшается: снижается содержание полезных компонентов, массовые способы добычи приводят к повышению степени разубоживания руд, последние становятся более тонковкрапленными. В результате, для сохранения уровня производства того же количества концентратов полезных ископаемых, объем переработки увеличивается в геометрической прогрессии. В целом, сложившаяся ситуация низкой эффективности процессов рудоподготовки есть результат наложения трех факторов: снижения среднего содержания, разубоживания и растущих потребностей промышленности. Энергоемкость же дезинтеграции возрастает еще стремительнее из-за необходимости дополнительной компенсации низкой эффективности разрушения и четвертый фактор - тонковкрапленность - требующая более тонкого помола минерального сырья. В свою очередь тонкое измельчение по существующим технологиям создает еще одну проблему - проблему переизмельчения материала, важность отрицательного эффекта которой трудно

переоценить. Достаточно отметить, что переизмельчение приводит к последующему резкому падению процента извлечения полезных минералов при последующем обогащении из-за потерь с хвостами и технологии.

В настоящее время процесс дезинтеграции минералов нуждается в серьезной модернизации на всех уровнях рудоподготовки с учетом особенностей отдельных месторождений вплоть, до монокристаллов. Имеется два основных магистральных направления модернизации процессов рудоподготовки:

- создание оптимальных схем существующих технологий;
- создание технологий, использующих новые принципы разрушения.

В первом случае оптимизируется вся технологическая схема разрушения: взрыв- дробление -измельчение. Данное направление более привязано к реальным производственным задачам. В этом направлении ведется достаточно много работы и имеются определенные результаты с использованием современных методов оптимизации и рационализации технологических схем рудоподготовки.

Во втором, разработка новых способов разрушения еще не повлияла на типичную технологическую схему дезинтеграции, преобладание первой привело к тому, что минералы со слабоконтрастными прочностными свойствами фаз разрушаются по непредсказуемым поверхностям. Сложившаяся ситуация вынуждает искать методы управления механизмом межфазного разрушения и пути селективного расхода энергии и является необходимым и достаточным условием для возникновения массовых технологий селективной дезинтеграции. В действительности, современные данные подтверждают, что минимальные физически необходимые энергозатраты на дезинтеграцию пород в тысячи раз меньше соответствующих технологических показателей современных аппаратов.

Более популярным и известным теоретическим основанием является то, что механические свойства горных пород при различных видах нагружения находятся в соотношении [1] :

$$\sigma_{сж} > \tau_c > \sigma_{из} > \sigma_p \quad (1)$$

где, $\sigma_{сж}$, τ_c , $\sigma_{из}$, σ_p временное сопротивление образцов соответственно на сжатие, сдвиг, изгиб, истирание и растяжение.

Техника дезинтеграции застопорилась на традиционных методах, основанных на квазистатическом нагружении преимущественно между двумя сближающимися поверхностями, где основной упор делается на разрушение сжатием, а вспомогательным сдвиг, изгиб, истирание.

Казалось бы, просто при разработке новых способов разрушения сделать акцент на энергетически выгодные способы нагружения. Но вся беда заключается в том, что львиная доля энергии рассеивается по всему объему рудной массы. Речь идет об уровне потерь энергии выше 90% . Диссипативные потери можно только уменьшить или в какой-то степени избежать, путем локального линейного или даже точечного приложения силового воздействия, не говоря

еще о способах нагружения (сжатие, сдвиг, истирание, изгиб и растяжение). К сожалению пока не разработан механизм такого акта разрушения (в условиях реального массового производства).

Поэтому, для того , чтобы уменьшить потерю энергии при разрушении руд нужно понять и оценить структуру потерь.

Наибольшие потери вызваны взаимным трением частиц перерабатываемого материала, рабочих органов и среды (процесс мокрого измельчения). При этом относительные потери на трение тем больше, чем больше удельная поверхность материала и чем дольше он пребывает в рабочем пространстве машины. Доказано, что чистое раздавливание образцов требует на порядок меньше энергии, чем в рабочей зоне машины.

Значительная потеря энергии происходит на деформацию кусков перерабатываемого материала. Причем известно, что деформация происходит во всем объеме куска, а реальное разрушение происходит в ничтожной ее части. В результате, почти вся энергия затраченная на деформирование оказывается затраченной бесполезно - лишь мизерная часть, в конечном счете, расходуется на образование новой поверхности. Остальная энергия частью рассредотачивается по всему объему тела в виде энергии дефектов, а в основном диссипирует (рассеивается в виде тепла).

Для представления соотношения затрат энергии можно привести очень простой схематический пример: кусок хрупкого минерала- кварца кубической формы $a\text{ м}^3$ прижимается к плоскости силой F , близкой к пределу его технической прочности , при этом другая сила F_1 смещает его в сторону по плоскости преодолевая сопротивление трения.

$$\text{Энергия упругой деформации } U_d = \frac{Fa}{2E} = \frac{\sigma a^3}{2E}, \quad (2)$$

где σ - напряжение предельного сжатия для кварца $\approx 2,2 \cdot 10^8 \text{ н/м}^2$;
 E - модуль Юнга $\approx 7,5 \cdot 10^{10} \text{ н/м}^2$.

$$U_d = 3 \cdot 10^5 \cdot a^3 \quad (3)$$

Работу сил трения при перемещении этого куска на расстояние, равное длине его ребра a :

$$A_f = F_1 a = kFa = k\sigma a^3 \quad (4)$$

При коэффициенте трения $K=0,2$:

$$A_f = 4 \cdot 10^7 a^3. \quad (5)$$

Сравнивая формулы (2,3,4,5) видим, что трение куска на его перемещение на расстояние, равное собственной длине расходуется в 130 раз больше энергии, чем на упругую деформацию с случае предельного сжатия. Что касается соотношения потерь энергии на чистую деформацию и на полезную работу по разрушению горной породы, то она может быть самой различной, в зависимости от способа дезинтеграции, от исходной крупности породы и в особенности от их структуры, петрографической особенности. Примерное определение такого соотношения может быть предметом достаточно сложных теоретических исследований. С практической точки зрения наиболее интересным и изученным представляется определение доли полезной энергозатраты на образование новой поверхности т.е., на разрушение горной породы. Доля полезных энергозатрат от общей затрачиваемой энергии может быть найдено соотношением:

$$\text{КПД} = \frac{E_{\text{пол.}}}{N_{\text{затр.общ.}}} 100\% . \quad (6)$$

По [2], полезная энергозатраты на образование новой поверхности $E_{\text{пол.}}$ определяется как:

$$E_{\text{пол.}} = \gamma_f S_{\text{уд}} , \quad (7)$$

где γ_f - удельная эффективная энергия разрушения руды, Дж/м;

$S_{\text{уд}}$ - образующая удельная поверхность $\text{м}^2/\text{г}$.

Удельная эффективная энергия разрушения руды в свою очередь определяется с учетом коэффициента трещиностойкости по [3] для различных типов руд, для « кварцевых » типов руд была определена с учетом коэффициента трещиностойкости γ_f - ($K_{\text{тк}}=0,55 \text{ Мпа} \cdot \text{м}^{0,5}$) [4], принимается равной 10 Дж / м^2 [5].

Образующую удельную поверхность определить очень сложно, поскольку расхождение между измеренной и рассчитанной удельными поверхностями существенно даже для весьма тонких продуктов измельчения, когда частицы имеют сглаженную поверхность и довольно окатанную форму. Это связано с тем, что классические методы расчета $S_{\text{уд}}$ по известной гранулометрии не учитывают сложного рельефа кусков и частиц, наличия на их поверхности различного рода неровностей, микропор, трещин, и тому подобных нарушений гладкой поверхности и идеальной формы (куб, шар) частиц, которые априори принимаются в расчетных методах оценки $S_{\text{уд}}$ по таблице данных (1), полученных В.В. Доливо-Добровольским методом кинетики химического растворения измельченного антимонита [6].

Удельная поверхность различного по классу крупности измельченного кварца.

Классы крупности, мкм	Измеренная удельная поверхность, м ² /г	Отношение $S_{уд.изм} / S_{уд.расч.}$
-3+0	4,62	-
-6+3	0,853	1,7
-11+6	0,481	1,81
-22+11	0,292	2,13
-44+22	0,164	2,47
-52+44	0,127	2,70
-74+52	0,108	3,00

Для мелкого дробления кварцевого типа руды, где усредненной исходной крупности 50 мм, конечная номинальной крупности 16 мм без учета гранулометрических характеристик продуктов переработки:

$$S_{yw} = \Delta S_{y0} = S_{y0,16} - S_{y0,50} = \kappa_{16} S_{рас. y0,16} - \kappa_{50} S_{рас. y0,50}; \quad (8)$$

при условии представления частиц в форме идеальных шаров,

$$S_{y0,расч. d} = \frac{S_w}{m} = \frac{S_w}{V_w \rho} = \frac{\pi d^2}{\pi \frac{d^3}{6} \rho} = \frac{6}{d\rho}; \quad (9)$$

$$S_{yw} = \frac{6}{\rho} \left(\frac{\kappa_{16}}{d_{16}} - \frac{\kappa_{50}}{d_{50}} \right) = \frac{6}{27000000 \text{ г./м}^3} \left(\frac{2,13}{0,016 \text{ м}} - \frac{2,7}{0,05 \text{ м}} \right) = 0,00176 \text{ м}^2 / \text{г}; \quad (10)$$

тогда по формуле (7):

$$E_{пол} = 10 \text{ Дж/м}^2 * 0,002 \text{ м}^2 / \text{г} = 0,02 \text{ Дж/г.}; \quad (11)$$

Общие удельные энергозатраты $N_{уд.общ}$ (по расходу электроэнергии) могут быть рассчитаны, например, по формуле [4]:

$$N_{y0,общ} = \frac{10W_i}{\sqrt{F_{80}}} \left(\sqrt{\frac{F_{80}}{P_{80}}} - 1 \right); \quad (12)$$

где W_i^* - индекс чистой работы дробления, $\text{квт} \cdot \text{мкм}^{0,5} / \text{т}$, зависящий от крепости руды;

F_{80} P_{80} - размеры квадратных отверстий сита, через которые проходит соответственно 80% питания и разгрузки дробилки, мкм.

Общие удельные энергозатраты по формуле (12)

при $W_i^* = 7,13 \text{ квт} \cdot \text{ч} / \text{т мкм}^{0,5}$,

при $F_{80} = 4000000$ мкм и $P_{80} = 1200000$ мкм находим:

$$N_{\text{полн}} = 0,1527 \text{ квт} \cdot \text{ч} / \text{т} = 0,62 \text{ Дж} / \text{г} ; \quad (13)$$

Тогда $\text{КПД} = E_{\text{полн}} / N_{\text{полн}} \cdot 100\% = 3\% ; \quad (14)$

Расчеты по данным формулам показывают, что КПД дробления в циклах традиционного дробления на конусных дробилках колеблется в пределах 5-7%, а измельчения 1-1,6%.

В таком случае структуру, расхода энергии на традиционные типы дробления и измельчения можно представить как диаграмму на рис. 1



Рис. 1 Структура расхода энергии на традиционные типы дробления и измельчения.

Причем, в потери на избыточную деформацию и на трение определенную долю занимают тепловые потери, потери на образование пыли, на износ рабочих органов оборудования и. т. д., которые имеют производный характер.

Таким образом приблизительная структура энергопотерь показывает:

- что уровень КПД дезинтеграции с применением традиционных способов не превышает и 6%;
- львиная доля энергии тратится на взаимное трение и перемещение материала в рабочей зоне дезинтегрирующего аппарата.

Из этого следует, что разрушающий фактор любого способа разрушения прежде всего, должен обеспечивать малоподвижность (то есть, малые относительные перемещения взаимодействующих в процессе разрушения тел), 'затем

должно обеспечиваться концентрированное нагружение рудных тел для преодоления деформационных препятствий, причем способ концентрированного нагружения должен максимально работать в режиме растяжения разрушаемой породы. В известной мере это входит в противоречие с принципами дезинтеграции традиционных поточных способов, в особенности при измельчении в барабанных мельницах. Данное противоречие является основанием для развития новых способов дезинтеграции.

ЛИТЕРАТУРА

1. Протасов Ю.И. Теоретические основы механического разрушения горных пород. - М.: Недра. 1985. 280с.
2. Зуев В.В., Богданов О.С. О коэффициентах полезного действия дробления и измельчения руд. // Обогащение руд № 4, 1989. с.12-13.
3. Новиков Н.В., Майстренко А.Л. Трещиностойкость кристаллических и композиционных сверхтвердых материалов // Физико-химическая механика материалов. - 1983. - Т.19. - № 4. - С.46-53.
4. Аккерман Ю.Э., Костин И.М. К вопросу определения дробимости руд. // Исследования по рудоподготовке, обогащению и комплексному использованию руд цветных и редких металлов. / Механобр. Л., 1982. - С.68-76.
5. Гапонов Г.В., Ревнивцев В.И. // О селективных технологиях дезинтеграции руд. / Механобр. Л., 1983. - С.13-21.
6. Доливо-Добровольский В.В. Оценка поверхности измельченных материалов по кинетике химических реакций // Сб. Научно-исследовательских работ. / Механобр. - Л., 1937. - Т.1. - С.3- 40.

ОСНОВНЫЕ ПОДХОДЫ К ВОПРОСУ УПРАВЛЕНИЙ КАЧЕСТВОМ УГОЛЬНОЙ ПРОДУКЦИИ ПРИ ОСВОЕНИИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЮЖНОЙ ЯКУТИИ

Михеев В. А. (ИГДС СО РАН).

Улучшение качества продукции является одним из основных направлений интенсификации производства и повышения его эффективности. Это общее положение имеет прямое отношение к угольной промышленности, поскольку качество углей во многом предопределяет энергетическую эффективность их использования [1]. В среднем 20% добываемого угля расходуется для коммунальных и жилищно-бытовых нужд [2].

В настоящее время требования к качеству полезных ископаемых определяются обычно категорией "потребительского качества" [3]. Качественное минеральное сырье, имеющее один несоответствующий техническим требованиям показатель, часто относится к некондиционному и бракуется, хотя во многих случаях этот нестандартный показатель перекрывается другими, более высокими качественными свойствами. Поэтому одной из первоочередных задач при разработке месторождений и поставках топлива является установление обоснованных критериев оценки качества и оптимальных требований к минеральному сырью.

Резкий рост потребности в топливе обусловил вовлечение в разработку запасов полезных ископаемых с более низкими качественными характеристиками. Снижение качества добытых ископаемых, в свою очередь, приводит к увеличению объемов их добычи. В конкретных условиях стремление обеспечить только высокое качество продукции неизбежно приводит к большим потерям полезных ископаемых в недрах, ограничению сроков существования горных предприятий, их производственной мощности, увеличению удельных капитальных вложений и сокращению общего объема промышленной продукции. Поэтому при оценке месторождений и технологии горных работ это необходимо учитывать. Критерием оценки является минимум затрат общественного труда на производство и использование конечной продукции. Оптимальный для народного хозяйства уровень качества добываемого полезного ископаемого устанавливается с учетом показателей всей цепи горных и перерабатывающих производств [4].

При оценке горных работ природное качество полезного ископаемого в границах определенного участка практически не изменяется. Но, варьируя объемы добычи полезного ископаемого на различных участках месторождения в различные периоды разработки, можно управлять процессом формирования качества полезного ископаемого, поставляемого потребителю.

Качество горных работ в этом плане обычно оценивается относительным отклонением качества добытого полезного ископаемого от его естественного состояния и достигнутыми при этом технико-экономическими показателями, основными из которых являются: качественные и количественные потери полезного ископаемого при добыче, степень стабилизации качества минерального сырья в грузопотоке, производительность комплексов оборудования, затраты на горные работы, извлекаемая ценность и прибыль предприятия.

Полезные ископаемые являются в основном продукцией разового потребления. Поэтому в общем случае целесообразно определять значение комплексного показателя качества полезного ископаемого [5]:

$$q_i = \left(\sum_{i=1}^n q_{ni} a_i - \sum_{j=1}^m q_{bj} b_j \right) / Z,$$

где q_{ni} и q_{bj} - количественные фактические показатели соответственно i -го полезного и j -го вредного качественных свойств полезного ископаемого; a_i и b_j - удельная экономическая значимость соответственно i -го полезного и j -го вредного свойства; Z - ценность конечного продукта; n и m - число учитываемых соответственно полезных и вредных свойств.

Качество полезного ископаемого оптимально, если сумма затрат на его добычу и переработку минимальная. Задача оптимизации качества полезного ископаемого практически решается следующим образом:

1. Выявляются качественные показатели полезного ископаемого исходя из требований предприятий, непосредственно использующих полезное ископаемое. Для объективного выбора регламентируемых качественных показателей целесообразно методами корреляционного анализа установить значимость каждой качественной характеристики. Необходимо по возможности выбирать минимальное число качественных характеристик, так как увеличение их значительно усложняет управление горными работами.

2. Устанавливается комплексный показатель качества полезного ископаемого q_k .

3. Выявляются зависимости полных затрат на добычу и переработку 1 т полезного ископаемого при изменении комплексного показателя q_k .

4. На основе этих зависимостей строится суммарный график и определяются оптимальное и максимальное значения комплексного показателя качества q_k . При необходимости строят графики (таблицы), расшифровывающие содержание комплексного показателя через единичные показатели качества.

При рациональном управлении процессом транспортирования удается достичь в грузопотоке и на конечных пунктах (бункера, склады) заданного и стабильного качества полезного ископаемого даже в условиях резкой изменчивости качественных характеристик его в недрах.

При сложной конфигурации залежей важным является обоснование высоты добычного уступа H_y ; ее уменьшение связано с более точным

выявлением контуров рудных тел или пластов, достижением стабильности и улучшением качества добываемого полезного ископаемого. Для обеспечения возможности раздельной выемки высота развала H_p не должна превышать высоты черпания экскаватора H_q .

Под стабилизацией качества добытого полезного ископаемого понимается комплекс мероприятий, обеспечивающий постоянство (однородность) химического состава и технологических свойств сырья в определенном объеме (суточная, сменная или часовая добыча, состав, маршрут и т.д.) [6].

При резких изменениях качества сырья нарушаются технологические процессы использования и переработки полезных ископаемых, что приводит к перестройке технологического процесса, снижению производительности перерабатывающего комплекса и повышению себестоимости конечного продукта. Стабилизация качества добытого полезного ископаемого обуславливает существенное улучшение технико-экономических показателей переработки и качества конечной продукции.

В практике использования распространенным показателем оценки однородности качества сырья является доля отклонений от среднего содержания, укладываемых в фиксированные интервалы, т.е. частота таких случаев (%) [5]:

$$P = 100 (N - N_1) / N$$

где N - общее число анализов (измерений);

N_1 - число измерений, показывающих отклонение от среднего значения выше установленных пределов.

Основным способом стабилизации качества полезного ископаемого является усреднение. Поэтому и степень стабилизации качественных показателей на карьерах оценивается коэффициентом усреднения [5]:

$$K_{\text{уср}} = \sigma_1 / \sigma_2$$

где σ_1 и σ_2 - средние квадратичные отклонения показателей качества от среднего значения соответственно до и после усреднения.

Для стабилизации качества полезного ископаемого в первую очередь необходимо установить такой порядок развития горных работ в карьере, при котором обеспечивается не только достижение плановых объемов вскрышных и добычных работ, но и происходит сглаживание качественных характеристик полезного ископаемого при длительных календарных сроках (не менее года или квартала). Порядок развития горных работ устанавливается в пределах этапного контура карьера, определяющего эксплуатационные кондиции полезного ископаемого. Основными методами стабилизации качества полезного ископаемого являются при этом выбор системы разработки, управление ее параметрами на отдельных участках карьерного поля (длиной фронта,

скоростью его подвигания, шириной рабочих площадок, параметрами панельных блоков, типами и параметрами заходов и др.), выбор технологий усреднения, обоснование моделей экскаваторов и их шихтовочного резерва. Дальнейшее сглаживание качественных характеристик возможно за счет детального планирования добычи.

Основными видами (стадиями) усреднения сырья являются: забойное и межзабойное усреднение; усреднение на складах различного типа и местоположения. Сочетания усреднения забойного, межзабойного и на внутрикарьерных (прикарьерных) складах характеризуют в целом стадии внутрикарьерного усреднения.

Одностадийное внутрикарьерное усреднение характеризуется наличием только межзабойного или одновременно забойного и межзабойного усреднения. В большинстве случаев при усреднении сырья по одному компоненту попутно стабилизируется его качество и по другим компонентам. При этом обычно $K_{\text{ср}}=1.3\div 1.5$ (иногда $2\div 2.5$). одностадийное усреднение обуславливает необходимость создания шихтовочного резерва добычных экскаваторов и дополнительного фронта добычных работ. При использовании в качестве выемочно-погрузочного оборудования пневмоколесных погрузчиков шихтовочный резерв их может отсутствовать, а межзабойное усреднение достигается за счет создания резервных добычных забоев.

В общем случае резерв экскаваторов зависит от изменчивости качества полезного ископаемого в плановых контурах отработки (чаще всего - в объеме сменной добычи карьера), допустимого отклонения σ качества добытого полезного ископаемого от требуемого, заданной вероятности P обеспечения необходимого усреднения, производственной мощности карьера, типоразмера добычных экскаваторов. С уменьшением типоразмера экскаваторов увеличивается их число, а следовательно, и число действующих забоев, вследствие чего уменьшается шихтовочный резерв. Поэтому необходимо для конкретных условий одновременно определять по экономическим критериям (приведенным затратам и прибыли) рациональный типоразмер добычных экскаваторов и их шихтовочный резерв.

Двухстадийное внутрикарьерное усреднение характеризуется наличием прикарьерных подшихтовочных складов или внутрикарьерных усреднительных складов, выполняющих также перегрузочные функции при комбинированном транспорте.

При наличии подшихтовочного склада сырье потребителю поступает одновременно непосредственно из забоев и со склада. Последний, таким образом, выполняет как функции дополнительных одного или нескольких добычных забоев, так и функции второй стадии усреднения.

Параметры прикарьерных складов определяются числом отдельно складировуемых типосортов сырья и производственной мощностью карьера. Сменная производительность складских экскаваторов на $20\div 40\%$ выше, чем

забойных, но годовая производительность вследствие низкого использования обычно, наоборот, на 30÷50 % ниже. Вместе с тем при двухстадийном усреднении резко сокращается или полностью исключается шихтовочный резерв забойных экскаваторов и увеличивается их производительность вследствие отсутствия жесткой связи между режимами работы карьера и перерабатывающих цехов. Степень усреднения на складах равна 2÷3.

Организационной основой внутрикарьерного усреднения на большинстве предприятий являются декадно (недельно) - суточные и сменно - суточные графики работы и гибкое оперативное управление работой добычных (забойных и складских) экскаваторов и транспорта.

Наиболее эффективно усреднение сырья на штабельных складах дробильно-сортировочных и обогатительных фабрик. При кусковатости полезного ископаемого от 3 до 150 мм и использовании одноковшовых экскаваторов $K_{\text{ср}}=3.5\div 5.5$, а при загрузке сырья крупностью 10÷80 мм конвейерными отвалообразователями, при разгрузке его машинами с роторным исполнительным органом степень усреднения достигает 7. Поэтому, несмотря на высокие капитальные и эксплуатационные расходы, указанные способы усреднения находят все большее применение, особенно при высокой изменчивости качества полезного ископаемого в недрах.

Изменчивость качества характерна для многих угольных месторождений. Генезис угленосных формаций обуславливает значительную разницу качества углей в отдельных пропластках, разную зольность, теплоту сгорания, влажность, физико-механические свойства. Вместе с тем потребители угля рассчитывают на однородное и постоянное качество угля. Поэтому угли одного и того же месторождения при значительном изменении качества не могут быть использованы потребителями без предварительного усреднения их качества, т.е. усреднение конусованием с применением одноковшовых экскаваторов; суммированием угольных потоков с двух-трех конвейеров (питателей) на одном общем питателе, подающем смешанный уголь непосредственно в приемный бункер потребителя.

ЛИТЕРАТУРА

1. Ефремов Э.И. Оценка экономической эффективности освоения угольных ресурсов Якутии. Якутск., ЯНЦ СО РАН, 1993. 164с.
2. Крапчин И.П. Экономика переработки углей, М. Недра, 1989. 211с.
3. Толкацер Д.Я. Цена и качество угольной продукции, М. Недра, 1982. 158с.
4. Миронов К.В. Справочник геолога-угольщика, М. Недра, 1991. 296с.
5. Ржевский В.В. Открытые горные работы, часть 2, М. Недра, 1985. 380с.
6. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. М., Недра, 1982. 360с.

НЕТРАДИЦИОННЫЙ СПОСОБ ПЫЛЕПОДАВЛЕНИЯ

Ларионов В.Р., Федосеев С.М. (ИГДС СО РАН)

Совершенствование условий и охрана труда в горнодобывающей промышленности - важная составная часть в дальнейшем развитии и усовершенствовании технологических процессов при разработке месторождений, связанных с эффективным использованием высоко-производительной техники и транспортных средств. Это связано с тем, что дальнейшая интенсификация производственных процессов, постоянное расширение и углубление шахтного поля по мере их дальнейшей эксплуатации, повседневное внедрение высокопроизводительной горной техники осложняют условия труда и делают всё более актуальными задачи обеспечения безопасных условий труда шахтёров.

В настоящее время условия труда в шахтах в связи с недостатком средств не в полной мере отвечают требованиям рынка. Запылённость воздуха значительно превышает санитарные нормы, участились случаи возникновения эндогенных пожаров, взрывов газа и пыли, а также другие аварийные ситуации. Такие трудности испытывают и шахты в области распространения многолетней мерзлоты.

Разработка и внедрение новых эффективных способов снижения запылённости в рабочей зоне горных предприятий является неотложной задачей науки и техники.

Наиболее широкое применение для подавления пыли имеют механические способы (проветривание, пылеотсос и др.) борьбы с пылью особенно, в очагах пылеобразования.

Значительная эффективность пылеподавления достигается гидрообеспыливанием, которое расширяет свои возможности с применением химических смачивателей, поверхностно активных веществ (ПАВ).

Однако в условиях Севера широкие возможности гидрообеспыливания ограничиваются отрицательной температурой окружающей среды, так как отрицательная температура ведет к смерзанию горной массы после орошения водой.

Например, орошение типовой оросительной системой комбайна с удельным расходом воды 40-60 л/т неприемлемо, так как ведёт к смерзанию горной массы в транспортных сосудах, бункерах. Внедрение мокрого бурения неприемлемо ввиду смерзания руды в блоках, рудоспусках [1].

На Севере, в этом отношении, для подавления пыли, возможно, применение природного и искусственного снега. Он используется в процессах открытой разработки месторождений в период более низких температур атмосферного воздуха (ниже -20°C).

В условиях подземной разработки на шахтах и рудниках в интервале температур $-5+15^{\circ}\text{C}$, применение искусственного снега (льда) ограничивается из-за относительно высокой температуры окружающего воздуха, затруднением процесса его образования. К тому же искусственный снег обладает низкой эффективностью пылеподавления. Процесс пылеподавления ограничивается лишь самопроизвольным контактом частиц пыли с кристаллами льда. Наряду с этим, как и в случае процесса гидрообеспыливания, сохраняется значительный расход воды. Применение ПАВ нежелательно, из-за возможного отрицательного воздействия на окружающую среду и на здоровье горнорабочих.

В этих условиях перспективным является использование менее безопасных соединений, кристаллогидратов газов и легкокипящих жидкостей, которые при пылеподавлении проявляют новые свойства.

Кристаллогидраты газов и летучих органических жидкостей представляют собой клатратные соединения их с водой, где молекулы этих веществ, в зависимости от давления при определенных температурах, внедряются в полости кристаллической решетки, построенной из молекул воды. В таблице приведены равновесные условия образования гидратов кристаллических структур (КС-1, КС-2) [2].

Из данных таблицы видно, что многие соединения гидратные структуры образуют в зависимости от давления при температуре около 0°C . При этом внешний вид гидратов напоминает хлопья рыхлого снега. Удельный объем воды в гидратном соединении возрастает до $1,26-1,32\text{ см}^3/\text{г}$ (удельный объем воды в состоянии льда - $1,08\text{ см}^3/\text{г}$).

Главными требованиями при использовании гидратов являются низкие равновесные давления гидратообразования и газ-гидратообразователь не должен быть ядовитым. К ним могут быть отнесены CO_2 , фреон-12 и другие.

Таблица 1.

