

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего образования
«СИБИРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
ГЕОСИСТЕМ И ТЕХНОЛОГИЙ»
(СГУГиТ)

ИНТЕРЭКСПО ГЕО-СИБИРЬ

XIV Международный научный конгресс

Международная научная конференция

**«НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЕ. ГОРНОЕ ДЕЛО. НАПРАВЛЕНИЯ
И ТЕХНОЛОГИИ ПОИСКА, РАЗВЕДКИ И РАЗРАБОТКИ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.
ЭКОНОМИКА. ГЕОЭКОЛОГИЯ»**

Т. 5

Сборник материалов

Новосибирск
СГУГиТ
2018

Ответственные за выпуск:

Доктор геолого-минералогических наук, академик РАН,
главный научный сотрудник Института нефтегазовой геологии
и геофизики им. А. А. Трофимука СО РАН, Новосибирск
А. Э. Конторович

Доктор технических наук, академик РАН,
главный научный сотрудник Института нефтегазовой геологии
и геофизики им. А. А. Трофимука СО РАН, Новосибирск
М. И. Энов

Доктор технических наук, директор Института нефтегазовой геологии
и геофизики СО РАН, Новосибирск
И. Н. Ельцов

Кандидат технических наук, директор Института горного дела
им. Н. А. Чинакала СО РАН, Новосибирск
А. С. Кондратенко

Кандидат геолого-минералогических наук, исполнительный директор
Сибирского научно-исследовательского института геологии, геофизики
и минерального сырья, г. Новосибирск
М. Ю. Смирнов

Начальник департамента по недропользованию по Сибирскому федеральному округу
Федерального агентства по недропользованию «Роснедра», Новосибирск
А. И. Неволько

С26 Интерэкспо ГЕО-Сибирь. XIV Междунар. науч. конгр., 23–27 апреля
2018 г., Новосибирск : Междунар. науч. конф. «Недропользование. Горное
дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторож-
дений полезных ископаемых. Экономика. Геоэкология» : сб. материалов
в 6 т. Т. 5. – Новосибирск : СГУГиТ, 2018. – 340 с.

В сборнике опубликованы материалы XIV Международного научного конгресса
«Интерэкспо ГЕО-Сибирь», представленные на Международной научной конференции
«Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разра-
ботки месторождений полезных ископаемых. Экономика. Геоэкология» (секция
«Современные проблемы горнодобывающей промышленности»).

Печатается по решению редакционно-издательского совета СГУГиТ

Материалы публикуются в авторской редакции

ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ОЧИСТКИ ЗАБОЯ СКВАЖИНЫ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ПОГРУЖНЫХ ПНЕВМОУДАРНИКОВ

Сергей Евгеньевич Алексеев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, старший научный сотрудник лаборатории бурения и технологических импульсных машин, тел. (383)205-30-30, доп. 205, e-mail: Alex@misd.ru

Даньяр Иванович Кокоулин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории бурения и технологических импульсных машин, тел. (383)205-30-30, доп. 208, e-mail: konstruktor430@yandex.ru

Рассмотрена очистка забоя скважины от буровой мелочи и вынос ее из скважины как один из важнейших элементов технологии бурения. Описаны особенности очистки забоя скважины при использовании погружных пневмоударников в сравнении с другими способами бурения. Показана зависимость качества очистки от конструкции пневмоударников. Представлена конструкция пневмоударника с оригинальной системой очистки. Приведены некоторые данные исследований.

Ключевые слова: скважина, забой, очистка, буровая мелочь, погружной пневмоударник, энергоноситель, очистной агент, рабочий цикл.

IMPROVEMENT OF BOTTOMHOLE CLEANING USING DOWNHOLE HAMMERS

Sergey E. Alekseev

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Senior Researcher, Laboratory for Drilling and Technological Impulse-Forming Machines, phone: (383)205-30-30, extension 205, e-mail: Alex@misd.ru

Daniar I. Kokoulin

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Senior Researcher of Laboratory for Drilling and Technological Impulse-Forming Machines, phone: (383)205-30-30, extension 208, e-mail: konstruktor430@yandex.ru

The paper studies cleaning of a borehole bottomhole from drill cuttings and its removal which is considered to be an important part of drilling. Features of bottomhole cleaning are described if a downhole hammer is used. The cleaning with the downhole hammer is compared to other ways of drilling. Dependence of the cleaning quality on the design of the downhole hammer is illustrated. The authors present a hammer's design with innovative cleaning system as well as research data.

Key words: borehole, bottomhole, cleaning, downhole hammer, energy-carrier, cleaning agent, working cycle, drill cuttings.

Одним из важнейших элементов технологии бурения является очистка забоя скважины от буровой мелочи и вынос ее из скважины. Без очистки забоя процесс бурения невозможен, а от качества очистки непосредственно зависит

скорость бурения. При неполной очистки забоя скважины происходит переизмельчение частиц породы, на что непроизводительно расходуется значительное количество энергии. В качестве очистного агента используется сжатый воздух или промывочная жидкость, подаваемые к забою скважины [1, 2].

При вращательном способе бурения разрушение породы на забое происходит непрерывно и подача очистного агента также непрерывна, расход очистного агента при этом достаточно большой. Так, например, при работе станка шарошечного бурения СБШ 200 на забой подается до $40 \text{ м}^3/\text{мин}$ воздуха только для очистки забоя и выноса буровой мелочи из скважины.

При ударно-вращательном способе бурения использование погружных пневмоударников имеет ряд преимуществ. Расположение ударного узла непосредственно у забоя скважины обеспечивает наилучшую передачу энергии удара на забой для эффективного разрушения породы, что обеспечивает бурение глубоких скважин практически без снижения скорости бурения. Другим важным фактором является то, что сжатый воздух, подаваемый в скважину, является энергоносителем для работы пневмоударника и очистным агентом для очистки забоя скважины от буровой мелочи и выноса ее из скважины, что делает технологию бурения более рациональной.

Следует отметить, что при использовании погружных пневмоударников способ очистки забоя во многом зависит от конструкции этих машин. При работе пневмоударников открытого типа (когда выхлоп из рабочих камер осуществляется через окна в стенке корпуса) основная масса воздуха выходит через выхлопные окна, а на забой подается только его часть в виде отбора из камеры холостого хода или через специальные каналы. Это является одним из существенных недостатков данных конструкций.

Наибольшее распространение в мировой практике получили пневмоударники закрытого типа, когда выхлоп осуществляется на забой, что позволяет наилучшим образом осуществлять его очистку [3–5]. Особенностью этих машин еще является то, что выхлоп из рабочих камер происходит в конце одного и начале следующего рабочих циклов, то есть во время нанесения удара ударником по буровому инструменту, в момент внедрения инденторов в породу, в момент образования буровой мелочи. Подача воздуха на забой в этот период наиболее эффективна для очистки забоя.

В отличие от вращательного бурения, при бурении с использованием погружных пневмоударников закрытого типа очистка забоя происходит циклично, но более интенсивно.

Анализ развития пневмоударного бурения за период более полувека, начиная с момента его возникновения, выявил тенденцию повышения давления используемого сжатого воздуха. Ведущие зарубежные фирмы достаточно давно перешли на применение энергоносителя повышенного давления, составляющее тогда $0,9\text{--}1,8 \text{ МПа}$. В настоящее время конструкции пневмоударников повышенного давления и коронок продолжают совершенствоваться, продолжается дальнейшее наращивание рабочего давления. Так пневмоударники шведской фирмы Atlas Copco серии COP работают на давлении $1,2\text{--}2,5 \text{ МПа}$.

Технико-экономическими преимуществами повышения давления являются: увеличение на порядок скорости бурения и ресурса погружных пневмоударников – скорость бурения с 90–150 мм/мин увеличивается до 800–1 000 мм/мин (при бурении по крепким гранитам), а ресурс с 300–500 пог. метров скважин до 5 000 м и более; появляется возможность существенного увеличения глубины бурения; осуществляется снижение энергоемкости разрушения горных пород.

С увеличением скорости бурения увеличивается и объем выбуренной породы в единицу времени, из-за чего повышаются требования к системе очистки забоя скважины от буровой мелочи. Следует, однако, отметить, что пневмоударники высокого давления обладают большей мощностью и потребляют большее количество воздуха идущее и на очистку забоя, но повышение качества очистки забоя остается резервом повышения производительности.

В подавляющем большинстве существующих конструкций погружных пневмоударников для совершения перемещения ударника используются управляемые камеры холостого и рабочего ходов, из которых попеременно осуществляют выхлоп отработанного воздуха на забой скважины. Для очистки забоя наиболее эффективен выхлоп из камеры рабочего хода в конце одного и в начале следующего рабочего цикла. Выхлоп из камеры холостого хода происходит в середине цикла и менее полезен для очистки забоя.

Ставится задача во время работы пневмоударника сосредоточить весь выхлоп воздуха в наиболее полезный для очистки период. В ИГД СО РАН разработана принципиальная схема погружного пневмоударника, соответствующая указанным требованиям [6–8]. Это схема со сдвоенными камерами рабочего хода и промежуточной камерой холостого хода (рис. 1).

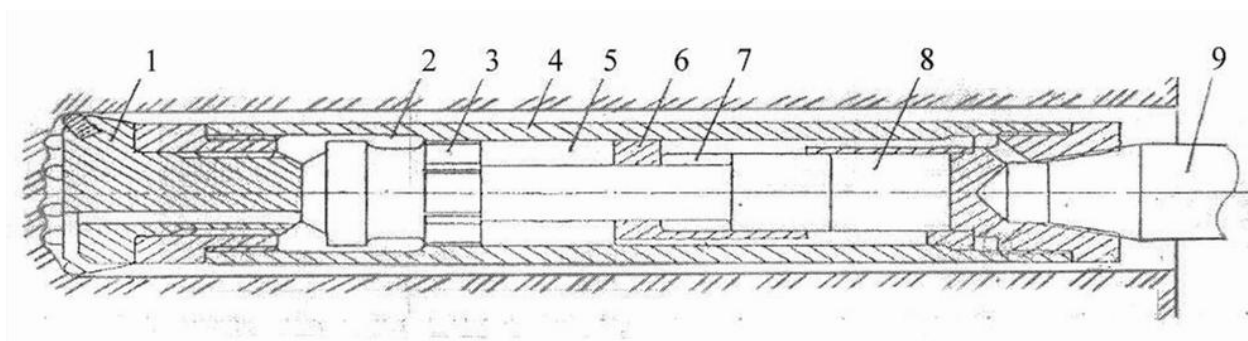


Рис. 1. Схема погружного пневмоударника с выхлопом на забой скважины:

1 – буровая коронка; 2 – расточка; 3 – ударник; 4 – корпус; 5 – кольцевая камера рабочего хода; 6 – воздухораспределительная гильза; 7 – камера холостого хода; 8 – торцевая камера рабочего хода; 9 – став штанг

Во время работы в зависимости от положения ударника 3 происходит периодический впуск в камеры рабочего хода 5 и 8 через камеру холостого хода 7 и периодический выхлоп из них через расточку 2 в корпусе 4 и далее через ка-

нал в буровой коронке 1 на забой скважины. Во время опорожнения камеры рабочего хода, сила, действующая на ударник 3 со стороны камеры холостого хода 7, становится преобладающей, за счет чего осуществляется холостой ход. Совершая возвратно-поступательное движение, ударник 3 в конце каждого рабочего цикла наносит удар по торцу буровой коронки 1.

Разработка данной схемы ориентирована на создание погружных пневмоударников, работающих на повышенном давлении энергоносителя. Увеличение производительности пневмоударников повышенного давления происходит за счет увеличения ударной мощности. Увеличивается как энергия единичного удара, так и частота ударов. При увеличении энергии удара увеличиваются и напряжения в ударнике, поэтому важно, чтобы ударник имел достаточно простую форму с минимальным количеством перфораций. В предложенной схеме у ударника нет, каких либо внутренних каналов, что обеспечивает большую его надежность.

Важным требованием, предъявляемым к пневмоударникам повышенного давления, это требования высокой экономичности. При существенном увеличении ударной мощности значительно увеличивается и расход воздуха. Использование компрессоров большой производительности увеличивает затраты на производство работ. Поэтому важным является удельный показатель – отношение расхода воздуха к ударной мощности. Для пневмоударников, работающих на давлении 0,5–0,7 МПа он составляет 1,7–2,4 м³/мин·кВт. Необходимо добиваться уменьшения величины этого показателя. У современных зарубежных конструкций она приближается к единице.

В предложенной схеме выхлоп осуществляется только из камер рабочего хода, из камеры холостого хода выхлопа нет. При этом уменьшается количество «паразитных» объемов, на заполнение которых непроизводительно расходуется сжатый воздух. Снижение их объема позволяет уменьшить расход воздуха и дает возможность создавать достаточно экономичные машины. Сжатый воздух повышенного давления позволяет в большей степени использовать его расширение за период рабочего цикла, что так же увеличивает экономичность машины.

Выхлоп из камер рабочего хода происходит во время непосредственно до и после нанесения удара по инструменту и внедрения индеторов в породу. На совершение холостого хода ударника, как и на рабочий ход, также расходуется энергоноситель, но особенностью данной конструкции является то, что на это затрачивается энергия сжатого воздуха в камерах рабочего хода. Поэтому на забой поступает большее количество воздуха, что обеспечивает более интенсивную его очистку от буровой мелочи.

По данной принципиальной схеме спроектирован погружной пневмоударник П130В для работы на давлении сжатого воздуха от 0,6 до 1,8 МПа. При исследовании экспериментального образца пневмоударника производилась запись диаграмм давлений в его камерах. На рис. 2 представлены диаграммы двух рабочих циклов работы пневмоударника. На диаграммах видно, что весь объем

воздуха, используемый пневмоударником, выхлопывается в начале одного и начале следующего рабочего цикла.

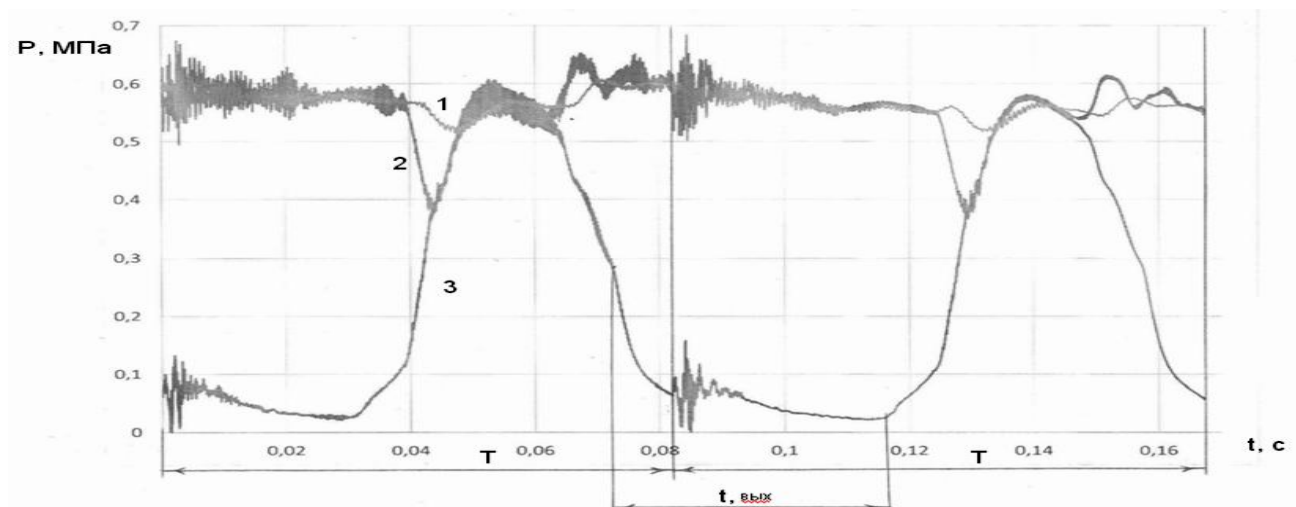


Рис. 2. Диаграммы давлений в камерах погружного пневмоударника П130В:

1 – давление в питающей магистрали; 2 – давление в камере холостого хода; 3 – давление в камерах рабочего хода; T – время рабочего цикла; $t_{\text{ВЫХ}}$ – время выхлопа из рабочих камер

Таким образом, схема пневмоударника со сдвоенными рабочими камерами и промежуточной камерой холостого хода обеспечивает более интенсивную подачу воздуха на забой во время внедрения бурового инструмента в породу с сохранением экономичности пневмоударника.