Основные физико-химические свойства гидратов КС-1 и КС-2

Гидратообразователь	Параметры решетки, нм	Т, К (Р, кПа) в квадрупольной точке газ-гидрат-вода-лед	Т, К при 101,3 кПа
1	2	3	4
Диоксид углерода	1,207	273,1(1250)	218,1
Сероводород	1,202	272,7(93)	273,5
Метан	-	272,9(2560)	194,4
Циклопропан	1,214, (278 К)	273,1(62)	275,9
Пропан	1,74	273,1(172)	261,5

1	2	3	4
Изобутан	1,757	273,1(113)	270,3
Фреон-12	1,737	273,0(36)	278,3
Тетрагидрофуран	1,71	272,1	
Бромметан	1,209	272,9(29)	284,5

Для осуществления способа, из компрессора по трубопроводам струю сжатого воздуха направляют в зону пылеобразования. На своем пути струя эжектирует воду и газ-гидратообразователь. Полученная газожидкостная смесь распыляется под избыточным давлением сжатого воздуха с образованием гидрата в виде снежных хлопьев при температуре около 0°C окружающего воздуха. Гидратообразователи диоксид углерода или Фреон-12 (CCl_2F_2) с водой образуют гидраты структуры, соответственно КС-1 и КС-2. Миллер [3] исследовал гидрат двуокиси углерода в области температур $<273,1^{\circ}\text{K}$ и получил уравнение $\lg P = 7,1584 - (1120/T)$ (для температурного интервала $175-232^{\circ}\text{K}$). Интерпритацией этого уравнения до $P=101,3$ кПа получена равновесная температура $T=218,1^{\circ}\text{K}$. Определение равновесных параметров данного гидрата выполнены в работе [4] и методом Стронга и Миллера вычислен состав гидрата ($n=7,3\pm 0,1$). Из этого следует, что 6-7 молекул гидратообразователя включаются в кристаллическую структуру из 48 молекул воды. 8 молекул гидратообразователя Фреона-12 с водой включаются в 136 молекул воды. Данный гидрат существует в виде твердого кристаллического соединения при положительных температурах окружающей среды (до 12°C).

Клюсов и Гухман [5] исследовали адгезионную способность газовых гидратов по отношению к металлическим поверхностям. Количественную оценку сил сцепления гидратов природного газа с этими поверхностями проводили с помощью тензиметрических датчиков давления, измерением усилия срезания гидратного слоя определенной поверхности и толщины. Эксперименты показали, что напряжение на границе раздела гидрат-металлическая стенка составляет, в зависимости от условий образования гидратной пленки, $220-1280$ кгс/м². Это на 2-3 порядка выше напряжений, возникающих в газопроводах за счет движения газа.

В условиях эксперимента в момент контакта газовых гидратов с частицами пыли при атмосферном давлении происходит самопроизвольное разложение клатратного соединения. При этом происходит сокращение объема вещества, причём больше, чем в случае образования воды из льда.

Сокращение объема вещества обуславливает увеличение силы адсорбции, которые повышают адгезию и степень смачиваемости пылевых частиц.

Лабораторные исследования показали повышение массовой пылеемкости при использовании гидратов до $0,92$ кг/кг. По сравнению с традиционным способом этот параметр повышается от $1,15-1,5$ раз.

Использование нового способа из-за заметного уменьшения расхода воды в условиях Севера снижает опасность смерзания горной массы. Интенсивное подавление пыли происходит в интервале температур от -5 до $+12^{\circ}\text{C}$. Перечисленные преимущества показывают перспективность способа перед методами гидрообеспыливания, применением для подавления пыли искусственного и природного снега.

ЛИТЕРАТУРА

1. Чемезов Е.Н. Основные направления обеспыливания шахт и рудников Севера, - Якутск : ЯФ СО АН СССР, 1984.- 164с.
2. Бык С.Ш., Макогон Ю.Ф., Фомина В.И. Газовые гидраты. - М.: Химия.-1980.- 296с.
3. Muller S.L. - Proc. Nat. Acad. Sci. U.S. 1961.- v.47.- p.1798-1804.
4. Bozzo A.T.e.a. - Desalination.- 1975.- v.16.-p.303-320.
5. Клюсов В.А., Гухман Л.М. Разработка и эксплуатация газовых и газоконденсатных месторождений: //Реферативный сборник ВНИИЭГазпром.- М., 1975.-Вып.4.-С.31-37.

АНАЛИЗ КОЛИЧЕСТВА НЕСЧАСТНЫХ СЛУЧАЕВ
НА УГОЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ
ГУП “ЯКУТУГОЛЬ”

Вычужин Т.А., Осипенко Н.В. (НФ ЯГУ).
Малыгин С.А. (Южно-Якутская РГТИ)

В последние годы, несмотря на значительное снижение объемов добычи угля и сокращении численности работающих на предприятиях Компании “Росуголь”, положение дел с обеспечением безопасных и здоровых условий труда продолжает оставаться крайне напряженным. Количество несчастных случаев не уменьшается, а наоборот, в некоторой степени, увеличивается. По данным статистики, сегодня в мире около 25 млн. горняков, и ежегодно, по крайней мере 15 тыс. из них умирают вследствие несчастных случаев, от профессиональных заболеваний. На предприятиях “Росугля” на 330 несчастных случаев приходится 30 серьезных травм и одна с тяжелым исходом. По количеству несчастных случаев на первом месте находится угольная промышленность, далее, рыболовство, лесная промышленность, строительство и производство строительных материалов, сельское хозяйство.

Состояние безопасности и противоаварийной устойчивости на угольных предприятиях ГУП “Якутуголь” остается также крайне напряженным. ГУП “Якутуголь” имеет 5 крупных угольных подразделений: Нерюнгринский, Кангаласский, Зырянский разрезы; шахты “Сангарская” и “Джебарики-Хая”, все они подведомственны Южно-Якутской РГТИ.

Состояние травматизма при работе на горных предприятиях обычно определяется с помощью абсолютного числа несчастных случаев и показателей травматизма, среди которых различаются показатели частоты возникновения несчастных случаев, а также показатель тяжести несчастных случаев.

Показатель частоты несчастных случаев на 1000 занятых человек $K_{\text{ч}}$ и показатель тяжести несчастных случаев $K_{\text{т}}$ определяются, соответственно, по формулам:

$$K_{\text{ч}} = (W / \text{Ч}_{\text{ср}}) \cdot 1000; \quad K_{\text{т}} = D_{\text{ср}} / W$$

где W - количество несчастных случаев;
 $\text{Ч}_{\text{ср}}$ - среднесписочное число работающих;
 $D_{\text{ср}}$ - количество дней нетрудоспособности.

Рассмотрим состояние травматизма на крупных угольных предприятиях ГУП "Якутуголь" с 1991 по 1996гг.

На Нерюнгринском угольном разрезе количество несчастных случаев возросло с 8 случаев в 1991г. до 19 в 1996г., хотя показатель тяжести снизился с 38,4 до 13,2. Показатель частоты несчастных случаев увеличился с 2,3 до 6,2. На Кангаласском разрезе количество несчастных случаев, остается на одном уровне, в среднем 3 случая в год. Коэффициент тяжести имеет тенденцию к уменьшению.

На разрезе "Зырянский" за эти годы количество несчастных случаев колебалось с 2 до 8, но коэффициент тяжести резко увеличился, в 1996г. он составил 134, против 32,6 в среднем, за предыдущие 5 лет.

Иная обстановка по травматизму наблюдается на предприятиях, ведущих подземную разработку угольных месторождений. На шахте "Сангарская" (рис.4) количество несчастных случаев неуклонно повышается. Показатель частоты увеличился с 18,3 в 1991г. до 35,9 в 1996г., показатель тяжести уменьшился с 19,6 до 11,4 соответственно. Такое положение по состоянию безопасности труда, вероятнее всего, объясняется тем, что в последние годы в отработке находились пласты со сложными горно-геологическими условиями.

На шахте "Джебарики-Хая" (рис.3) количество несчастных случаев снизилось, показатель частоты также уменьшился, но резко увеличился показатель тяжести, с 15,9 в 1991г. до 48,9 в 1996 году.

В целом же, по ГУП "Якутуголь" (рис.6), включая все подразделения, количество несчастных случаев и показатель частоты остаются на одном уровне, в среднем соответственно 75 случаев в год и 6,5. Показатель же тяжести, за рассматриваемые годы, неуклонно повышался и достиг величины 33,6 в 1996г. против 24,8 в 1991г.

И вряд ли стоит удивляться этим цифрам. Они - следствие того, что практически отсутствует спрос с руководителей предприятий за соблюдение технологической дисциплины, численность специальных инженерных служб сокращается.

Необходимо отметить, что в период с 1991-96 г.г. происходило снижение общей численности работающих на горных предприятиях и уменьшение объемов производства в значительных масштабах при неполной занятости рабочих.

Результаты расследования обстоятельств, причин несчастных случаев и аварий показывают, что на многих предприятиях угольной промышленности, в частности на угольных предприятиях ГУП "Якутуголь", ослаблена технологическая и производительная дисциплина, не соблюдаются требования правил безопасности, неудовлетворительно осуществляется обучение трудящихся вопросам безопасности производства горных работ.

Анализируя вышеизложенное, основываясь на материалах расследования несчастных случаев и аварий для повышения состояния безопасности производства необходимо сосредоточить усилия на решение первоочередных задач:

- повышение качества коллективной ответственности за состояние техники безопасности;
- исключение нарушений проектных и технических решений и параметров;
- повышение ответственности руководителей за создание здоровых и безопасных условий труда;
- исключение недостатков в управлении производством;
- признания главными приоритетами на производстве здоровье и безопасность человека.

Решение этих задач в определенной мере будет способствовать стабилизации, а затем улучшению состояния безопасности труда в условиях формирования рыночных отношений.

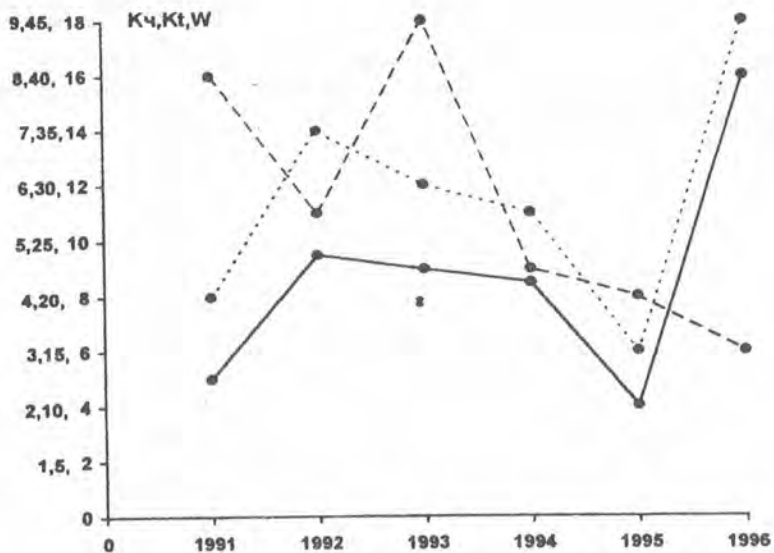


Рис. 1. Динамика производственного травматизма на "Нерюнгринском угольном разрезе"

- — количество несчастных случаев, W
- — коэффициент частоты, Кч
- - - - - — коэффициент тяжести, Кт

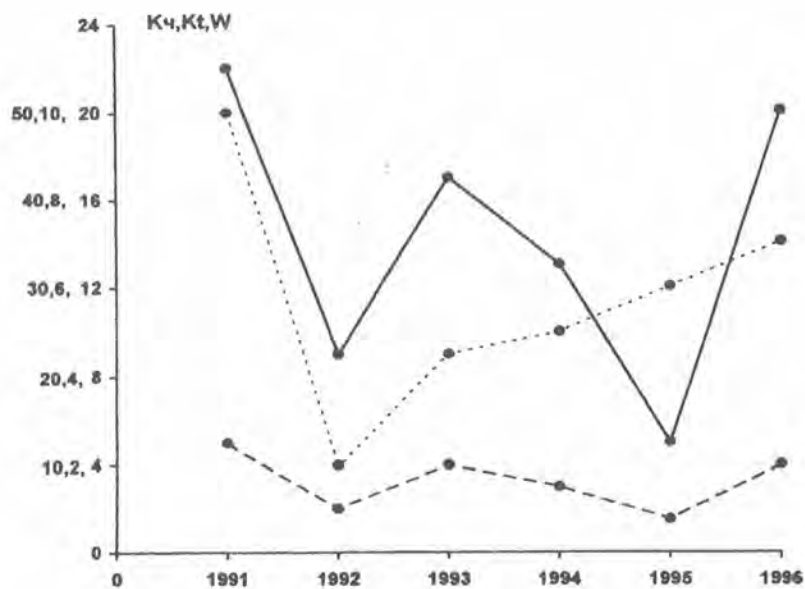


Рис. 2. Динамика производственного травматизма на разрезе "Кангаласский"

- - количество несчастных случаев, W
- - коэффициент частоты, Кч
- - коэффициент тяжести, Кт

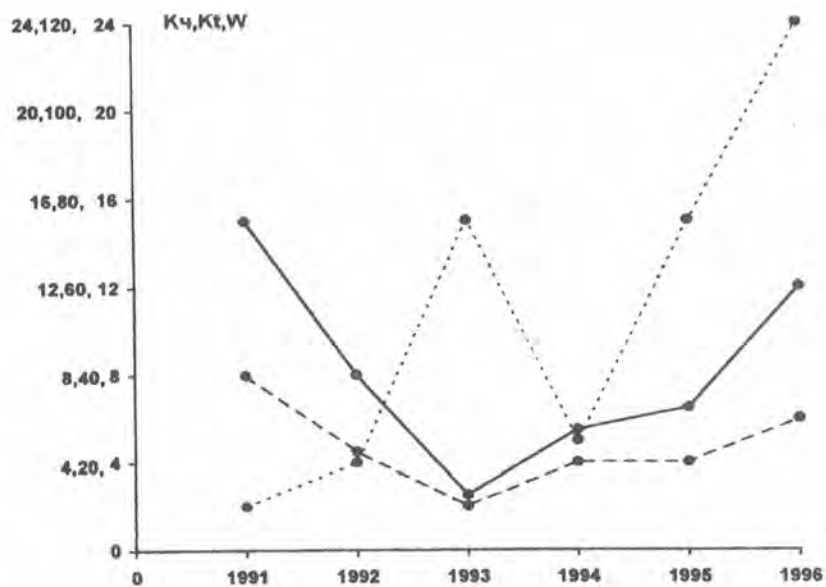


Рис. 3. Динамика производственного травматизма на разрезе "Зырянский"

- - количество несчастных случаев, W
- - коэффициент частоты, Кч
- - коэффициент тяжести, Кт

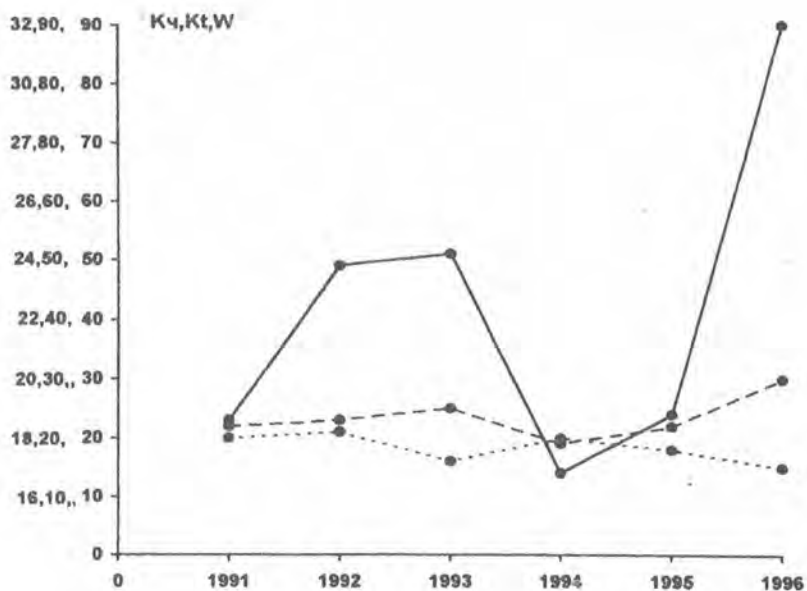


Рис. 4. Динамика производственного травматизма на ш. "Саигарская"

- - количество несчастных случаев, W
- - коэффициент частоты, Kч
- - коэффициент тяжести, Kт

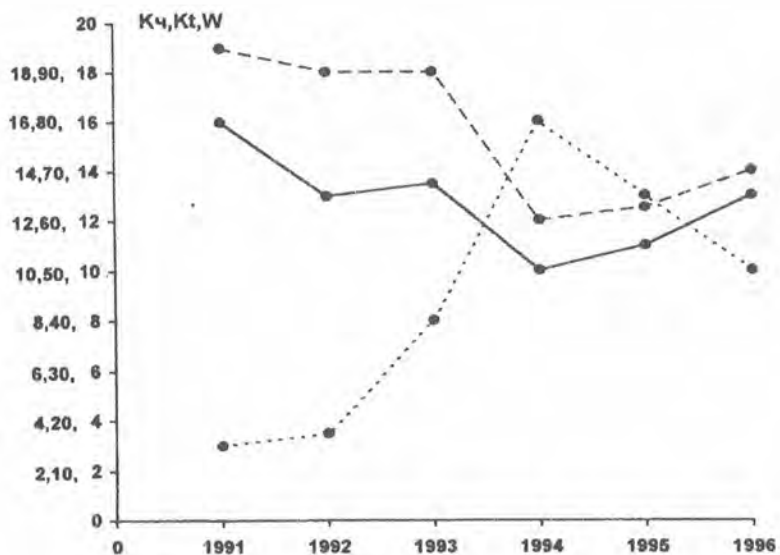


Рис. 5. Динамика производственного травматизма на “Джебарики-Хая”

- - количество несчастных случаев, W
- - коэффициент частоты, Kч
- - коэффициент тяжести, Kт

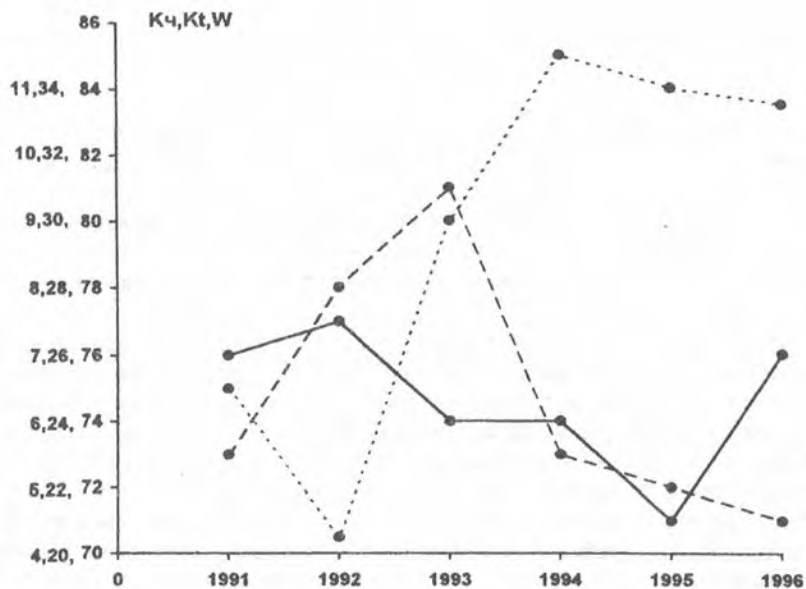


Рис. 6. Динамика производственного травматизма по объединению "Якутуголь"

- — количество несчастных случаев, W
- — коэффициент частоты, Кч
- — коэффициент тяжести, Кт

ЭКОЛОГИЧЕСКИ БЕЗОПАСНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ КИМБЕРЛИТОВЫХ ТРУБОК ЯКУТИИ

Власов В.М., Андросов А.Д. (ЯГУ)

Открытие новых коренных месторождений алмазов на труднодоступных территориях Якутии со значительными мощностями покрывающих многолетнемерзлых пород (70-90 м) поставила перед алмазодобытчиками новые проблемы по их рациональному освоению. Решение проблемы усугубляется в соответствии с требованиями экологии к внедряемым технологиям, а также с требованиями к качеству выхода ювелирных алмазов в процессе разработки кимберлитов.

Отечественные и мировые технологии добычи алмазов ориентированы на получение максимальной прибыли за вычетом затрат на природоохранные мероприятия и с учетом развития будущих поколений. Подходы и пути решения проблемы могут быть различными, однако бесспорно правильно выбранным стратегическим направлением является вахтовый метод, который также наиболее благоприятен при освоении месторождений Севера.

Предлагаемая новая технология отработки глубокозалегающих кимберлитовых трубок /1/ базируется на сочетании оптимальных решений по выбору основных параметров и схем отработки глубокого карьера, компоновки горного оборудования в технологических процессах добычи и транспортирования горной массы из глубоких горизонтов, обеспечивающих щадящий, экономичный, безопасный режим производства горных работ на кимберлитовой трубке.

В данном случае к оптимальным технологическим решениям следует отнести:

- сокращение до минимума объемов удаляемых вскрышных пород из карьерного пространства за счет совершенствования конструкции нерабочих бортов, обеспечивающих увеличение углов откосов карьеров в многолетнемерзлых породах до 75-80°;
- применение наиболее экономичных и приспособленных к экспериментальным условиям Севера технических средств подъема горной массы, преимущественно круго наклонных конвейерных подъемников, располагаемых в наклонных стволах;
- использование в рабочей зоне карьера мобильного автомобильного транспорта с переоборудованными двигателями на газовом топливе или аккумуляторными приводами;

- применение комбайнов или другого породоразрушающего оборудования для выемки кимберлитов, обеспечивающих максимальный выход ювелирных алмазов с различными качественными признаками;
- выбор энергоносителей для вахтового горно-добывающего предприятия с максимальным использованием местного сырья, исключая сооружение дорогостоящей ЛЭП от удаленных гидроэлектростанций и улучшающие экологическую обстановку в регионе.

В многократной постановке задачу оптимизации новой технологии отработки глубокозалегающей кимберлитовой трубки в символах математики можно записать следующим образом. Необходимо последовательно минимизировать или максимизировать значения следующих функций:

$$\sum_k V_{zk}^n \rightarrow \min, \quad (1)$$

где V_{zk}^n - объемы выемки вскрышных пород из Z-го горизонта по K-му варианту отстройки нерабочего борта, м³.

$$\sum_i \sum_j \sum_t Q_{ijt} \rightarrow \max, \quad (2)$$

где Q_{ijt} - объемы добычи алмазов i-й крупности, j-й характеристики за весь период отработки месторождения, каратов ($i=1, \dots, \alpha$ - номер размера кристалла, α - количество классов крупности; $j=1, \dots, m$ - номер характеристики кристалла; m - количество основных качеств кристалла; $t=1, \dots, T$ - срок отработки месторождения, лет).

$$\sum_t PP_t \rightarrow \max, \quad (3)$$

где $\sum_t PP_t$ - прибыль полученная от реализации добытых алмазов за весь период отработки месторождения, руб.

При расчетах размеров прибыли, получаемой от реализации алмазов, учитываются капитальные, эксплуатационные затраты на создание и поддержание производственной мощности на охрану и восстановление окружающей среды,

$$PP_t = Q_{ijt} * C_{ij} - Z_t - Z^{ок}_t, \quad (4)$$

где C_{ij} - стоимость кристалла алмаза i-го размера, j-й характеристики,

руб/кар.;

Z_1 - суммарные эксплуатационные и капитальные затраты t -го года, руб;

Z^k - суммарные затраты на природоохранные мероприятия в t -ом году, руб.

Данные технологические требования и критерии воплощены в новом техническом решении, суть которого представлена на рисунке 1. Для его полной реализации от газоконденсатного месторождения 1 прокладка газопровода 2, до электрической подстанции из газодизельных агрегатов 3, располагаемых в непосредственной близости от кимберлитовой трубки 4. На борту карьера 5 также размещают зарядную 6 для зарядки аккумуляторных приводов автосамосвалов 7 или же газозаправочную.

Нерабочие борта карьера формируют под разными углами погашения и ориентированны по сторонам света. Так вертикальный борт карьера 5, который менее подвержен солнечному воздействию (южная сторона) покрывают мерзлотозащитным материалом 8 и прикрепляют к борту карьера металлической сеткой, штангами 9. Вдоль пологого борта карьера 10 (северная сторона) и вблизи обогатительной фабрики 11 проходят наклонный ствол 12, который сбивают с горизонтами карьера квершлагами 13. Для спуска-подъема горно-транспортного оборудования на пологом борту карьера сооружают спирально-петлевые съезды 14. Транспортирование горной массы, разрабатываемой комбайном 15 осуществляют автосамосвалами 7 до перегрузочных пунктов 16, затем круто наклонным конвейерным подъемником по наклонному стволу 12 на поверхность и далее автосамосвалами с переоборудованными двигателями до фабрики 11.

Такая технологическая схема будет надежно работать при соответствующей комплектации горного оборудования новыми типами выемочно-погрузочной и транспортной техники. Техническая реальность подтверждается наличием суперсовременной горной техники, такой как комбайны 2600 SM фирмы "Виртген", фрезерные экскаваторы, фрезерные рыхлители РФ-60, экскаваторы билайны ЭБГ-20/300, позволяющие обрабатывать уступы высотой 50-60 м и др. отечественной и зарубежной техники [2].

Отстройка крутых и устойчивых бортов в условиях многолетней мерзлоты под углами 75-80° достигается также внедрением вертикальных уступов погашения высотой 20-60м с доведением размеров предохранительных берм до 3-6м. При этом шадящий безвзрывной способ формирования уступов с использованием мерзлотозащитных покрытий откосов обеспечивают повышение их устойчивости. Существующие технические решения по созданию мерзлотозащитных покрытий основаны на применении:

- вспененных пластмасс, наносимых на прикрепленное к откосу уступа сетное полотно из синтетического материала (вспененные пластмассы прошли апробирование на опытном участке карьера "Мир");

- местных материалов на сапропелевой основе, накладываемых на откос и закрепляемых металлической сеткой, поверх которого наносят набрызг - бетон;
- специальной стеклоткани с нанесением на ней теплоизолирующего материала, прикрепляемого к откосу уступа металлическими штангами.

Например расчеты показывают, что сапропелевый слой толщиной 10 см достаточен для обеспечения надежной теплоизоляции откоса уступа. Эксперименты подтвердили, что для условий карьера "Мир" при толщине вспененных пластмасс 10 см глубина протаивания вечномерзлых пород в летний период сокращается в 3 раза по сравнению с откосами без покрытий. Данные технологии нуждаются в широкой апробации с целью внедрения на открытых работах в условиях разработки многолетнемерзлых пород.

Рассмотрим вариант отработки карьера на глубину 600 м с использованием рекомендуемой технологии. Расчетные значения параметров рекомендуемого карьера в сопоставлении с параметрами традиционного, приведены в таблице.

Таблица 1.

Параметры традиционного и рекомендуемого карьера

№№ п/п	Наименование показателей	Традиционный карьер	Рекомендуемый карьер
1.	Глубина карьера, м	600	600
2.	Высота уступа погашения, м	45	45
3.	Количество предохранительных берм	12	12
4.	Средняя ширина предохранительной бермы, м: пологий борт крутой борт	15 15	15 7,3
5.	Угол откоса уступа погашения град пологий борт крутой борт	70 ⁰ 70 ⁰	70 ⁰ 90 ⁰
6.	Угол откоса борта карьера, град: пологий борт крутой борт	45 ⁰ 45 ⁰	45 ⁰ 74 ⁰
7.	Объемы вскрышных работ в контуре карьера млн. м ³	339,1	196,6
8.	Сокращение объемов вскрыши в контуре карьера, млн. м ³	-	142,5

В рекомендуемом варианте средняя ширина предохранительной бермы на крутом борту составляет 7,3 м, т.е., при новой конструкции нерабочего борта размеры берм сокращены. Широкие бермы с улавливающими конструкциями

для механизированной их очистки оставлены через определенное количество уступов по высоте нерабочего борта.

Из примера видно, что возможности предложенной новой технологии достаточно велики. Необходимы совместные усилия научных работников и проектировщиков выполнить проработки для внедрения рекомендации на действующих карьерах АК "АЛРОСА", на перспективных кимберлитовых трубках "Ботуобинская", "Нюрбинская" и др. месторождениях, предстоящих к освоению в экстремальных условиях Севера.

ЛИТЕРАТУРА

1. Заявка №96106282/03,01.04.96, МКП GE21C41/00. Способ разработки кимберлитовых трубок /Андросов А.Д., Саввинов К.Н., Щадрин А.П., Тарасов И.И. - Полож. Решения от 07,02,97.
2. Голбдухт Е.Е., Пинчук А.Н., Слепян В.И. Новая технология отработки сложноструктурных месторождений комплексами машин НПК Стройкарьермаш. //Горный вестник - 1996. - №2. С.39-44.

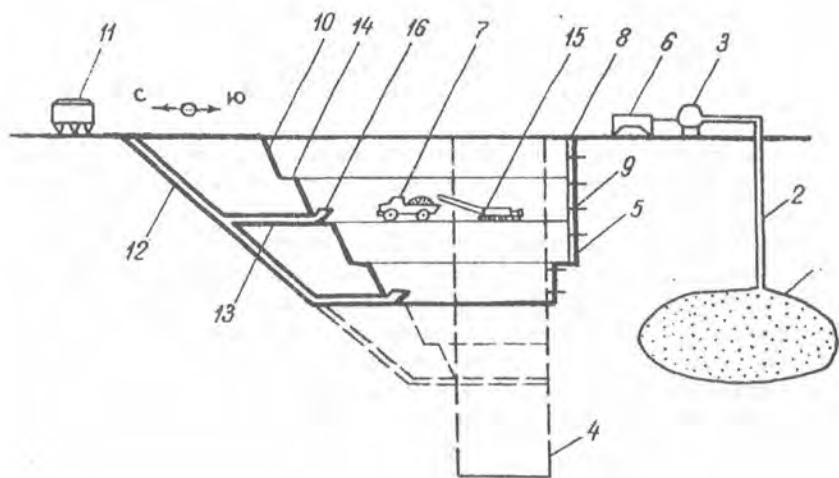


Рис. 1. Принципиальная схема отработки глубокозалегающей кимберлитовой трубки.

1 - газоконденсатное месторождение; 2 - газопровод; 3 - электрическая подстанция из газодизельных агрегатов; 4 - кимберлитовая трубка; 5 - борт карьера; 6 - зарядная; 7 - привод автосамосвалов; 8 - морозозащитный материал; 9 - штанги; 10 - пологий борт карьера; 11 - обогатительная фабрика; 12 - наклонный ствол; 13 - квершлаг; 14 - спиральный съезд; 15 - комбайн; 16 - перегрузочный пункт;

ОСОБЕННОСТИ ВЕДЕНИЯ РЕКУЛЬТИВАЦИИ НА ТЕРРИТОРИИ ЮЖНОЙ ЯКУТИИ

Томилов А.С. (НФ ЯГУ).

В последнее время, в связи с увеличением темпов развития горной промышленности, особенно остро встал вопрос о восстановлении нарушенной поверхности от ведения горных работ.

Вопрос о восстановлении нарушенных участков актуален и для региона Южной Якутии. Данный регион имеет свои особенности в сравнении со средней полосой России и более южными районами. Месторождения Южной Якутии практически все залегают в участковой или сплошной многолетней мерзлоте. Глубокие карьеры более существенно влияют на изменение климата окружающей территории. И наконец, не мало важным обстоятельством является то, что восстановление природного баланса протекает крайне медленно из-за воздействия резкого перепада температур, наличия многолетней мерзлоты и суровой продолжительной зимы.

В связи с этим возникает вопрос о восстановлении нарушенных земель и возвращения её первоначального вида, с обеспечением устойчивости дневной поверхности. Так же немаловажной задачей является восстановление сельскохозяйственной ценности почвенного слоя и его дальнейшего использования. Эти серьёзные вопросы в настоящее время решает рекультивация. [1]

Рекультивация является комплексом горнотехнических, инженерных, сельскохозяйственных и других мероприятий, направленных на восстановление биологической продуктивности и народнохозяйственной ценности отработанных горными или иными работами земельных площадей, а так же улучшение состояния окружающей среды.

Под нарушенными имеются в виду земли, утратившие свою хозяйственную ценность или являющиеся источником отрицательного воздействия на окружающую среду, в связи с нарушением почвенного слоя, гидрогеологического режима и образования техногенного рельефа в результате производственной деятельности человека. [3].

Рекультивация выполняется в несколько этапов в зависимости от направления. Обычно первым этапом по выполнению рекультивационных работ является горнотехнический этап. Горнотехнический этап рекультивации предусматривает комплекс земляных работ, необходимых для приведения нарушенных земель в состояние, пригодное для их целевого использования в сельском, лесном, рыбном хозяйствах, или по иному назначению. При горнотехнической рекультивации выполняются работы по снятию, транспортировке и укладке пло-

дородных и потенциально плодородных пород на рекультивируемые земли, планировке поверхности, формирования откосов, и т.д. [2].

Рекультивация имеет несколько направлений. Каждое из которых, по окончании мероприятий по восстановлению дневной поверхности, определяет направление использования восстановленной поверхности.

Направления рекультивации подразделяются на:

- лесохозяйственное, когда создаются на нарушенных землях сельскохозяйственные угодья;
- лесохозяйственное, предусматривающее создание лесных насаждений;
- рыбохозяйственное - создание в понижениях техногенного рельефа рыбохозяйственных водоёмов;
- водохозяйственное - создание водоёмов различного назначения;
- рекреационное - которое предусматривает сооружение объектов отдыха;
- санитарно-гигиеническое - включает биологическую или техническую консервацию нарушенных земель, оказывающих отрицательное воздействие на окружающую среду, рекультивация которых для использования в народном хозяйстве экономически не эффективна;
- строительное - включает приведение нарушенных земель в состояние, пригодное для промышленного и гражданского строительства.

Восстановление нарушенных земель для сельскохозяйственного или лесохозяйственного направления, после первого (горнотехнического этапа) имеет второй биологический этап, включающий агротехнические и мелиоративные мероприятия, направленные на улучшение и восстановление структуры грунтов и повышение их плодородия.

Прежде чем начать рекультивационные работы и выбрать направление, учитываются многие факторы, такие как: агробиологические свойства пород, химические и физические свойства пород, гидрогеологические условия и т. д.

Например: по агробиологическим свойствам (степени пригодности пород для сельскохозяйственного использования) вскрышные породы можно разделить на четыре группы: 1 - плодородные породы (плодородный слой почвы) - содержащие достаточное количество питательных веществ; 2 - потенциально-плодородные породы, содержащие в небольших количествах некоторые питательные вещества. При внесении достаточного количества удобрений, при соответствующей агротехнике они могут давать неплохие урожаи, т.е. обладают потенциальной возможностью к урожайности; 3 - индифферентные (нейтральные), т.е. не имеющие ни полезных, ни вредных веществ для растений; 4 - фитотоксичные - породы, содержащие вредные для растений вещества.

Согласно классификации вскрышных и вмещающих пород для биологической рекультивации земель (ГОСТ 17.5.1.03 - 78), выделяются три группы пригодности: пригодные, малопригодные и непригодные. [2].

В отличие от средней полосы России где имеют место все три группы, на территории Южной Якутии преобладают в основном малопригодные и непригодные для сельскохозяйственной деятельности породы. Что в свою очередь

делает корректировку направлений для дальнейшего использования восстановленных территорий.

На проведение этапов рекультивации накладываются определённые требования, невыполнение которых может привести к отрицательным результатам. Так для проведения горнотехнического этапа существуют требования к рельефу отвальной поверхности. Рельеф поверхности отвалов имеет пересечённый характер, зависящий от технологии отвалообразования. Чтобы сформировать поверхность отвалов, пригодной для создания на ней лесопосадок или использовать её в сельском хозяйстве, необходимо руководствоваться требованиями изложенными в работе. [2].

Рельеф и экспозиция склонов являются основными факторами, обуславливающими микроклимат. Для северной экспозиции при уклоне $2 - 3^{\circ}$ интенсивность солнечного освещения уменьшается по сравнению с таковой для горизонтальной поверхности на 25%, а при уклоне 6° - приблизительно 50%. Для региона наблюдается большая разница температуры нагрева не только на склонах с разной экспозицией, но и в пределах одного склона. Вогнутые части нагреваются в дневные часы на $4 - 6^{\circ}$ больше, чем выпуклые, приподнятые участки.

Рельеф выступает также перераспределителем атмосферных осадков. Разные склоны получают не одинаковый запас влаги: южные меньше, северные и восточные больше, что абсолютно важно при планировании и ведении рекультивации. [3].

При использовании земель в сельскохозяйственном и лесохозяйственном направлениях производится второй этап восстановительных работ, который так же имеет свои требования.

Так например: нанесение плодородного слоя почвы, а так же многолетних насаждений будут производиться из следующих условий:

- не допускается нанесение плодородного слоя почвы непосредственно на породу, непригодную по химическому составу и физическим свойствам (ГОСТ 17, 5, 1, 03-86);
- покрытие рекультивируемой поверхности почвенным слоем или потенциально плодородными породами проводить не ранее, чем через 1,5-2 года на отвалах формируемых по бестранспортной системе, и не менее чем через год на бульдозерных и экскаваторных отвалах;
- мощность наносимого плодородного слоя почв должна определяться свойствами его и подстилающих пород, экспозицией участка и т.д.

Биологическим этапом рекультивации устанавливаются следующие требования:

- при лесной направленности рекультивации угол откоса отвала $18 - 20^{\circ}$, мощность рекультивационного слоя из ППП - 0,8 м.

Вертикальная планировка ведётся таким образом, чтобы угол до которого будет выколаживаться угол откоса был не более значения выводимого по следующей зависимости: [4]

$$a = a_0 + (a_1/h),$$

где: a_1, a_0 - коэффициенты породы, получаемые опытным путем h - высота отвала.

Годовой объем работ по планировке отвала определяется по формуле:

$$Q_{\text{пл}} = L * B * q * (1 + \varphi)$$

L - длина линии отвальной отсыпки.

B - годовое подвигание забоя.

q - удельный объем планировки.

φ - коэффициент учитывающий необходимость повторной планировки.

Эти и другие требования в обязательном порядке должны соблюдаться при выполнении рекультивационных работ.

ЛИТЕРАТУРА

1. Открытые горные работы. Справочник. М. Горное бюро. 1994. 590 с.
2. Рекомендации по лесной рекультивации нарушенных земель. //ЦНИИЛГиС (Кемеровской области). 1976. 80 с.
3. Томаков П.И., Коваленко В.С. Экология и охрана природы при открытых горных работах. М. 1994. 417 с.
4. Харченко В.А. Рациональное природопользование в горной промышленности, М. 1995. 443 с.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ЕСТЕСТВЕННОЙ ОТТАЙКИ ЗОЛОТО-НОСНЫХ ПЕСКОВ ПРИМЕНИТЕЛЬНО К РАЗРАБОТКЕ РОТОРНЫМ ЭКСКАВАТОРОМ

Ермаков С.А., Бураков А.М., Тетельбаум А.С.: (ИГДС СО РАН)

Естественная оттайка или оттайка под воздействием тепла солнечной радиации, является наиболее простым, дешевым и эффективным способом разупрочнения мерзлого массива. Даже в суровых климатических условиях, при разработке россыпей с применением послойной естественной оттайки может быть достигнута глубина 8-10 м, как следует из расчетов, выполненных С.В. Потемкиным, Г.З. Перльштейном и другими исследователями [1]. Практически, с учетом недостатков в организации работ, достигнута глубина в 5-6 м.

Основное применение в технологии естественной оттайки получило удаление оттаявшего слоя бульдозерно-скреперным оборудованием, наиболее приспособленным для уборки оттаявшего слоя малой (до 10 см) толщины.

Институтом горного дела Севера установлена аналитически и подтверждена при эксплуатации на россыпи р. Б.Куранах Алданский улус РС (Я) возможность применения роторного экскаватора на разработке с естественной оттайкой значительных участков мерзлых пород.

Повышение эффективности использования указанного оборудования в технологии естественной оттайки возможно достичь за счет как организационных, так и технологических мероприятий, основанных на полном представлении физической картины процесса.

Известно, что интенсивность оттайки (разработки) определяется характеристикой пород (льдиистостью, глинистостью, коэффициентом фильтрации), температурой воздуха и мерзлых пород в массиве, периодичностью удаления талого слоя.

С целью исследования влияния указанных и других факторов на эффективность естественной оттайки выполнен численный эксперимент по моделированию теплового режима забоя роторного экскаватора при снятии оттаявшего слоя через заданные интервалы времени в 1, 3 и 5 суток.

Методической основой расчета принята одномерная задача Стефана, доработанная и модифицированная с учетом ранее выполненных расчетов по моделированию температурных параметров массива [2].

Порода, принятая для моделирования, представлялась в расчетах без изменения состава, и имела следующие свойства:

Грунт - песчано-глинистый, с включениями гравия и галечника;

Плотность - 1950 кг/м³; Влажность - 24 %; Содержание незамерзшей воды - 12%.

Объемная теплоемкость:

мерзлый	- 520 кКал/м ² .град.;
талый	- 610 кКал/м ² .град.;

Теплопроводность:

мерзлый - 2,15 кКал/м.час.град.;
талый - 1,29 кКал/м.час.град.

Температура воздуха задана согласно фактическим данным, полученным на россыпи р.Б.Куранах и приведенным в форму периодически установившегося режима.

Слой мерзлых пород имел толщину 8,4 м, с температурой в глубине от минус 6,2 град. до минус 11,4 град.

Для исследования процесса естественной оттайки использованы величина суточной оттайки и изменение температуры мерзлого слоя.

В результате обработки данных установлены значения суточной оттайки при различных периодах накопления талого слоя.

Период в 1 сутки. Величина оттайки при повышении температуры от 0,54 до 18,3 град. (среднесуточная) изменяется от 1,5-28,6 см в сутки, с преобладанием интервала 8,8-20,6 см.

Период в 3 суток. Величина оттайки изменяется от 2,5 до 13,3 см с довольно равномерным распределением суточных значений в этом диапазоне.

Период в 5 суток. Величина оттайки изменяется от 2,6 до 11,7 см, что примерно на одном уровне с интервалом в 72 часа.

При сравнении полученных результатов видно, что суточные величины оттайки будут наибольшими при периоде накопления талого слоя в 1 сутки. Для 3 суток и 5 суток суточная оттайка примерно одинакова (рис.1).

Практикой работы, в том числе наблюдениями на россыпи Б.Куранах установлено, что наибольшая величина суточной естественной оттайки обычно не превышает 0,1-0,15 м. При этом, увеличение периода накопления с 1 до 2 сут. уменьшает оттайку до 70 % от исходной; с 1 до 3 сут. - до 50 %; с 1 до 5 сут. - до 35 %.

Сравнение полученных расчётных данных даёт следующие результаты: 1 сут. - 100 %, 3 сут. - 47 %, 5 сут. - 38 %. Учитывая, что брались максимальные значения, они вполне сопоставимы по динамике изменения.

Очевидно, что наибольшее влияние на темпы оттайки оказывает периодичность удаления талого слоя, который, в процессе его накопления, становится теплоизолятором и препятствует дальнейшей оттайке пород.

Время полной оттайки мерзлого слоя при расчетах составило от 2 до 3,6 месяцев, в зависимости от периода накопления талого слоя.

Для уточнения физической картины процесса выполнен анализ изменения температуры как в самом мерзлом массиве, так и на его границах.

В процессе естественной оттайки температура в глубине массива (4,5-5 м), при достаточно быстрой оттайке, изменялась довольно медленно. Так, через месяц она повысилась до минус 6,2 град., через 1,5 мес. - до минус 3 град. Полная оттайка - 0 град.,- достигнута через 2 месяца.

На внутренней стороне (граница с талым массивом) температура изменялась от минус 0,55 град. до минус 0,94 град. с дальнейшим понижением, и оста-

валась примерно постоянной (минус 0,4...минус 0,6 град.), вплоть до полной оттайки.

Температура на поверхности массива, непосредственно контактирующей с воздухом, при интервале очистки в 1 сутки изменялась от 0,01 град. до минус 1,19 град. Сравнение пределов изменения температуры с изменением величины суточной оттайки выявило корреляционную зависимость, с коэффициентом корреляции $r = 0,50$ (рис.2.(а)).

При интервале очистки в 3 суток температура на дневной поверхности изменялась от минус 0,0 град. до минус 0,76 град. Сравнение этих данных с изменением суточной оттайки выявило корреляционную зависимость с коэффициентом корреляции $r = 0,64$ (рис.2.(б)).

При интервале очистки в 5 суток температура на дневной поверхности изменялась от минус 0,01 град. до минус 0,57 град. Сравнение с изменениями суточной оттайки выявило корреляционную зависимость с коэффициентом корреляции $r = 0,68$ (рис.2.(в)).

Таким образом, установлена достаточно устойчивая корреляционная зависимость между интенсивностью оттайки и отрицательной температурой породы на контакте с воздухом, имеющим положительную температуру.

Использование полученных зависимостей позволило определить конкретные параметры разработки полигона россыпи р. Б. Куранах с участками мерзлых песков. Для различной величины суточной оттайки, исходя из производительности обогатительной фабрики, были рассчитаны геометрические размеры полигона, длина конвейера, возможная часовая производительность роторного экскаватора (таблица 1).

Таблица 1
Расчетные параметры оттайки для условий россыпи р. Б. Куранах.

Период расчета	1 мая	5 мая	15 мая	27 мая	31 мая
Температура воздуха, (град.)	0,5	2,0	5,5	9,5	10,7
Суточная оттайка, см	1,5	5,4	10,4	11,4	13,7
Период расчета	6 июня	10 июня	22 июня	26 июня	
Температура воздуха, (град.)	12,4	13,4	15,9	16,6	
Суточная оттайка, см	18,1	21,8	20,6	22,6	

Максимальная производительность экскаватора определяется величиной оттайки и принятыми параметрами рабочего блока :

$$Q_{\text{экск. max}} = \frac{t_{\text{max}} \cdot l_{\text{стр}} \cdot \Pi \cdot L_{\text{к}}}{T}, \text{ м}^3/\text{час};$$

t_{max} - величина оттайки, м/сут.;

- $l_{стр}$ - длина стружки, м;
 $Ш$ - ширина заходки экскаватора, м;
 L_k - длина конвейера (блока), м;
 T - время чистой работы в сутки, час.

В таблице 2 предложен ряд вариантов, отличающихся параметрами суточной оттайки и возможной производительностью роторного экскаватора.

Таблица 2

Параметры экскавации массива мерзлых песков

Параметры Вариант	Суточная оттайка t , м	Длина стружки l , м	Ширина заходки экскаватора S , м	Возможная производи- тельность, $m^3/час$	Длина конвейера, L_k , м
1	0,1	0,75	30	135	1000
2	0,15	0,90	30	237	1000
3	0,2	1,1	30	396	1000
4	0,25	1,25	30	562	1000
5	0,3	1,35	30	729	1000

Задавшись исходными технологическими параметрами, можно определить режим экскавации, позволяющий полностью исключить обработку мерзлых пород и значительно продлить добычной сезон.

Приведенные выше результаты основывались на допущении, что экскавация разупрочненного слоя дисперсных пород производится только на величину слоя, определяемую границей фронта фазового перехода через 0 град., т.е. оттаявшего слоя. Это было принято потому, что удельное усилие копания экскаватора ЭРГ-400, применяемого на россыпи р.Б.Куранах, практически равно удельному сопротивлению копанию пород россыпи на границе промерзания.

Применение роторного экскаватора типа ЭРП-1600 с повышенным усилием копания позволит с достаточно высокой производительностью экскавировать участки мерзлоты с более низкой температурой. Это значит, что при разработке мерзлых пород с использованием естественной оттайки возможен сдвиг границы рабочего фронта эффективной послонной экскавации в область отрицательных температур.

ЛИТЕРАТУРА

1. Потемкин С.В. Оттайка мерзлых пород. - М.: Недра, 1991.-160 с.
2. Фельдман Г.М., Тетельбаум А.С., Шендер Н.И. и др. Пособие по прогнозу температурного режима грунтов Якутии. / Отв. ред. Мельников П.И. - Якутск: Ин-т мерзлотоведения СО АН СССР, 1988. - 240 с.

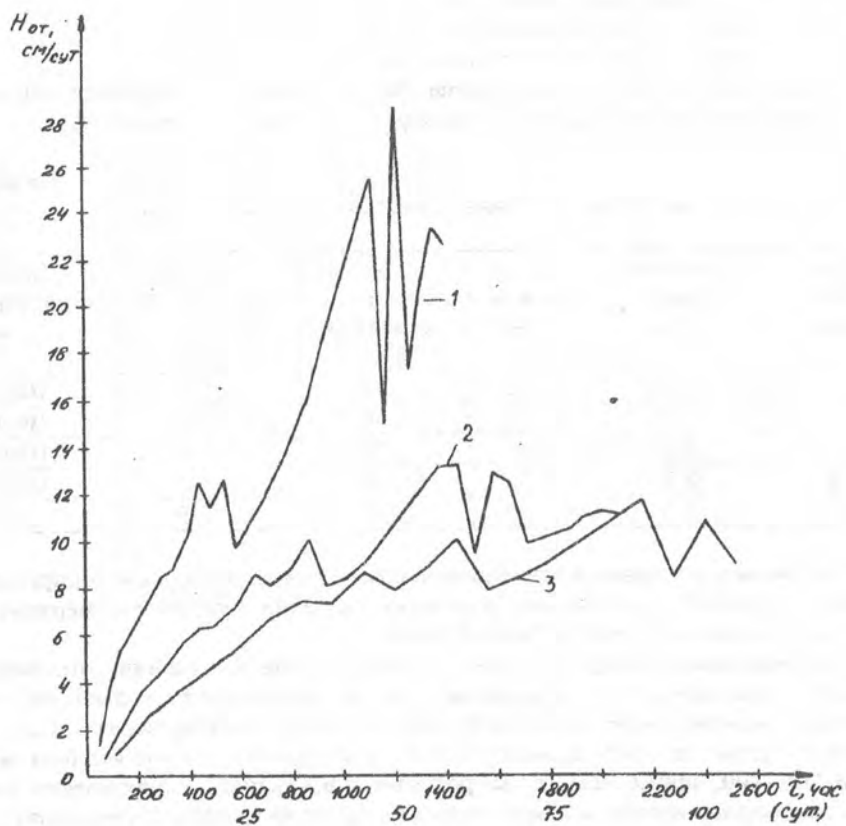


Рис.1 Изменение величины суточной отгайки при различных интервалах зачистки.

1 - через 1 сутки

2 - через 3 суток

3 - через 5 суток

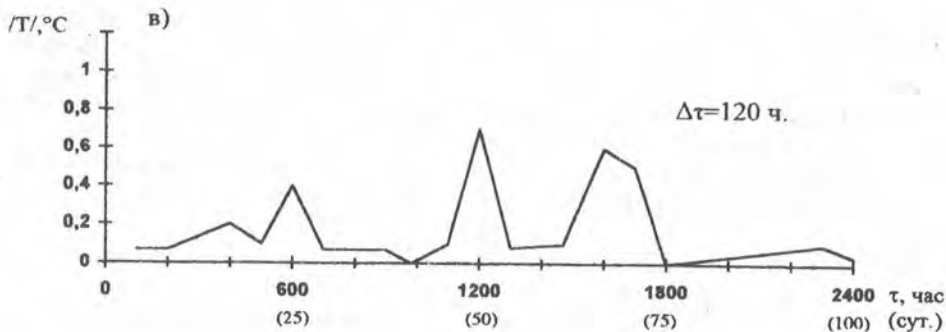
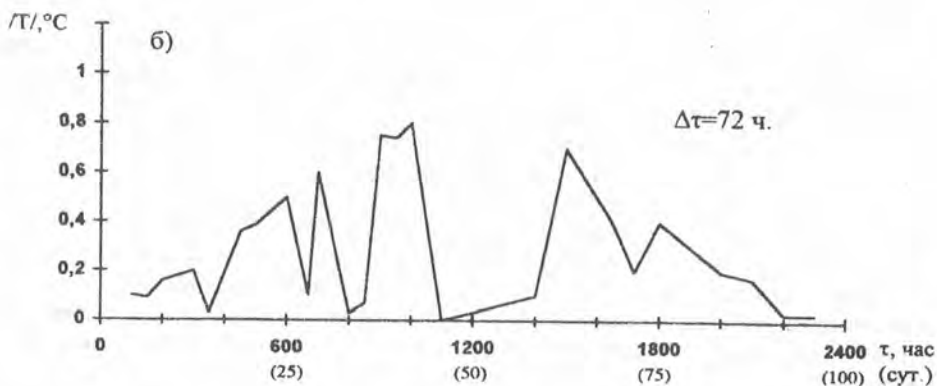
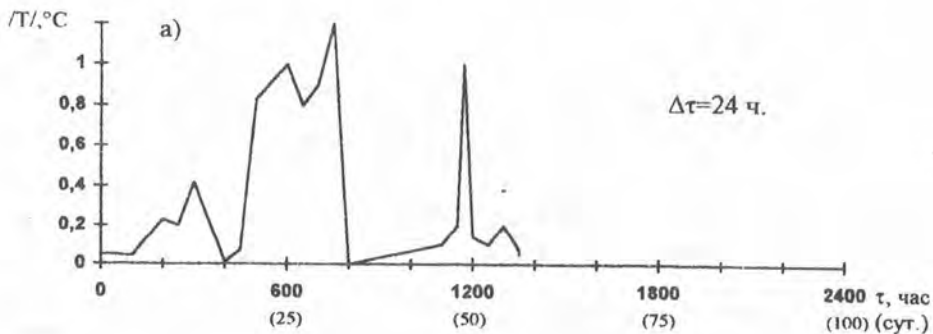


Рис. 2. Температура мерзлого массива на контакте с воздухом при зачистке талого слоя.

а) через 1 сутки, б) через 3 суток, в) через 5 суток

ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ ТЕРМОДИНАМИЧЕСКОЙ ОЧИСТКИ ПОВЕРХНОСТЕЙ ОТ НАМЕРЗШИХ ПОРОД ПРИ ИХ КОНВЕКТИВНОМ НАГРЕВЕ

Алексеев А.Ф. (МГИ), Шубин Г.В. (НФ ЯГУ),
Киприянов Г.О., Сорокин В.С. (ЯГУ)

При разработке и перемещении связанных горных пород, особенно в условиях сурового климата, одним из факторов негативно влияющим на эффективность работы добычного горно-транспортного оборудования является интенсивное налипание и последующее намерзание указанных пород на их рабочие поверхности.

Борьба с указанными явлениями связана с большими временными простоями, необходимыми для очистки оборудования, так и с потерями производительности оборудования в процессе их эксплуатации - из-за снижения их технических характеристик и параметров (уменьшение емкости, скорости, надежности механизмов).

Следует отметить, что к сожалению универсальных способов и технических средств борьбы и профилактики с указанными явлениями до настоящего времени не существует, поэтому в настоящее время, как у нас в стране так и за рубежом, работы ведутся по многим направлениям (механические, тепловые, химические, комбинированные и прочие способы очистки поверхностей) приоритетный выбор которых чаще всего зависит от конкретных условий производства.

Одним из возможных способов очистки рабочих поверхностей, разрабатываемых с конца 70^х годов, является термодинамический способ, основанный на воздействии сверхзвуковой высокотемпературной газовой струи с намерзшей породой [1]. Ниже приведена методика расчета по оптимизации некоторых основных параметров при термодинамической очистке рабочих поверхностей добычного и горно-транспортного оборудования.

Производительность очистки поверхности от намерзшей горной массы при нагреве можно выразить следующим соотношением:

$$P_{\text{ср}} = S / \tau ; \quad (1)$$

где: $P_{\text{ср}}$ - средняя производительность очистки;

S - площадь очищаемой (нагреваемой) поверхности;

τ - время нагрева необходимое для потери прочности мерзлой массы на ее контакте с поверхностью.

Ранее выполненные исследования [2] показали, что

$$\tau = \frac{k_{\tau} * Q'}{q^2} ; \quad (2)$$

где: K_T - коэффициент теплоусвоения мерзлой породы

$$K_T = \lambda C_0 \rho; \quad (3)$$

где: λ - коэффициент теплопроводности мерзлой породы;

C_0 - удельная теплоемкость мерзлой породы;

ρ - плотность мерзлой породы;

q - удельный тепловой поток;

Q' - относительные затраты тепла, которые можно представить следующей суммой $Q' = Q'_н + Q'_{сп}$; (4)

$Q'_н$ - относительная теплота нагрева породы;

$Q'_{сп}$ - относительная теплота фазовых превращений.