Работа выполнена в рамках проекта ФНИ, № гос. регистрации АААА-А17-117122090003-2.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Суднишников Б. В., Есин Н. Н., Тупицын К. К. Исследование и конструирование пневматических машин ударного действия. – Новосибирск : Наука, 1985. – 134 с.
2. Беляев Н. А. Пневмоударные расширители скважин. – Новосибирск : ИГД СО АН СССР, 1987. – 132 с.
3. Средства прямолинейно направленного бурения в условиях угольных шахт / В. В. Тимонин, Д. И. Кокоулин, С. Е. Алексеев, Б. Кубанычбек // *Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук.* – 2016. – № 2. – С. 168–171.
4. Analysis of the compressed air distribution in down-the-hole / A. A. Repin, S. E. Alekseev, V. V. Timonin, V. N. Karpov // *Reports of the XXII International scientific symposium «MINER'S WEEK – 2015», 26–30 January, 2015, pp. 475–482.*
5. Создание малогабаритного погружного пневмоударника для проходки исследовательских скважин / С. Е. Алексеев, В. В. Тимонин, Д. И. Кокоулин, И. О. Шахторин, Б. Кубанычбек // *Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук.* – 2015. – № 2. – С. 187–193.

6. Пат. 2090730 РФ, МПК⁷ Е 21 В 4/14, Е 21 С 3/24. Погружной пневматический ударный механизм / Алексеев С. Е. ; ИГД СО РАН. – № 95107596/03 ; заяв.11.05.95 ; опубл. 20.09.97, Бюл. № 26.

7. Пат. 2343266 РФ, МПК⁷ Е 21 В 4/14. Погружной пневмоударник / Репин А. А., Алексеев С. Е., Пятнин Г. А. ; ИГД СО РАН. – № 2007124972/03 ; заявл. 02.07.2007 ; опубл. 10.01.2009, Бюл. №1

8. Полезн. модель 121854 РФ. Погружной пневмоударник / Репин А. А., Алексеев С. Е., В. Н. Карпов ; ИГД СО РАН. – № 2012118740/03 ; заяв. 04.05.2012 ; опубл. 10.11.2012, Бюл. № 31.

© С. Е. Алексеев, Д. И. Кокоулин, 2018

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПЕРЕХОДНЫХ ПРОЦЕССОВ В КАНАЛАХ ГИДРОИМПУЛЬСНЫХ СИСТЕМ

Леонид Владимирович Городилов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, зав. лабораторией моделирования импульсных систем, тел. (383)205-30-30, доп. 118, e-mail: gor@misd.ru

Денис Владимирович Вагин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, научный сотрудник лаборатории моделирования импульсных систем, тел. (383)205-30-30, доп. 240, e-mail: vdv_wk@mail.ru

Приведены результаты верификации компонентов программы расчета гидроимпульсных систем, моделирующих течение жидкости в каналах (трубах) и местных сопротивлениях. Модели компонентов представлены элементами с сосредоточенными параметрами, включающими гидравлические индуктивности, сопротивления и емкости. Численно исследуются переходные процессы при внезапной остановке поршня и соединении каналов, находящихся при разных давлениях. Результаты расчетов сравниваются с экспериментальными данными, полученными на физической модели гидроударного устройства.

Ключевые слова: гидравлические элементы, сосредоточенные параметры, численное моделирование, переходные процессы.

SIMULATION OF TRANSITION PROCESSES IN CHANNELS OF HYDRO-PULSE SYSTEMS

Leonid V. Gorodilov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Head of Pulse System Modeling Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 118, e-mail: gor@misd.nsc.ru

Denis V. Vagin

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Researcher, Pulse System Modeling Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 240, e-mail: vdv_wk@mail.ru

The results of verification of the components of the program for calculating hydropulse systems simulating the flow of fluid in the channels (pipes) and local resistances are presented. Models of components are represented by elements with lumped parameters, including hydraulic inductances, resistances and capacitances. Numerical studies are made of transient processes when the piston is suddenly stopped and the channels connected at different pressures are connected. The results of the calculations are compared with the experimental data obtained on the physical model of the hydrostatic device.

Key words: hydraulic elements, lumped parameters, numerical modeling, transient processes.

Введение

В Институте горного дела СО РАН разрабатывается программа имитационного моделирования гидроимпульсных систем [1], особенностью которых является высокая интенсивность переходных процессов, сопровождаемых волновыми эффектами в жидкости. В настоящей работе, на основе расчетных формул [2–6] разработано несколько моделей гидравлических элементов. Проведены численные расчеты их динамики, результаты расчетов сравниваются с экспериментами, проведенными на физической модели гидроударного устройства.

1. Модели гидравлических элементов

1. Местное сопротивление (рис. 1, а). В общем виде зависимость между давлением p_i и расходом Q_i при течении жидкости через гидравлическое сопротивление можно представить следующим образом [2–6]

$$p_k = R_k Q_k^2 \text{sign} Q_k, \quad (1)$$

где R_k – гидравлическое сопротивление и проводимость.

Для местного сопротивления (рис. 1, а) $R_k = \zeta_m \frac{\rho}{2S^2}$, где ζ_m – коэффициент местного сопротивления; S – площадь проходного сечения; ρ – плотность жидкости.

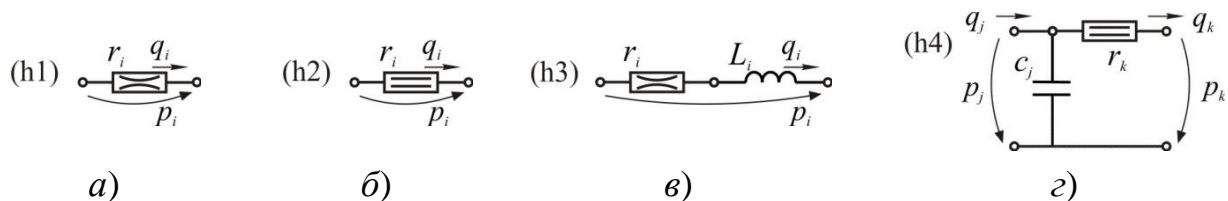


Рис. 1. Изображения гидравлических элементов:

а) местное сопротивление (h1); б) трубопровод (h2); в) линеаризованное местное сопротивление (h3); г) трубопровод с учетом емкостной компоненты (h4)

2. Трубопровод (рис. 1, б). Сопротивление R_k в формуле (1) для этого случая может быть представлено в виде $R_k = \zeta_n \frac{l}{d} \frac{\rho}{2S^2}$, где ζ_n – коэффициент путевого сопротивления, зависит от числа Рейнольдса $Re = vd/\nu$; l – длина трубопровода; d – величина его гидравлического диаметра; ν – кинематическая вязкость жидкости.

3. Линеаризованное местное сопротивление (рис. 1, в). С целью улучшения численной процедуры в [6] предложена формула для расчета расхода через дроссель с учетом его инерционной составляющей. Для этого была проведена линеаризация соответствующего дифференциального уравнения [7], после которой оно приняло вид:

$$\frac{dQ_k}{dt} = B[Q'_k - Q_k],$$

где B – параметр, учитывающий инерционность жидкости;

Q'_k – определяется из (1).

4. Трубопровод с учетом сжимаемости жидкости и податливости стенок трубы (рис. 1з). Для этого случая использовали модель четырехполюсника, по содержанию близкую к модели [6], описываемую дифференциальным и алгебраическим уравнениями

$$\frac{dp_j}{dt} = \frac{1}{c_j}(q_j - q_k), \quad p_k = p_j - p'_k,$$

где c_j – приведенная емкость жидкости и трубы [3, 6];

p'_k – определяется из (1).

2. Расчетная схема моделируемого устройства

Расчетная схема моделируемой системы представлена на рис. 2 и включает ударный узел УУ (боек и корпус, образующие камеры обратного хода А, прямого хода В и управления D, соединенную с каналом управления золотника), распределитель Р (представлен набором местных сопротивлений, включенных в компоненту 3) с пружиной П, газожидкостный аккумулятор, насос Н, ограничитель Ог и гидравлические компоненты 1–5, состоящие из рассмотренных выше элементов. Это гидроударная система с задержкой движения бойка с управляемой камерой прямого хода [8].

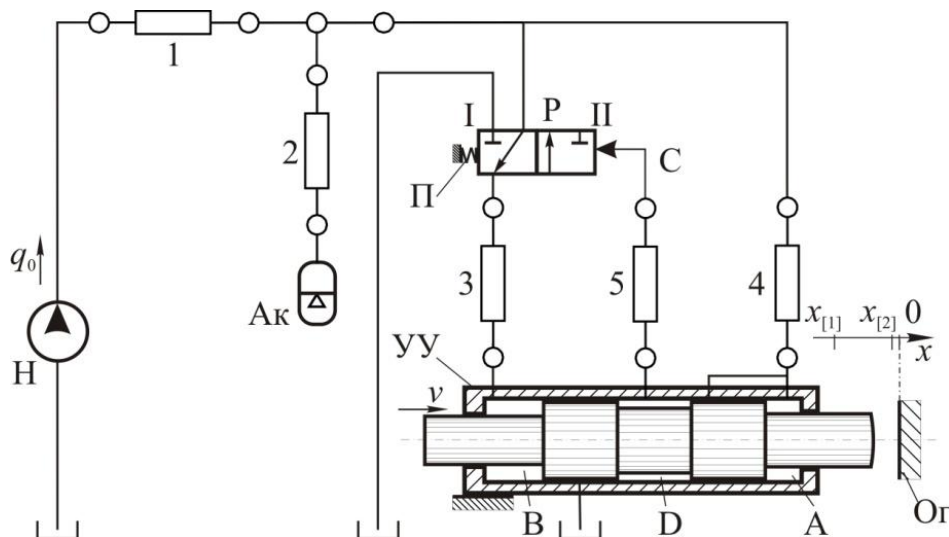


Рис. 2. Расчетная схема фазы прямого хода гидроударного устройства (УУ) двойного действия с управляемой камерой прямого хода:

Н – насос; Ак – аккумулятор; Р – распределитель; П – пружина; А и В – рабочие камеры устройства; 1–5 – гидравлические элементы

Рассматриваются фазы прямого хода бойка, его удара об ограничитель Ог, остановки и «задержки» на Ог. В начале движения бойка (при координате $x_{[1]}$) проточка D отсоединяется от сливной линии, перед ударом (при координате $x_{[2]}$) соединяется с напорной линией. Золотник в течение рассматриваемого периода цикла находится в позиции 1.

В расчетах начальные условия брали из соответствующих экспериментальных данных. Гидравлические компоненты составляли из элементов h1–h4.

3. Результаты расчетов, сравнение с экспериментом

На рис. 3, а–в представлены фрагменты экспериментальных (штриховые линии) и расчетных (сплошные линии) осциллограмм с отличающимся составом гидравлических компонентов 1–5: p.1.7.22 – давление в камере А, p.1.8.1 – давление перед камерой А, p.1.7.32 – давление в камере В, p.1.5.1 – давление перед камерой В, p.1.6.22 – давление в аккумуляторе Ак, x.1.7.1 – координата бойка, t.1.0.0 – время.

В расчетах, представленных на рис. 3, а, гидравлические компоненты 1–5 состоят из элементов h1 и h4, на рис. 3, б, в, – из элементов h3 и h4.

Результаты расчетов показывают заметные различия в расчетной динамике при изменении состава гидравлических компонентов, однако средняя по периодам цикла величина давления изменяется всегда плавно и в большей части близко к среднему давлению, полученному в экспериментах. Подобным образом ведет себя система без введения в нее свойств инерционности жидкости (рис. 3, а).

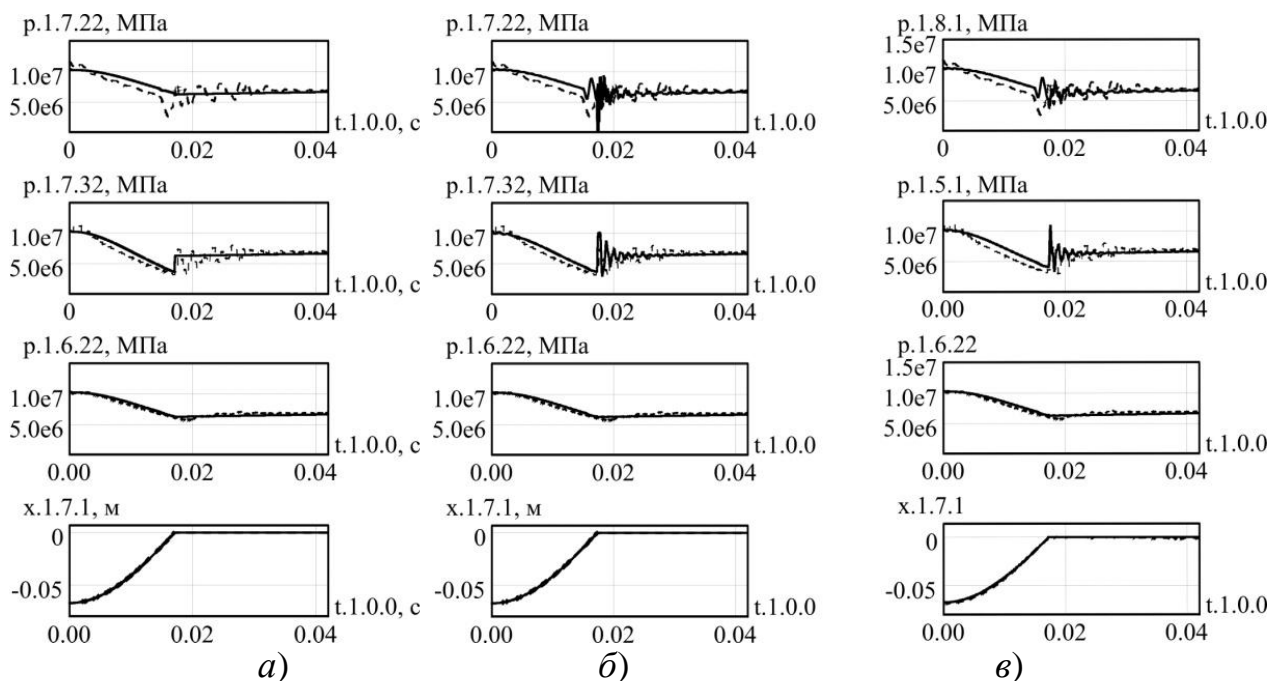


Рис. 4. Расчетные (штриховая линия) и экспериментальные (сплошная линия) осциллограммы

Введение в систему элементов h_3 , моделирующих инерцию жидкости в местных сопротивлениях позволяет получить сравнимую с экспериментальной динамiku жидкости как в рабочих камерах системы, так и за ними. Причем в камере А генерируется высокочастотное колебание (рис. 3, б, осциллограмма р.1.7.22 – т.1.0.0), которое гасится уже в следующем за ним элементе (рис. 3, в, осциллограмма р.1.8.1 – т.1.0.0).

Выводы

Проведенные расчеты позволили верифицировать расчетные модели гидравлических компонентов сравнением их с данными, полученными в экспериментах. Установлено, что для получения в расчетах реальной динамики требуется учет инерционных составляющих. Для более точного моделирования гидравлических элементов необходимы дальнейшие исследования и уточнение расчетных моделей.

Работа выполнена в рамках проекта ФНИ, № гос. регистрации АААА-А17-117122090003-2.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Городилов Л. В., Вагин Д. В. Архитектура программы моделирования гидропривода исполнительных органов горных и строительных машин // Проблемы недропользования. – 2016. – Вып. 3 (10). – С. 48–52.
2. Башта Т. М. Машиностроительная гидравлика. – М. : Машиностроение, 1971. – 672 с.
3. Бердников В. В. Прикладная теория гидравлических цепей. – М. : Машиностроение, 1977. – 192 с.
4. Альтшуль А. Д., Киселев П. Г. Гидравлика и аэродинамика: Основы механики жидкости. – М. : Изд-во лит. по стр-ву, 1965. – 273 с.
5. Идельчик И. Е. Справочник по гидравлическим сопротивлениям. – М. : Машиностроение, 1992. – 672 с.
6. Автоматизированное проектирование машиностроительного гидропривода / И. И. Бажин, Ю. Г. Беренгард, М. М. Гайнгори и др. – М. : Машиностроение, 1988. – 312 с.
7. Коробочкин Б. Л. Динамика гидравлических систем станков. – М. : Машиностроение, 1976. – 240 с.
8. Городилов Л. В., Фадеев П. Я. Анализ и классификация эффективных конструктивных схем автоколебательных гидравлических ударных систем // Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды : тр. конф. с участием иностран. ученых (10–13 октября 2006 г., Новосибирск) : в 2 т. – Новосибирск : Ин-т горного дела СО РАН, 2007. – Т. 2: Машиноведение. – С. 71–79.