Более подробно по расчету Q' в работах [2, 3].

Известно, что при конвективном теплообмене, удельный тепловой поток очень неравномерно распределен по нагреваемой площади. Поэтому производительность очистки будет определяться максимальным временем нагрева или соответственно минимальным удельным тепловым потоком на данной площади (S).

Если удельный тепловой поток убывает с расстоянием от центра встречи газовой струи, то при прогреве до времени τ , необходимому ослаблению подвергнется намерзшая порода внутри площади ограниченной изолинией удельного теплового потока, соответствующего данному τ согласно (2). Средняя производительность при этом составит:

$$Пс = \frac{q^2 * S}{K_T * Q'}; \quad (5)$$

При ортогональной встрече газовой струи с преградой удельный тепловой поток по поверхности распределен следующим образом [4]

$$q = q_{oh} * e^{-\frac{1}{\delta} * \left(\frac{R}{h}\right)^2}; \quad (6)$$

где: q_{oh} - удельный тепловой поток в нагреваемую поверхность на оси струи, на расстоянии h от среза сопла горелки;

q - удельный тепловой поток в нагреваемую поверхность, находящуюся на расстоянии h от среза сопла горелки, в точках расположенных на расстоянии R от оси струи;

δ - параметр распределения.

Тогда за время τ равное, как это следует из (2)

$$\tau = \frac{K_T * Q' * EXP\left[\left(\frac{R}{h}\right)^2 * \frac{2}{\delta}\right]}{q_{oh}^2}; \quad (7)$$

ослабление (нагрев) намерзшей породы произойдет на площади ограниченной окружностью радиуса R и тогда средняя производительность (Π_{cp}) составит:

$$\Pi_{cp} = \frac{\pi * R^2 * q_{oh}^2 * EXP\left[-\left(\frac{R}{h}\right)^2 * \frac{2}{\delta}\right]}{K_n * Q}; \quad (8)$$

Из выражения (8) видно, что зависимость средней производительности очистки от радиуса очищаемой поверхности имеет максимум. Дифференцируя Π_{cp} по R и приравнивая производную к нулю, определим, что при нагреве поверхности, для достижения максимальной средней производительности, необходимо ограничиваться нагревом зоны в пределах радиуса определяемого из уравнения:

$$\frac{\partial * \Pi_{cp}}{\partial * R} = 0; \quad (9) \quad R_p = h \sqrt{\frac{\delta}{2}}; \quad (10)$$

где: R_p - рациональный радиус нагрева, который обеспечивается при времени нагрева равном

$$\tau_p = \frac{e * K_T * Q'}{q_{oh}^2}; \quad (11)$$

Таким образом при нагреве осесимметричной газовой струей, целесообразно для обеспечения максимальной производительности очистки ограничиться временем определяемым по формуле (11), при этом

$$\Pi_{MAX} = \frac{\pi * \delta * h^2 * q_{oh}^2}{2 * e * K_T * Q'}; \quad (12)$$

Величина удельного теплового потока на оси струи уменьшается с увеличением расстояния от среза сопла до очищаемой поверхности. Однако производительность очистки, как это видно из выражения (12) растет пропорционально квадрату h. Поэтому зависимость производительности очистки от расстояния до среза сопла также должна иметь максимум.

Предположим, что тепловой поток уменьшается с ростом расстояния от среза сопла по линейному закону.

$$q_{oh} = q_0 (a - h b); \quad (13)$$

где: a и b - параметры прямой распределения удельного теплового потока вдоль оси струи;

q_0 - удельный тепловой поток на расстоянии h от среза сопла;

\bar{h} - относительное расстояние от среза сопла до поверхности, равное

$$\bar{h} = \frac{h}{d_0} ; \quad (14)$$

где: d_0 - диаметр сопла.

Предположение о уменьшении величины удельного теплового потока по линейному закону оправдано тем, что при очистке поверхностей газовыми горелками, расстояние от среза сопла не может быть выдержано с достаточно высокой точностью.

С учетом (13) выражение (12) примет вид

$$P_{MAX} = \frac{\pi * b * h^2 * q_0^2}{2 * e * K_T * Q} \left[a - b \left(\frac{h}{d_0} \right) \right]^2 ; \quad (15)$$

Дифференцируя (15) по h и приравнявая к нулю, получили уравнение и решим его относительно h ,

$$h_{оп} = \frac{a d_0}{2 b} ; \quad (16)$$

Расстояние $h_{оп}$ является оптимальным так как обеспечивает максимальную производительность, которая равна

$$P_{MAX} = \frac{\pi * b * q_0^2 * a^4 * d_0^2}{32 * e * K_T * Q * b^2} ; \quad (17)$$

Для определения параметров a и b необходимо знать зависимость удельного теплового потока по оси струи от расстояния между срезом сопла и нагреваемой поверхностью

$$q_{oh} = \alpha_{koh} * \Delta T_{oh} ; \quad (18) \quad \text{где}$$

$$\Delta T_{oh} = T_{c_{oh}} - T_o ; \quad (19)$$

$T_{c_{oh}}$ - температура газа на оси струи на расстоянии h от среза сопла.

T_o - температура окружающего воздуха

α_{koh} - коэффициент теплоотдачи на оси газовой струи.

Так как коэффициент теплоотдачи обычно выражается через критерий Нуссельта (Nu), то выражение (18) можно записать в виде

$$q_{oh} = \frac{\lambda_r}{d_o} Nu(\bar{h}) \Delta T_c ; \quad (20)$$

где: λ_r - теплопроводность теплоносителя.

Для определения параметров а и b разложим выражение (20) в ряд Тейлора в окрестностях некоторой точки \bar{h}_0 . Опуская ряд промежуточных вычислений запишем окончательные выражения для определения максимальной производительности очистки при оптимальности расстоянии от среза сопла.

$$P_{max} = \frac{\pi * \sigma * \lambda_0^2}{32 * e * K_r * Q} * \frac{\left(\bar{h}_0 \left[\Delta^* T_c(\bar{h}_0) \frac{\partial^* Nu(\bar{h}_0)}{\partial^* \bar{h}} + Nu(\bar{h}_0) \frac{\partial^* \Delta^* T_c(\bar{h}_0)}{\partial^* \bar{h}} \right] - \Delta - T_c(\bar{h}_0) * Nu(\bar{h}_0) \right)^4}{\left[\Delta^* T_c(\bar{h}_0) \frac{\partial^* Nu^*(\bar{h}_0)}{\partial^* \bar{h}} + Nu(\bar{h}_0) \frac{\partial^* \Delta^* T_c(\bar{h}_0)}{\partial^* \bar{h}} \right]} ; \quad (21)$$

$$h_{opt} = \frac{d_o}{2} \left[\bar{h}_0 - \frac{\Delta^* T_c(\bar{h}_0) Nu^*(\bar{h}_0)}{\Delta^* T_c^*(\bar{h}_0) \frac{\partial^* Nu^*(\bar{h}_0)}{\partial^* \bar{h}_0} + Nu(\bar{h}_0) \frac{\partial^* \Delta^* T_c^*(\bar{h}_0)}{\partial^* \bar{h}}} \right] ; \quad (22)$$

Для практических расчетов критерий Нуссельта можно представить в виде эмпирического выражения из [5]

$$Nu = 0.306 * \frac{Re^{0.5}}{h_k^{0.77}} \left(1 + 0.0197 * \bar{h}_k^{0.66} * Re^{0.24} \right) Pr^{0.4} ; \quad (23)$$

Pr - критерий Прандтля (для практических расчетов можно принимать (Pr = 0,724);

Re - критерий Рейнольдса (его область находится в достаточно широких пределах (7000 ≤ Re ≤ 56000).

Для случая теплоотдачи в окрестности критической точки при натекании осесимметричной турбулентной струи на нагреваемую поверхность с учетом влияния свободной турбулентности величина h_k ограничивается следующей областью: 6 ≤ h_k ≤ 16.

Для определения величины ΔT_c можно воспользоваться выражением из работы [6]

$$\Delta * T_c = \frac{0.7 * T_{co}}{(\bar{h}_o * 0.29)} ; \quad (24)$$

где T_{co} - температура струи газа у сопла истечения.

Оптимальное время нагрева $\tau_{н}^{opt}$, используя ранее полученные выражения, можно выразить в виде

$$\tau_{н}^{opt} = \frac{e * K_f * Q'}{\left[\frac{\lambda_r}{d_o} * Nu(\bar{h}_o) * T_c(\bar{h}_o) \right]^2} ; \quad (25)$$

Некоторые теплофизические параметры необходимые для практических расчетов (K_r , Q' и др.) приведены в работе авторов [2, 3].

ЛИТЕРАТУРА

1. Киприянов Г.О., Сорокин В.С., Шубин Г.В. Анализ факторов, влияющих на работу горнотранспортного оборудования на угольных разрезах республики Саха (Якутия). // Ученые записки Якутского государственного университета. Серия: Строительство. Горное дело. Геофизика. Якутск 1994. с.41-50.
2. Алексеев А.Ф., Шубин Г.В. Исследование процесса оттаивания влажной связной породы при термомеханическом способе очистки поверхностей. // Сб. научных трудов ЯГУ "Физико-механические проблемы освоения месторождений Севера. Якутск 1989, с. 134-143.
3. Алексеев А.В. Морит Р.Ф., Шубин Г.В. Влияние свойств пород на термодинамическую очистку ковшей экскаваторов. // Сб. научных трудов КузПИ. Открытая разработка угольных месторождений. Кемерово 1987. с. 48-53.
4. Дмитриев А.П., Гончаров С.А. Термодинамические процессы в горных породах. М. Недра 1983, 312 с.
5. Юдаев Б.Н. Теплопередача. М. 1973. 290с.
6. Абрамович Г.М. Турбулентные свободные струи жидкости и газов. М. 1948. 206с.

ОСОБЕННОСТИ РАБОТЫ МЕТАЛЛОКОНСТРУКЦИЙ КАРЬЕРНЫХ МЕХАНИЧЕСКИХ ЛОПАТ В УСЛОВИЯХ НИЗКИХ ОТРИЦАТЕЛЬНЫХ ТЕМПЕРАТУР

Квагинидзе В.С. (ГУП “Якутуголь”)

Многолетние наблюдения за работой карьерных механических лопат на разрезе “Нерюнгринский” показали, что основными причинами отказов металлоконструкций являются конструктивно-технологические 45-50 % и эксплуатационные 30-45%. Из причин эксплуатационного характера следует отметить несоблюдение сроков остановки экскаваторов на ремонт, нарушение режима смазки, несвоевременность наладки параметров электрических машин, низкую квалификацию машинистов экскаваторов и др.

Особое влияние оказывает климат на надежность основных узлов металлоконструкций экскаваторов, частота отказов которых в зимние месяцы по сравнению с летними возрастает в несколько раз. Наиболее ощутимые простои машин связаны с отказами и крупными разрушениями стрел, рукоятей, ковшей, коромысел ковша, напорных плит, растяжек стрел, гусеничных рам, венцовых шестерен, натяжных осей, опорных катков, гусеничных цепей и др.

Установлено, что основной причиной хрупких разрушений является наличие в элементах конструкций и деталях машин исходных технологических или возникновение эксплуатационных дефектов типа трещин, которые в дальнейшем развитии в условиях эксплуатации и особенно при низких температурах постепенно снижают уровень разрушающих нагрузок. При этом многие разрушения начинаются от сварного соединения. Поэтому прочность и долговечность конструкций в целом, зачастую определяются прочностью сварного соединения. Повышенная повреждаемость сварных соединений вызвана тем, что большинство из них располагается в наиболее напряженных зонах конструкции, т.е. в сопряжениях элементов различной жесткости, присоединениях дополнительных связей, соединениях между собой основных силовых элементов и т.п.

Анализ отказов металлоконструкций показывает, что в большинстве случаев хрупкие разрушения сварных соединений, при низких температурах, происходят при действующих номинальных напряжениях ниже текучести основного материала. Особенно опасно возникновение усталостных трещин, которые при глубине 3-4 мм и более могут переходить в хрупкие, при номинальных напряжениях намного меньше предела текуче материала, уже при температурах от -30 до -40° С.

Хладноломкость металлоконструкций экскаваторов определяется качеством металла и совершенством конструкций отдельных узлов, уровнем действующих нагрузок и напряжений, а также климатическими факторами внешней среды.

Из-за климатических факторов снижаются вязкие свойства металла под воздействием отрицательных температур. Этому же способствуют дополнительные неблагоприятные воздействия среды, связанные с ростом скорости ветра, относительной влажности воздуха, амплитуд колебания температур. Резкие колебания температур вызывают наведение дополнительных внутренних напряжений в массивных узлах металлоконструкций машин, что является одним из активных факторов зарождения и развития хрупких трещин. Повышенная влажность воздуха усиливает окислительные процессы по краям трещины, что вызывает увеличение скорости ее роста. Скорость ветра - дополнительный фактор, увеличивающий охлаждение конструкций.

Характер связи между уровнем надежности металлоконструкций машин и периодами их работами на разрезе "Нерюнгринский" характеризуется определенными сочетаниями климатических факторов, из которых наиболее неблагоприятные интервалы температур $-30... -40^{\circ} \text{C}$, скорости их изменения более 3°C/ч и относительная влажность воздуха выше 70%, неблагоприятные условия для надежности экскаваторов - весенние месяцы года, когда сравнительно невысокий уровень отрицательных температур $-15... -25^{\circ} \text{C}$ сопровождается резкими амплитудами их колебания в течение суток.

Масштабный эффект также проявляет себя в условиях хрупких разрушений конструкций. Чем больше размеры деталей и узлов машин, тем больше вероятность наличия в них опасных дефектов. Это одна из причин возрастания числа хрупких разрушений металлоконструкций мощных экскаваторов ЭКГ-20 по сравнению с аналогичными узлами машин меньших параметров.

Наиболее активный фактор, определяющий процесс хладноломкости конструкций - уровень нагрузок, которые формируют напряжения в локальных объемах конструкций, они и являются часто основной причиной возникновения и развития хрупких трещин. О роли нагрузок в возникновении хрупких разрушений конструкций говорит тот факт, что с переходом на экскавацию грунтов с III на V категорию параметр потока возрастает в два раза. Экскавация мерзлых грунтов также приводит к росту внешних нагрузок примерно на 25-30%. Уровень нагрузок зависит от состояния подготовки забоя, квалификации машинистов экскаваторов. Регулированием нагрузок в зависимости от степени опасности воздействия внешней среды можно снизить вероятность хрупких разрушений конструкций.

Вместе с тем, регулирование загрузки приводов экскаваторов дает двойственный эффект. Возрастает продолжительность цикла с потерей уровня технической производительности машин, но при этом одновременно сокращаются простои оборудования в неплановых ремонтах в результате снижения вероятности хрупких разрушений конструкций.

Хронометражные наблюдения за работой экскаваторов в условиях переналадки приводов показали, что продолжительность цикла возросла до 34 против 28 сек., в результате снижения частоты вращения приводов в период черпания грунта примерно на 50% по отношению к минимальной.

Снижение динамических нагрузок в результате ограничения загрузки приводов обеспечило существенный рост коэффициента технического использования экскаваторов в целом при одновременном увеличении фонда машинного времени и суммарной производительности парка машин в среднем до 15%.

РЕКОМЕНДАЦИИ ПО СОВЕРШЕНСТВОВАНИЮ ТЕХНОЛОГИИ
РЕМОНТА МЕТАЛЛОКОНСТРУКЦИИ ЭКСКАВАТОРОВ В
УСЛОВИЯХ НИЗКИХ ОТРИЦАТЕЛЬНЫХ ТЕМПЕРАТУР

Квагинидзе В.С. (ГУП "Якутуголь")

Ремонт металлоконструкций экскаваторов в полевых условиях при низких отрицательных температурах является одним из наиболее сложных и трудоемких видов ремонтных работ, от качества выполнения которых зависит работоспособность базовых узлов машин.

Сложность сварки металлоконструкций в условиях отрицательных температур обуславливается: увеличением скорости остывания металла сварочной ванны и околошовной зоны; неблагоприятными условиями для увлажнения как зоны шва, так и зоны термического влияния; возрастанием опасности водородного охрупчивания; ухудшением работы сварочной аппаратуры; неблагоприятным физиологическим воздействием на обслуживающий персонал. Влияние низких температур на качество сварки может быть уменьшено за счет правильного выбора марок сталей, электродов и технологии сварки; подогрева конструкции и оптимальной скорости отвода тепла; последующей механической и термической обработки.

Для получения качественного сварного соединения необходимо строгое выполнение комплекса мероприятий:

- укрыть ремонтируемый участок металлоконструкции от воздействия атмосферных осадков (снег, дождь, ветер);
- просушить ремонтируемый участок в радиусе 0,5 м от трещины;
- перед разделкой трещины предварительно подогреть ее кромки до температуры 100-150° С на расстоянии 100 мм в обе стороны;
- разделку трещины вести от ее конца У-образным и Х-образным контурами в зависимости от толщины материала;
- после разделки трещины произвести зачистку ее кромок шлифовальной машиной до металлического блеска;
- после подготовки кромок сварку производить не позднее чем через 24 часа;
- замену поврежденных частей металлоконструкций производить теми же материалами, из которых изготовлены базовые детали;
- сварку вести электродами с основным покрытием (фтористо-кальциевым) по свойствам не ниже Э42А;

- перед сваркой электроды просушивают при температуре 250-300° С в течение 1,5 ч., содержание влаги не должно превышать 0,2%;
- сварку вести на постоянном токе обратной полярности, величина тока не менее 85-95% максимально допустимой величины для электродов принятого типа;
- сварку ответственных деталей со значительными размерами шва вести от середины к краям (возможно одновременно двумя сварщиками);
- при многослойной сварке применять методы “горкой”, “каскадом” и при большой протяженности шва обратно ступенчатым;
- подогрев сварных соединений производить электрическими нагревателями;
- если имеется доступ к корню шва, то после заварки его разделить и с соблюдением технологии заварить;
- если доступ к корню шва затруднен, то сварку вести на подкладках для полного провара корня и шва;
- отношение высоты шва к его ширине 0,4÷0,6;
- избегать перпендикулярного и пересекающегося расположения швов;
- избегать изменения формы поперечного сечения шва;
- применять преимущественно соединения встык с полным проваром;
- применять швы одинакового типа;
- увеличение толщины свариваемых деталей снижает ударную вязкость конструкций из-за повышенной скорости охлаждения, приводящей к росту перлита в шве. Рост последнего повышает прочность и снижает пластичность металла;
- для уменьшения скорости охлаждения металла ведут послесварочный нагрев, низкотемпературный отпуск, которые обеспечивают мелкозернистую структуру, уменьшают внутренние напряжения и содержание водорода;
- зачистить шов после сварки заподлицо с основным металлом для уничтожения концентраторов напряжений;
- проверить шов визуально и с использованием НСК.

Опыт ремонта металлоконструкции на Нерюнгринском разрезе показал, что использование нагревателей и упорядочивание сварочных работ позволяют сократить износ продолжительность от 10 до 12% и уменьшить количество аварий.

Особо опасны динамические нагрузки. Повышение скоростей деформации вызывает переход от разрушения срезом к хрупкому разрушению отрывом. С понижением температуры воздуха опасность воздействия динамических нагрузок возрастает. Поэтому основным мероприятием защиты экскаваторов от хрупких разрушений должно быть регулирование нагрузки приводов экскаваторов, формирующих уровень нагрузок в базовых узлах машин, в зависимости от жесткости условий воздействия внешней среды и, прежде всего от уровня отрицательных температур.

ПРОГРАММНОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ПЕРЕСЧЕТА РЕЗУЛЬТАТОВ АНАЛИЗОВ
НА РАЗЛИЧНЫЕ СОСТОЯНИЯ ТОПЛИВА

Бычев Р.М. (ИГДС СО РАН)

Существуют различные виды углей, применяемые для разных задач промышленности. Но угли, даже одного вида, добытые в различных местах, а иногда на одном и том же месторождении, могут различаться по элементному составу и данным теханализа. Поэтому разработана методика, включающая 20 формул /1/, в соответствии с которой осуществляется пересчет из одного состояния топлива в другое, для возможности сравнения качества.

Метод такого пересчета заключается в следующем. Как известно, уголь условно можно представить в виде суммы трех составляющих: влаги, минеральных компонентов (минеральная масса) и органических веществ (органическая масса). В соответствии с этим результаты анализа можно рассчитать на топливо в целом (рабочее состояние), а также, например, на топливо без влаги (сухое) или на органическую массу угля (без влаги и минеральной массы).

Показатели технического анализа обычно определяют из аналитической пробы топлива, т.е. из угля, который измельчен до крупности зерен менее 0,2 мм (или до крупности, предусмотренной специальными видами анализа) и влажность которого доведена до равновесного состояния с окружающей атмосферой лабораторного помещения. Такое состояние топлива называют аналитическим. Остальные формы выражения результатов анализа являются расчетными, причем пересчет производится на основе зольности и влаги аналитической пробы.

Ручной способ расчетов чреват ошибками и требует затраты определенного времени, поэтому было разработано программное обеспечение пересчета различных показателей на разные состояния топлива.

Программа для вышеуказанной задачи написана на языке программирования Turbo Pascal 6.0 /2/.

Программа представляет собой миниатюрную электронную таблицу с некоторыми отличиями от существующих электронных таблиц. А именно: в данной электронной таблице формулы пересчета раз и навсегда заложены в программе, в отличие от существующих электронных таблиц, где формулы можно вводить. При этом в нашем случае для пересчетов используются 20 известных формул /1/, сужен выбор методов построения графика, ограничено максимальное количество строк (без ущерба для расчетов) для повышения скорости работы.

Рассмотрим подробней программный продукт (ПП). При запуске программного продукта появляется предложение: "Загрузить с диска файл данных (L) или начать новую таблицу (любая клавиша)". Здесь предлагается, при на-

жатию на клавишу "L" загрузить файл данных. После нажатия на "L" предлагается ввести имя файла с таблицей.

Рассмотрим требования к таблице исходных данных в файле. Все дальнейшие примеры таблицы представляются для формулы, которой требуется две колонки с исходными данными.

В качестве файла данных может использоваться обычный файл в формате ASCII (обычный текстовый, операционной системы MS-DOS), причем в файле должны быть только колонки цифр, без букв и знаков препинания. Колонки должны начинаться с первой строки и быть разделены между собой пробелом (минимальное количество пробелов должно быть равно 1).

Ниже приведен пример таблицы для пересчета из рабочего состояния в аналитическое, причем в качестве исходных используются два показателя.

XX.XX XX.XX XX.XX XX.XX XX.XX XX.XX ...

XX.XX XX.XX XX.XX XX.XX XX.XX XX.XX ...

В этой таблице исходных данных колонки имеют следующее условное обозначения:

Xⁱ Yⁱ K | A^{ind} V^{ind} S^{ind} C^{ind} H^{ind} O^{ind} N^{ind}

X, Y - в этих колонках находятся данные, необходимые для пересчета из одного состояния в другое.

A - зола, V - выход летучих веществ, S - сера, C - углерод, H - водород, O - кислород, N - азот.

i - индексы. Первую букву индекса i надо отнести к верхнему индексу, вторую букву - к нижнему. Такое обозначение связано с тем, что не разработан способ отображения букв в виде индексов.

ind - индексы, указывающее состояние угля.

Первые две колонки являются обязательными для пересчета по формулам. В зависимости от требуемой формулы используются или две колонки X и Y или одна.

Колонки A, V, S, C, H, O, N (первая половина) содержат данные для умножения на коэффициент K, результат выводится во вторую половину колонок A, V, S, C, H, O, N в той же самой строке электронной таблице.

С учетом вышеуказанных требований, таблица исходных данных должна иметь вид:

XX.XX XX.XX 0 XX.XX XX.XX XX.XX XX.XX ...

XX.XX XX.XX 0 XX.XX XX.XX XX.XX XX.XX ...

XX.XX XX.XX 0 XX.XX XX.XX XX.XX XX.XX ...

То есть, в третьей колонке - коэффициент K - нужно проставить нули (т.к. при расчете нули заменяются результатами расчетов). В противном случае колонка A при загрузке из файла сместится в колонку K и будет забита автоматическим расчетом X и Y.

Конечные результаты (вторая половина таблицы - A, V, S, C, H, O, N) появляются после умножения коэффициента K на данные соответствующих колонок первой половины - A, V, S, C, H, O, N.

Если количество строк в таблице исходных данных больше, чем в электронной таблице, то имеется возможность дозагрузки файла - с помощью клавиши ALT+F3, до тех пор, пока не будет достигнут конец файла. Таким образом, имеется возможность работы с таблицей исходных данных, число строк в которой больше, чем в электронной таблице. Как правило, число строк в электронной таблице, равное 240, более чем достаточно.

При использовании формулы пересчета, где требуется только одна (первая) колонка, вторую колонку надо заполнить нулями.

Пример:

XX.XX	0	0	XX.XX	XX.XX	XX.XX	XX.XX	...
XX.XX	0	0	XX.XX	XX.XX	XX.XX	XX.XX	...
XX.XX	0	0	XX.XX	XX.XX	XX.XX	XX.XX	...

Такую таблицу можно набрать почти в любом текстовом редакторе или получить из различных электронных таблиц в режиме экспорта. Впрочем таблицу можно набрать и в самом программном продукте, для этого надо выбрать режим "Начать новую таблицу", нажав другую любую клавишу.

Выше рассмотрена загрузка и формат таблицы исходных данных.

Далее появляется диалоговое окно с перечнем расчетов из одного состояния в другое. После выбора требуемого варианта расчета появится собственно электронная таблица. Принцип работы с ней почти такой же, как и у других ЭТ.

В процессе расчетов массив исходных данных и результатов можно редактировать с помощью операций копирования, перемещения, и уничтожения выделенных участков таблицы.

Кроме того, таблицу можно сохранить на жестком диске двумя способами: сохранение всей таблицы или сохранение только выделенного участка таблицы.

В программном продукте также предусмотрены распечатка таблицы (с предварительным выделением участка) и отображение данных в виде графика. График - точечного типа, причем для оси X и Y выбираются любые колонки.

Для распечатки графика следует перед запуском ПП запустить утилиту GRAP-HICS.COM, которая входит в состав MS-DOS, начиная с версии 3.xx. В результате график печатается на формате A4.

ЛИТЕРАТУРА

1. Авгушевич И.В., Броневец Т.М., Еремин И.В. и др. Аналитическая химия и технический анализ угля. - М.: Недра, 1987. -336 с.
2. Епанешников А.М., Епанешников В.А. Программирование в среде Turbo Pascal 7.0. - М.: Диалог-МИФИ, 1995. -288 с.

ВЛИЯНИЕ ГУМАТОВ КАЛИЯ, НАТРИЯ И АММОНИЯ НА РАННЕЕ РАЗВИТИЕ НЕКОТОРЫХ СЕЛЬСКОХОЗЯЙСТВЕННЫХ РАСТЕНИЙ В СТРЕССОВЫХ УСЛОВИЯХ

Зайцева Н.В. (ИГДС СО РАН)

Продукты разложения и превращения отмерших растений - гуминовые вещества, являются важным компонентом природных экосистем. Они определяют многие функции и свойства почв, а так же способны оказывать непосредственное влияние на рост и развитие растений, регулируя процессы дыхания, фотосинтеза, фосфорного обмена, антиоксидантных функций. Гуминовые вещества в нормальных условиях стимулируют, а в экстремальных - нормализуют деятельность растительного организма, способствуют повышению его устойчивости к стрессовым условиям: засухе, переувлажнению, засолению, низким и высоким температурам, высокому радиационному фону, ядохимикатам и т.д. Таким образом, вещества гуминовой природы могут служить важным источником физиологически активных веществ для использования в сельском хозяйстве, а тот факт, что они содержатся в больших количествах в почве, торфах, бурых и каменных углях, донных отложениях делает их доступными и имеющими низкую себестоимость при высокой эффективности воздействия на растения.

В данной работе представлены результаты по изучению влияния обработки семян некоторых культур гуматами калия, натрия и аммония на раннее развитие растений в стрессовых условиях, характерных для сельскохозяйственных районов Якутии: пониженные температуры и высокое содержание солей в почве.