© Л. В. Городилов, Д. В. Вагин, 2018

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ПАДЕНИЯ ДАВЛЕНИЯ В СОПРОТИВЛЕНИЯХ ГИДРОУДАРНОЙ СИСТЕМЫ

Леонид Владимирович Гордилов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, зав. лабораторией моделирования импульсных систем, тел. (383)205-30-30, доп. 118, e-mail: gor@misd.ru

Виталий Геннадьевич Кудрявцев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, научный сотрудник, (383)205-30-30, доп. 155, e-mail: vit22@ngs.ru

По экспериментальным осциллограммам предельных циклов гидроударной системы (давлениям в рабочих камерах, расходу насоса, координате бойка) рассчитаны расходы в ветвях гидравлической системы и падения давлений на местных сопротивлениях. Получены значения коэффициентов сопротивлений на золотниковом распределителе.

Ключевые слова: осциллограмма, аккумулятор, рабочие камеры, коэффициент гидравлического сопротивления, распределитель.

EXPERIMENTAL INVESTIGATION OF PRESSURE DROP IN RESISTANCE OF HYDRUALIC IMPACT SYSTEM

Leonid V. Gorodilov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Head of Pulse System Modeling Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 118, e-mail: gor@misd.nsc.ru

Vitaly G. Kudryavtsev

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Research Scientist, phone: (383)205-30-30, extension 155, e-mail: vit22@ngs.ru

Experimental oscillograms of the limit cycles of a hydraulic impact system (pressures in working chambers, pump flow, coil coordinates) are used to calculate the costs in the branches of the hydraulic system and the pressure drops at local resistances. The values of the resistance coefficients on the spool valve are obtained.

Key words: oscillogram, battery, operating chambers, hydraulic resistance coefficient, valve.

Введение

Особенность ударных систем состоит в высоких скоростях течения жидкости в их каналах и высокой интенсивности переходных процессов. Это предъявляет особые требования к проходным сечениям и местным гидравлическим сопротивлениям, так как потери энергии в них могут быть достаточно велики. Особенно значимым в этом смысле является канал, ведущий в камеру прямого хода, так как перед ударом скорость бойка и соответственно течения жидкости за ним становится достаточно большой (до 8 и выше м/с). При проектировании

ударных устройств с этим необходимо считаться. В настоящей работе сделана попытка экспериментальной оценки потерь давления в золотниковом распределителе гидроударного устройства и в решетке газожидкостного аккумулятора.

Схема эксперимента

На рис. 1, а, б представлены фото устройства и принципиальная схема гидроударной системы. Она включает насос Н, напорную и сливную линии, газожидкостные аккумуляторы Ак1 и Ак2, двухпозиционный распределитель Р, ограничитель Ог и ударный узел УУ (боек и корпус, образующие камеры обратного А и прямого В хода).

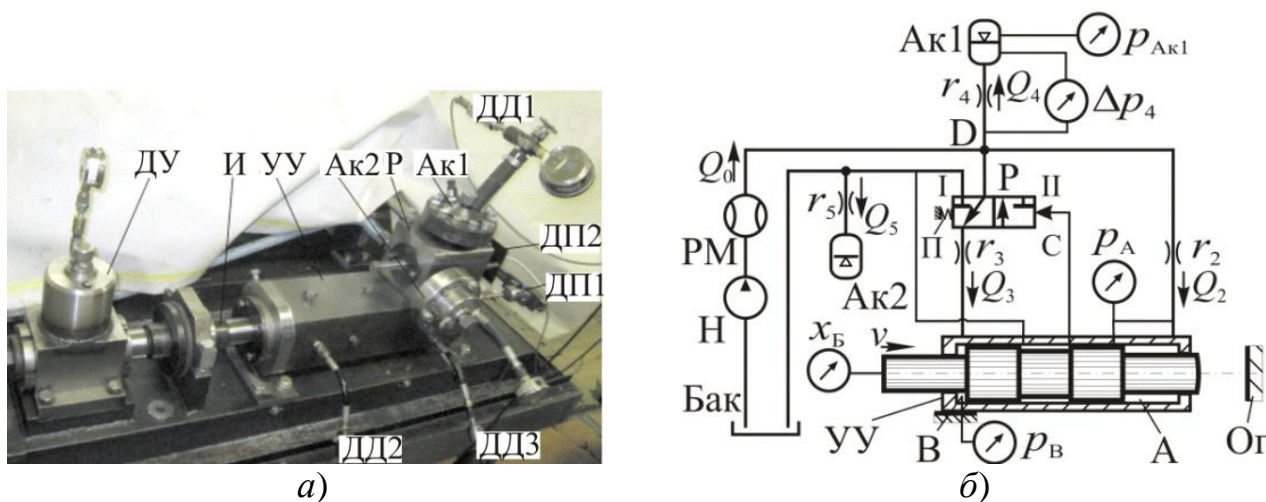


Рис. 1. Фотография физической модели (а) и принципиальная схема (б) гидроударной системы:

УУ – ударный узел; Ак1 и Ак2 – напорный и сливной аккумуляторы; Р – распределитель; С – управляющая линия распределителя; Р, И (Ог) – инструмент (ограничитель); ДУ – демпфирующее устройство; ДП1 и ДП2 – датчики перемещения бойка и золотника; ДД1, ДД2, ДД3 – датчики давления в аккумуляторе, камерах обратного А и прямого В хода

Это ударная система двойного действия с управляемой камерой прямого хода с задержкой движения бойка [1]. Ее рабочий цикл включает фазы обратного хода, торможения и прямого хода, задержки движения бойка. В связи с целью данного исследования особый интерес представляет фаза прямого хода, в течение которой боек разгоняется из состояния покоя до максимальной скорости, при этом расход в ветви Ак – Р – камера В также изменяется от нулевого до максимального значения. В начале этой фазы УУ изображено на рис. 1, б.

В экспериментах регистрировали следующие величины:

Q_0 – расход от насоса (расходомер РМ);

x_B – координату бойка (датчик ДП1), по которой дифференцированием определяем скорость v ;

p_{Ak}, p_A, p_B – давления в аккумуляторе Ак1, камерах А и В (датчики ДД1, ДД2, ДД3);

Δp_4 – падение давления на решетке аккумулятора Ак1 датчик ДД4).

Для регистрации давлений в гидравлических камерах А и В использовали датчики давления MLH03 классом точности 2 с временем ответа 0,5 мс, датчик AP132DN классом точности 0,3, дифференциальным датчиком давления FDW2CV классом точности 0,3 фирмы Honeywell с временем ответа 0,5 мс; для регистрации перемещений бойка – датчик перемещений EDS-100 фирмы Microepsilon классом точности 0,3 и частотным диапазоном 0-150 Гц, расхода – расходомер DV04.7 классом точности 0,3. Перед выполнением опытов каждый раз производили калибровку датчиков MLH03. Регистрация и обработка сигналов производилась при помощи согласующего блока, аналого-цифрового преобразователя Е-440, персонального компьютера с программой PowerGraph 3.3 [2].

Расчетные формулы

При анализе экспериментальных данных принимали, что зависимость между расходом Q_k и падением давления Δp_k на k -м сопротивлении имеет квадратичный характер [3]:

$$\Delta p_k = r_k Q_k^2.$$

Измерив падение давления на сопротивлении Δp_k и расход через него Q_k , можно определить сопротивление и, считая его местным, коэффициент сопротивления ζ_k , отнесенный к площади определенного проходного сечения S_k [3]:

$$\zeta_k = \frac{2S_k^2 \Delta p_k}{\rho Q_k^2}.$$

Уравнение расходов (2-й закон Кирхгофа) в узле D (рис. 1, б) гидравлической системы можно записать в виде

$$Q_0 - Q_4 - Q_3 - Q_2 - 0,5(p_A + p_B) / r_{yy} = 0,$$

где сопротивление r_{yy} учитывает утечки в ударном узле и определяется по результатам статических экспериментов [4], $Q_2 = vS_A$, $Q_3 = vS_B$. Тогда расход Q_4 , поступающий в каждый момент времени в аккумулятор Ак1 равен

$$Q_4 = Q_0 + vS_A - vS_B - 0,5(p_A + p_B) / r_{yy}.$$

Падение сопротивления в ветви узел D – камера прямого хода В (в распределителе) определяем по формуле

$$\Delta p_{DB} = p_{Ак1} - \Delta p_4 - p_B.$$

Таким образом, коэффициенты сопротивлений на решетке аккумулятора ζ_4 и в распределителе ζ_3 равны

$$\zeta_4 = \frac{2S_4^2 \Delta p_4}{\rho Q_4^2}; \quad \zeta_3 = \frac{2S_3^2 \Delta p_{DB}}{\rho(Q_3 + p_B / r_{yy})^2}, \quad (1)$$

где S_3 – площадь проходного кольцевого сечения золотника распределителя.

Осциллограммы, результаты обработки экспериментальных данных

На рис. 2 представлен типичный фрагмент осциллограмм динамических характеристик предельного цикла гидроударного устройства, изображенного на рис. 1, а. Измерения и расчеты величин $p_{Ак1}$, Δp_4 , p_B , Q_0 , x , Δp_{DB} , v , Q_3 , Q_4 из удобства обработки производили на участке оси t , выделенном прямоугольником.

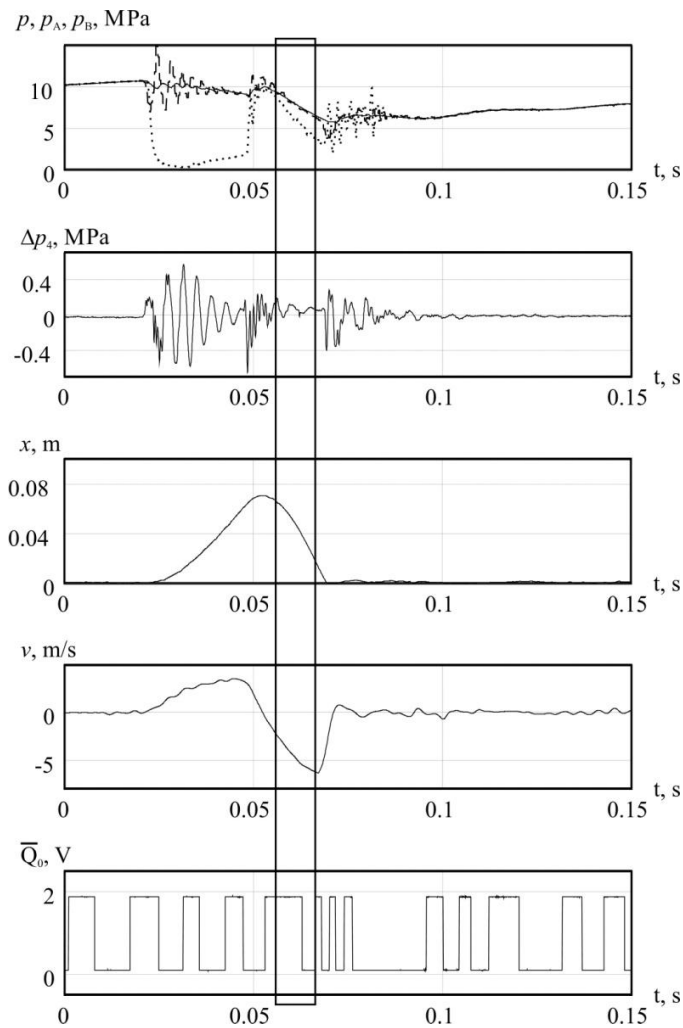


Рис. 2. Осциллограммы фрагмента рабочего цикла гидроударной системы:

===== – давление в аккумуляторе – p ; ----- – давление в камере А – p_A ; – давление в камере В – p_B

На рис. 3, 4 представлены зависимости коэффициентов сопротивления распределителя гидроударного устройства от скорости, отнесенной к площади проходного сечения распределителя (1), и от числа Рейнольдса $Re = Q_3 d_3 / (S_3 \nu)$ (d_3 – гидравлический диаметр сечения [5]; ν – кинематический коэффициент вязкости). Отметим достаточно большой разброс данных, особенно в области малых значений числа Рейнольдса. По-видимому, исследованный диапазон относится к переходной области. Зависимость $\zeta_3 = f(Re)$ с хорошей точностью описывается степенной функцией

$$\zeta_3 = 4939,3 \cdot Re^{-0,623}.$$

Как показали измерения, потери давления на решетке аккумулятора не превышают 10^5 Па, поэтому, учитывая значительные шумы в регистрируемых сигналах, не представлялось возможным достоверно определить для этого элемента гидросистемы коэффициент сопротивления

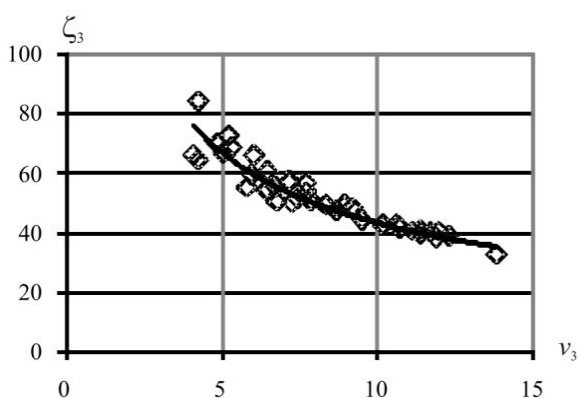


Рис. 3. Зависимость коэффициента сопротивления ζ_3 от скорости течения жидкости v_3

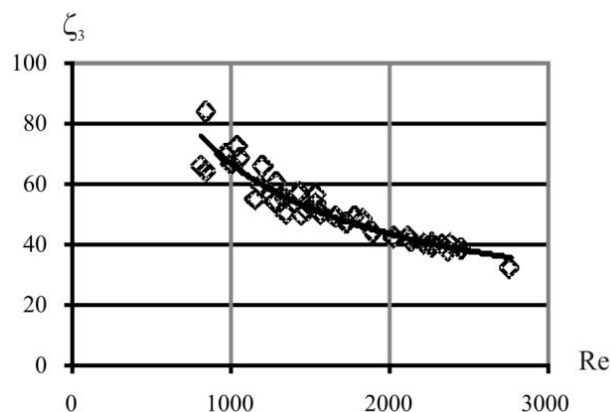


Рис. 4. Зависимость коэффициента сопротивления ζ_3 от числа Рейнольдса

Результаты и выводы

Таким образом, в результате проведенных исследований отработаны методики определения падения давления и расхода на распределителе гидроударной системы. В практически важном диапазоне построены зависимости коэффициента сопротивлений распределителя от числа Рейнольдса, что позволит при проектировании подобных устройств правильно подбирать его параметры.

Работа выполнена в рамках проекта ФНИ, № гос. регистрации АААА-А17-117122090003-2.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Городилов Л. В., Фадеев П. Я. Анализ и классификация эффективных конструктивных схем автоколебательных гидравлических ударных систем // *Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды* : тр. конф. с участием иностран. ученых (10–13 октября 2006 г., Новосибирск) : в 2 т. – Новосибирск : Ин-т горного дела СО РАН, 2007. – Т. 2 : *Машиноведение*. – С. 71–79.
2. Городилов Л. В., Кудрявцев В. Г., Пашина О. А. Стенд и методика экспериментальных исследований гидроударных систем // *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых (ФТПРПИ)*. – 2011. – № 6. – С. 54–63.
3. *Задачник по гидравлике, гидромашинам и гидроприводу* / Б. Б. Некрасов и др. – М. : Высш. шк., 1989. – 199 с.
4. Городилов Л. В. Разработка основ теории гидроударных систем объемного типа для исполнительных органов горных и строительных машин : автореф. дис. ... д-ра техн. наук. – Новосибирск, 2010. – 43 с.
5. Идельчик И. Е. *Справочник по гидравлическим сопротивлениям*. – М. : Машиностроение, 1992. – 672 с.

© Л. В. Городилов, В. Г. Кудрявцев, 2018

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПОВОРОТА ПНЕВМОПРОБОЙНИКА В ГРУНТЕ ПОД ДЕЙСТВИЕМ ОТКЛОНЯЮЩЕГО УСИЛИЯ

Борис Борисович Данилов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, главный научный сотрудник отдела горной и строительной геотехники, тел. (383)205-30-30, доп. 119, e-mail: bbdanilov@mail.ru

Борис Николаевич Смоляницкий

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, профессор, зав. отделом горной и строительной геотехники, тел. (383)205-30-30, доп. 115, e-mail: bsmol@misd.nsc.ru

Дмитрий Олегович Чещин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, младший научный сотрудник отдела горной и строительной геотехники, тел. (383)205-30-30, доп. 157, e-mail: dimixch@mail.ru

Представлены стенд, методика и результаты экспериментального определения положения на корпусе управляемого пневмопробойника зоны наиболее плотного его контакта с грунтом, где находится точка, вокруг которой происходит поворот корпуса при изменении траектории движения под действием отклоняющего воздействия. Приведены доказательства того, что она располагается на расстоянии от переднего конца корпуса пневмопробойника, равном $0,2 \div 0,25$ его длины, и ее положение не зависит от величины и характера приложенного отклоняющего усилия, а также прочности грунта.