Семена огурцов (с.Вязликовский) и капусты (с.Амагер 611) обрабатывались в течение 24 часов в 0,01% растворах гуматов калия, аммония, натрия и в дистиллированной воде (контроль), а затем высевались в чашки Петри на фильтровальную бумагу. Различные фоны для проращивания семян создавались следующим образом: "нормальные условия" - фильтровальная бумага смачивалась дистиллированной водой, семена проращивались при 22-25 °С; "пониженные температуры" - чашки Петри с семенами выдерживались трое суток при 10 °С, а в дальнейшем - при 15-18 °С; "засоление" - фильтровальная бумага смачивалась 1% раствором NaCl, температура проращивания семян - 22-25 °С. Повторность опыта трехкратная.

Полученные результаты (таблица 1) показывают, что условия засоления и

пониженных температур отрицательно сказались на прорастании и развитии семян. Так для огурца всхожесть семян при пониженных температурах уменьшилась почти в 2 раза, а при засолении - в 5 раз, при этом наблюдалось значительное уменьшение размеров и массы проростков (табл. 1). Замачивание семян в растворах гуматов снизили отрицательное воздействие стрессовых факторов, а в ряде случаев, всхожесть и размеры проростков соответствовали аналогичным контрольным показателям. Необходимо отметить положительное влияние гуматов калия и аммония на раннее развитие огурца при пониженных температурах, т.к. для этих вариантов наблюдалось полное восстановление жизнедеятельности растений.

Таблица 1.

Влияние гуматов калия и аммония на показатели развития проростков огурца (с.Вязниковский) в стрессовых условиях.

Вариант		Всхожесть	Масса 10-ти проростков		Длина побега проростка		Длина корня проростка	
ФОН	Раствор для замачивания семян	%	г	% контроля	мм	% контроля	мм	% контроля
нормальные условия	вода	91,7	2,57	100	61,1	100	96,7	100
пониженные температуры	вода	41,7	1,06	41	17,2	28	67,0	69
	гумат аммония	66,7	1,99	77	45,9	75	86,5	89
	гумат калия	78,3	1,95	76	44,9	73	91,7	95
засоление	вода	18,3	1,90	74	31,1	51	43,2	45
	гумат аммония	36,7	2,15	84	39,3	64	49,5	51
	гумат калия	23,3	1,92	75	39,9	65	38,6	40

Негативное действие пониженных температур и засоления на развитие капусты (табл.2), так же устраняется обработкой семян в растворах гумата натрия - размеры и масса таких проростков близки по значению проросткам, выращенным в нормальных условиях. Засоление снизило всхожесть семян капусты в 2 раза и отрицательно сказалось на размерах корневой системы. В то же время, на варианте с применением гумата эти показатели находятся на уровне контрольного варианта.

Таблица 2

Влияние гумата натрия на развитие проростков капусты
(с.Амагер 611) в стрессовых условиях

Вариант		Всхо- жесть	Масса 10-ти проростков		Длина побега проростка		Длина корня проростка	
ФОН	Раствор для замачивания семян	%	г	% конт- роля	мм	% конт- роля	мм	% контроля
нормальные условия	вода	65	0,32	100	36,7	100	57,9	100
пониженные температуры	вода	85	0,28	87	20,3	55	42,4	73
--"--	гумат натрия	87	0,33	103	24,8	67	58,4	101
засоление	вода	38	0,45	141	37,9	103	37,3	64
--"--	гумат натрия	62	0,51	159	43,7	119	59,5	103

Таким образом, применение гуматов калия, натрия и аммония для предпосевной обработки семян сельскохозяйственных растений способствует повышению их устойчивости и устраняет влияние таких стрессовых факторов как пониженные температуры и высокие концентрации солей в почве, что немало важно для условий Якутии.

ЛИТЕРАТУРА

1. Горювая А.И. Роль физиологически активных гуминовых веществ в адаптации растений к действию ионизирующей радиации и пестицидов. //Гуминовые вещества в биосфере.- М:Наука, 1993.- с.144-151.
2. Наумова Г.В., Райцина Л.В., Косоногова Л.В. Гуминовые препараты из торфа эффективность их при сельскохозяйственном использовании. //ХТТ, 1991.- N1.- с. 95-99.
3. Родз В.В., Аляутдинова Р.Х., Екатеринина Л.М. и др. Стимуляторы роста из бурых углей. //Гуминовые вещества в биосфере.- М:Наука, 1993.- с.162-166.
4. Христева Л.А. Действие физиологически активных гуминовых кислот на растение при неблагоприятных внешних условиях. //Гуминовые удобрения: теория и практика их применения.- Днепропетровск, 1973.-т.4.- с.5-23.
- 5.Христева Л.А. К природе действия физиологически активных гумусовых веществ на растения в экстремальных условиях. //Гуминовые удобрения: теория и практика их применения.- Днепропетровск, 1977.- т.6 . - с.3-15.

ИЗУЧЕНИЕ СОРБЦИОННЫХ ГУМИНОВЫХ И
СУЛЬФОГУМИНОВЫХ КИСЛОТ БУРОГО УГЛЯ

Семенова С.Н. (ИГДС СО РАН)

Сорбционные свойства гуминовых кислот обусловлены их способностью к ионному обмену и комплексообразованию. Гуминовые кислоты - полифункциональные высокомолекулярные соединения. В их структуре имеются карбоксильные группы и гидроксильные радикалы, связанные с бензольным ядром. Эти функциональные группы проявляют кислые свойства и способны координационно связывать поливалентные катионы.

Способность гуминовых кислот поглощать катионы тяжелых металлов открывает широкие возможности использования их для очистки сточных вод, селективного разделения технических солевых смесей, выделения металлов в чистом виде. С другой стороны, интерес к сорбционным свойствам гуминовых кислот вызван тем, что гуминовые кислоты посредством взаимодействия с ионами металлов участвуют в природных процессах формирования почвенных структур, миграции минеральных компонентов в почвах и водах, рудообразования.

Известны способы очистки промышленных сточных вод с помощью растворимых гуматов натрия и аммония /1, 2/. Катионы меди, свинца, железа осаждали из очищаемого стока добавлением к рабочему раствору гуматов и сульфогуматов. Раствор перемешивали и затем отделяли от образующегося осадка нерастворимых гуматов тяжелые металлы. Несмотря на эффективность, метод имеет ряд недостатков. К ним относятся статический режим извлечения металлов, необходимость выбора оптимального соотношения гумат: катион металла, что оказывается непростой задачей, так как гуминовые кислоты не обладают определенной молекулярной массой. Кроме того, как отмечалось в /2/ ионы переходных металлов могут взаимодействовать с гуматами с образованием внутрикислотных комплексов соединений. Хелаты обладают более высокой растворимостью по сравнению с обычными солями, часть их переходит в раствор; степень очистки в этом случае невелика.

Нами исследованы сорбционные свойства гуминовых (ГК) и сульфогуминовых кислот (СГК), полученных из бурого угля Кангаласского месторождения, п. "Нижний". Характеристика угля, %: W^a 9,78; A^d 12,68; V^{daf} 61,73.

Изучали сорбцию ионов меди и железа (III) в статических условиях. Для построения изотермы сорбции использовали стандартные растворы $CuSO_4 \cdot 5H_2O$ и $FeCl_3 \cdot 6H_2O$. 1 г ГК контактировал со 100 мл раствора меди или железа при температуре 22° С в течение 24 часов. Концентрацию ионов металла варь-

ровали от 0,1 до 5,0 г/л. Остаточное содержание катионов металлов в маточном растворе определяли спектрофотометрическим методом при взаимодействии ионов меди с аммиаком, ионов железа (III) с роданидом аммония /3/. Линейный участок изотерм соответствовал интервалу концентраций ионов металла 0,05 - 1,3 г/л. Статическая обменная емкость (СОЕ) по меди составила 0,25 экв/г, по железу - 0,5 экв/г. Полученные результаты хорошо коррелируют с литературными данными. В работе /2/ отмечалась кратность отношения осажденных масс меди и железа (III), как 1 : 2, что наблюдалось и в нашем случае. Селективность ГК определяется сродством катионов металлов к ионообменнику и их способностью к комплексообразованию. Первый фактор связан с величиной заряда иона и его размерами, второй - с устойчивостью комплексов. В литературе имеются данные /1, 4/ по устойчивости комплексов ГК с ионами различных металлов. В основном, относительная устойчивость комплексов соответствует ряду Ирвинга-Вильямса и характеризуется последовательностью: Fe(III) > Al > Pb > Cu > Fe (II) > Zn > Ni > Co > Mn > Ca > Mg. Поэтому, более высокую емкость сорбента по трехвалентному железу можно объяснить, исходя из величины заряда катиона и устойчивости образуемого им комплекса.

По абсолютной величине емкость исследуемых ГК меньше, чем у растворимых гуматов. По-видимому, одной из причин этого является ограниченный интервал pH существования твердых гуминовых кислот. Для предотвращения образования растворимых гуматов выбрано оптимальное значение pH анализируемых растворов равное 3,5. ГК содержат большой набор кислых функциональных групп, относящихся к одному и тому же типу, но характеризующиеся неодинаковой способностью к диссоциации /5/. С увеличением pH происходит диссоциация все более слабых кислых групп и способность ГК к ионному обмену и комплексообразованию возрастает /4/, следовательно, возрастает емкость сорбента.

Катионообменные свойства ГК можно усилить путем сульфирования. СГК получены в условиях: соотношение ГК / серная кислота (98%-ная) - 1/3 в массовых долях температура реакции 100°C, время сульфирования 3 ч. СОЕ сульфогуминовых кислот по меди составила 0,6 экв/г, по железу (III) - 1,3 экв/г. Емкость СГК по сравнению с обычными ГК больше приблизительно в 2 раза. Соотношение между эквивалентами поглощенных ионов меди и железа (III) осталось прежним 1 : 2. Можно предположить, что основной вклад в механизм сорбции на ГК и их производных вносит ионный обмен. СГК не образуют растворимые гуматы при pH < 6. Анализируемые растворы имели pH 5,0.

Для определения динамической обменной емкости (ДОЕ) и полной динамической обменной емкости (ПДОЕ) сульфогуминовых кислот через стеклянную колонку (диаметром 15 мм), заполненную сорбентом (2 г), пропускали раствор сульфата меди с концентрацией ионов меди 3,0 г/л со скоростью 1 капля в 1 с. Каждые 25 мл вытекающей из колонки жидкости анализировали на содержание ионов меди спектрофотометрическим методом. Для регенерации сорбента использовали 2Н HCl. По результатам опыта построена выходная кри-

вая сорбции ионов меди на СГК. ДОЕ по меди составила 1,1 мэкв/г; ПДОЕ - 2,4 мэкв/г.

Чтобы судить о возможности применения в качестве катионообменников ГК и СГК сопоставили их характеристики с аналогичными величинами для известных углей: ДОУ - древесные окисленные угли, БАУ - окисленный воздухом березовый уголь /6/ (табл.1). Из этих данных следует, что предпочтительно использовать СГК, обладающие наибольшей емкостью.

Таблица 1

Катионообменная емкость углей
и гуминовых кислот

Сорбент	СОЕ по меди, мэкв/г
БАУ	0,4
ДОУ	0,18
ГК	0,25
СГК	0,6

Таким образом, по своим сорбционным свойствам гуминовые кислоты близки к слабокислотным катионитам. Сульфирование позволяет усилить ионообменные свойства ГК. Полученные СГК можно применять для очистки в динамическом режиме промышленных стоков, содержащих токсичную примесь тяжелых металлов. Следует отметить высокую селективность сорбции гуминовыми кислотами и их производными различных катионов, что может быть использовано для разделения солевых смесей или выделения отдельного металла.

ЛИТЕРАТУРА

1. Любченко В.И., Думбай И.Н., Губанова Е.Н., Кочканян Р.О. // ХТТ. 1994. N 4 С. 28-32.
2. Ступникова Т.В., Дегопа Н.Н., Зубкова Ю.Н. // Биологические науки. 1991. N 10(334). С.118-124.
3. Барсукова З.А. Аналитическая химия. М.: Высшая школа, 1990. 320 с.
4. Жоробекова Ш.Ж., Мальцева Г.М., Кыдралиева К.А. // Биологические науки. 1991. N 10(334). С. 71-75.
5. Жоробекова Ш.Ж., Мальцева Г.М. // ХТТ. 1989. N 3. С. 22-26.
6. Буравцова О.А., Бутузова Л.Ф., Бутузов Г.Н., Кременева С.Г. // ХТТ. 1989. N 3. С. 12-18.

ПРИМЕНИМОСТЬ РАЗЛИЧНЫХ МОДЕЛЕЙ
ИЗНАШИВАНИЯ В СОПРЯЖЕНИИ ВАЛ-ВТУЛКА

Сокольникова Л.Г. (НФ ЯГУ)

При разработке конструкции узлов трения и выборе материалов для них возникает необходимость изучения влияния переменных условий, определяющих поведение реального объекта. Обычно при этом имеют неполную исходную информацию: недостаточно изучено физическое содержание процессов на фрикционном контакте, особенно для новых классов материалов, неизвестно математическое описание или метод его решения. Такого рода трибологические задачи успешно решаются посредством физического моделирования.

В настоящей работе рассмотрена техническая задача - использование антифрикционных покрытий в полимерных подшипниках скольжения.

Использование покрытий существенно расширяет границы эксплуатации и область применения узлов трения: высокие и низкие температуры, тяжелонагруженные конструкции, работа в вакууме.

Применение антифрикционных покрытий позволяет исключить использование жидкой смазки, что особенно важно при низких температурах, т.к. резкое повышение вязкости, а зачастую и застывание применяемых смазочных масел ведет к преждевременному износу сопрягаемых деталей.

Одним из важнейших факторов определяющих износостойкость покрытий пары трения (вал - втулка), является контактное давление, которое по мере износа перераспределяется, изменяя в свою очередь скорость изнашивания трущихся поверхностей. При этом само контактное давление может изменяться несколько раз.

Особенность износоконтактных задач состоит в необходимости учета изменения формы изнашиваемой поверхности. При решении данной задачи используют различные модели изнашивания.

В круговой модели изнашиваемый контур заменялся окружностью, радиус которой брался равным радиусу вала. Это допущение приводило к предположению об отсутствии износа на граничных участках области, контакта, что не соответствует реальной картине изнашивания. Математически задача сводится к решению системы из трансцендентного уравнения и дифференциального (уравнение изнашивания) относительно угла контакта $\theta(t)$ и максимального износа $U_0(t)$:

$$\int_{-\theta_0}^0 q(\theta) \cos \theta d\theta = A_1 \left(\theta_0 + \frac{\sin 2\theta_0}{2} \right) + 2A_2 \sin \theta_0 = \frac{P}{\rho} \quad (1)$$

где

$$A_1 = -\frac{4G}{hA_0} \left(\frac{\Delta}{\cos \theta_0} + \frac{U_0}{\cos \theta_0 - 1} \right);$$

$$A_2 = \frac{4G}{hA_0} \left(\Delta + U_0 \frac{\cos \theta_0}{\cos \theta_0 - 1} \right) \quad (2)$$

$$\frac{du_0}{at} = \omega(q(0), v)$$

Точность задания изнашиваемого контура можно повысить, описывая его кривой, зависящей от большого числа параметров и проходящей через большое число точек - произвольный изнашиваемый контур.

Задача сводится к решению истины интегрально-дифференциальных уравнений для определения функций $U(\theta, t)$, $\theta_0(t)$:
уравнение связи:

$$q(\theta) = -\frac{4G}{A_0(h - U(\theta))} \left(\Delta \frac{\cos \theta - \cos \theta_0}{\cos \theta_0} - U(\theta) \right) \quad (3)$$

уравнение равновесия

$$\int_{\theta^*}^{\theta_0} q(\theta) \cos \theta d\theta = \frac{P}{2\rho} \quad (4)$$

уравнение изнашивания

$$\frac{dU(\theta, t)}{at} = \omega(q(\theta, t)) \quad (5)$$

где P, ρ, h, A_0, G - физические и геометрические характеристики сопряжения:

θ_0 - начальный угол контакта;

θ - текущий угол контакта;

U_0 - максимальный износ;

$q(\theta)$ - контактное давление при угле θ .

На рис. 1 показано изменение во времени максимального износа для функции интенсивности линейного изнашивания $\omega = Rq$.

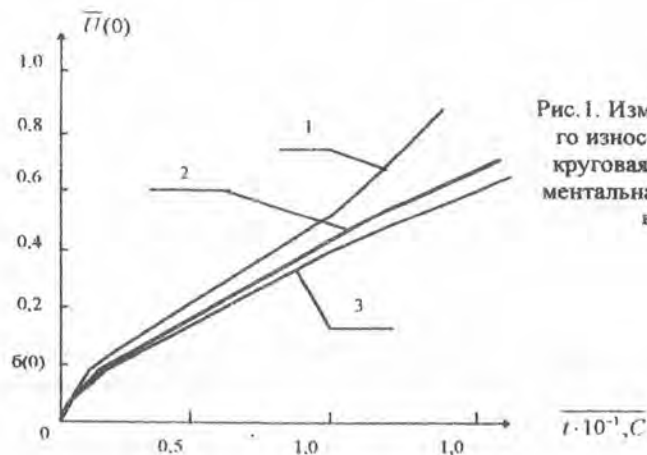


Рис. 1. Изменение максимального износа: 1 - приближенная круговая модель 2 - экспериментальная кривая; 3 - численное решение

Решение системы уравнений (3-5) показало, что начиная с некоторой величины максимального износа контактное давление с высокой точностью описывается известным соотношением:

$$L(q(\theta) = h(q(0)) \cos \theta. \quad (6)$$

Факт наличия асимптотики значительно упрощает расчет подшипников скольжения. Поэтому для практически приложений важна оценка времени переходного этапа от начального распределения к асимптотическому. Оценка величины износа в приработочный период позволит определить границу применения выражения (6), т.е. уровень износа в цилиндрическом контакте определяет выбор расчетной модели. Полученные результаты позволили ввести классификацию уровней износа в зависимости от деформативного смещения вала δ при $t = 0$:

Зона I. $U \ll \delta$, износ пренебрежительно мал и его влиянием можно пренебречь;

Зона II. $U < \delta$ износ мал, допустимо пользоваться приближенным описанием контура износа (круговая модель);

Зона III. $\delta \leq U \leq 3\delta$, период приработки, моделирование возможно только в численном виде;

Зона IV. $3\delta < z \ll h$, зона "развитого" износа, справедлива асимптотика.

Дополнительные расчеты показали, что необходимо ввести зону V - $z \sim h$, зона "сильного" износа, для которой контактирование имеет ряд существенных особенностей.

Полученные результаты позволили разработать методику определения износостойкости полимерных материалов на базе унифицированных кривых.

ЛИТЕРАТУРА

1. Черский И.Н., Богатин О.Б., Сокольникова Л.Г. Расчет эксплуатационных характеристик цилиндрических сопряжений при "сильном" износе. // Трение и износ, 1986, Т.7, №1, с 99-107.
2. Богатин О.Б., Сокольникова Л.Г. Унифицированные зависимости для расчета полимерных подшипников скольжения на долговечность. Ракетно-космическая техника. Научно-технический сборник. ДСП.- М.: ГОНТИ - 25, 1988.-Сер.VIII. Вып. 3. 4.3 с. 95-108.
3. Сокольникова Л.Г. Границы применимости различных моделей изнашивания при расчете подшипников скольжения. // В сб.: Методы изучения свойств полимерных материалов и изделий в условиях холодного климата. Якутск: ЯФ СО АН СССР, 1989, с 76-78.

ОБЩАЯ ТЕОРИЯ УДАРНЫХ СИСТЕМ ПО КЛАССИЧЕСКОЙ СХЕМЕ

Попова А.М. (НФ ЯГУ)

Эффективность ударного разрушения горных пород зависит прежде всего от конструктивных возможностей ударных устройств, т.е. от возможности наилучшей передачи ударного импульса и энергии в системе "боек - инструмент - порода".

Проведенные рядом авторов [1, 2, 3] исследования процесса удара и передачи импульса и энергии рассматривают различные модели расчета систем. Точность каждой модели при этом зависит от степени идеализации и принятых упрощений в каждом конкретном случае. Однако данные модели не рассматривают конкретно какой импульс получает разрушаемая среда в результате соударения элементов ударной системы.

Целью проведенных исследований механизма передачи импульса и энергии ударного устройства в разрушаемой среде с учетом массы соударяющихся тел, расстояния между ними, их геометрический размеров и упругих свойств, является составление математической модели расчета силовых, энергетических и конструктивных параметров ударных систем.

Рассмотрим соударение нескольких тел в свободном падении. Обозначим через m_i , h_i - массы тел и расстояние между ними, а через $V_{i,0}$ - скорость i -го тела после процесса удара с $i - 1$ телом, $V_{i,1}$ - скорость i -го тела в момент удара с $i + 1$ телом, λ_i - коэффициент восстановления недеформированного состояния в процессе удара $i - 1$ тела с i телом. Главной целью решения поставленной задачи является установление зависимостей между m_i и h_i для нахождения оптимального конечного ударного импульса и конечной энергии, передаваемых разрушаемой среде. Задачу решаем на основе теории классической механики. По этой теории из уравнения движения свободного тела скорость второго тела после соударения с первым телом определяется выражением:

$$V_{2,0} = \frac{(1 + \lambda)m_{h1}}{m_1 + m_2} \cdot V_{1,1} \quad (1)$$

где $V_{1,1}$ - скорость первого тела в момент соударения

$$V_{1,1} = \sqrt{V_0^2 + 2gh_1} \quad (2)$$

V_0 - первоначальная скорость первого тела.

Аналогично для третьего тела

$$V'_{3,0} = \frac{(1 + \lambda_2)m_2}{m_2 + m_3} \cdot V'_{2,1} \quad (3)$$

где $V'_{1,2} = \sqrt{V'_{2,0}{}^2 + 2gh_2}$

Тогда скорость n -го тела

$$V'_{n,2} = \sqrt{V'_{n,0}{}^2 + 2gh_n} \quad (4)$$

$$\text{где } V'_{n,0} = \frac{(1 + \lambda_{n-1})m_{n-1}}{m_{n-1} + m_n} \cdot V'_{n-2,1}, \quad V'_{n-1,1} = \sqrt{V'_{n-1,0}{}^2 + 2gh_{n-1}}$$

Из этих формул после последовательных перестановок получим окончательную формулу для вычисления скорости n -го тела в момент удара о разрушаемую среду

$$V'_{n,1} = \left\{ \prod_{k=1}^{n-1} \frac{(1 + \lambda_k)^2 m_k^2}{(m_k + m_{k+1})} \cdot V_0'^2 + 2g \sum_{k=1}^{n-1} [h_k \prod_{k'=1}^{n-1} \frac{(1 + \lambda_{k'})^2 m_{k'}^2}{(m_{k'} + m_{k'+1})^2} + 2gh_n] \right\}^{1/2} \quad (5)$$

Откуда конечный импульс P_n и энергия A_n n -го тела могут быть определены из выражений

$$P_n = m_n V'_{n,1} \quad (6)$$

$$A_n = \frac{m_n V'_{n,1}{}^2}{2} \quad (7)$$

где λ_k - коэффициент восстановления недеформированного тела, состояние в процессе удара $k-1$ тела с k -м телом m_k и h_k - масса k -го тела и расстояние между $k-1$ и k -м телом.

ЛИТЕРАТУРА

1. Александров Е.В., Соколинский В.Б. Исследование процесса ударного взаимодействия горной породы и инструмента. Сборник трудов. //ИГД им. А.А. Скочинского, М., 1965.180С.
2. Александров Е.В., Соколинский В.Б. Прикладная теория и расчет ударных систем. М., Наука, 1969. 216С.
3. Алимов О.Д., Манжесов В.К., Еремьянс, Распространение волн деформации в ударных системах. Изд-во Илим, Фрунзе, 1978. 266.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРАНИЦ КОРНЕЙ
АЛГЕБРАИЧЕСКОГО УРАВНЕНИЯ
(ДЛЯ РЕШЕНИЯ НЕКОТОРЫХ ТЕХНИЧЕСКИХ ЗАДАЧ)

Титова Т.Е. (НФ ЯГУ)

Существуют различные методы определения границ действительных корней алгебраических уравнений.

Рассмотрим в данной работе новый метод определения границ корней алгебраических уравнений, основанный на разложении функции в степенной ряд.

Рассмотрим задачу об определении границ корней алгебраического уравнения m -й степени:

$$P_m(x) = a_0 + a_1x + a_2x^2 + \dots + a_mx^m = 0 \quad (1)$$

где a_0 и a_m не равны нулю. Тогда для определения границ корней находим наименьший и наибольший по модулю корни уравнения (1). Пусть \bar{x} - наименьший, а $\bar{\bar{x}}$ - наибольший по модулю корень уравнения (1), тогда все действительные корни будут находиться либо в интервале $(\bar{x}; \bar{\bar{x}})$, либо в $(\bar{\bar{x}}; \bar{x})$, в зависимости от знаков этих корней. Следовательно, вопрос об определении границ корней сводится к нахождению наименьшего и наибольшего по модулю корней.

Чтобы найти корни \bar{x} и $\bar{\bar{x}}$ разложим функцию $[P_m(x)]^{-1}$ в ряд по степеням x , и найдем радиус сходимости полученного ряда, который и будет равен модулю корня \bar{x} . Затем в уравнении (1) введем замену $x = y^{-1}$ и разложим функцию $[P_m(y)]^{-1}$ в ряд по степеням y . Тем самым определим модуль корня $\bar{\bar{x}}$ как радиус сходимости полученного степенного ряда.

Рассмотрим применение данной теории на примере.

Пусть дано квадратное уравнение:

$$P_2(x) = a_0 + a_1x + a_2x^2 = 0, a_0 \neq 0, a_2 \neq 0 \quad (2)$$

Если данное уравнение имеет два различных действительных корня x_1 и x_2 , таких, что $|x_1| < |x_2|$. Тогда можно разложить данную функцию в степенной ряд

$$[P_2(x)]^{-1} = \frac{1}{a_2(x_2 - x_1)} \sum_{k=0}^{\infty} \frac{x_2^{k+1} - x_1^{k+1}}{x_1^{k+1} * x_2^{k+1}} x^k \quad (3)$$

Радиус сходимости данного ряда равен:

$$R = \overline{\lim}_{n \rightarrow \infty} \sqrt[n]{\frac{|x_1^{n+1} * x_2^{n+1}|}{|x_2^{n+1} - x_1^{n+1}|}} = \overline{\lim}_{n \rightarrow \infty} \sqrt[n]{\frac{|x_1|^{n+1}}{\left|1 - \left(\frac{x_1}{x_2}\right)^{n+1}\right|}} = |x_1|$$

Аналогично, для того чтобы найти максимальный по модулю корень, разложим функцию $(a_2 + a_1 y + a_0 y^2)^{-1}$ в степенной ряд. Очевидно, что наименьший по модулю корень уравнения, модуль которого равен радиусу сходимости этого ряда, будет наибольшим по модулю корнем уравнения (2).

Поэтому в дальнейшем мы не будем касаться вопроса нахождения максимального по модулю корня.

В случае кратного корня разложение имеет вид :

$$\left[P_2(x)\right]^{-1} = \frac{1}{a_2 x_1^2} \sum_{k=0}^{\infty} (k+1) \left(\frac{x}{x_1}\right)^k \quad (4)$$

Радиус сходимости вычисляется по формуле :

$$R = \overline{\lim}_{n \rightarrow \infty} \sqrt[n]{\frac{\frac{x_1^n}{n+2}}{x_1^{n+1}}} = |x_1| \overline{\lim}_{n \rightarrow \infty} \frac{n+1}{n+2} = |x_1|$$

Пусть $P_3(x) = a_0 + a_1 x + a_2 x^2 + a_3 x^3$ имеем действительные различные корни x_1, x_2, x_3 , такие, что $|x_1| < |x_2| \leq |x_3|$.