Ключевые слова: скважина, грунт, траектория, управляемый пневмопробойник, точка поворота, отклоняющее усилие.

EXPERIMENTAL STUDY OF A PNEUMATIC PUNCH TURNING IN SOIL UNDER STEERING EFFORT INFLUENCE

Boris B. Danilov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Chief Researcher, Mining and Construction GeoEquipment Department, phone: (383)205-30-30, extension 119, e-mail: bbdanilov@mail.ru

Boris N. Smolyanitsky

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Professor, Head of Mining and Construction GeoEquipment Department, phone: (383)205-30-30, extension 115, e-mail: bsmol@misd.nsc.ru

Dmitry O. Cheshchin

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Junior Researcher, Mining and Construction GeoEquipment Department, phone: (383)205-30-30, extension 157, e-mail: dimixch@mail.ru

The paper presents a board, method and results of experimental determination of the most dense contact zone between the pneumatic punch and soil. The pneumatic punch body turns around

a zone's point under the influence of steering effort. There is provided evidence that the point is located in a distance from the front end of the punch body equal to $0,2 \div 0,25$ of its length. The point location does not depend on its size, applied steering effort and soil strength.

Key words: borehole, soil, path, guided pneumatic punch, turning point, steering effort.

Введение

Для проходки скважин в грунте при прокладке коммуникаций бестраншейным способом широкое распространение получили прокол и продавливание, основанные на статическом или ударном внедрении рабочего органа в грунтовой массив.

Наиболее простым и эффективным техническим средством, для реализации метода прокола являются пневматические машины ударного действия – пневмопробойники [1, 2]. Основным фактором, ограничивающим его применение, является недостаточная точность выхода скважины в заданную область подземного пространства вследствие отклонения пневмопробойника от первоначально заданного направления под действием различных факторов [3]. Эта ограничивает длину скважин и возможность реализации в полной мере преимуществ этого способа формирования скважин.

Кардинальным решением является создание управляемых пневмопробойников, изменяющих траекторию движения по команде оператора, что компенсирует влияние практически всех факторов, являющихся причиной его случайного отклонения от заданного курса [4, 5].

Эксперименты

Для создания методики расчета радиуса кривизны траектории скважины при действии на пневмопробойник усилий со стороны отклоненного на некоторый угол хвостовика важно знать положение на корпусе зоны наиболее плотного его контакта с грунтом, где находится точка, вокруг которой происходит поворот корпуса [6].

С целью определения положения этой точки проведен эксперимент на физической модели пневмопробойника. Для этого был сконструирован стенд (рис. 1), представляющий собой бункер 1 с закрывающейся крышкой 2, в которой имеются отверстия для измерительных стержней 3 и 4.

Стержни 3 и 4 используются для определения величины перемещений образца в грунте в радиальном направлении, а также для передачи статической и динамической нагрузки на задний конец образца. В бункер 1 грунт уложен слоями с уплотнением каждого слоя и закрыт крышкой 2. Для большей идентичности рабочего процесса макет пневмопробойника б с коническим наконечником (на рисунке не показан) погружают в грунт через отверстие 9.

Устранение трения между грунтом и нагрузочным стержнем 4 обеспечивается установкой проводящей трубки 7 на один конец макета и стержня 3 на другой. В трубку 7 вставлен нагрузочный стержень 4 с закрепленным на ней

шкалой 5, позволяющая проводить замеры перемещений с точностью до 0,5 мм. Неподвижные метки 8 расположены около каждой шкалы.

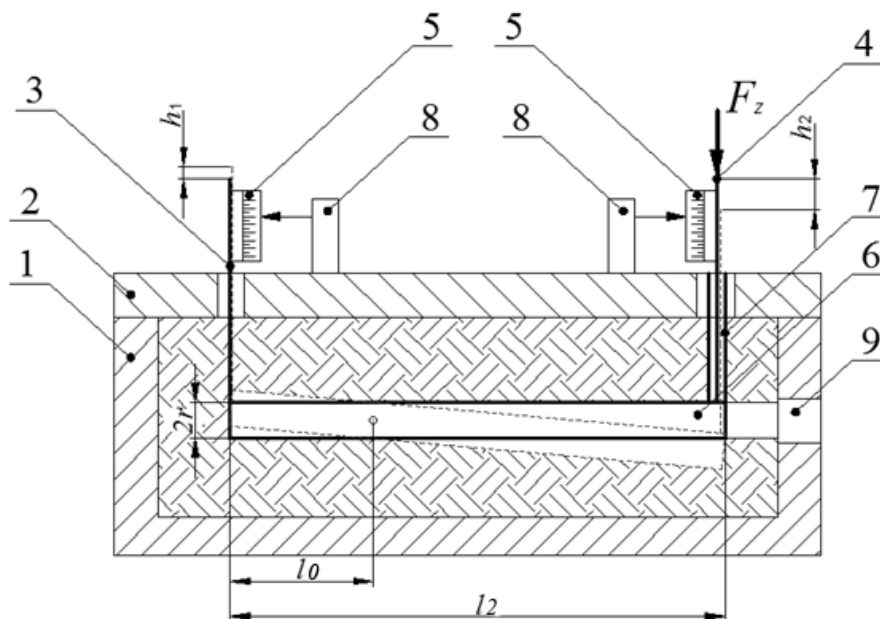


Рис. 1. Схема стенда для определения положения точки, относительно которой происходит поворот пневмопробойника в грунте

Перед приложением нагрузки отмечались показания отметок на каждом стержне, считая их нулевыми. После этого на нагрузочный стержень 4 нагрузка ступенчато увеличивалась, путем установки на него гирь, и фиксировались показания отметок на стержнях.

Измерив перемещения h_1 , h_2 и зная длину макета l_2 , можно определить расстояние до точки поворота от переднего конца рассчитывалось по формуле:

$$l_0 = h_1 \cdot \frac{l_2}{h_1 + h_2}, \quad (1)$$

где h_1 , h_2 – перемещение стержней;

l_2 – длина макета.

Для дальнейшего практического применения результатов опытов введен коэффициент n , отражающий отношение общей длины модели к расстоянию от его носовой части корпуса до точки его поворота в грунте:

$$n = \frac{l_2}{l_0}. \quad (2)$$

Полученные результаты экспериментов представлены в таблице.

Расчет усредненного значения отношения
длины макета к расстоянию до точки поворота

Номер опыта	№	1	2	3	4	5	6	7	
Диаметр модели	d , мм	21	25	30	42	57	76	90	
Длина модели	l_2 , мм	275	170	242	385	286	418	520	$n_{\text{ср}}$
Среднее значение l_2/l_0	n	4,10	4,22	4,91	5,97	5,65	4,87	4,40	4,87

Они позволяют сделать вывод о том, что независимо от длины и диаметра макета среднее значение l_2/l_0 составляет $n = 4,87$. Разброс значений n для различных размеров макета вызван, скорее всего, неравномерностью уплотнения грунта в верхней и нижней части скважины.

В естественных условиях отклоняющее усилие возникает при продольном перемещении машины под действием ударного импульса. Поэтому было проведено дополнительное исследование процесса разворота макета пневмопробойника при воздействии динамической нагрузки на один из его концов.

На этом же стенде была проведена серия экспериментов при динамической нагрузке на макет. Она создавалась ударником, представляющим собой груз, падающий вдоль направляющего стержня на втулку, которая жестко была соединена со стержнем 4. Масса груза составляла 1 кг, а высота падения 0,4 м.

После измерения величины перемещения концов макета в грунте, аналогично опытам со статическим воздействием на него, было определено положение точки поворота. Среднее значение коэффициента n в проведенных опытах составило: $n_{\text{ср}} = 4,24$.

Сравнивая его со значением $n_{\text{ср}}$ из таблицы, можно сделать вывод, что положение точки, вокруг которой происходит поворот модели в грунте при динамическом и статическом воздействии, практически не изменяется.

На следующем этапе экспериментального исследования было определено влияние плотности грунтового массива на положение точки поворота макета пневмопробойника.

Для этой цели был использован усовершенствованный стенд (рис. 2), в бункер 1 которого в процессе заполнения его грунтом помещался макет (на рисунке не показан). Равномерность уплотнения грунта отслеживалась с помощью плотномера ДорНИИ [7]. После подготовки бункера с помощью динамометра с датчиком 2 на образец передавалось усилие через рычаг 3 и передающий стержень 4, который непосредственно связан с одним концом макета. Поэтому погружение нагружаемого конца макета оценивалось по степени погружения стержня 4 с помощью датчика перемещения 5. Погружение свободного конца оценивалось с помощью тонкого стержня 6 с датчиком перемещения аналогичным датчику 5. Данные с датчиков синхронно регистрировались передающим устройством 7 и передавались на ПК 8 для дальнейшей обработки.

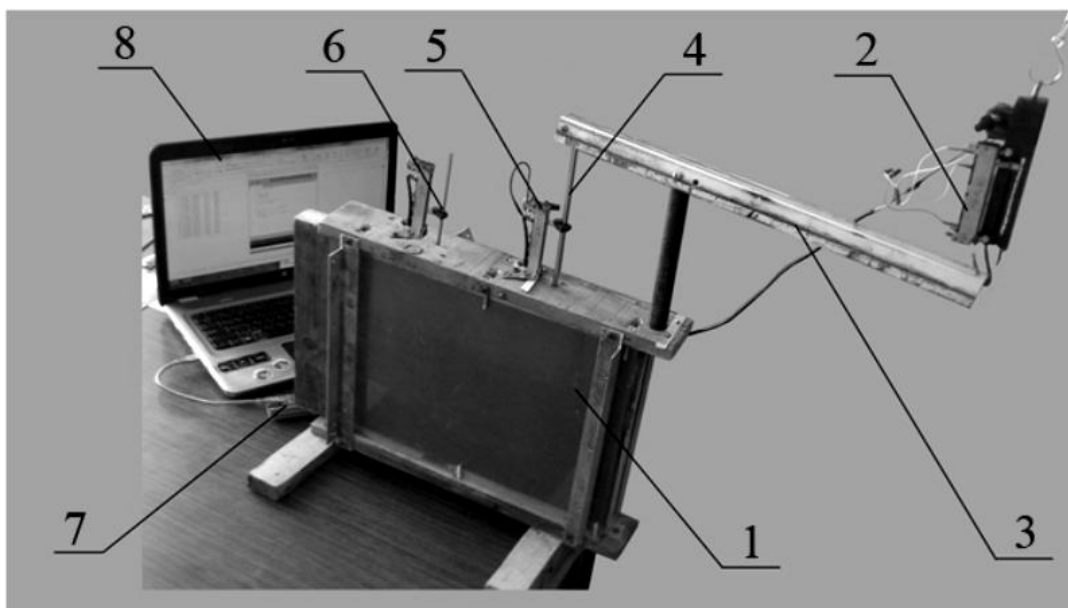


Рис. 2. Стенд для исследования влияния плотности грунта на процесс поворота макета пневмопробойника

Обсуждение

По результатам экспериментов установлено, что значение коэффициента n практически не меняется с изменением прочности грунта в пределах $C = 2 \div 7$ уд. Его среднее значение составляет 4,74.

Заключение

Таким образом, экспериментально установлено, что точка, вокруг которой корпус пневмопробойника поворачивается в грунте при действии поперечно направленного отклоняющего усилия располагается от переднего конца пневмопробойника на расстоянии $0,2 \div 0,25$ длины его корпуса, и ее положение не зависит от величины и характера приложенного отклоняющего усилия, а также прочности грунта.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Рыбаков А. П. Основы бестраншейных технологий. – М. : Пресс Бюро № 1, 2005. – 304 с.
2. Пневмопробойники / К. С. Гурков, В. В. Климашко, А. Д. Костылев и др. – Новосибирск : Изд-во ИГД СО РАН, 1990. – 217 с.
3. Управляемый пневмопробойник / А. Д. Костылев, К. К. Тупицын, Е. Н. Чередников, А. Т. Караваев // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1985. – № 4. – С. 59–63.
4. Данилов Б. Б., Смоляницкий Б. Н., Чецин Д.О. Обоснование принципиальных схем отклоняющих устройств в установках горизонтального направленного бурения скважин // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2015. – № 3. – С. 106–116.

5. Патент РФ на ПМ № 156648. Устройство для изменения направления движения пневмоударной машины / Смоляницкий Б. Н., Данилов Б. Б., Сырямин Н. Д., Чецин Д. О. ; заявитель и обладатель Институт горного дела СО РАН. – № 2015115184/03 ; заявл. 22.04.2015 ; опубл. 10.11.2015, Бюл. № 31.

6. Определение усилий для изменения траектории движения пневмопробойника в грунте / Б. Б. Данилов, Б. Н. Смоляницкий, А. И. Чанышев, Д. О. Чецин // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2017. – № 4. – С. 69–79.

7. ГОСТ 5180-84. Грунты. Методы лабораторного определения физических характеристик. – М. : Изд-во стандартов, 1993. – 19 с.

© Б. Б. Данилов, Б. Н. Смоляницкий, Д. О. Чецин, 2018

РЕЗУЛЬТАТЫ ПОЛЕВЫХ ИСПЫТАНИЙ УПРАВЛЯЕМОГО ПНЕВМОПРОБОЙНИКА

Борис Борисович Данилов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, главный научный сотрудник отдела горной и строительной геотехники, тел. (383)205-30-30, доп. 119, e-mail: bbdanilov@mail.ru

Дмитрий Олегович Чещин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, младший научный сотрудник отдела горной и строительной геотехники, тел. (383)205-30-30, доп. 157, e-mail: dimixch@mail.ru

Данила Александрович Воротников

ПАО «Трансконтейнер», 630001, Россия, г. Новосибирск, ул. Жуковского, 102, мастер по эксплуатации и ремонту автомобильного оборудования и грузоподъемной техники, тел. (383)222-21-00, e-mail: vdanila@yandex.ru

Представлены краткое описание прототип управляемого пневмопробойника с отклоняемой хвостовой частью на базе серийного ИП4605, методика проведения, условия и результаты его полевых испытаний. Приведенные результаты свидетельствуют о том, что достаточный для практических целей радиус кривизны траектории скважины при проходке ее пневмопробойником, компенсирующий его случайные отклонения от прямолинейного движения, обеспечивается при угле отклонения задней части корпуса 3,7 градусов.

Ключевые слова: скважина, грунт, траектория, управляемый пневмопробойник, случайное отклонение.

RESULTS OF CONTROLLABLE PNEUMATIC PUNCH FIELD TESTING

Boris B. Danilov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Chief Researcher, Mining and Construction GeoEquipment Department, phone: (383)205-30-30, extension 119, e-mail: bbdanilov@mail.ru

Dmitry O. Cheshchin

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Junior Researcher, Mining and Construction GeoEquipment Department, phone: (383)205-30-30, extension 157, e-mail: dimixch@mail.ru

Danila A. Vorotnikov

PJSC «TransContainer», 102, Zhukovskogo St., Novosibirsk, 630001, Russia, Engineer, Operation and Repair of the Automobile Equipment and Load-lifting Technics, phone: (383)222-21-00, e-mail: vdanila@yandex.ru

The paper gives a brief description of a prototype of a controllable pneumatic puncher with a deflectable tail based on a serially manufacture IP4605. Also, test procedure, conditions and results of the prototype's field testing are presented. The obtained results show that practically suitable curvature radius of a borehole path during pneumatic punch penetration compensates random

deviations from straight movement. Thus, the suitable curvature radius is provided if deviation angle of the body's back part is 3,7 degree.

Key words: borehole, soil, path, guided pneumatic punch, random deviation.

Введение

Пневмопробойники являются наиболее простым и эффективным техническим средством для реализации метода прокола в приповерхностном слое [1, 2]. Этот метод позволяет проходить скважины небольшого диаметра (до 300 мм), а также применяется для проходки пионерной скважины с последующим ее расширением. Однако увеличение длины скважин свыше 30 метров сопровождается уменьшением вероятности ее выхода в проектную конечную точку вследствие возрастающего действия случайных отклоняющих факторов [3].

Существенно расширить технологические возможности этого метода возможно за счет обеспечения возможности движения рабочего органа по заданной траектории, в том числе и криволинейной, и выхода скважины в заданную область подземного пространства.

Эксперименты

Для экспериментального исследования процесса корректировки направления движения пневмопробойника в грунте при проходке криволинейных скважин был разработан и изготовлен прототип управляемого пневмопробойника с отклоняемой хвостовой частью [4, 5] на базе серийного ИП4605 (рис. 1) [3].