Можно легко доказать, что при $x_2 \neq x_3$:

$$\left[P_3(x)\right]^{-1} = -\frac{1}{a_3} \sum_{k=0}^{\infty} \frac{(x_2 x_3)^{k+1} * (x_2 - x_3) - (x_1 x_3)^{k+1} (x_1 - x_3) + (x_1 x_2)^{k+1} (x_1 - x_2)}{(x_1 x_2 x_3)^k (x_1 - x_2)(x_1 - x_3)(x_2 - x_3)}$$

* x^k (5)

Тогда радиус сходимости для (5) равен :

$$R = \overline{\lim}_{n \rightarrow \infty} \sqrt[n]{\frac{|x_1|^{\frac{n+1}{n}}}{\sqrt[n]{(x_2 - x_3) - \left(\frac{x_1}{x_2}\right)^{n+1} (x_1 - x_3) + \left(\frac{x_1}{x_3}\right)^{n+1} (x_1 - x_2)}}}} = |x_1|$$

Если $x_2 = x_3$, то

$$\left[P_3(x) \right]^{-1} = -\frac{1}{a_3} \sum_{k=0}^{\infty} \frac{1 + \left(\frac{x_1}{x_2} - 2 + \left(\frac{x_1}{x_2} - 1 \right) k \right) \left(\frac{x_1}{x_2} \right)^{k+1}}{x_1^{k+1} (x_1 - x_2)} * x^k$$

Тогда

$$R = \overline{\lim}_{n \rightarrow \infty} \frac{\left| \frac{x_1}{x_2} \right|^{\frac{n+1}{n}}}{\sqrt[n]{1 + \left(\frac{x_1}{x_2} - 2 + \left(\frac{x_1}{x_2} - 1 \right) n \right) \left(\frac{x_1}{x_2} \right)^{n+1}}} = \left| \frac{x_1}{x_2} \right|$$

А при $x_2 = x_3$ и $\left| \frac{x_1}{x_2} \right| < \left| \frac{x_2}{x_1} \right|$, аналогично предыдущему случаю, приходим к разложению:

$$\left[P_3(x) \right]^{-1} = -\frac{1}{a_3} \sum_{k=0}^{\infty} \frac{x_1 \left(\frac{x_1}{x_2} \right)^{k+1} + (k(x_2 - x_1) + x_2 - 2x_1)}{x_1^{k+2} (x_1 - x_2)^2} * x^k, \text{ и } R = \left| \frac{x_1}{x_2} \right|.$$

И, наконец, рассмотрим случай когда $x_1 = x_2 = x_3$, тогда

$$\left[P_3(x) \right]^{-1} = -\frac{1}{2a_3 x_1^3} \sum_{k=0}^{\infty} \frac{(k+2)(k+1)}{x_1^k} * x^k$$

$$R = \overline{\lim}_{n \rightarrow \infty} \left| \frac{\frac{(n+2)(n+1)}{x_1^n}}{\frac{(n+3)(n+2)}{x_1^{n+1}}} \right| = \left| \frac{x_1}{x_1} \right|$$

О МЕХАНИЗМЕ ТОРМОЖЕНИЯ И УВЛЕЧЕНИЯ
ЗАРЯЖЕННЫХ ЧАСТИЦ МАГНИТНЫМ ПОЛЕМ

Тимофеева Т.Е., Тимофеев В.Б. (ИФ ЯГУ)

Эффект торможения заряженных частиц в магнитном поле хорошо изучен, на этом принципе основано измерение энергии и импульса заряженных частиц. Торможение потока плазмы в магнитном поле лежит в основе работы магнитогидродинамических генераторов. Магнито-тормозное излучение ограничивает возможности ускорителей заряженных частиц.

Характерная особенность торможения заряженных частиц в магнитном поле состоит в том, что скорость движения ведущего центра заряженных частиц оказывается равной нулю относительно покоящегося источника однородного магнитного поля в направлении перпендикулярном силовым линиям. В основе механизма торможения лежит действие силы Лоренца на заряд, движущийся в магнитном поле. Траектория движения заряда в плоскости перпендикулярной силовым линиям магнитного поля представляет собой окружность и через четверть ларморовского периода частица полностью теряет свой первоначальный импульс. Усредненная во времени координата заряженной частицы оказывается покоящейся относительно источника магнитного поля. Полагая, что результат взаимодействия зависит только от относительного движения заряда и магнита [1], можно предположить, что наряду с эффектом торможения существует обратный эффект- увлечение заряженных частиц движущимся магнитом. Экспериментальных данных указывающих на существование такого эффекта в настоящее время нет, но теоретическое обоснование эффекта возможно и будет представлено в этой работе.

Движущийся магнит представляет собой источник электрического и магнитного полей. Электрическое поле возникает как результат релятивистского преобразования магнитного поля при переходе из системы отсчета, в которой магнит покоится к системе, в которой магнит движется. Для малых скоростей движения магнита $V \ll c$, где c - скорость света, можно написать [2]

$$\vec{E} = \frac{1}{c} [\vec{H}\vec{V}], \quad (1.a)$$

$$\vec{H} = \vec{H}', \quad (1.b)$$

где \vec{H}' - магнитное поле в системе отсчета, движущейся вместе с магнитом.

В соответствии с (1а), (1б), движение заряженной частицы в поле движущегося магнита можно рассматривать как движение в скрещенных электрическом и магнитном полях. Траектория движения заряда в этом случае представляет собой трохонду [2]. Результирующее движение заряда складывается из обращения по окружности и поступательного перемещения центра окружности - так называемого дрейфа. Частица дрейфует в направлении, перпендикулярном \vec{E} и \vec{H} , со скоростью

$$\vec{V}_D = c \frac{[\vec{E}\vec{H}]}{H^2}. \quad (2)$$

Подставляя (1а) в (2), получим

$$\vec{V}_D = \vec{V} - \frac{\vec{H}(\vec{V}\vec{H})}{H^2}. \quad (3)$$

При движении магнита в направлении перпендикулярном силовым линиям последнее слагаемое в (3) равно нулю и

$$\vec{V}_D = \vec{V}. \quad (4)$$

Последнее равенство означает, что центр вращения заряженной частицы, независимо от ее заряда, массы и скорости, движется в направлении перпендикулярном силовым линиям вместе с магнитом как единое целое. Частица полностью увлекается движущимся магнитом.

Границы применимости равенства (4) нуждаются в уточнении. Во - первых, равенство (4) справедливо при любых значениях скорости магнита. Во - вторых, заряженная частица должна быть замагниченной, т. е. ларморовский радиус частицы должен быть существенно меньше характерных размеров поля. В - третьих, магнитное поле должно быть однородным. Неоднородность магнитного поля вызовет дополнительный дрейф частицы и соотношение (4) не будет выполняться точно. Нетрудно получить условие применимости равенства (4) в неоднородном поле

$$\frac{W_{\perp} |\text{grad}H|}{eH^2} \ll \frac{V}{c}, \quad (5)$$

где W_{\perp} - кинетическая энергия, связанная с движением в направлении перпендикулярном силовым линиям, e - заряд частицы.

На основании изложенного можно сделать следующие выводы. В то время как в основе механизма торможения лежит действие магнитного поля на движущийся заряд, в основе механизма увлечения лежит совместное действие скрещенных электрического и магнитного полей движущегося магнита на заряженную частицу.

Механизм увлечения заряженных частиц движущимся магнитом может иметь важное значение в астрофизике, а также при исследовании плазмы низкой плотности. Обнаружить дрейф заряженных частиц в поле движущегося магнита трудная экспериментальная задача. Скорость движения магнита должна быть по крайней мере сравнима с тепловой скоростью движения заряженных частиц. Современные лазерные методы позволяют измерять скорость движения среды в широких пределах и могут оказаться эффективными при экспериментальном исследовании описанного явления.

ЛИТЕРАТУРА

1. Эйнштейн А. //Сборник научных трудов, М.: Наука, 1965, т.1. С.7.
2. Ландау Л.Д., Лифшиц Е.М., Теория поля, М.: Наука, 1973. С.81-87.

РЕЖИМЫ ЭКСПЛУАТАЦИИ СИСТЕМЫ РЕГИСТРАЦИИ АВАРИЙНЫХ СИТУАЦИЙ

Кихней Г.П., Гонин Н.А. (Нерюнгринская ГРЭС)

Система регистрации аварийных ситуаций (РАС) может эксплуатироваться как в составе АСУ ТП, так и в качестве отдельной задачи. Алгоритм функционирования РАС предполагает сохранение информации о технологическом процессе за заданный интервал времени до появления инициативного сигнала и в течение определенного интервала времени после появления этого сигнала. Эффективность использования такой системы в значительной степени определяется алгоритмом формирования инициативного сигнала. Этим в конечном итоге определяется круг задач, которые могут быть решены в рамках РАС.

В статье рассматриваются два основных алгоритма формирования инициативного сигнала и вытекающие из этого особенности функционирования системы. Сопоставляются возможности системы как при регистрации собственно аварийных ситуаций, так и возможности использования РАС для контроля за различными режимами технологического оборудования.

Функциональная схема алгоритма регистрации.

Функциональная схема системы РАС в обобщенном виде представлена на рисунке 1. Аналоговые и дискретные сигналы, описывающие состояние технологического оборудования, постоянно заносятся в буфер, находящийся в ОЗУ. Информация в этом буфере циклически обновляется таким образом, что в любой момент функционирования системы буфер содержит данные об оборудовании за заданный интервал времени.

Управление процессом регистрации аварийных ситуаций осуществляется одноименным блоком. При появлении команды на запись информации на диск копируется содержимое буфера, а также записываются текущие значения контролируемых сигналов. По истечении заданного времени запись на диск прекращается, тем самым заканчивается процесс регистрации ситуации, вызвавшей появление инициативного сигнала. Как уже отмечалось, система РАС может быть настроена на регистрацию любых ситуаций, представляющих интерес для исследования технологических процессов и состояния оборудования.

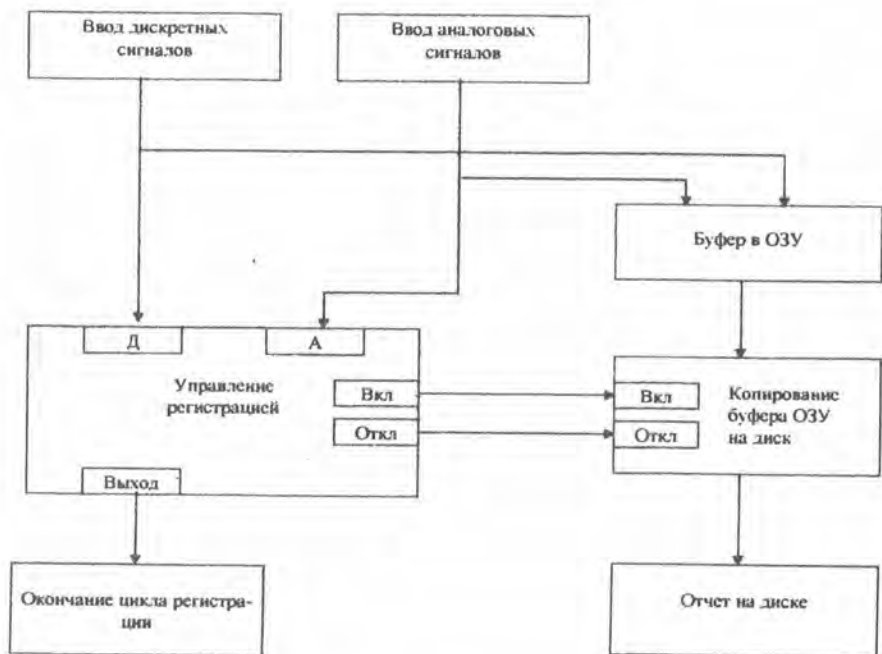


Рис.1. Функциональная схема алгоритма регистрации аварийных ситуаций

Функциональная схема алгоритма формирования массива "Состояние"

На рисунке 2 в развернутом виде показан блок "Управление регистрацией". На вход блока подается информация о состоянии дискретных (блок "Д") и аналоговых (блок "А") сигналов. Эти сигналы обрабатываются в блоке "Состояние", в результате формируется массив "Состояние". Каждая переменная массива "Состояние" может принимать два значения "0" или "1" в соответствии с одним из следующих алгоритмов:

1. В переменную копируется значение дискретного сигнала, значение которого может быть только "0" или "1".

2. В переменную записывается результат проверки выполнения того или иного условия, накладываемого на аналоговый сигнал. Например, переменной присваивается значение "1", если значение аналогового сигнала превышает заданную величину, в противном случае переменной присваивается значение "0".

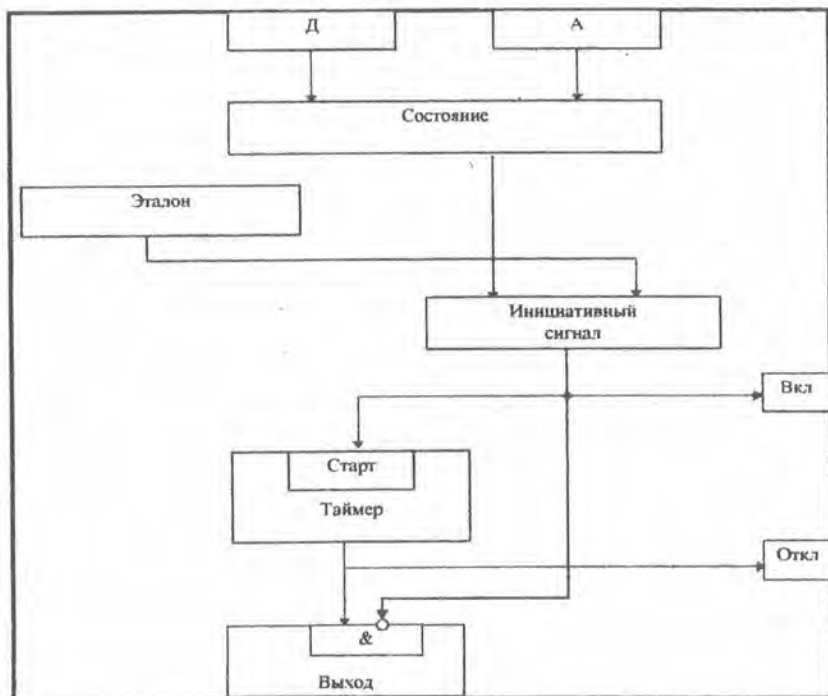


Рис. 2. Функциональная схема алгоритма формирования инициативного сигнала по эталону

3. Значение переменной задается булевой функцией других переменных этого же массива, что может соответствовать комплексной проверке технологического режима оборудования.

Таким образом, в значениях переменных массива "Состояние" может быть закодировано как состояние любых устройств и агрегатов, так и содержаться информация о результатах проверки соответствия параметров технологического процесса любым заданным критериям.

Описанная процедура формирования массива "Состояние" предшествует выполнению алгоритма формирования инициативного сигнала и присутствует в любом алгоритме управления регистрацией. Поскольку состояние технологического оборудования закодировано в массиве "Состояние", то при рассмотрении алгоритма формирования инициативного сигнала можно ограничиться рассмотрением только процедуры обработки значений переменных этого массива. Алго-

ритм формирования значений переменных массива "Состояние" зависит от того, какие параметры технологического процесса необходимо контролировать, то есть определяется тем, какие ситуации представляют интерес для анализа и должны быть зарегистрированы. Но то, как система регистрации будет реагировать на возникновение ситуаций, при каких условиях, и что будет зарегистрировано, полностью определяется алгоритмом формирования инициативного сигнала.

Функциональная схема алгоритма формирования инициативного сигнала по эталону.

Функциональная схема работы блока управления регистрацией при формировании инициативного сигнала по эталону показана на рисунке 2. Система содержит массив "Эталон", размерность которого совпадает с размерностью массива "Состояние". Каждая переменная массива "Эталон" может принимать три значения: "0", "1" и любое другое (например, "2"). Значение переменной, заданной в массиве "Эталон", определяет, какое значение соответствующей переменной в массиве "Состояние" считать аварийным. Таким образом, имеется возможность для любой переменной задать "0" или "1" как признак аварии, если задано значение "2", то эта переменная будет исключена из алгоритма формирования инициативного сигнала.

Инициативный сигнал в этом алгоритме генерируется при совпадении значений любой пары переменных: переменной массива "Состояние" и соответствующей ей переменной массива "Эталон". По фронту возникновения инициативного сигнала начинается процедура записи аварии: по выходу "Вкл" подается команда на копирование содержимого буфера и текущих значений сигналов на диск и запускается таймер. Таймер определяет период времени, в течение которого, начиная с момента появления инициативного сигнала, будет вестись регистрация.

По истечении времени, заданного в таймере, по выходу "Откл" подается команда на прекращение записи на диск. Команда на завершение цикла регистрации выполняется по истечении времени, установленного для таймера, и при отсутствии инициативного сигнала. Последнее условие добавлено для исключения некорректного поведения системы регистрации в условиях, когда условие заданное эталоном, выполняется неопределенно долго. Например, если неисправность датчика приведет к выдаче уровня сигнала, который задан как аварийный, то в этом случае инициативный сигнал будет установлен на неопределенное время, которое может значительно превышать время, заданное в таймере. В этом случае при переходе на новый цикл работы состояние оборудования также будет идентифицировано как аварийное, начнется новый цикл регистрации и так далее. Для исключения такого неконтролируемого заклинивания системы, прекращение цикла регистрации осуществляется только при отсутствии инициативного сигнала.

Функциональная схема алгоритма формирования инициативного сигнала по изменению состояния.

Рассмотрим алгоритм формирования инициативного сигнала, в основу работы которого положен признак изменения массива "Состояние". Функциональная схема, иллюстрирующая алгоритм, представлена на рисунке 3. Алгоритм формирования массива "Состояние" в обоих рассматриваемых случаях работает одинаково.

В представленной конфигурации система содержит массив "Память", предназначенный для хранения в нем копии массива "Состояние". Инициативный сигнал в этом алгоритме генерируется при любых различиях значения переменных указанных массивов. По фронту возникновения инициативного сигнала происходит копирование массива "Состояние" в массив "Память", что приведет к исчезновению инициативного сигнала. Если изменение входных сигналов вновь вызовет изменение в массиве "Состояние", вся процедура повторится. Следовательно, любое обновление массива "Состояние" будет приводить к генерированию импульса инициативного сигнала.

В представленной конфигурации система содержит массив "Память", предназначенный для хранения в нем копии массива "Состояние". Инициативный сигнал в этом алгоритме генерируется при любых различиях значения переменных указанных массивов. По фронту возникновения инициативного сигнала происходит копирование массива "Состояние" в массив "Память", что приведет к исчезновению инициативного сигнала. Если изменение входных сигналов вновь вызовет изменение в массиве "Состояние", вся процедура повторится, следовательно, любое обновление массива "Состояние" будет приводить к генерированию импульса инициативного сигнала.

По фронту возникновения инициативного сигнала на выходе "Вкл" генерируется команда на начало процесса регистрации: содержимое буфера и текущие значения сигналов записываются на диск. По каждому фронту инициативного сигнала также проходит команда на перезапуск таймера: таймер сбрасывается и запускается вновь. При достижении таймером заданного значения по выходу "Откл" проходит команда на прекращение записи на диск и осуществляется завершение цикла регистрации.

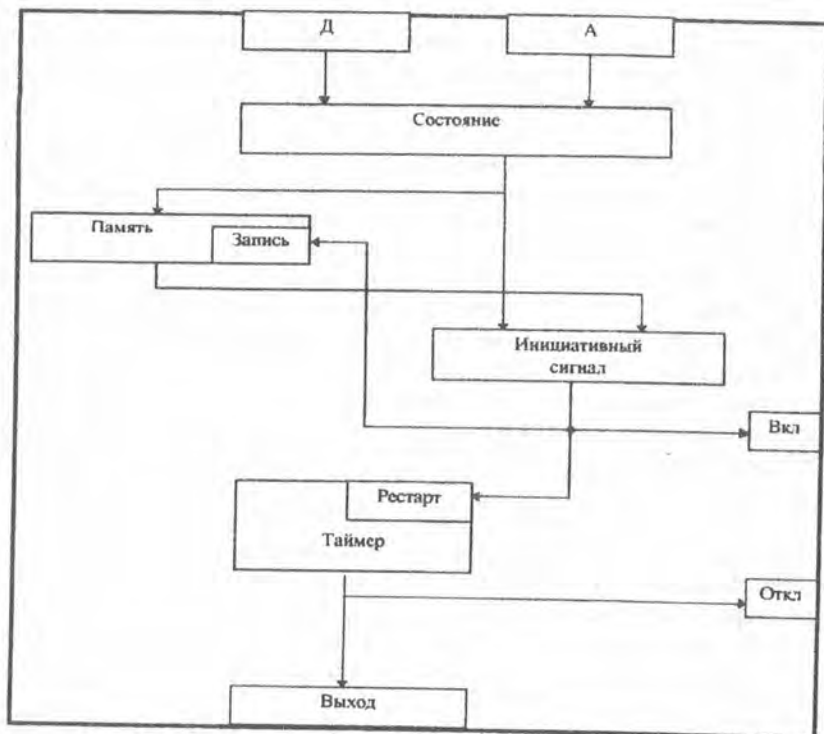


Рис.3. Функциональная схема алгоритма формирования инициативного сигнала по изменению состояния

Таким образом, система регистрации, работающая по рассматриваемому алгоритму, будет записывать все события, вызывающие изменения в массиве "Состояние". При этом следующие друг за другом события, временной интервал между которыми меньше чем установленный для таймера, будут зарегистрированы в одном отчете.

Сравнительный анализ алгоритмов формирования инициативного сигнала

Рассмотрим особенности работы системы регистрации при использовании описанных алгоритмов формирования инициативного сигнала. Достоинством системы, использующей алгоритм формирования инициативного сигнала по эталону является то, что она может быть настроена на регистрацию строго опреде-

ленных ситуаций. Однако использование этого алгоритма для регистрации широкого спектра событий может вызвать трудности.

Как уже указывалось, если сигнал, отмеченный как аварийный, установится на неопределенно долгое время, система не начнет новый цикл регистрации, пока эта ситуация не будет устранена. Эта же проблема может возникнуть при разработке алгоритма формирования массива "Состояние" и настройке значений переменных массива "Эталон". Комбинации, записанные в массиве "Эталон", должны быть проверены на совместимость, то есть необходимо учесть особенности технологического процесса и исключить установку инициативного сигнала на неопределенное время при всех возможных режимах работы. В случае возникновения такой ситуации вывести систему из состояния ожидания может только вмешательство оператора, который должен изменить настройки в алгоритме формирования массива "Состояние" или в массиве "Эталон". Этот недостаток может оказаться существенным при автономном использовании системы, когда не предусматривается регулярный контроль со стороны обслуживающего персонала.

Достоинством системы, использующей алгоритм формирования инициативного сигнала по изменению состояния, является то, что такая система является самонастраивающейся. Состояние сигналов на момент окончания регистрации текущей аварии является исходным для следующего цикла работы. Событием, подлежащем регистрации, теперь считается всякое отклонение от этого предыдущего состояния. Это качество является существенным при автономном использовании системы.

Упрощается также процесс настройки системы, поскольку отсутствует необходимость в настройке массива "Эталон". Все настройки сводятся к перечислению событий, подлежащих регистрации. При этом, независимо от количества ситуаций, заданных для регистрации, нет необходимости проверять их совместимость.

Критичным при настройке такой системы может оказаться выбор временного интервала, задаваемого в таймере. Если события одного технологического цикла происходят через временные интервалы, превышающие настройку таймера, то они будут зарегистрированы как разные аварийные ситуации, что необходимо учитывать при последующем анализе. И наоборот, при достаточно большом временном интервале, заданном для таймера, в один отчет могут попасть события, не связанные единым технологическим циклом. Существенно однако, что информация при это не будет потеряна.

Из приведенного анализа можно заключить, что система РАС, использующая алгоритм формирования инициативного сигнала по эталону является частным случаем системы, использующей алгоритм формирования инициативного сигнала по изменению состояния. Использование более общего алгоритма предпочтительнее для автономных систем регистрации и кроме того исключает ошибки при настройке системы неподготовленным персоналом.

К ВОПРОСУ ПОВЫШЕНИЯ ТЕХНИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ЗАЩИТ ЛИНИЙ ЭЛЕКТРОПЕРЕДАЧИ, ОСНОВАННЫХ НА СРАВНЕНИИ АВАРИЙНЫХ СОСТАВЛЯЮЩИХ ТОКОВ И НАПРЯЖЕНИЙ

Королюк Ю.Ф. (ЯГУ)

При современной инфраструктуре электрических сетей высокого и сверхвысокого напряжений короткие замыкания (КЗ) на линиях сопровождаются появлением свободных составляющих токов и напряжений с широким спектром частот от меньших номинальной до несколько килогерц с амплитудами, соизмеримыми с соответствующими параметрами основной частоты. Это затрудняет использование для быстросействующих защит информации только о параметрах промышленной частоты. Наметилась тенденция использовать для защиты информацию о параметрах переходного процесса. К защитами этого направления относятся реагирующие на аварийные составляющие токов и напряжений [1-3].

Аварийные составляющие - это разность параметров аварийного режима и доаварийного, разделенных между собой интервалом времени, кратным периоду:

$$\begin{aligned} i_{ав}(t) &= i(t) - i(t-nT); \\ u_{ав}(t) &= u(t) - u(t-nT), \end{aligned} \quad (1)$$

где: $i_{ав}(t)$, $u_{ав}(t)$ - аварийные составляющие тока и напряжения;
 $i(t)$, $u(t)$ - текущие значения тока и напряжения;
 $i(t-nT)$, $u(t-nT)$ - доаварийные ток и напряжение;
 T - период текущей частоты;
 n - целое число ($n \geq 1$).

Особенностью аварийных составляющих является то, что они появляются только при коммутациях в сети. Схема замещения сети для аварийных составляющих не содержит никаких источников электрической энергии, кроме включаемого в месте коммутации источника аварийной ЭДС или источника аварийного тока с нулевыми начальными условиями. Применительно к коротким замыканиям величина аварийной ЭДС равна доаварийному напряжению в точке короткого замыкания, изменяется по синусоидальному закону с начальной фазой доаварийного напряжения в момент возникновения КЗ.

КЗ на линии электропередачи вызывает появление аварийных волн напряжения и тока, распространяющихся в разные стороны со скоростью, опреде-

ляемой параметрами линии. Через интервалы времени τ_1 и τ_2 , соответственно пропорциональные расстояния от точки КЗ до места установки защиты (РЗ), эти волны могут быть зафиксированы непосредственно или косвенно измерительными органами. С этого момента отсчитывается время работы защит.

При положительном направлении тока из линии волны напряжения определяются как:

$$\begin{aligned} v(t) &= [u_x(t - \tau_x) + Z_c \cdot i_x(t - \tau_x)] \cdot e^{-\delta x}; \\ w(t) &= [u_x(t + \tau_x) - Z_c \cdot i_x(t + \tau_x)] \cdot e^{\delta x}, \end{aligned} \quad (2)$$

где: $w(t), v(t)$ - соответственно прямая (падающая из линии) и обратная (отраженная в линию) волны напряжения в месте измерения;

$Z_c = \frac{L_0 \cdot C_0}{R_0}$ - волновое сопротивление;

$\delta = \frac{R_0}{L_0 \cdot C_0}$ - коэффициент затухания;

x - расстояние от места измерения до точки КЗ;

$\tau_x = \frac{x}{c}$ - время пробега волны от точки КЗ до места измерения;

R_0, L_0, C_0 - параметры линии на единицу длины;

c - скорость распространения волн вдоль линии.

Линии электропередачи высокого и сверхвысокого напряжений практически неискажающие, поэтому волны изменяются только по амплитуде независимо от того, установившийся или переходный процесс в линии.

Так как отражение волн происходит только от неоднородностей, то при внешних коротких замыканиях в течение интервала времени, равного двойному времени пробега волн вдоль защищаемой линии прямая волна, фиксируемая в месте установки РЗ, равна:

$$v_{\text{ав}}(t) = 0 \quad (3a)$$

или

$$u_{\text{ав}}(t) = -Z_c \cdot i_{\text{ав}}(t) \quad (3b)$$

т.е., аварийные составляющие тока и напряжения разнополярны.

При коротком замыкании в направлении защищаемой линии аварийные составляющие тока и напряжения на некотором начальном интервале времени имеют одинаковые знаки. Действительно, при наиболее характерном активно-индуктивном характере сопротивления примыкающих систем аварийная составляющая напряжения равна:

$$u_{\text{ан}}(t) = R \cdot i_{\text{ан}}(t) + L \cdot \frac{di_{\text{ан}}(t)}{dt} \quad (4)$$

Так как ток на индуктивности при коммутации изменяется с нулевого значения, то на некотором начальном интервале времени

$$\text{sign}[u_{\text{ан}}(t)] = \text{sign}[i_{\text{ан}}(t)] \quad (5)$$

Нетрудно убедиться, что уравнение (5) справедливо и при активном емкостном характере сопротивления, а также при сопротивлении колебательного характера.

Если измерения производятся в рассечке линии, то в интервале времени 2τ (времени двойного пробега волны от места измерения до ближайшей неоднородности "за спиной")

$$w_{\text{ан}}(t) = 0 \quad (6)$$

Из (6) также получаем уравнение (5).