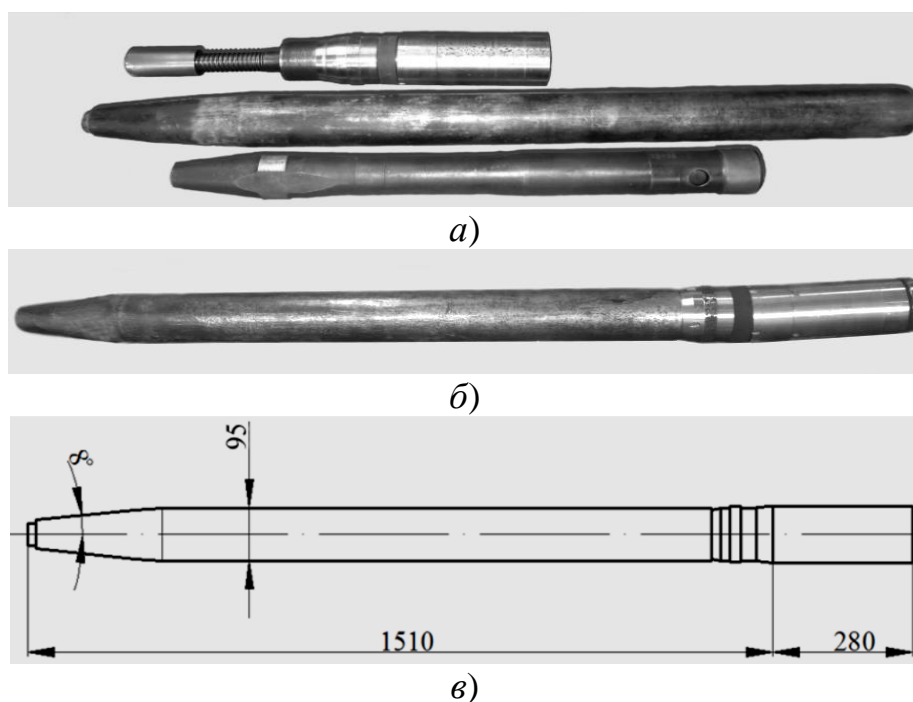


Рис. 1. Пневмопробойник с механизмом корректировки направления движения: а) в разобранном виде; б) в собранном виде; в) геометрические параметры машины

При этом конструкция самого ударного узла не изменялась, но была дополнена отклоняющим устройством, соединенным с воздухораспределительным патрубком и закрепленным в корпусе при помощи штатной резьбы.

Целью полевых испытаний являлась проверка работы пневмопробойника с отклоняющим устройством в естественном грунтовом массиве и определение реального радиуса его поворота в грунте.

Испытания осуществлялись на территории инженерно-технического комплекса ИГД СО РАН «Зеленая Горка». Для этого были сооружены два котлована – рабочий и приемный, в рабочем котловане смонтировано стартовое устройство. Грунт представлял собой супесь прочностью S 5...8 ударов ударника ДорНИИ [6].

Пневмопробойник устанавливался на стартовое устройство в рабочем котловане глубиной 1,2 м, после чего осуществлялась подача сжатого воздуха и начиналось его внедрение в грунт (рис. 2).



Рис. 2. Испытания пневмопробойника в грунтовом массиве

После заглубления корпуса на 0,2...0,3 м подача энергоносителя прекращалась, отклоняемая часть устанавливалась под углом $2,5^\circ$, $3,7^\circ$ и $4,2^\circ$ к его оси в положении «вверх» и фиксировалась. Затем включалась подача сжатого воздуха и происходило дальнейшее внедрение пневмопробойника при воздействии отклоняющего устройства. Длина проходимой скважины и скорость погружения регистрировались с помощью отметок на воздухоподводящем шланге.

Проходка скважины осуществлялась до момента выхода пневмопробойника в приемном котловане. После этого он извлекался, а в образовавшуюся скважину с помощью воздухоподводящего шланга прокладывался шнур, необходимый для дальнейшего определения величины отклонения ее оси.

Определение пространственной ориентации оси скважины относительно линии горизонта осуществлялось при помощи комплекта измерительной аппаратуры системы подземной локализации SNS – 200 (аналог навигаторов DigiTrak F5, Ditch Witch), которая используется для аналогичных целей в установках ГНБ [2]. Для этого электромагнитный излучатель устройства протягивался по скважине с помощью шнура. Сигнал излучателя принимался и обрабатывался приемником

на поверхности. В соответствии с полученными данными была построена траектория движения пневмопробойника в естественном грунте (рис. 3).

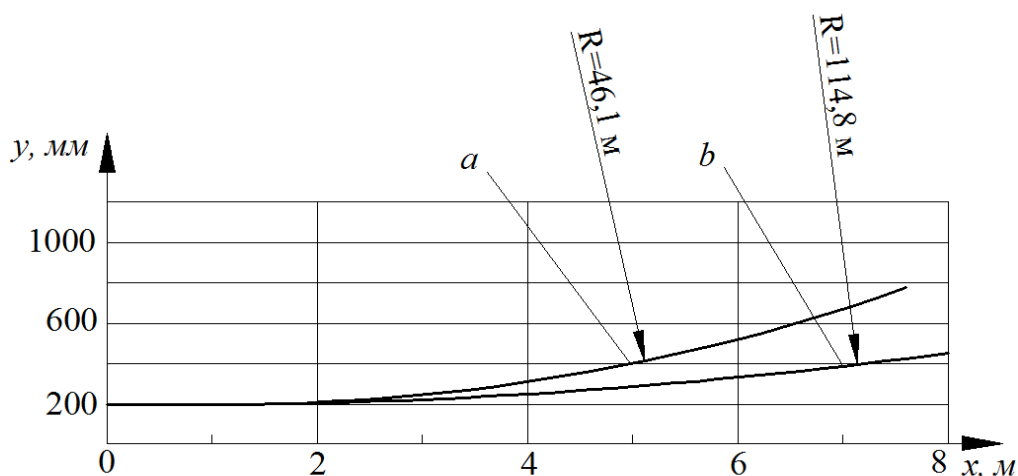


Рис. 3. Траектория движения пневмопробойника:

a – в грунтовом массиве № 1 с числом ударов ударника ДорНИИ С = 3 ÷ 4 при угле отклонения задней части $\gamma = 4,2^\circ$; *b* – в грунтовом массиве № 2 с числом ударов ударника ДорНИИ С = 6 ÷ 8 при угле отклонения задней части $\gamma = 2,5^\circ$

Результаты испытаний представлены в таблице.

Результаты испытаний

Номер испытания	Угол отклонения задней части, град.	Средняя плотность грунта, кг/м ³	Число ударов ударника ДорНИИ, удар	Скорость проходки, м/ч	Радиус криволинейной скважины, м
1	4,2	1680	3÷4	21,8	46,1
2	3,7	1700	3÷5	20,6	56,1
3	2,5	1900	6÷8	14,7	114,8

Основным требованием к управляемому пневмопробойнику является возможность корректировки траектории его движения в грунте для сохранения первоначально заданного прямолинейного направления. Поэтому механизм управления должен обеспечить, как минимум, возможность его возврата к первоначальному направлению при возникновении случайных отклонений.

Обсуждение

В результате исследований, проведенных в ИГД СО РАН по стабилизации направления движения пневмопробойника [3], установлено, что максимальное отклонение пневмопробойника от первоначальной траектории в среднем достигает величины 0,16 м на одном метре длины скважины. Следовательно, для

обеспечения прямолинейности скважины необходимо, чтобы отклоняющий механизм пневмопробойника обеспечивал возможность компенсации отклонений не менее, чем на ту же величину. Приведенные результаты свидетельствуют о том, что достаточный для практических целей радиус кривизны траектории скважины при проходке ее пневмопробойником, компенсирующий такое отклонение, обеспечивается при угле отклонения задней части корпуса 3,7 градусов.

Полевые испытания прототипа управляемого пневмопробойника продолжались на территории промбазы ООО «Кедр», где требовалось проложить криволинейную скважину для отвода талых вод в плотной супеси естественной влажности. Длина перехода составляла 15 м, а перепад высот 1,8 м (рис. 4).

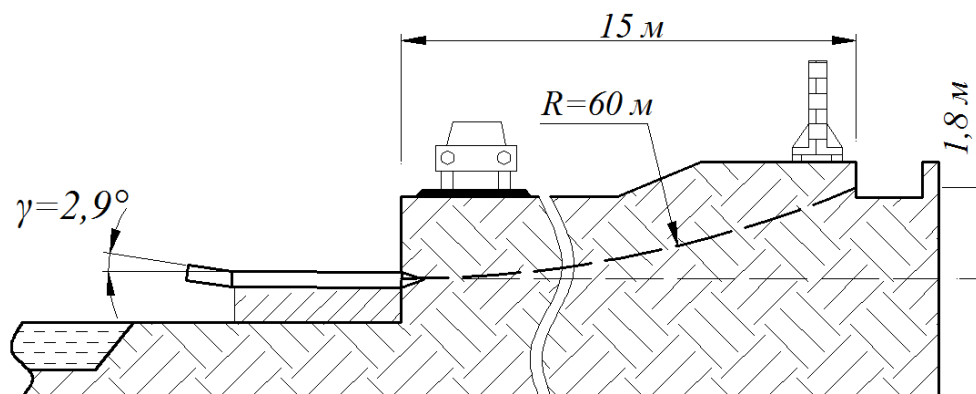


Рис. 4. Схема проходки криволинейной скважины на территории промбазы ООО «Кедр»

Согласно проектным отметкам устья скважины и точки ее выхода в водоотводящий котлован был произведен расчет требуемого радиуса кривизны ее траектории, и определен необходимый угол отклонения задней части пневмопробойника. В результате была проложена скважина, выходящая в заданную область подземного пространства.

Заключение

Таким образом, полевые испытания разработанного в ИГД СО РАН прототипа управляемого пневмопробойника, в реальных условиях доказали работоспособность его отклоняющего механизма и возможность компенсации случайных отклонений от прямолинейного направления.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Суднишников Б. В., Костылев А. Д., Тупицин К. К. Пневмопробойники в строительстве и горном деле // ФТПРПИ. – 1970. – № 2. – С. 44–49.
2. Рыбаков А. П. Основы бестраншейных технологий. – М. : Пресс Бюро № 1, 2005. – 304 с.

3. Пневмопробойники / К. С. Гурков, В. В. Климашко, А. Д. Костылев и др. – Новосибирск : Изд-во ИГД СО РАН, 1990. – 217 с.
4. Патент РФ на ПМ № 156648. Устройство для изменения направления движения пневмоударной машины / Смоляницкий Б. Н., Данилов Б. Б., Сырямин Н. Д., Чещин Д. О. ; заявитель и обладатель Институт горного дела СО РАН. – № 2015115184/03 ; заявл. 22.04.2015 ; опубл. 10.11.2015, Бюл. № 31.
5. Данилов Б. Б., Смоляницкий Б. Н., Чещин Д. О. Обоснование принципиальных схем отклоняющих устройств в установках горизонтального направленного бурения скважин // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2015. – № 3. – С. 106–116.
6. ГОСТ 5180-84. Грунты. Методы лабораторного определения физических характеристик. – М. : Изд-во стандартов, 1993. – 19 с.

© Б. Б. Данилов, Д. О. Чещин, Д. А. Воротников, 2018

ОЦЕНКА СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ГЕОФИЗИЧЕСКИМИ МЕТОДАМИ ПРИ ДЕЙСТВИИ ТЕХНОГЕННЫХ ФАКТОРОВ В УСЛОВИЯХ РАЗРАБОТКИ УДАРООПАСНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ СИБИРИ

Андрей Андреевич Еременко

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, профессор, зам. директора по научной работе, тел./факс (383)205-30-30, доп. 111, e-mail: yeryom@misd.ru

Представлены результаты измерений сейсмического действия взрывов при отбойке блоков на месторождениях Сибири. Определены эпицентральные расстояния от очагов взрывов до объектов и коэффициент сейсмичности горного массива. Проведены наземные исследования границ между налегающей толщей кровли выработанных пространств и дневной поверхностью. Получена скоростная модель с определенными параметрами. Выделены зоны различной интенсивности и балльности сейсмического действия взрывов в районе месторождения. Установлены безопасные расстояния от эпицентра взрыва до зданий и сооружений.

Ключевые слова: месторождение, взрыв, технологический блок, сейсмика, напряжение, горная порода, массив, взрывчатое вещество.

STATE EVALUATION OF ROCK MOUNTAIN MASS BY GEOPHYSICAL METHODS UNDER THE ACTION OF TECHNOGENIC FACTORS IN SHOCK HAZARDOUS CONDITIONS OF DEVELOPMENT OF SOLID MINERAL DEPOSITS IN SIBERIA

Andrey A. Eremenko

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Professor, Deputy Director for Science, phone/fax: (383)205-30-30, extension 111, e-mail: yeryom@misd.ru

The results of measurements of the seismic effect of explosions during the breakdown of blocks at the fields of Siberia are presented. The epicentral distances from the foci of explosions to objects and the coefficient of seismicity of the mountain massif are determined. Ground-based studies of the boundaries between the overlying thickness of the roof of the worked out spaces and the earth surface were carried out. A velocity model with certain parameters is obtained. Areas of different intensity and magnitude of the seismic action of explosions in the area of the deposit are identified. Safe distances from the epicenter of the explosion to buildings and structures are established.

Key words: field, explosion, technological block, seismic, stress, rock, massif, explosive.

В Сибири разрабатываются крупные железорудные месторождения Шергешевское и Таштагольское, которые относятся к контактово-метасоматическому типу и по происхождению связывается с интрузией сиенитов [1–5]. Руды месторождения – магнетитовые. Вмещающие породы состоят из скарнов, альбитофиров, порфириров, сиенитов, мраморизованных известняков и гранитов.

На Подрусловом участке Шерегешевского месторождения падение рудной зоны составляет 40–45°. Технологические блоки на Шерегешевском месторождении обрабатываются системой этажного принудительного обрушения и этажно-камерной с отбойкой руды на компенсационные камеры и зажатую среду. Длина блоков составляет 75–110 м; ширина – 27–80 м; высота – 70–150 м. Высота днища блока равна 13 м.

Исследованиями установлено, что максимальное главное напряжение на Шерегешевском месторождении имеет северо-западное направление (азимут линии действия 345°) и в 2,8–3 раза превышает вес столба налегающих пород. На глубине более 500 м абсолютное значение сжимающего максимального главного напряжения составляет $-39 \div 22$ МПа [1]. Анализ результатов измерений показывает, что на Шерегешевском месторождении также имеют место резко повышенные значения горизонтальных напряжений сжатия (σ_1 и σ_2).

Предложены схемы рационального расположения параллельно-сближенных зарядов ВВ увеличенного диаметра до 250 мм в блоке № 4 Подруслового участка. На блоке одна компенсационная камера. В качестве взрывчатого вещества (ВВ) используются граммонит М21, аммонит 6ЖВ диаметром 32 и 90 мм. Число рядов скважин равно 8; толщина взрывающей секции 23 м; расстояние между рядами скважин $5 \div 5,5$ м. Удельный вес ВВ на отбойку – 0,575 кг/т.

08.05.2011 в 13 ч 35 мин по местному времени на Шерегешевском месторождении был проведен массовый взрыв по отбойки руды в блоке № 4. Суммарная мощность массового взрыва около 281 т. Ступени замедления между группами составляли 25 и 50 мс. Масса ВВ в группах колебалась от 2,792 т до 46,044 т. Максимальный по массе заряд 46,044 т приходится на группу, взорванную через 200 мс от начала взрыва. Минимальный заряд 2,792 т приходится на последнюю ступень замедления – 400 мс. Амплитуды волн при взрыве могут быть описаны зависимостью:

$$V_p = 2\,000 \cdot \left(\frac{\sqrt[3]{q}}{R}\right)^{1,5}, \text{ мм/с,}$$

где q – масса ВВ на одну ступень замедления, с той же степенью затухания волны (n), но с большим коэффициентом сейсмичности (K).

Согласно шкале интенсивности сейсмических колебаний Медведева С. В. для горных взрывов, скорости горизонтальных колебаний грунта при интенсивности колебаний 1 балл составляют от 1 до 2 мм/с, при интенсивности 2 балла составляют от 2 до 4 мм/с и т. д.

В таблице приведены значения этих скоростей при различной балльности. Для указанных скоростей колебаний по формуле проведен расчет радиусов зон заданной интенсивности при различных массах ВВ в одной ступени замедления.

Интенсивность колебаний в п. Шерегеш при взрыве

Интенсивность колебаний, баллы	Амплитуда скоростей колебаний, мм/с	Радиусы зон, м для $Q = 46\ 000$ кг
1	1–2	> 3 500
2	2–4	3 500–2 250
3	4–8	2 250–1 400
4	8–16	1 400–875
5	16–32	875–560

Таким образом, применение при массовом технологическом взрыве параллельно-сближенных зарядов ВВ увеличенного диаметра позволило обрушить рудные запасы блоки, расположенного в слепом рудном теле, с соблюдением сейсмической безопасности на территории месторождения [6, 7].

6 июля 2013 г. проведен массовый взрыв по отбойке руды в блоке № 6 в северо-западной части участка Подрусловый в этаже +185 ÷ +255 м. Суммарная мощность массового взрыва составила 81,230 т на расстоянии 20,9 км. Время прихода Р волны 2,55 с. Ступени замедления между группами составляли 25 и 50 мс. Количество ступеней замедления – 15. Масса ВВ в группах колебалась от 440 кг до 16 956 кг.

Блок № 6 обрабатывается этажно-камерной системой разработки. Отбойка руды производится пучками восходящих, нисходящих и наклонных скважин диаметром 105 мм. Определены радиусы зон различной балльности для взрыва. Для этого принята масса заряда, равная наибольшей массе ВВ в одной ступени замедления – 16 956 кг ВВ.

Согласно номограмме колебания интенсивности 1 балл наблюдается на расстояниях более 3 750 м, интенсивность колебаний 2 балла происходит на расстояниях от 2 360 до 3 750 м и т. д. Основная застройка поселка Шерегеш находится на северо-западе от эпицентра взрыва в 4- и 3-балльной зонах, поэтому сейсмическое воздействие взрыва не могло причинить какого-либо ущерба застройке поселка. Однако сейсмические колебания 3-, 4- и 5-балльной интенсивности ощущаются населением поселка, так что этот взрыв мог быть причиной определенного психофизиологического дискомфорта у отдельных людей. Условие сейсмической безопасности проведения массового взрыва было соблюдено.

Таким образом, установлена зависимость максимальной скорости колебаний почвы при взрывах от приведенного эпицентрального расстояния и определен коэффициент сейсмичности, равный 3 500, для горного массива в районе Подруслового участка Шерегешевского месторождения, которые позволяют давать оценку сейсмического воздействия массового взрыва на окружающий массив.

Определены допустимые скорости колебаний грунта в основании охраняемых сооружений по данным РТМ 36.22.91 в зависимости от класса ответственности по СНиП 2.01.07-85. Группу грунтов определяют согласно ГОСТ 25100-95.

Экспериментальные исследования проводились при обрушении блоков № 1 (3 панель) в этаже $(-70) \div (\pm 0)$ м на Юго-Восточном участке Таштагольского месторождения и № 8 в этаже 185–255 м на Подрусловом участке Шерегешевского месторождения. Отработка блока № 1 (3 панель) осуществлялась системой этажного принудительного обрушения с применением параллельно-сближенных скважин зарядов ВВ диаметром 105 мм. При взрывании блока № 1 масса ВВ составляла 139,1 т. Линия наименьшего сопротивления (ЛНС) колебалась от 5 до 6 м; удельный расход ВВ – 0,6 кг/т.

Обрушение блока № 8 производилось с использованием этажно-камерной системы разработки. Масса ВВ составила 114,3 т. Максимальная масса ВВ, равная 21,5 т, приходилась на интервал замедления 50 мс.

Регистрация сейсмических колебаний земной поверхности при взрыве осуществлялась в г. Таштагол путем установления датчиков на крыльце жилого девятиэтажного дома по ул. 8 Марта дом 1 и в школе № 1. Максимальная величина скорости сейсмических колебаний в пункте № 1 составила 0,02 см/с в вертикальном направлении, что в 100 раз меньше предельно допустимой. Максимальная величина скорости сейсмических колебаний в пункте № 2 составила 0,4 см/с, что в 2,5 раз меньше предельно допустимой.

При обрушении блока № 8 в районе п. Шерегеш расстояние от пункта наблюдения № 3 (дом № 2) до места взрыва составляло 350 м, от пункта наблюдения № 4 (рудоуправление) до места взрыва – 1 000 м. Максимальная величина скорости сейсмических колебаний земной поверхности в п. Шерегеш составила 6,5 см/с в горизонтальном направлении в эпицентре взрыва и 1,8 см/с в горизонтальном направлении в рудоуправлении, что превышает предельно допустимые значения для жилых зданий в эпицентре взрыва в 3,25 раза и 1,8 раза в районе рудоуправления.

В Горно-Шорском филиале выполнены полевые наземные исследования на трех профилях в пределах участка Подрусловый. Длина профилей составляла 115 м. Шаг наблюдений и перемещений пунктов возбуждения колебаний равнялся 5 м. При выполнении работ использовался ударный способ возбуждения сейсмических колебаний в режиме накопления сейсмического сигнала с использованием системы сложения-вычитания. Эта система обеспечивает подавление регулярных волн-помех с вектором поляризации в вертикальной плоскости – продольных, поперечных SV-волн и обменных (рис. 1). На всех профилях для возбуждения колебаний использовался молот массой 12 кг. Для регистрации сейсмических колебаний использовались одиночные горизонтальные сейсмоприемники GS20-DX с резонансной частотой 10 Гц. Запись сейсмического сигнала осуществлялась 24-канальной цифровой сейсмостанцией «Эллис».

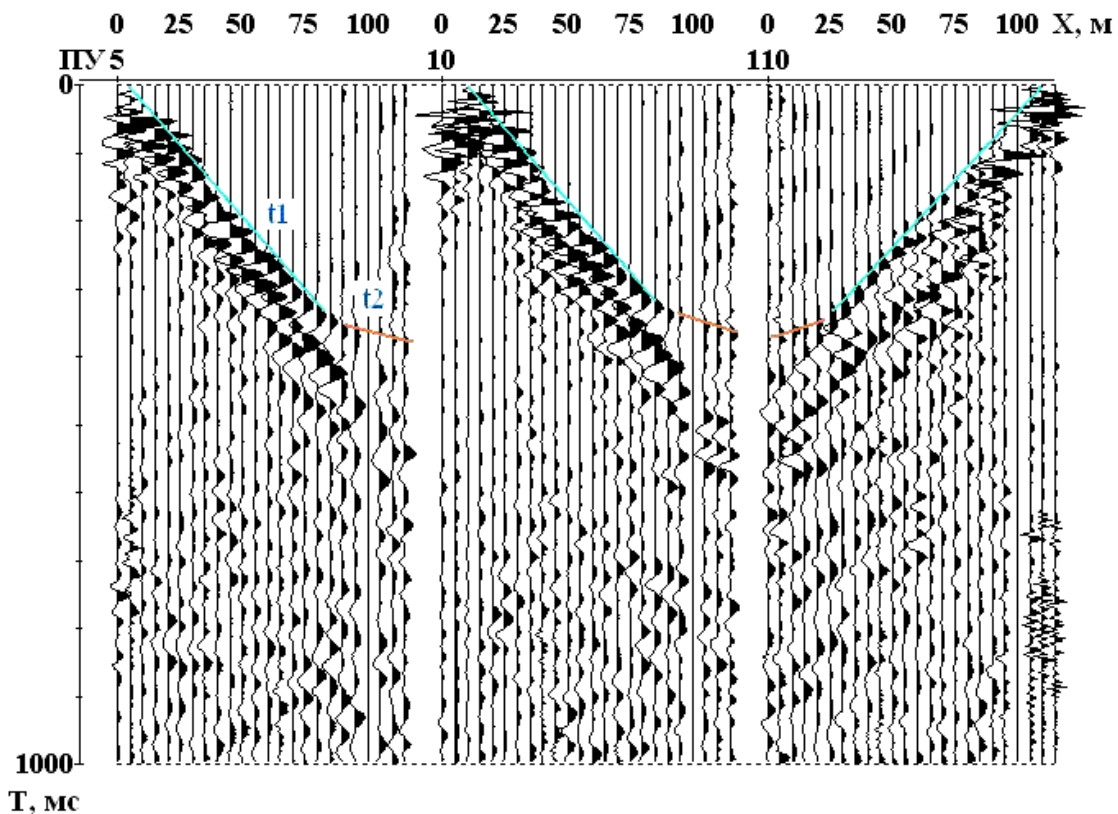


Рис. 1. Структура волнового поля на профиле:

ПУ – шаг перемещения; t_1 и t_2 – соответственно прямая и отраженная волны

Получены данные о мощности поверхностных отложений, которая изменяется от 10 до 35 м, что согласуется с геологическим разрезом участка. Рассмотрена возможность решения задачи по обнаружению границы между налегающей толщей кровли и выработанным пространством. Фактически она сводится к решению двух взаимосвязанных задач: выделение в разрезе искомого объекта; определение глубины его кровли. Анализ полученных сейсмических результатов позволяет оценить глубины кровли блока № 6 в 320 м. Ширина блока по сейсмическим данным составляет 60 м, что близко к его реальным данным.

В пределах Юго-Восточного участка на Таштагольском месторождении исследования были выполнены на профиле над выработанным пространством. Выполненные исследования позволили получить представление о структуре волнового поля в пределах участка и о строении верхней части толщи горных пород.

На исходных сейсмических записях выделяется преломленная волна (рис. 2), которая выходит в первые вступления на ближайшем пикете от пункта возбуждения. Это свидетельствует о том, что мощность поверхностного слоя нескальных отложений не превышает 2–2,5 м. Далее в структуре волнового поля в интервале времен до 155–200 мс выделяется ряд волн (отраженных и кратных) от относительно неглубоких границ. Отраженные волны от более глубо-

ких границ в явном виде на сейсмических записях не выделяются. Скорость продольных волн в пределах месторождения составляет 5 000–5 500 м/с. Принимая во внимание, что среднее соотношение скоростей поперечных и продольных волн для скальных пород в среднем равно 0,5, можно отметить, что полученные значения скорости соответствуют ненарушенным скальным породам на этом участке.

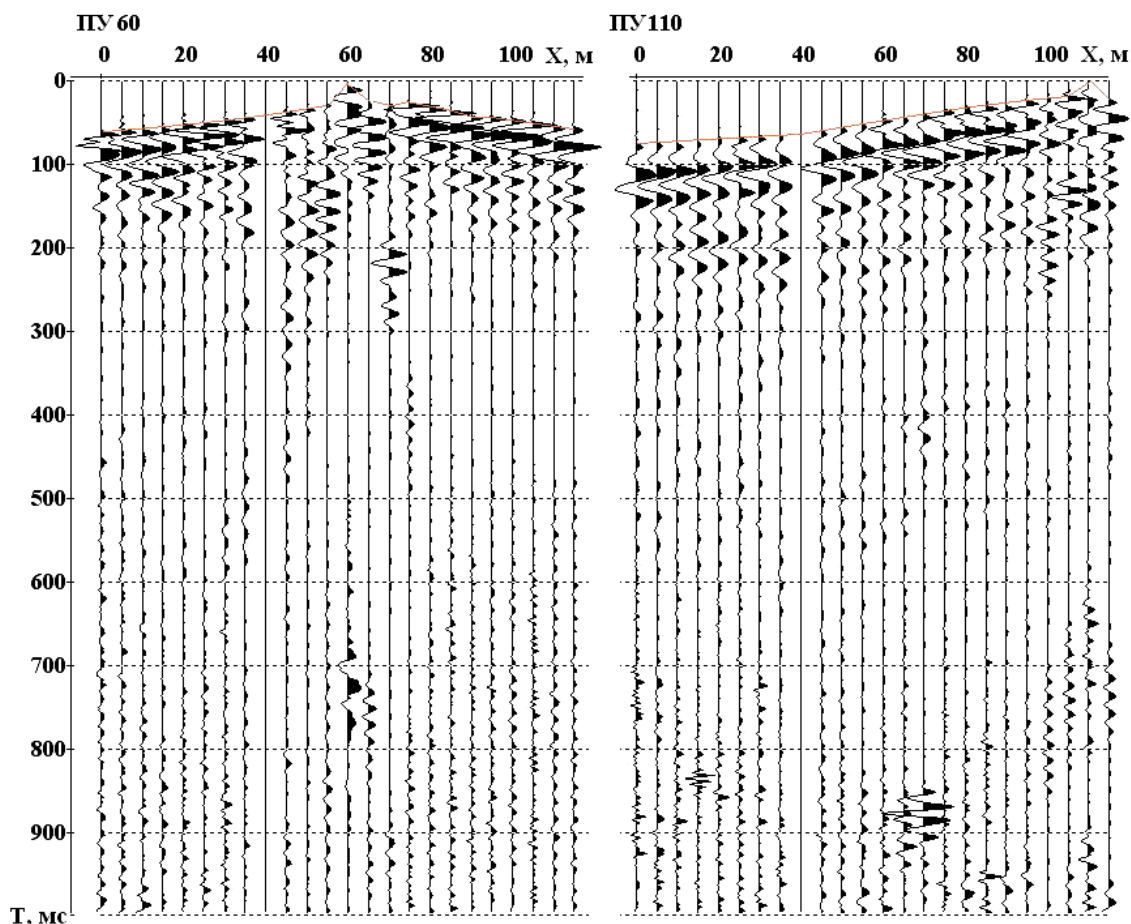


Рис. 2. Исходные сейсмические записи на профиле

В процессе проведения исследований при ударном способе возбуждения среды установлено, что на месторождениях выделение в разрезе отражающих границ, в том числе и от исследуемых целевых объектов, сильно затруднено из-за неровности кровли скальных пород, наличия большого количества дифрагирующих объектов, невыдержанности поверхностных условий, присутствия в структуре волнового поля кратных волн и интенсивных промышленных волн-помех.

На полученных временных разрезах удалось выделить отраженные волны, которые по своим кинематическим и динамическим параметрам близки к расчетным теоретическим параметрам моделей искомым неоднородностей. Это дает основание достаточно обоснованно считать, что обнаруженные сейсмиче-

ские границы являются кровлей обрушенных блоков и позволяют сделать вывод о возможности и перспективности использования разработанной методики для решения поставленной задачи.

Таким образом, на участках Таштагольского и Шерегешевского месторождений выявлены интенсивные регулярные волны, распространяющиеся со стороны отработанных блоков. Полученные экспериментальные данные позволили определить возможное расстояние от дневной поверхности до границы кровли в выработанном пространстве Юго-Восточного участка Таштагольского месторождения, которое колеблется от 250 до 330 м.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Диагностика геофизических предвестников геодинамических явлений и развитие геотехнологии разработки железорудных месторождений / А. А. Еременко, А. А. Беспалько, В. А. Еременко, Л. В. Яворович. – Новосибирск : Наука, 2016. – 296 с.

2. Еременко А. А., Еременко В. А., Гайдин А. П. Горно-геологические и геомеханические условия разработки железорудных месторождений в Алтае-Саянской складчатой области. – Новосибирск : Наука, 2009. – 224 с.

3. Разработка и обоснование схем расположения сближенных зарядов ВВ увеличенного диаметра при отбойке блоков / А. А. Еременко, И. В. Клишин, Е. Н. Щептев, В. Н. Колтышев // ГИАБ. – 2013. – № 8. – С. 202–204.

4. Seismic hazard assessment and abatement geotechnology for safe iron ore mining in west Siberia / A. A. Eremenko, V. N. Koltyshev, V. A. Eremenko, V. A. Shtirtz // 8th International Symposium on Rockburst and Seismicity in Mines (RaSim 8). – Geophysical Survey of Russian academy of Sciences. Obninsk; Mining of Ural Branch of Russian of Sciences, Perm; 2013. – P. 434–445.

5. Опыт разработки безопасной и эффективной геотехнологии освоения рудных месторождений Сибири / А. А. Еременко, В. А. Еременко, А. Н. Александров, В. Н. Колтышев // ФТПРПИ. – 2014. – № 5. – С. 90–106.

6. Исследование интенсивности сейсмического действия массового взрыва при отработке слепого рудного тела / А. А. Еременко, А. Н. Александров, В. И. Куликов, В. Г. Спунгин // ГИАБ. – 2014. – № 5. – С. 9–14.

7. Экспериментальные исследования по определению границ между налегающей толщей кровли выработанного пространства и дневной поверхностью на месторождениях Горной Шории / А. А. Еременко, А. Н. Александров, А. Г. Скворцов, А. М. Царев // ГИАБ. – 2014. – № 6. – С. 11–17.