Таким образом, из (3а), (4) и (6) следует, что при коротких замыканиях в направлении защищаемой линии аварийные составляющие напряжения и тока на некотором начальном интервале времени однополярны, при коротких замыканиях "за спиной" - разнополярны.

Используя это свойство, можно выполнить один вариант защиты линии на аварийных составляющих. Второй вариант следует из уравнения (2). При КЗ в направлении защищаемой линии прямая и обратная волны появляются в месте установки РЗ либо одновременно (если в месте установки защиты включена неоднородность - распределительная подстанция, трансформаторы и пр.), либо первой появляется прямая волна. При коротком замыкании "за спиной" первой появляется обратная волна.

То, что в нормальном режиме аварийные составляющие отсутствуют, позволяет выполнить защиту с очень малой уставкой (на уровне процентов от номинальных токов и напряжений), отстроенной только от небаланса на выходе органов выделения аварийных составляющих (ОВАС). Уже имеется опыт эксплуатации направленных защит, контролирующих аварийные составляющие, как в нашей стране /4/, так и за рубежом /5/. Однако их широкому внедрению препятствует ряд нерешенных проблем.

Отдельная группа проблем связана с выделением аварийных составляющих из переходных токов и напряжений. Для определения $i_{\text{ав}}(t)$ и $u_{\text{ав}}(t)$ необходим элемент памяти, выходной параметр которого в установившемся режиме должен быть равен параметру на входе измерительного органа, тем самым

обеспечивается основное условие - отсутствие на выходе измерительного органа аварийных составляющих в нормальном режиме.

Как правило, в основе ОВАС используются резонансные устройства, настроенные на номинальную частоту, параметры которой они подавляют. Это свойство и обуславливает проблемы отстройки от отклонения частоты от номинальной, от небалансов, обусловленных наличием в параметрах нормального режима гармонических составляющих. Выходное напряжение ОВАС всегда меньше полной аварийной составляющей на входе, а при трехфазном КЗ оно является свободным напряжением переходного процесса в самом ОВАС и затухает в течении полупериода.

Защиты, реагирующие на аварийные составляющие, предъявляют жесткие требования к идентичности частотных характеристик трансформаторов тока и напряжения. Они правильно функционируют только тогда, когда трансформаторы выполнены однотипно, например, и те и другие электромагнитные.

Защиты, сравнивающие аварийные составляющие являются защитами однократного действия, они не имеют пусковых органов и правильно фиксируют КЗ только в начальной стадии (0,001-0,002 с., в некоторых случаях до 0,005 с.), после чего должны выводиться из работы. Если же начальная фаза напряжения короткого замыкания вблизи 0 или π , то пороговых значений аварийные составляющие достигают с задержкой времени в 0,002-0,005 с.

Существенно также, что до настоящего времени защиты линий электропередачи на аварийных составляющих рассматривались только применительно к линиям высоких и сверхвысоких напряжений, у примыкающих систем которых продольные индуктивные сопротивления на порядок больше активных. Объясняется это тем, что на линиях 110 кВ и ниже большой процент ложной работы при начальных фазах напряжения КЗ, близких к 0 или π . Этот недостаток выявлен и у защит линий высокого напряжения, но его удалось преодолеть введением задержки на блокировку. На линиях 110 кВ и ниже активные сопротивления примыкающих систем соизмеримы с реактивными, поэтому задержка на блокировку должна быть больше, но при её введении при внешних КЗ может произойти отказ защиты.

Таким образом, резюмируя вышеизложенное, можно сформулировать дополнительные задачи разработки защит линий электропередачи, использующих аварийные составляющие:

- выделение аварийных составляющих должно осуществляться не менее двух - трех периодов, а их текущие значения должны по возможности совпадать с расчетными;
- правильное функционирование защиты должно обеспечиваться не только в начальной стадии КЗ (0,001 - 0,003 с.), но и в течение двух - трех периодов;
- правильное функционирование защиты должно обеспечиваться при подключении измерительных органов к измерительным трансформаторам обычного

исполнения, в том числе к трансформаторам тока с немагнитными зазорами и к емкостным трансформаторам напряжения типа НДЕ;

- должен быть разработан надежный пусковой орган, фиксирующий короткое замыкание в течение одной и менее миллисекунды.

Решение задачи может быть обеспечено применением микропроцессорных устройств. Два - три периода после возникновения КЗ частота рабочего напряжения сети практически не меняется. Поэтому для выделения аварийных составляющих можно использовать уравнение (1). Необходимым условием при вычислении аварийных составляющих должна быть синхронизация интервала дискретизации с частотой сети. Использование для определения аварийных составляющих уравнения (1) позволяет выделить эти составляющие равными расчетным, что не получается при использовании аналоговых ОВАС. Преимущество микропроцессорного ОВАС перед аналоговым заключается также в том, что аварийные составляющие выделяются длительно и при трехфазных КЗ, при этом они равны расчетным.

Решение второй задачи может быть получено, если сравнивать аварийную составляющую напряжения с производимой аварийной составляющей тока. На линиях высокого и сверхвысокого напряжений время несовпадения знаков аварийных составляющих напряжения и производных тока при внутренних КЗ на всем периоде его существования не превышает 0,2 мс. Такое же время совпадения знаков при внешних коротких замыканиях. Это обстоятельство позволяет, во-первых, сократить время фиксации условий срабатывания и блокировки, и, во-вторых, исключает ложную защиту при начальных фазах напряжения в месте КЗ вблизи смены его знака. На линиях 110 кВ и ниже интервалы времени несовпадения условий срабатывания и блокировки может достигать 2 мс. (если $R_{\text{прим.сисст.}}/X_{\text{прим.сисст.}} > 0,5$). Надежное функционирование защиты в этом случае может быть обеспечено введением соответствующих выдержек времени.

Третья задача возникла из-за существенного несовпадения частотных характеристик трансформаторов тока и напряжения, применяемых на линиях высокого и сверхвысокого напряжений (каскадные электромагнитные тока и напряжения, емкостные напряжения, каскадные тока с немагнитными зазорами в магнитопроводах). Вследствие искажений первичных токов и напряжений в измерительных трансформаторах, величина

$$\Delta w = \Delta u - Z_c \cdot \Delta i,$$

полученная из вторичных токов и напряжений и соответствующая аварийной составляющей отраженной волны, не равна нулю при внешних КЗ и может достигать 0,25-0,3 U_{ϕ} . Для отстройки защиты от указанного небаланса ее уставка должна быть на уровне 0,45-0,5 U_{ϕ} , т.е., теряется главное преимущество - высокая чувствительность защиты.

Вместе с тем, для правильной работы органа направления не требуется точного восстановления первичных токов и напряжений. Достаточно, если ис-

кажения будут одинаковы в заданном диапазоне частот. Т.е., необходимо добиться равенства передаточных функций измерительных цепей по току и по напряжению. Действительно, сигнал на выходе измерительного органа, соответствующий аварийной составляющей отраженной волны, равен:

$$\Delta W_{\text{но}}(p) = \Delta U(p)K_U(p) - Z_c \Delta I(p)k_I(p), \quad (7)$$

где: $k_I(p)$ и $K_U(p)$ - передаточные функции от входных зажимов измерительных трансформаторов до выходных зажимов измерительных цепей тока и напряжения, соответственно;

$\Delta U(p)$ и $\Delta I(p)$ - операторные изображения аварийных составляющих первичных напряжения и тока.

Если выполнить условие:

$$k_I(p) = k_{UI}(p), \quad (8)$$

то при внешних КЗ из (7) получим $\Delta W_{\text{но}}(p) = 0$, что и требуется.

Передаточные функции измерительных цепей можно представить в следующем виде:

$$\begin{aligned} k_I(p) &= k_{\text{тг}}(p) k_{\text{ноI}}(p), \\ k_U(p) &= k_{\text{тн}}(p) k_{\text{ноU}}(p) \end{aligned} \quad (9)$$

где: $k_{\text{тг}}(p)$ и $k_{\text{тн}}(p)$ - передаточные функции измерительных трансформаторов.

$k_{\text{ноI}}(p)$ и $k_{\text{ноU}}(p)$ - передаточные функции измерительной части защиты в цепях тока и напряжения, соответственно.

Измерительные цепи тока и напряжения можно выполнить так, чтобы в достаточно широком диапазоне частот было справедливо равенство:

$$k_{\text{ноI}}(p) = k_{\text{ноU}}(p) \quad (10)$$

Для выполнения условия (8) предлагается в измерительные цепи тока включить звено, моделирующее схему замещения ТН, а в измерительные цепи напряжения - дуальную схему замещения ТТ. В этом случае:

$$\begin{aligned} k_I(p) &= k_{\text{тг}}(p)k'_{\text{тн}}(p) k_{\text{ноI}}(p), \\ k_U(p) &= k_{\text{тн}}(p)k'_{\text{тг}}(p)k_{\text{ноU}}(p) \end{aligned} \quad (11)$$

где: $k'_{тн}(p)$, $k''_{тн}(p)$ - передаточные функции схемы замещения измерительных трансформаторов.

Диапазон изменения частоты, для которого должно быть справедливо равенство (8), определяется условием (10), которое с высокой точностью достаточно выполнить в области частот 0-1 кГц. Более высокие частоты без снижения быстродействия и надежности функционирования можно подавить фильтрами.

Таким образом можно резко снизить величину небаланса, обусловленную искажениями первичных токов и напряжений в измерительных трансформаторах и обеспечить высокую чувствительность защиты.

Для решения четвертой задачи предлагается сравнивать следующие друг за другом значения аварийных составляющих тока или напряжения, разделенных четвертью периода текущей частоты сети. Например, если большее значение аварийной составляющей тока больше меньшего в два и более раз, то в качестве искомого для сравнения с уставкой $I_{уст.ав.}$ выбирается большее; если меньше - то с уставкой $I'_{уст.ав.} = 2 * I_{уст.ав.}$ сравнивается сумма измеренных значений.

Время выполнения операции умножения на два равно времени операции сложения, поэтому увеличение времени работы защиты практически не происходит.

Зависимость отношения сравниваемой величины (тока на входе порогового органа) к соответствующей уставке в течении периода рабочей частоты приведена. Изменение алгоритма сравнения происходит, когда фаза $I_{мин}$ равна $\pm 26,1^\circ + n\pi$. В интервале $\pm 26,1^\circ$ уставка должна быть увеличена в 1,11 раз (1/0,898), вне этого интервала - в 1,05 раз (1/0,946).

Выводы

1. Несмотря на то, что быстродействие и чувствительность защит линий электропередачи, основанных на сравнении аварийных составляющих токов и напряжений, на порядок выше аналогичных параметров традиционных защит, их внедрение в промышленную эксплуатацию может быть только при условии, если по надежности функционирования они будут иметь такие же высокие характеристики, т.е., надежно функционировать в течение всего периода существования короткого замыкания. При этом не должно быть особых требований к измерительным трансформаторам тока и напряжения.

2. Поставленная задача может быть решена при использовании в качестве органа выделения аварийных составляющих цифровой техники. Аварийные составляющие можно получить как разность текущих значений токов и напряжений и предшествующих на целое число периодов. Предложено сравнивать знаки аварийных составляющих напряжений с производными аварийных составляющих токов. Условия надежного функционирования защиты при этом соблюдаются в течении всего времени существования короткого замыкания.

3. Надежное функционирование защит при подключении их измерительных цепей к серийным трансформаторам тока и напряжения может быть обеспечено введением в измерительный тракт трансформатора напряжения звена, моделирующего трансформатор тока, а в тракт трансформатора тока - звена, моделирующего трансформатор напряжения.
4. Предложен алгоритм цифрового пускового органа, надежно фиксирующего амплитуду аварийной составляющей тока или напряжения.

ЛИТЕРАТУРА

1. Попов И.Н., Соколова Г.В., Сурвило И.К. Импульсная защита гидрогенераторов от замыканий на землю // Анализ функционирования и управления режимами сложных электроэнергетических систем. - М., 1989. - с.67-78.
2. Мамонтова И.Г. Исследование возможности использования аварийных слагающих электрических величин при выполнении направленной высокочастотной защиты линий. // Тр. Моск. энерг. ин-та. - 1991. - № 638. - с.108-117.
3. Королюк Ю.Ф., Райзвих Л.Х. Разработка дифференциальных токовых защит с использованием в качестве контролируемых величин аварийных составляющих тока. // Всес. науч. - техн. конф. "Современная релейная защита электроэнергетических объектов" Чебоксары, янв. 1991. Матер. конф. - Чебоксары 1991. - с.68-70.
4. Лачугин В.Ф., Попов И.Н., Соколова Г.В., Любарский Д.Р., Травина Ю.Я., Айхенвальд В.Е. Экспериментальные исследования волновой быстродействующей защиты линии СВН // Анализ функционирования и управления режимами сложных электроэнергетических систем - М. 1989. - с.50-64.
5. Bollen M.Y.J. Extensive testing of algorithms for travelling - wave - based protection // 4th Int. Conf. Dev. Power Syst. Prot., Edinburgh, 11-13 Apr., 1989. - London, 1988. - с.140-145.
6. Костенко М.В., Перельман Л.С., Шкарин Ю.П. Волновые процессы и электрические помехи в многопроводных линиях высокого напряжения. - М.: Энергия, 1973. - 272с.

ПРОБЛЕМЫ РАЗРАБОТКИ МИКРО - ГЭС

Бурянина Е.В., Бурянина Н.С., Зима Е.А., Михеев В.И. (ЯГУ, НГТУ)

Вопрос энергоснабжения Севера, в том числе и его южной части, стоит сегодня весьма актуально. Специфика Севера состоит в том, что потребители энергии маломощны, но в то же время разбросаны на большой территории. При общем дефиците финансовых ресурсов строить дополнительные электрические сети экономически нецелесообразно. Поэтому с вводом новых мощностей потребления требуются, как правило, дополнительные генерирующие. Традиционно этот вопрос решается установкой дизельных станций, для которых завоз топлива в условиях бездорожья серьезная проблема.

Учитывая разбросанность объектов электроснабжения, большинство из которых не имеет доступа к электрическим сетям, небольшую требуемую мощность, отсутствие жестких требований к качеству электрической энергии, которая в основном необходима на отопление и освещение, следует рассматривать нетрадиционные источники. Приоритет должны иметь местные, возобновляемые.

Среди возобновляемых видов энергоресурсов существенное место по запасам и масштабам использования занимает энергия потоков воды. Объясняется это высокой энергетической плотностью потока воды и относительной временной стабильностью режима стока большинства рек. По этим причинам гидроэлектростанции производят более дешевую электроэнергию по сравнению с ветроэлектростанциями, а также с электроустановками, использующими другие виды возобновляемых энергоресурсов (солнечная, геотермальная и т.д.).

Для небольших вырабатываемых мощностей, на наш взгляд, предпочтение следует отдать бесплотинным микро-ГЭС. Они не требуют серьезного обустройства реки, затраты на их изготовление в несколько десятков раз меньше затрат на строительство плотины, эксплуатация может осуществляться низкоквалифицированным персоналом.

Но эксплуатируемые в настоящее время микро-ГЭС проигрывают плотинным по времени их полезного использования. Если последние работают круглый год, то бесплотинные только во время, когда река свободна от льда. Этот недостаток препятствует их широкому внедрению.

Ниже рассматривается конструкция и основное оборудование микро-ГЭС, предложенной авторами.

Микро-ГЭС бесплотинного типа устанавливается на плоту, выполненном из древесины и надувных, отслуживших срок, автомобильных или тракторных

камер. Отсутствие специальных понтонов, изготавливаемых из металла, делает конструкцию достаточно простой, изготовить которую можно в условиях отдельно стоящей фермы и даже дома. Существенно, что для изготовления плота практически не требуется металл, стоимость которого на Севере в несколько раз выше, чем в средних широтах, охваченных развитой инфраструктурой дорог. Для использования микро-ГЭС в зимний период необходимо механическую передачу, связывающую рабочее колесо с валом генератора, выполнить в виде гибкого или карданного вала, заключенного в герметичную трубу, защищающую его от соприкосновения со льдом.

В цене современных микро-ГЭС до 80% составляют стоимость генератора и мультипликатора. Последний необходим для согласования оборотов рабочего колеса (60-120 в минуту) с оборотами ротора генератора (1000-1500 в минуту). Т.е., чтобы существенно уменьшить стоимость микро-ГЭС, необходимо снизить именно эти затраты. С этой позиции наиболее эффективным и перспективным является разрабатываемый авторами низкооборотный торцевой двухстаторный генератор комбинированного возбуждения.

Торцевые машины имеют целый ряд преимуществ перед классическими электрическими машинами. Одним из наиболее важных преимуществ торцевых машин является высокий момент инерции на валу ротора, что имеет большое значение при работе со знакопеременной нагрузкой или с нестабильным первичным двигателем. Существенно также, что их можно выполнить низкооборотными с достаточно высокими технико-экономическими показателями, а это позволит отказаться от мультипликатора. Масса такой машины при частоте вращения 100 оборотов в минуту практически в три раза меньше массы цилиндрической машины равной мощности. Кроме того, использование в качестве генератора индукторной машины создает дополнительные преимущества:

- современные индукторные машины являются исключительно надежными источниками электрической энергии ввиду отсутствия скользящих контактов и простоты конструкции, а также нетребовательностью в эксплуатации;
- мощность обмотки возбуждения индукторных машин практически в "р" раз меньше мощности возбуждения нормальных синхронных машин, где р - число пар полюсов;
- надежное и устойчивое самовозбуждение генератора;
- в торцевых генераторах остается возможным простой способ регулирования выходного напряжения, особенно при работе на активную нагрузку, которая является основной при работе на автономного потребителя.

Торцевые индукторные генераторы, изготовленные в электромашинной лаборатории Новосибирского государственного технического университета, полностью подтвердили их высокие технико-эксплуатационные показатели.

В литературе встречается другая модернизация таких машин, так называемые "альтернативно-пульсационные". В этих машинах усиление положительного эффекта связано с установкой в пазах безобмоточного индуктора по-

стоянных магнитов, обеспечивающих поток, направленный встречно основному потоку. Это дает возможность еще почти на треть улучшить технико-экономические показатели подобного генератора.

Основной проблемой, возникшей при разработке генератора, оказалось обеспечение минимальной стоимости магнитной системы из-за высокой стоимости современных магнитов высоких энергий. Применение постоянных магнитов из редкоземельных материалов обеспечивает прекрасные технические показатели, но стоимостные показатели становятся неприемлемыми для обыкновенного потребителя.

Это предопределило поиск новых способов установки относительно дешевых постоянных магнитов для обеспечения аналогичных энергетических показателей на основе ферритовых групп. Такой способ называется концентрацией магнитного потока и для цилиндрических машин описан достаточно полно. Однако для цилиндрических электрических машин возможности концентрации магнитного потока, несмотря на их кажущее многообразие, весьма ограничены.

В то же время для электрических торцевых машин, особенно двухстороннего исполнения, возможно достижение исключительно высокой степени концентрации магнитного потока.

Такая система обеспечивает возможность достижения рабочих индукций в зазоре в пределах 0,7-0,8 Тесла, что практически в два раза выше, чем в нормальных индукторных машинах.

Все это дает возможность рассматривать торцевой индукторный генератор комбинированного возбуждения (магнитоэлектрический генератор индукторного типа), как наиболее приемлемый для средств нетрадиционной энергетики. Изготовление такого генератора не требует специального оборудования электромашиностроительного профиля, обеспечивает практическую безотходность в производстве и возможность изготовления на монтажных производственных базах и участках.

Немаловажным аспектом разработанной микро-ГЭС является и ее конструкция, которую также можно собрать в цехе с невысоким техническим оснащением.

Предлагаемые микро-ГЭС могут найти широкое применение для обеспечения электроэнергией стационарных сельских потребителей, горнодобывающих и геологоразведочных объектов, станций и постов гидрометеослужб, лесозаготовительных, охотничьих хозяйств, предприятий железнодорожного строительства, военных и многих других объектов.

Монтаж станции можно осуществить малой техникой. Техническое обслуживание доступно неквалифицированному персоналу.

Установив несколько агрегатов можно получить мощность, достаточную для энергоснабжения небольшого поселка.

Дальнейшей проблемой разработки автономных источников питания авторы видят в разработке системы автоматического проектирования микро-ГЭС

в зависимости от климатических, гидравлических, технических, технологических и других факторов.

Выводы

1. В условиях Севера для обеспечения энергией потребителей небольшой мощности целесообразно использовать микро-ГЭС бесплотинного типа. Плот предлагается выполнить из местных материалов. Для обеспечения работы ГЭС в зимних условиях необходимо вал, передающий вращение от рабочего колеса к валу генератора, поместить в герметичную трубу, исключив соприкосновение его с водой.
2. Для автономных источников нетрадиционной энергетики предложен торцевой двухстаторный генератор комбинированного возбуждения. Генератор имеет исключительно высокую эксплуатационную надежность, конструктивно прост, неприхотлив в эксплуатации, имеет высокие технико-экономические показатели. Изготовление генератора возможно в условиях практически любого производства.

РЕЗУЛЬТАТЫ ИНЖЕНЕРНО-ГЕОДЕЗИЧЕСКИХ НАБЛЮДЕНИЙ ЗА ДЕФОРМАЦИЯМИ НЕСУЩИХ КОНСТРУКЦИЙ ЗДАНИЙ И СООРУЖЕНИЙ НЕРЮНГРИНСКОЙ ГРЭС

Чуприн В.В. ("ЮжякутГИСИза")
Сулейманова Т.А., Александров И.Н.

Наблюдения за сдвигами, осадками и деформациями имеют огромное значение для определения устойчивости различных сооружений, для своевременного предотвращения их разрушения.

Наблюдения должны вестись с начала строительства посредством систематически выполняемых геодезических измерений, которые должны быть обеспечены высокоточной и весьма надежно закрепленной планово-высотной геодезической сетью. Измерения величин сдвигов, осадок и деформаций прекращают лишь с момента наступления стабилизации в положении сооружения. По этому характерная особенность геодезических работ - систематическое их повторение в течение довольно длительного времени в зависимости от прочности грунтов, на которых сооружение расположено.

Инженерно-геодезические наблюдения за деформациями несущих конструкций зданий и сооружений Нерюнгринской ГРЭС выполнены согласно "Программе производства инструментальных геодезических наблюдений за деформациями оснований и фундаментов объектов НГРЭС" и являлись продолжением наблюдений выполненных в 1995г. и в предыдущие годы. Целью инструментальных наблюдений является определение величины, характера и интенсивности деформаций зданий для своевременного принятия решений по ликвидации или стабилизации осадок. Согласно техническому заданию, наблюдения за осадками производились на следующих объектах Нерюнгринской ГРЭС: дробильный корпус, расширяемая часть главного корпуса, вагоноопрокидыватель, химический цех (здания ОВК), ИБК, дымовые трубы № 1 и № 2, пиковая котельная, котельный и турбинных цех, дымовая труба и СБК.

Методика инструментальных наблюдений для получения величины осадок зданий и сооружений заключается в определении высотного положения глубинных реперов нивелированием 1 класса с использованием нивелира Н-05 и штриховых инварных реек. Относительно глубинных реперов нивелированием 2 класса определялось высотное положение деформационных марок на зданиях, сооружениях и оборудовании с использованием нивелиров KONi-007 и Ni-007 и инварных реек. Для определения кренов дымовых труб использовался метод зенитных расстояний (метод Столбова) с использованием теодолита 2Т2. Вертикальность стен дробильного корпуса выполнена с использованием теодо-

лита 2Т5К способом наклонного визирования зрительной трубы по углам стен здания и определения величины отклонения от вертикали.

Рассмотрим результаты измерений деформаций по различным объектам Нерюнгринской ГРЭС.

Дробильный корпус. Согласно техническому заданию по данному сооружению выполнено два цикла наблюдения (май, июнь). Средняя величина деформации за период наблюдения с декабря 1995г. по май 1996г. составила +3,34 мм, с мая по июнь 1996г. средняя величина деформации составила +0,1 мм, что связано с малым периодом наблюдения. Суммарная осадка с начала наблюдений по некоторым маркам - находилась в интервале от -93 до +33 мм при допуске ± 120 мм. В целом по дробильному корпусу суммарные величины деформаций неравномерны, значительны и имеют как положительный, так и отрицательный знак, что играет весьма существенную роль в целостности здания.

Расширяемая часть главного корпуса. Величина осадки с декабря 1995г. по июнь 1996г. находится в пределах от -1,0 мм до +5,0 мм. Средняя суммарная осадка с начала наблюдения (1996г.) составляет - 4,77 мм.

Вагоноопрокидыватель. На данном объекте выполнено два цикла наблюдений в 1996г. (май, июнь). За период наблюдений от предыдущего цикла с декабря 1995г. по май 1996г. величина деформации составила в среднем от +3 до +8 мм. По результатам наблюдений в мае-июне 1996г. величина деформации незначительна (от -2 мм до +1 мм). Суммарная осадка по некоторым маркам значительна и в среднем составляет 115 мм в мае и 116 мм в июне, что превышает допустимую величину, равную 100 мм.

ОВК (химический цех). Предыдущий цикл выполнен в декабре 1995г., средняя величина деформации за этот период находится в пределах от +1 мм +5 мм. Суммарная максимальная величина осадки за весь период наблюдения (с 1985г.) составила в среднем по различным маркам - 60,4 мм.

Здание ИБК. Предыдущий цикл наблюдений выполнен в декабре 1995г. За этот период средняя величина осадки в пределах от 0 до -2 мм. По некоторым маркам деформации имеют положительный знак и находятся в интервале от +7 до +16 мм. Средняя величина осадки за весь период наблюдений (с 1985г.) составляет - 26,4 мм.

Дымовая труба № 1. С начала наблюдений (с 1982г.) максимальная осадка по маркам составляет - 24 мм. Предыдущий цикл выполнен в декабре 1995г., средняя величина деформации по май 1996г. составляет - 1,2 мм.

Дымовая труба № 2. С начала наблюдений максимальная осадка составила - 25 мм. По новым маркам величина деформации незначительна и находится в пределах от 0 мм до +1,0 мм.

Циковая котельная. В предыдущем цикле (декабрь 1995г.) по данному сооружению на фундаментах ШБМ заложено 12 новых марок. За текущий период средняя величина деформации по данным маркам составила +3,4 мм. По другим маркам деформации также незначительны. Суммарная величина осадка не превышает - 10 мм.

Котельный цех. Предыдущий цикл наблюдений выполнен в декабре 1995г. За текущий период средняя величина деформации находится в пределах от 0 до 3 мм. Суммарная осадка с начала наблюдений составляет - 16 мм.

Турбинный цех. Измерения осадок на трех турбинах проводились по 3 отметкам: "+9", "-3", "0"). Средняя величина осадка на отметке "+9" за текущий период наблюдений с декабря 1995г. составляет по турбине № 1- +0,4 мм, по турбине № 2 -0,5 мм, по турбине № 3 -0,8 мм. Суммарная осадка по всем турбинам не превышает -13 мм с начала наблюдений.

Средняя величина осадка за текущий период на отметке "-3" составляет по турбине № 1 -0,43 мм. По турбинам № 2 и № 3 наблюдения не проводились из-за выхода из строя марок. На отметке "0" средняя величина деформации по маркам составила +2,7 мм. Суммарная величина деформации с начала наблюдения незначительна.

Дымовая труба. Средняя деформация за весь период наблюдений составляет +2,89 мм. Деформации за период наблюдения с декабря 1995 г. по август 1996г. составляют незначительные величины и находятся в пределах от -1 мм до +3 мм.

СБК. Предыдущие наблюдения выполнены в июне 1991 г. Величина деформации за период наблюдения с июня 1991г. по ноябрь 1995г. находится в пределах от 0 до +4 мм. Суммарная величина осадка за весь период наблюдения незначительна.

По результатам выполненных работ можно сделать вывод, что на всех сооружениях отмечаются незначительные деформации оснований, которые находятся в допустимых пределах и не оказывают заметного влияния на устойчивость и целостность наблюдаемых объектов. По объектам НГРЭС наибольшие суммарные неравномерные осадки отмечаются в зданиях дробильного корпуса, вагоноопрокидывателя, химического цеха (ОВК). Величина осадок по всем объектам за период наблюдения с декабря 1995г. по август 1996г. не превышает предельно допустимых величин, но суммарные величины осадок значительны по некоторым маркам.