© А. А. Еременко, 2018

К ВОПРОСУ СНИЖЕНИЯ АКТИВНОЙ МОЩНОСТИ, ПОТРЕБЛЯЕМОЙ НА ТОННЕЛЬНУЮ ВЕНТИЛЯЦИЮ МЕТРОПОЛИТЕНА

Дмитрий Владиленович Зедгенизов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, доцент, старший научный сотрудник лаборатории рудничной аэродинамики, тел. (383)205-30-30, доп. 339, e-mail: dimzed2001@mail.ru

Произведена оценка энергопотребления на тоннельную вентиляцию типовой станции Новосибирского метрополитена при различных способах регулирования воздухораспределения. В расчетах учитывается изменение числа пар поездов и пассажиропотока на линии за сутки. Даны рекомендации по степени открытия створчатых регуляторов воздухораспределения, установленных в вентсбойке между путевыми тоннелями для снижения мощности, потребляемой тоннельным вентилятором. Расчеты произведены для различных комбинаций взаимного расположения встречных поездов на линии метрополитена относительно венткамеры.

Ключевые слова: активная мощность, управление воздухораспределением, поршневое действие поездов, тоннельный вентилятор, метрополитен.

ON REDUCTION OF ACTIVE POWER CONSUMED BY SUBWAY TUNNEL VENTILATION

Dmitry V. Zedgenizov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Associate Professor, Senior Researcher, Mine Aerodynamics Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 339, e-mail: dimzed2001@mail.ru

Energy consumption for tunnel ventilation of a typical station in Novosibirsk subway with different modes of air distribution regulation is estimated. The calculations take into account the change in the number of train pairs and passenger traffic on the line per day. Recommendations on the opening degree of the valve regulators of air distribution are presented. The valve regulators are installed in the vent crosscut between track tunnels to reduce the power consumed by the tunnel fan. Calculations are made for various combinations of the mutual arrangement of the oncoming trains on the subway line relatively to the ventilation chamber.

Key words: active power, air distribution control, train piston action, tunnel fan, subway.

Модернизация парка тоннельных вентиляторов Новосибирского метрополитена, проводимая в настоящее время, позволяет совершенствовать пути снижения энергопотребления на проветривание станций [1, 2].

Основным потребителем электроэнергии в системе регулирования воздухораспределения на типовой станции метрополитена мелкого заложения является тоннельный вентилятор, приводимый во вращение электродвигателем мощностью 55 кВт, 500 об/мин. Нормативными актами [3] установлены требуемые значения расхода воздуха на пассажирской платформе станции, которые должны обеспечиваться в течение суток средствами тоннельной вентиляции (см. рис. 2).

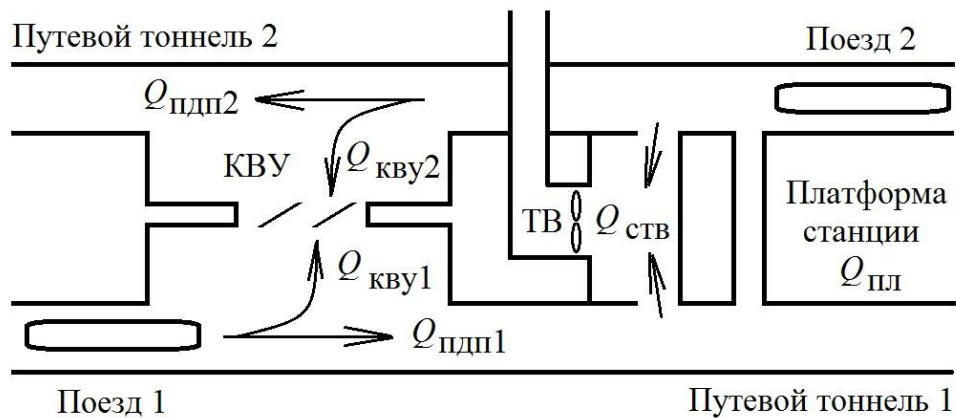


Рис. 1. Схема типового участка метрополитена:

$Q_{\text{ПДП}}$ – расход воздуха, вызванный поршневым действием поезда; $Q_{\text{КВУ}}$ – расход воздуха через створки регулятора воздухораспределения; $Q_{\text{Пл}}$ – расход воздуха через платформенный зал станции; $Q_{\text{СТВ}}$ – расход воздуха через тоннельный вентилятор; КВУ (клапан вентиляционный утепленный) – створчатый регулятор воздухораспределения

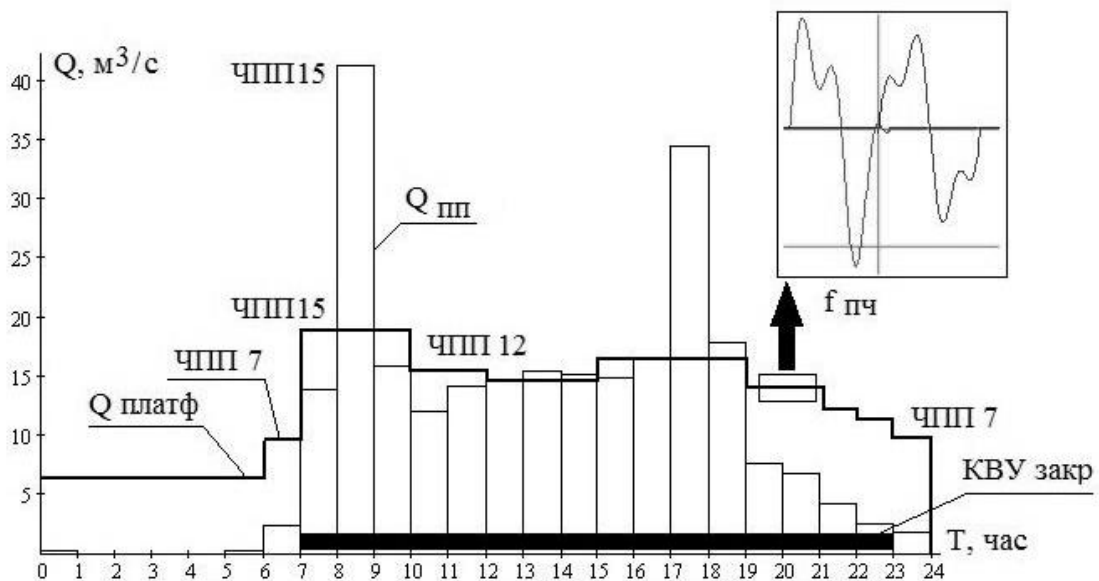


Рис. 2. Типовой график изменения требуемого расхода воздуха на платформе станции «Октябрьская»:

$Q_{\text{ПЛАТФ}}$ – требуемый расход воздуха на платформе; $Q_{\text{ПП}}$ – расчетный расход воздуха, вычисленный на основе данных о пассажиропотоке; ЧПП – число пар поездов на линии в час; $f_{\text{ПЧ}}$ – требуемая частота тока двигателя вентилятора

Предлагается стабилизировать заданный расход воздуха на платформе станции метрополитена совместным регулированием угла открытия створок регулятора воздухораспределения в вентсбойке и частоты вращения ротора вен-

тилятора, учитывая поршневое действие поездов метро [4, 5]. Для вычисления требуемого расхода воздуха на платформе станции предлагается применить формулу:

$$Q_{ПЛ} = (Q_{КВУ1} + Q_{КВУ2}) \cdot k_{КВУ} + Q_{ПДП1} + Q_{ПДП2} + Q_{СТВ} \cdot k_{СТВ} + Q_{ДОБ},$$

где $k_{КВУ}$ – коэффициент открытия створок;

$Q_{ДОБ}$ – расход воздуха, приходящий на платформу вследствие естественной тяги.

Активная мощность, потребляемая электродвигателем тоннельного вентилятора, может быть вычислена по формуле:

$$N = \frac{Q_{ПЛ}^3 \cdot R_A \cdot K_{П}}{1000 \cdot \eta_{ТВ} \cdot \eta_{ДВ}},$$

где R_A – аэродинамическое сопротивление участка вентсети;

$K_{П}$ – коэффициент пересчета, учитывающий, что только 64 % расхода воздуха, создаваемого тоннельным вентилятором, поступает на платформу;

$\eta_{ТВ}$ – к.п.д. вентилятора;

$\eta_{ДВ}$ – к.п.д. электродвигателя вентилятора.

Результаты расчета активной мощности, потребляемой тоннельным вентилятором за час, при различной интенсивности движения поездов и степени открытия створок регулятора воздухораспределения приведены в табл. 1.

Таблица 1

Расчетное энергопотребление тоннельного вентилятора N

ЧПП, пар/час	$Q_{ПЛ}$, м ³ /с	$N_{НЕРЕГ}$, кВт·ч	$N_{КВУ 0}$, кВт·ч	$N_{КВУ 1}$, кВт·ч	Экономия за час, %
7	10	732	462	434	36–40
12	15	2 472	1 083	781	56–68
15	20	5 859	2 234	974	62–83
15	40 час пик	46 888	28 210	11 630	40–75

Из таблицы 1 наглядно виден вклад створчатого регулятора воздухораспределения. При полностью открытых створках регулятора ($N_{КВУ 0}$) в зависимости от количества поездов на линии возможна экономия 36–62 % электроэнергии, а при закрытом положении створок ($N_{КВУ 1}$) эта цифра достигает 40–83 % от энергопотребления в отсутствии суточного оперативного регулирования производительности. Этот значительный эффект достигается управляемым перераспределением воздушных потоков, индуцированных движущимися поездами, при котором удается уменьшить производительность вентилятора.

Натурный эксперимент, проведенный на станции метро «Октябрьская» в г. Новосибирске показал, что параметры воздухораспределения на станции существенно зависят от времени, в течение которого встречные поезда проходят мимо тоннельного вентилятора венткамеры [6]. Время это изменяется случайным образом, но может быть вычислено на основе информации о следовании поездов на линии.

Результаты расчета мощности, потребляемой вентилятором при различных промежутках времени между проходами встречных поездов мимо венткамеры Δt в зависимости от степени открытия створок КВУ приведены в табл/ 2.

Таблица 2

Расчетные значения мощности, потребляемой вентилятором за час (кВт·ч) при ЧПП 12 пар в час и расходе воздуха на платформе $15 \text{ м}^3/\text{с}$

$k_{\text{КВУ}}$	$\Delta t, \text{ с}$						
	0	50	100	150	200	250	один поезд
0 створки открыты	1 615	1 307	1 086	1 083	1 202	1 465	1 737
0,5	1 558	1 157	839	827	993	1 363	1 586
1 створки закрыты	1 552	1 141	800	781	952	1 337	1 568

Результаты расчета можно представить в виде графика (рис. 3).

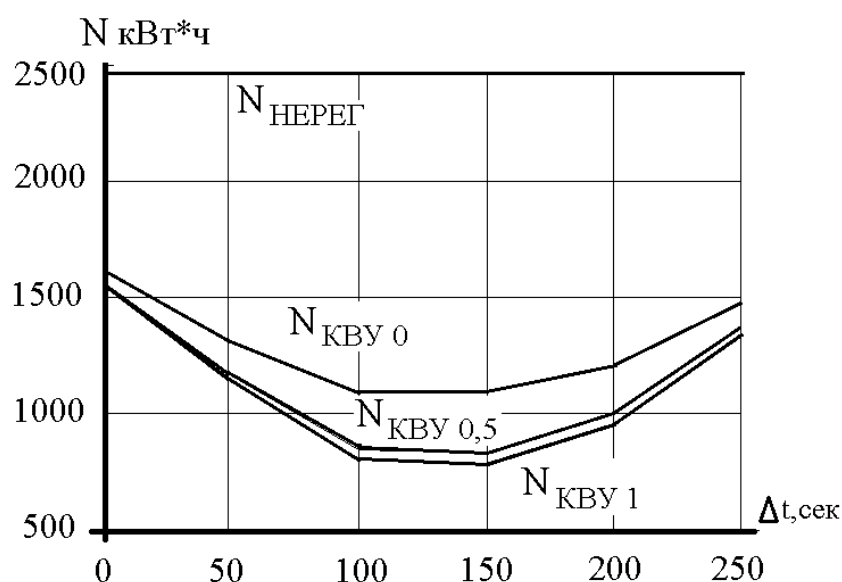


Рис. 3. Мощность, потребляемая вентилятором за час, при интенсивности движения поездов 12 пар в час и требуемом расходе воздуха на платформе $15 \text{ м}^3/\text{с}$ в зависимости от степени открытия створок КВУ

По графику видно, что меньше всего электроэнергии можно сэкономить при одновременном проходе поездов мимо венткамеры, а больше всего – при их движении в противофазе, когда в зависимости от расстояния от камеры до платформы и темпов приближения поездов с учетом времени их стоянки на станции начало влияния следующего поезда совпадает с окончанием влияния прошедшего.

Выводы:

1. Оперативное регулирование производительности тоннельного вентилятора в соответствие с поршневым действием поездов при закрытых створках КВУ позволяет экономить на проветривании в зависимости от числа пар поездов и требуемого расхода воздуха на платформе от 36 до 83 % электроэнергии по сравнению с нерегулируемым режимом.

2. Для экономии электроэнергии на проветривание режим работы створок КВУ, при котором через регулятор проходит только половина возможного расхода (КВУ 0,5) можно считать не целесообразным. Для упрощения конструкции регулятора и его системы управления можно принять два рабочих режима: полностью открытый (КВУ 0) и полностью закрытый (КВУ 1).

Работа выполнена в рамках научного проекта IX.132.3.2. ФНИ, № гос. регистрации АААА-А17-117091320027-5.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Красюк А. М. Тоннельная вентиляция метрополитенов – Новосибирск : Наука, 2006. – 164 с.
2. Зедгенизов Д. В. К вопросу учета поршневого действия поездов при автоматическом регулировании частоты вращения ротора тоннельного вентилятора метрополитена // Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2017. XIII Междунар. науч. конгр. : Междунар. науч. конф. «Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Экономика. Геоэкология» : сб. материалов в 4 т. (Новосибирск, 17–21 апреля 2017 г.). – Новосибирск : СГУГиТ, 2017. Т. 2. – С. 205–209.
3. СП 32-105-2004. Свод правил по проектированию и строительству. Метрополитены. – М. : ФГУП ЦПП, 2004. – 18 с.
4. Юркевич В. Д., Мальцев И. В., Зедгенизов Д. В. Управление воздухораспределением в системе тоннельной вентиляции метрополитена // Сборник тезисов докладов Всероссийской конференции с международным участием «Индустриальные информационные системы» – ИИС-2015. – Новосибирск : КТИ СО РАН, 2015. – С. 44–45.
5. Зедгенизов Д. В. Система регулирования воздухораспределения на станции метрополитена мелкого заложения // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2016. – № 3, Т. 2. – С. 64–68.
6. Зедгенизов Д. В. Результаты экспериментального исследования процесса регулирования частоты вращения ротора тоннельного вентилятора метрополитена // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2017. – № 1, Т. 4. – С. 11–14.

© Д. В. Зедгенизов, 2018

ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДА МАСС-СПЕКТРОМЕТРИИ ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ СТРУКТУРЫ УГЛЕЙ ДО И ПОСЛЕ ИХ НАГРЕВАНИЯ

Татьяна Анатольевна Киряева

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, тел. (923)170-32-11, e-mail: coalmetan@mail.ru

В статье показано, что впервые выполнено исследование параметров структуры углей различной стадии метаморфизма Кузбасса при их нагревании в инертной среде гелия методом рентгеновской дифракции. Проведены пробные *in situ* эксперименты рентгеновской дифракции и масс-спектропии отводимых газов при нагреве.

Ключевые слова: уголь, структура, рентгеновская дифракция, масс-спектрометрия, выбросоопасность, выход летучих.

INVESTIGATION OF COAL STRUCTURE BEFORE AND AFTER HEATING BY MASS SPECTROMETRY

Tatiana A. Kiryaeva

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., phone: (923)170-32-11, e-mail: coalmetan@mail.ru

The paper presents the first survey of structure parameters of Kuzbass coal various metamorphisms during its heating in inert helium medium. The investigation is carried out with the help of X-Ray diffraction. *In situ* experiments on X-Ray diffraction and mass spectrometry of withdrawn gases are performed.

Key words: coal, structure, X-Ray diffraction, mass spectrometry, outburst hazard, volatile yield.

Для диагностики термохимического состояния очаговых зон при формировании подземных пожаров в угленосных массивах в процессе отработки угольных месторождений и разработки оперативных инструментальных методов их контроля, а также эффективных методов профилактики подобного рода катастрофических событий фундаментальное значение имеют представления о процессах газовой выделенности угля различной стадии метаморфизма при их нагревании в широком диапазоне температур. Для предотвращения выбросо- и пожароопасности угольных пластов метод масс-спектропии является важным методом измерения скорости выделения метана и других газов в зависимости от температуры нагревания угольных образцов разной стадии метаморфизма.