В связи с тем, что стабилизации деформаций на объектах НГРЭС не наблюдается рекомендуется продолжить наблюдения за осадками на всех объектах в периоды, когда наблюдаются процессы промерзания и оттаивания грунтов.

СОСТОЯНИЕ КРОВЛИ ЗДАНИЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ
ФАБРИКИ "НЕРЮНГРИНСКАЯ"

Иванов П.М. (НФ ЯГУ)

Сотрудниками Нерюнгринского филиала ЯГУ проведено обследование состояния кровель объектов обогатительной фабрики "Нерюнгринская". Охвачены следующие здания: главный корпус, сушильня, поточное отделение, склад готовой продукции, пункт отгрузки угля и углеприема.

Несущие конструкции кровли представляют собой стальные профилированные настилы, уложенные на металлические прогоны. В качестве утеплителя использованы керамзитобетон, ФРП-1 или минеральная вата.

Водоотвод - внутренний. Гидроизоляция - рубероидная. Обследования показали, что большинство водоотводных воронок не работают. Это связано с тем, что пыль, грязь и атмосферные осадки выпадающие на кровлю образуют смесь, собираемую дождевыми и тальными водами в наиболее низких участках кровель, т.е. в местах расположения водоводных воронок, которая их забивает. Продолжающаяся накапливаться смесь со временем превращается в толстый плотный слой землянистой массы и создает дополнительную, не предусмотренную расчетом, нагрузку.

Кровля во всех зданиях не ремонтировалась. В итоге под длительным совместным воздействием воды, солнца, температурных колебаний и механических воздействий, гидроизоляция почти повсеместно вышла из строя и плохо выполняет свою функцию. Вода, проникающая через повреждения гидроизоляции, попадает под кровлю и вызывает коррозию профнастила, а в ряде случаев и прогонов.

В местах стыка профнастилов и их опирания на прогоны, коррозионный износ идет наиболее интенсивно, т.к. здесь наблюдается так называемая, щелевая коррозия. По краям кровель (на ее наиболее низких участках) собирается талая и (или) дождевая вода, образуя лужи. Как было отмечено выше, в этих же местах, накапливается слой землянистой массы. Она впитывает собираемую воду и снижает скорость ее испарения, т.е. увеличивает длительность протекания коррозионного процесса.

Таким образом, участок кровли вблизи места расположения водоотводных воронок со временем становится потенциально опасным с точки зрения отказа несущих конструкций кровли. Особенно места опирания профилированных настилов на прогоны.

По видимому, перечисленные причины привели к обрушению двух профилированных настилов на кровле пункта погрузки и появлению недопустимых деформаций кровли по ее краям.

На кровле аккумулирующих бункеров упала одна из вентиляционных труб. В результате выбрасываемая пыль оседала в непосредственной близости от нее и создала дополнительную нагрузку, приведшую к многочисленным повреждениям профнастила. Все поврежденные настилы были ослаблены коррозией, т.е. причиной их деформирования также явилось совместное воздействие коррозии и дополнительной нагрузки.

На рис. 1а приведена схема расположения прогонов на кровле между главным корпусом и зданием аккумулирующих транспортерных галерей. Видно, что расстояние между прогонами 3 и 4, а также 4 и 5 равно 6 метрам. Это привело к тому, что настилы на этих местах (рис.б-г) повсеместно прогнулись и требуют усиления. На участках между прогонами 1 и 3, несмотря на малый пролет также обнаружены случаи отказа профилированного настила. Скорее всего, это связано со снижением их несущей способности, вследствие коррозионного износа и перегрузкой в месте перепада высот. Перегрузка могла возникнуть и в результате превращения в лед талой воды кровли главного корпуса в весенний период, т.к. галереи находятся с теневой стороны здания.

Таким образом, на основании проведенных натурных обследований можно сделать следующие выводы:

1. Гидроизоляция кровель плохо выполняет свою роль. В результате возникновения воды через гидроизоляцию профилированный настил кровли повсеместно подвергался коррозионному износу. Особенно, в местах стыка профнастилов и их опирания на прогоны, где наблюдается щелевая коррозия.
2. Выпавшая на кровлю угольная и другая пыль, дождевой и талой водой собирается в наиболее низких участках кровли (по краям или в местах прогиба профнастилов) и там накапливается, превращаясь в плотную землянистую массу.

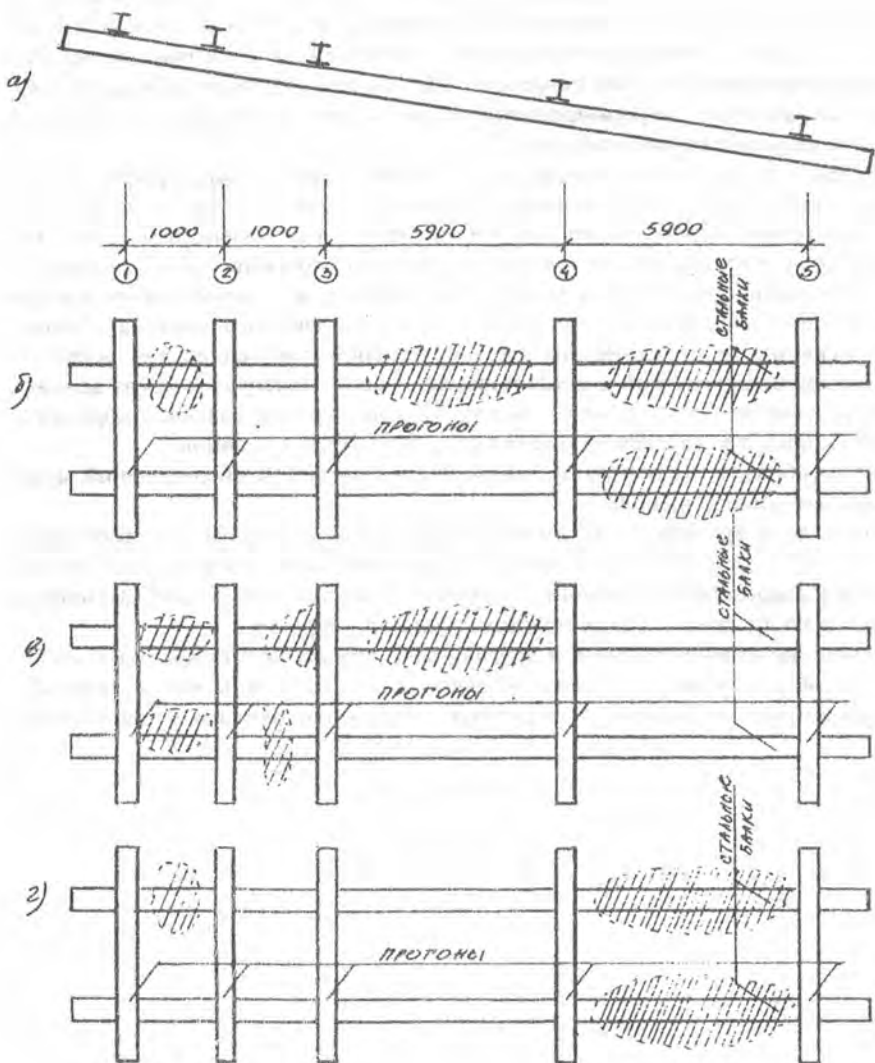


Рис.1. Разрез(а) и планы кровель галерей (б-г) между главным корпусом и зданием аккумулирующих бункеров.

Заштрихованы участки кровель с недопустимыми деформациями профилирующих настилов.

ИССЛЕДОВАНИЯ ВЗАИМОДЕЙСТВИЙ В СИСТЕМЕ “ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНАЯ НАСЫПЬ - ОКРУЖАЮЩАЯ СРЕДА” ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ И ЭКСПЛУАТАЦИИ АЯМ

Павлов С.С. (НФ ЯГУ)

Специфические условия сурового климата Южной Якутии, расположенного в южной геокриологической зоне, обуславливает островное распространение несливающихся и сливающихся с деятельным слоем многолетнемёрзлых, просадочных при протаивании, и пучинистых сезоннопромерзающих-протаивающих грунтов. Территория Южной Якутии благоприятна по условиям рельефа для промышленного и гражданского строительства [2,3].

Недооценка особенностей и закономерностей строительных свойств мёрзлых грунтов способствует нарушению устойчивости железнодорожной насыпи, мостов и возникновению деформаций в земляном полотне, которые мешают нормальной эксплуатации, сокращают сроки службы, а иногда приводят их в аварийное состояние. [4]

Железнодорожная насыпь - это открытая термодинамическая система, которая постоянно находится в тесном контакте с прилегающей территорией. Последствия взаимодействия друг на друга оказываются небезболезненными в системе “железнодорожная насыпь - окружающая среда”. Строительство высоких насыпей, вырубка лесов, увеличение солнечной радиации на “оголённые” места влияют на распределение и загрязнение снежного покрова угольной пылью и сажей, изменению экологической обстановки, климатических и мерзлотных условий притрассовой зоны. [1]

В результате взаимодействия железнодорожной трассы с окружающей средой (прилегающими водоёмами, приземным слоем воздуха, многолетнемёрзлыми породами) изменяются внешние параметры земляного полотна, что приводит к нарушению инженерного сооружения, вследствие физического выветривания пород склоновых образований на высоких насыпях и глубоких выемках. Динамика формирования склоновых образований определяется интенсивностью выветривания горных пород, дезинтеграцией и денудацией [2]. Интенсивность выветренности горных пород тесно связана с климатическим воздействием, текстурой и структурой горных пород слагающих насыпь. Разрушение горных пород идет преимущественно под воздействием физического и морозного выветривания. На откосах насыпи и бортах выемки в этом процессе принимает участие орографический эффект регионально-местного значения [2]. К орографическому эффекту можно отнести расчленённость, затенённость, разнориентированность хребтов, барьерность к переносу воздушных масс, инсоляция в зависимости от экспозиции и крутизны склонов и т.п. Они же опреде-

ляют распределение тепла, влаги, снега и ветра, и, следовательно, интенсивность разрушения и сноса горных пород.

Отсюда возникает необходимость всестороннего изучения системы "железнодорожная насыпь - окружающая среда" для прогноза состояния природной среды в области вечной мерзлоты при техногенном вмешательстве.

Значительная часть однопутной железной дороги Беркамит - Томмот, протяженностью 363 км, проходит по горной местности и маревам участкам, что обуславливает строительство высоких насыпей и глубоких выемок. Наибольшее количество насыпей, превышающих 20 метровую отметку, приходится на участок Нерюнгри - Хатыми. В силу сложившихся сложных орографических условий, эти участки дороги подвержены интенсивному физическому выветриванию и деформациям земляного полотна.

Наблюдения за условиями изменения линейных параметров железнодорожного полотна на участке Нерюнгри - Хатыми ведётся в 8 контрольных пунктах. Из них четыре насыпи и четыре выемки. Каждый контрольный пункт - это поперечный профиль железнодорожной трассы и прилегающей территории. Профиль разбит на участки воздействия железной дороги на притрассовую зону, на которых проставлены контрольные репера, по которым ведутся наблюдения теодолитом за изменением деформации земляного полотна и прилегающей территории. Интенсивность разрушения горных пород на один квадратный метр ведётся визуальным методом, панорамным фотографированием экспозиции склонов, а также периодическими измерениями линейных размеров насыпи и выемки. Интенсивность выполаживания бортов ведётся измерением углов откосов.

Проведение натуральных наблюдений позволит внести дополнительные уточнения на стадии проектирования, строительства и отсыпки железнодорожного полотна, а также разработать необходимые рекомендации на период эксплуатации следующих объектов АЯМ.

ЛИТЕРАТУРА

1. Гаврилов М.К., Фёдоров А.Н., Варламов С.П. и др. Влияние климата на мерзлотные ландшафты Центральной Якутии. // Якутск: Ин-т мерзлотоведения СО РАН, 1996 -152 с.
2. Васильев И.С. Динамика склоновых образований и криогенное строение сезонно-талого слоя в горах Восточной Якутии. //Геокриологические исследования в горах СССР. Якутск : Ин-т мерзлотоведения СО АН СССР, 1989 - С. 143 - 152.
3. Мерзлотоведение (краткий курс). Под ред. В.А. Кудрявцева. - М., МГУ, 1981 - 240 с.
4. Сальников П.И. Устойчивость фундаментов зданий на мёрзлых грунтах в Южном Забайкалье. // Якутск: Ин-т мерзлотоведения СО РАН - 1996.-208 с.

ЖЕЛЕЗОБЕТОННЫЕ МОСТЫ АМУРО-ЯКУТСКОЙ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОЙ МАГИСТРАЛИ

Туркина И.В. (НФ ЯГУ)

Амуро - Якутская железнодорожная магистраль характеризуется наличием большого количества искусственных сооружений. Например, на участке от 380км ст. Тында до ст. Угольная протяженностью 30 км находится 18 железобетонных мостов, которые эксплуатируются в суровых климатических условиях.

В мировой практике отсутствует опыт длительной эксплуатации железобетонных мостов в подобных природно - климатических условиях.

Надежность и долговечность пролетных строений мостов зависит от качества изготовления, условий транспортирования, монтажа конструкций и эксплуатации конструкций. Нарушение одного из перечисленных условий может привести к появлению дефектов и повреждений, уменьшению несущей способности и снижению долговечности конструкций пролетных строений мостов.

Для изучения состояния вопроса было проведено предварительное обследование железобетонных мостов на вышеуказанном участке АЯМ.

На данном участке находится 18 мостов. Из них один мост четырехпролетный, три моста трехпролетные, остальные однопролетные. Всего обследовано 44 пролетных строения (88 мостовых балок). Расчетные пролеты мостов от 8,7м. до 15,8м.

Классификация расчетных пролетов в зависимости от интенсивности движения приведена в табл.1

Таблица 1.

Расчетный пролет	Интенсивность движения			Всего по пролетам
	низкая	средняя	высокая	
8,7	-	2	-	2
10,8	4	7	2	13
12,8	5	5	3	13
15,8	9	5	1	15
итого	18	19	4	44

Классификация расчетных пролетов в зависимости от срока эксплуатации приведено в табл.2.

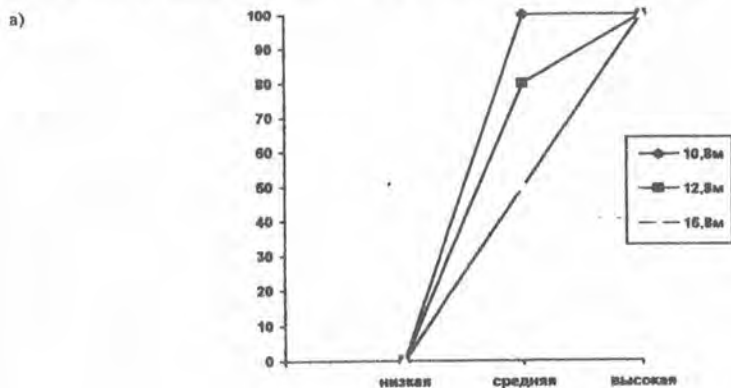
Таблица 2.

Расчетный пролет	Срок эксплуатации		Итого по пролетам
	10 лет	20 лет	
8,7	-	2	2
10,8	3	10	11
12,8	1	10	11
15,8	9	9	18
Итого	13	31	44

При визуальном осмотре были выявлены следующие типы дефектов: наклонные и нормальные трещины в стенках балок, ширина раскрытия которых превышает предельно допустимые значения [1], большие и малые сколы бетона, коррозия арматуры и бетона.

Результаты классификации дефектов в зависимости от расчетных пролетов мостов, срока эксплуатации и интенсивности движения приведены в таблице 3.

Анализ данных обследования показывает, что существует определенная зависимость между интенсивностью движения подвижного состава и количеством балок, имеющих нормальные и наклонные трещины с шириной раскрытия больше предельно допустимых. На рис.1 представлен график распределения мостовых балок с шириной раскрытия наклонных (а) и нормальных (б) трещин больше предельно допустимых, в зависимости от интенсивности движения подвижного состава по пролетам в % от общего количества балок.



Интенсивность движения подвижного состава

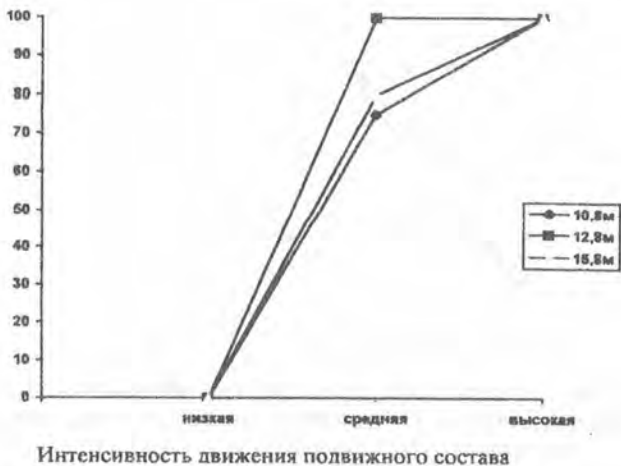


Рис. 1. График распределения балок, имеющих нормальные (а) и наклонные (б) трещины с шириной раскрытия больше предельно допустимых в % от общего количества в зависимости от интенсивности движения

На рис.2. показан график распределения балок, имеющих участки поврежденные коррозией бетона (а) и арматуры (б) в зависимости от времени эксплуатации.





Рис.2. График распределения балок в % от общего числа, имеющих участки поврежденных коррозией бетона (а) и арматуры (б) в зависимости от времени эксплуатации

На основании вышеизложенного целесообразно проведение научно - исследовательских работ по изучению состояния железобетонных железнодорожных мостов, в которые должны входить следующие пункты:

- проведение натуральных обследований с целью выявления действительного состояния пролетных строений;
- лабораторное исследование состава бетона пролетных строений с целью определения возможности их эксплуатации при низких температурах;
- анализ обнаруженных трещин в бетоне с точки зрения влияния их на грузоподъемность и долговечность конструкции с учетом тенденции к их дальнейшему раскрытию;
- разработка рекомендаций по устранению выявленных дефектов и повреждений;
- разработка рекомендаций по дальнейшей эксплуатации мостов обследованного участка.

ЛИТЕРАТУРА

1. СНиП 2.05.03 - 84 Мосты и трубы// Госстрой СССР. - М.: ЦИТП Госстроя СССР 1988. - 200с.

СОДЕРЖАНИЕ

1. Ветлужских В.Р., Сапожникова В.Г. (ГТП "Южякутгеология") Геотектонические факторы размещения золотого орудинения в пределах Алдано-Становой и Яно-Индигирской провинций (Южная и Восточная Якутия).....	3
2. Максимов Е.П. (НФ ЯГУ), Уютов В.И. (ГТП "Алданзолото"). Могут ли быть промышленные алмазы в Южной Якутии? (немного истории).....	8
3. Хворостина А.А., Александров И.Н., Шубин Г.В. (НФ ЯГУ) Самоцветы Южной Якутии - неиспользованный потенциал.....	19
4. Хворостина А.А. (НФ ЯГУ) Сравнительная характеристика прогнозной и фактической природной газоносности углей Южно-Якутского бассейна на примере Локучакинского участка.....	22
5. Хворостина А.А. (НФ ЯГУ) Газоемкость углей Южно-Якутского бассейна (сравнительная характеристика).....	26
6. Завадский Ф.Р. (ГТП "Южякутгеология") Современное состояние и перспективы использования подземных вод для водоснабжения Южной Якутии.....	30
7. Номинханов В.В. (Нерюнгринская ГРП) К вопросу о происхождении "содовых" вод в Юрских угленосных отложениях Чульманского адармезианского бассейна.....	39
8. Гриб Н.Н., Логинов М.И., Скоморошко Ю.Н. (ГТП "Южякутгеология"), Самохин А.В. (НФ ЯГУ) Характеристика водо- и морозостойкости коренных пород Эльгинского каменноугольного месторождения.....	46
9. Антипин И.Н., Забелин А.В. (НФ ЯГУ) Анализ применимости различных типов двойных колонковых снарядов в условиях золоторудных месторождений Южной Якутии.....	51
10. Вашин А.В., Гриб Н.Н., Логинов М.И. (ГТП "Южякутгеология"), Русина Л.Г. (НФ ЯГУ). Опыт применения геолого-геофизической методики определения качественных показателей углей на Нерюнгринском каменноугольном месторождении Южно-якутского бассейна.	55
11. Огнев С.М., Ефремов А.П., Васильев П.Н. (ИГДС СО РАН) Концепция освоения месторождений Южной Якутии.	65
12. Вычужин Т.А. (НФ ЯГУ) Технология подземной безлюдной разработки россыпных месторождений.	72
13. Воронов Д.Е. (ЧГТУ), Замятин В.Е. (ГТПП "Востоккварцсамоцветы"), Харинов А.В. (НФ ЯГУ) Влияние наледообразующих процессов на горно-технические системы при подземной разработке месторождений.	76
14. Необутов Г.П., Петров А.Н. (ИГДС СО РАН). Промышленная эксплуатация рудного столба месторождения "Бадран".	81

15. Мамонов А.Ф. (ИГДС СО РАН). Давление горных пород на закладочный, массив с нелинейной характеристикой усадки при разработке многолетнемерзлых россыпных месторождений.88
16. Иудин М.М. (НФ ЯГУ) Экономико-математическая модель выбора параметров бетонной крепи вертикальных стволов.95
17. Антипин И.Н. (НФ ЯГУ) Классификация геотехнологических методов разработки и добычи полезных ископаемых.99
18. Шипицын Ю.А. (НФ ЯГУ). Установка для имитации и исследования процессов подземной газификации углей.103
19. Голубенко А.В. (ГУП "Якутуголь"), Александров И.Н. (НФ ЯГУ). Внедрение новых комплексов оборудования для вскрышных работ разреза "Нерюнгринский".....105
20. Александров И.Н., Сулеманова Т.А., Сидоренко О.В. (НФ ЯГУ). Анализ состояния отработки разреза "Нерюнгринский".....109
21. Желябовский Ю.Г. (АЛРОССА), Изаксон В.Ю. (ЯГУ). Способ формирования откоса уступа с заданным углом.114
22. Петров С.Н., Стручков О.А., Панишев С.В. (ИГДС СО РАН). Обоснование параметров экскаваторных блоков для бестранспортной системы разработки на разрезе "Кангаласский".117
23. Киприянов Г.О., Сорокин В.С. (ЯГУ), Шубин Г.В. (НФ ЯГУ). Особенности взрывной подготовки и экскавации вскрышных пород на угольных разрезах Республики Саха (Якутия).122
24. Голубенко А.В. (ГУП "Якутуголь"). Применение ВВ собственного производства в ГУП "Якутуголь".127
25. Заровняев Б.Н., Анисимов В.Н. (ЯГУ). Перспективы применения конверсионных ВВ.132
26. Зарипова С.Н. (НФ ЯГУ). Определение среднего размера кусков при взрывании сферического заряда ВВ в массиве горной породы.138
27. Самохин А.В., Иудин М.М. (НФ ЯГУ). Прогноз и эффективность освоения месторождений полезных ископаемых в зоне АЯМ.144
28. Козлов В.А. (ГУП "Якутуголь"), Вычужин Т.А. (НФ ЯГУ). Разработка техногенных месторождений золота.147
29. Ковлеков И.И. (ЯГУ). Извлечение золота из проб месторождения р.Темный - Тоборный (Олекминский улус) на сепараторе Мозли.....150
30. Ковлеков И.И., Андреев В.С. (ЯГУ), Саввин Е.Д. (ИГДС СО РАН). Извлечение мелкого золота на магнитном шлюзе.154
31. Еремеева Н.Г., Матвеев А.И., Яковлев В.Б., Ширман В.Г., Федоров А.Г. (ИГДС СО РАН). К вопросу о дезинтеграции высокоглинистых песков.....159
32. Матвеев А.И., Саломатова С.И. (ИГДС СО РАН), Антипин С.Г. (АО "Депутатсколово"). Механизм влияния физических полей на флотацию шламовых частиц.....163

33. Матвеев А.И., Винокуров В.П., Перов А.В. (ИГДС СО РАН), Антипин С.Г. (АО "Депутатсколово"). О структуре энергетических потерь при дезинтеграции руд.....167
34. Михеев В.А. (ИГДС СО РАН). Основные подходы к вопросу управления качеством угольной продукции при освоении угольных месторождений Южной Якутии.....174
35. Ларионов В.Р., Федосеев С.М. (ИГДС СО РАН). Нетрадиционный способ пылеподавления.....179
36. Вычужин Т.А., Осипенко Н.В. (НФ ЯГУ), Малыгин С.А. (Южно-Якутская РГТИ) Анализ количества несчастных случаев на угольных предприятиях ГУП "Якутуголь".....183
37. Власов В.М., Андросов А.Д. (ЯГУ). Экологически безопасные технологии отработки кимберлитовых трубок Якутии.....192
38. Томилов А.С. (НФ ЯГУ). Особенности ведения рекультивации на территории Южной Якутии.....198
39. Ермаков С.А., Бураков А.М., Тетельбаум А.С. (ИГДС СО РАН). Моделирование естественной оттайки золотоносных песков применительно к разработке роторными экскаваторами.....202
40. Алексеев А.Ф. (МГТИ), Шубин Г.В. (НФ ЯГУ), Киприянов Г.О., Сорокин В.С. (ЯГУ). Оптимизация параметров термодинамической очистки поверхностей от намерзших пород при их конвективном нагреве.....208
41. Квагинидзе В.С. (ГУП "Якутуголь"). Особенности работы металлоконструкций карьерных механических лопат в условиях низких отрицательных температур.....214
42. Квагинидзе В.С. (ГУП "Якутуголь"). Рекомендации по совершенствованию технологии ремонта металлоконструкций экскаваторов в условиях низких отрицательных температур.....217
43. Бычев Р.М. (ИГДС СО РАН). Программное обеспечение пересчета результатов анализов на различные состояния топлива.....219
44. Зайцева В.Н. (ИГДС СО РАН). Влияние гуматов калия, натрия и аммония на раннее развитие некоторых растений в стрессовых условиях.....222
45. Семенова С.Н. (ИГДС СО РАН). Изучение сорбционных гуминовых и сульфогуминовых кислот бурого угля.....225
46. Сокольников Л.Г. (НФ ЯГУ). Применимость различных моделей изнашивания в сопряжении вал-втулка.....228
47. Попова А.М. (НФ ЯГУ). Общая теория ударных систем по классической схеме.....232
48. Титова Т.Е. (НФ ЯГУ). Определение границ корней алгебраического уравнения (для решения некоторых технических задач).....234

49. Тимофеева Т.Е., Тимофеев В.Б. (НФ ЯГУ). О механизме торможения и увлечения заряженных частиц магнитным полем.....	237
50. Кихней Г.П., Гонин Н.А. (Нерюнгринская ГРЭС). Режимы эксплуатации системы регистрации аварийных ситуаций.....	240
51. Королюк Ю.Ф. (ЯГУ). К вопросу повышения технических характеристик защит линий электропередачи, основанных на сравнении аварийных составляющих токов и напряжений.....	247
52. Бурянина Е.В., Бурянина Н.С., Зима Е.А., Михеев В.И. (ЯГУ, НГУ). Проблемы разработки микро-ГРЭС.....	255
53. Чуприн В.В. ("ЮжякутГИСИЗ"), Сулейманова Т.А., Александров И.Н. (НФ ЯГУ). Результаты инженерно-геодезических наблюдений за деформациями несущих конструкций зданий и сооружений Нерюнгринской ГРЭС.....	259
54. Иванов П.М. (НФ ЯГУ). Состояние кровли зданий обогатительной фабрики "Нерюнгринская".....	262
55. Павлов С.С. (НФ ЯГУ). Исследование взаимодействий в системе "железнодорожная насыпь - окружающая Среда" при строительстве и эксплуатации АЯМ.....	265
56. Туркина И.В. (НФ ЯГУ). Железобетонные мосты Амуро-Якутской железнодородной магистрали.....	267
Содержание.....	271

**ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ ОСВОЕНИЯ
И РАЗВИТИЯ ЮЖНО-ЯКУТСКОГО РЕГИОНА**
(Сборник научных трудов)

Отв. редактор *А. В. Самохин*

Подписано в печать 01.02.98. Формат 60х84/16. Бумага тип. №2
Печать офсетная. Печ.л. 17,0. Уч.-изд.л. 21,2. Тираж 200 экз.
Заказ

Нерюнгринская городская типография
г. Нерюнгри, ул. Советская, 2
Издательство ЯГУ. 677891, г. Якутск, ул. Белинского, 58