В работе [1] по количественному определению концентрации газов, выделившихся при нагревании угля, методами рентгеновской дифракции и масс-спектрометрии был определен состав газовой фазы угольного вещества в режиме *in situ*. В основе метода масс-спектрометрии лежит принцип измерения отношения массы заряженных частиц (ионов) к их заряду (m/z). Для этого используются законы движения заряженных частиц в электромагнитном поле.

Соответственно, любой масс-спектрометр обязательно состоит из трех частей: ионного источника, масс-анализатора и детектора ионов. Для обеспечения беспрепятственного движения ионов внутри масс-спектрометра поддерживается высокий вакуум.

Наиболее часто для ионизации частиц (молекул) используют электронный удар – облучение молекул потоком электронов. Электроны, сталкиваясь с молекулами, выбивают из их электронных оболочек электроны и превращают молекулы в ионы, которые далее попадают в анализатор.

Ионы, вылетевшие из ионного источника, движутся в камере анализатора по спиралевидным траекториям. Ионы с определенными соотношением m/z проходят через анализатор, а ионы с другими соотношениями m/z ударяются о стержни. Развертка масс-спектра производится путем изменения постоянного и переменного напряжения или частоты. Фактически в масс-спектрометрии измеряется интенсивность ионного тока от соотношения m/z , при этом ионный ток, соответствующий иону с определенным m/z , пропорционален концентрации ионов, которая, в свою очередь, пропорциональна концентрации соответствующих молекул в анализируемом объеме. Таким образом, измеряя интенсивность ионного тока, можно измерять концентрацию (парциальное давление) того или иного вещества.

Анализ газовой фазы производился нами с помощью квадрупольного масс-спектрометра SRS UGA-100, оснащенного двумя детекторами – чаша Фарадея и вторичным электронным умножителем (ВЭУ). Забор газовой фазы осуществлялся на выходе из камеры. Программное обеспечение масс-спектрометра имеет ограничение и одновременно может отслеживать только 10 значений m/z . На основании данных хроматографии, полученных в 2016 г. и газов содержащихся в воздухе, было выбрано 12 соединений, на каждое из них была составлена своя карточка. Образец такой карточки для метана приведен на рис. 1, из которого следует, что его соотношение m/z максимально для двух сигналов: 15 и 16.

Для выбора допустимых восьми соотношений m/z , по которым проводился анализ на основании карточек, была составлена общая таблица и выбраны следующие вещества для детектирования: водород, гелий, метан, вода, монооксид углерода, азот, этан, пропан, этан, кислород, диоксид углерода. Образцы постепенно нагревали до температуры ≈ 750 °С.

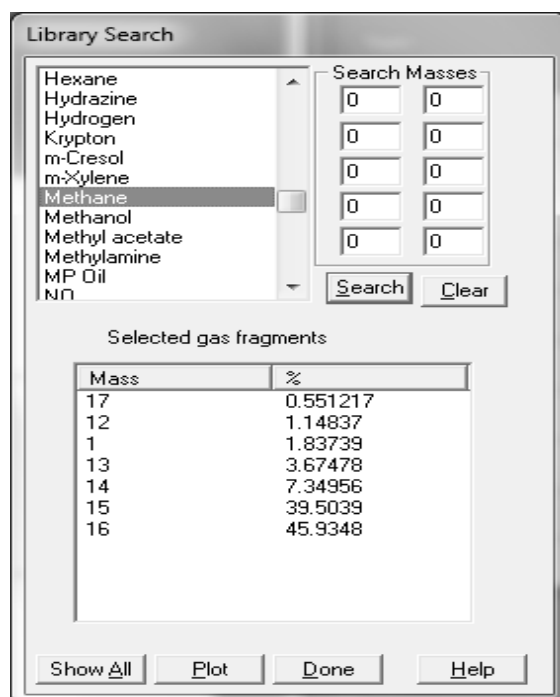


Рис. 1. Соотношения m/z по метану для угольных образцов, указанных в карточке на рисунке

На рис. 2 представлены графики изменения масс-спектрометрических сигналов, а также температуры выделения газов угольного образца средней стадии метаморфизма с $V^{daf} = 21,9\%$, взятого для примера в данной статье. Жирная черная линия на этих рисунках – график температуры нагревания угольного образца ($^{\circ}\text{C}$), остальные линии – записи сигналов с масс-спектрометра для различных соотношений m/z (указаны в легенде «mass: XX»). Последние нормированы так, что их шкала совпадает с температурной шкалой.

Из графиков рис. 2 видно, что при нагревании угольного образца до $\sim 600^{\circ}\text{C}$ наблюдается максимальное выделение метана, которое при дальнейшем нагревании снижается. Это полностью поддерживает выводы, сделанные в 2016 г. по поводу выделения газов из угольных образцов при их нагревании. Измерения с помощью метода масс-спектропии на тех же образцах (получены из одного куска угля методом квартования) позволяют увидеть «разверстку» процесса нагревания и выделения газов во времени. Однако на данном этапе исследований, из-за проведения эксперимента с разной скоростью нагревания для разных образцов соответствующий сравнительный анализ не делался.

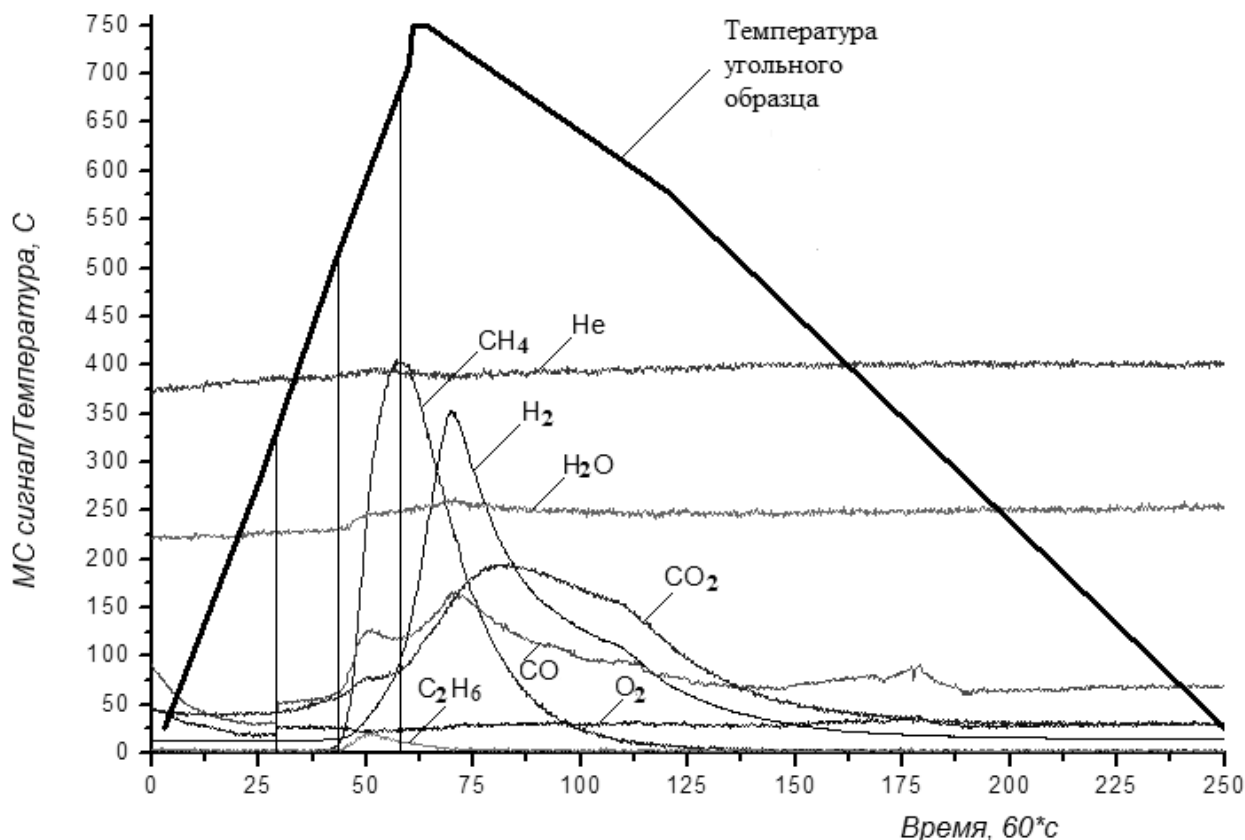


Рис. 2. Данные масс-спектропии:
a – угольного образца № 1 в потоке газа He; *б* – №2; *в* – №3

Для угольного с $V^{daf} = 39,7\%$ был проведен пробный *in situ* эксперимент масс-спектропии на рентгеновской дифракции (рис. 3). Были получены 4 дифракционных картины при температурах 17, 400, 600 и 750 °С.

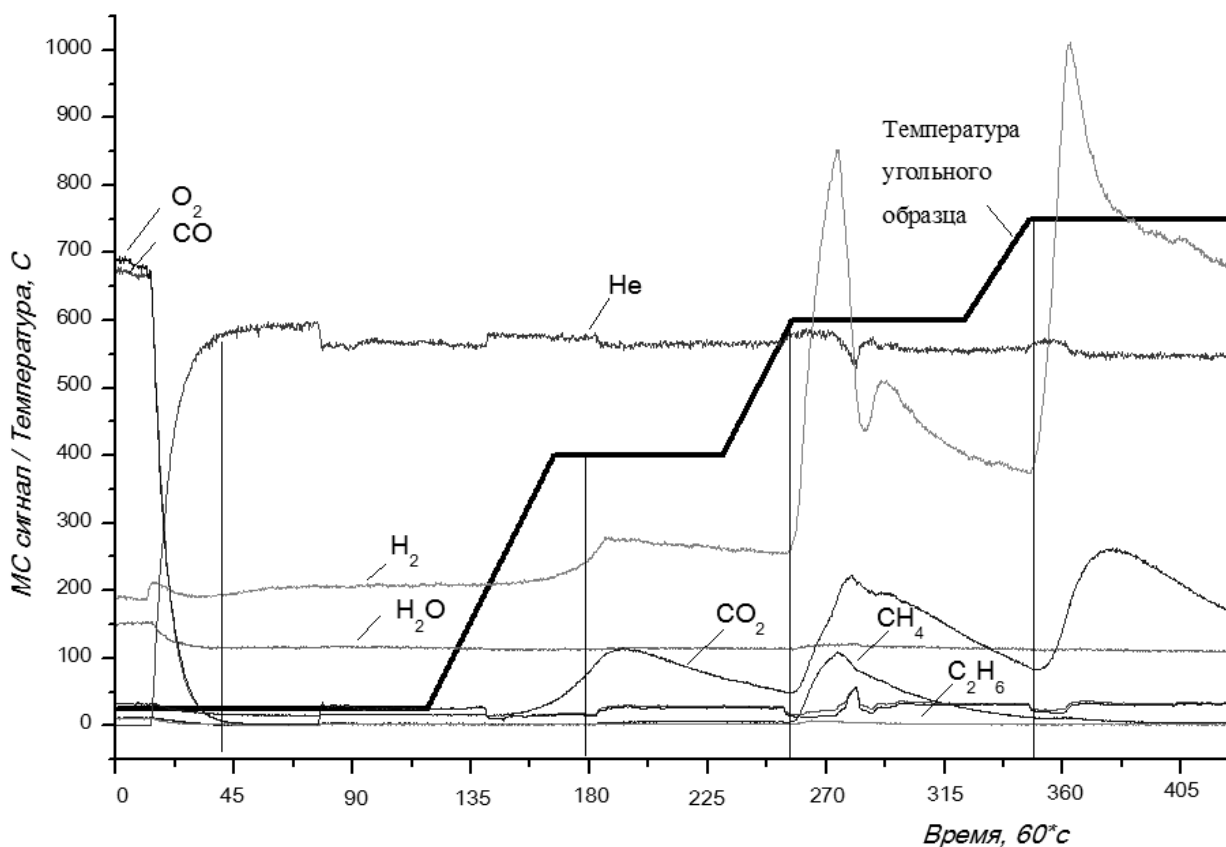


Рис. 3. Данные масс-спектропии при нагревании угольного образца № 3 в потоке гелия

На рис. 3 представлены: черная линия – температура нагревания угольного образца (°С), «полки» соответствуют дифракционным экспериментам длительностью по 1 часу, остальные линии – сигналы с масс-спектрометра для различных соотношений m/z (указаны в легенде «mass: XX»). Сигналы нормированы в шкале, совпадающей с температурной. Для удобства масштаб соотношений с $m/z = 4$ и 28 выбран равным $0,05$, для 32 приведен к $0,25$.

Рис. 3 показывает, что уже при нагревании до 400 °С начинается выделение водорода и газов с $m/z = 2$, при этом сигнал от метана не появляется. Выделение метана начинается при температуре 600 °С . Исследованные угольные образцы были извлечены из шахты год назад. Тогда же были проведены исследования процесса СВЧ-нагрева образцов каменных углей, в том числе и образца № 3, описанные в [1]. За прошедшее время произошла естественная деструкция угольного вещества, и часть газов выветрилась в окружающую среду. Поэтому остаточное количество метана при исследовании масс-спектроскопическим ме-

тодом выделилось при более высокой температуре. В дальнейшем, методом масс-спектропии планируется провести измерения зависимости скорости выделения метана и других газов от температуры нагревания угольных образцов разной стадии метаморфизма. Это позволит разрабатывать новые методы предотвращения выбросо- и пожароопасности угольных пластов.

Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ (проект № 16-05-00537а).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Initiation of underground fire sources / V. N. Oparin, T. A. Kiryaeva, V. Yu. Gavrillov, Yu. Yu. Tanashev, V. A. Bolotov // Journal of Mining Science. – 2016. – Vol. 52, No 3. – P. 576–592.

© Т. А. Киряева, 2018

ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СТРУКТУРЫ УГЛЕЙ КУЗБАССА МЕТОДОМ РЕНТГЕНОВСКОЙ ДИФРАКЦИИ

Татьяна Анатольевна Киряева

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, тел. (923)170-32-11, e-mail: coalmetan@mail.ru

В статье показано, что при нагревании углей до 800 °С углеродные слои претерпевают структурные изменения: среднее расстояние между углеродными сетками практически не меняется и составляет 3,5 Å. При этом толщина углеродного слоя после нагревания уменьшается на 1–2 сетки, а диаметр углеродного слоя в результате термообработки увеличивается до 20 %.

Ключевые слова: уголь, структура, рентгеновская дифракция, выбросоопасность, выход летучих, углеродные слои.

SURVEY OF PARAMETERS OF KUZBASS COAL STRUCTURE BY X-RAY DIFFRACTION

Tatiana A. Kiryaeva

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., phone: (923)170-32-11, e-mail: coalmetan@mail.ru

The paper points out that when coal is heated up to 800 °C, its carbon layers undergo structural changes: the average distance between carbon networks remains practically unchanged, and it is 3,5 Å. After the heating the carbon layer thickness is reduced by 1–2 networks, while the carbon layer diameter is increased by 20 %.

Key words: coal, structure, X-Ray diffraction, outburst hazard, volatile yield, carbon layers.

Полученные в [1] экспериментальные данные по нагреванию угольных образцов до 800 °С показали, что при увеличении температуры происходит как увеличение концентрации выделяющихся газов, так и появление новых газов, не наблюдавшихся при более низких температурах. Описанные в [1] результаты экспериментальных исследований позволили выдвинуть гипотезу о том, что если метан образуется в угле в результате распада твердого метаноугольного раствора, то сами углеродные слои должны претерпевать структурные изменения. В качестве методов экспериментального исследования структурных особенностей углей были использованы метод рентгеновской дифракции и масс-спектрометрии в режиме *in situ*.

Дифракционные картины были получены на порошковом рентгеновском дифрактометре D8 Advance (вертикальный гониометр $\theta/2\theta$ -геометрии) фирмы Bruker (Германия).

Каменный уголь имеет сложную пористую структуру, представляющую собой набор углеродных сеток, и состоит из очень малых в диаметре (порядка 1–4 нм) упорядоченных и разупорядоченных участков. Упорядоченные участки

представляют собой когерентно расположенные углеродные сетки, которые называют «углеродный слой». Слои характеризуются диаметром (L_a), толщиной (L_c) и расстоянием между углеродными сетками d_{002} .

Дифракция от углеродных сеток проявляется в виде двух широких максимумов, анализ которых позволяет определить L_a , L_c и d_{002} . Пики имеют индексы Миллера 002 и 100 и позволяют дать необходимую информацию вдоль кристаллографических направлений 001 и 100, соответственно. Дифракционные картины представляют собой графики зависимости интенсивности отраженного рентгеновского излучения угольного образца от угла рассеяния 2θ . Для примера на рис. 1 представлена серия дифракционных картин для угольного образца № 16 ($V^{daf} = 22,4\%$) полученная *in situ*, во время его прокаливания и охлаждения в инертной среде потока гелия.

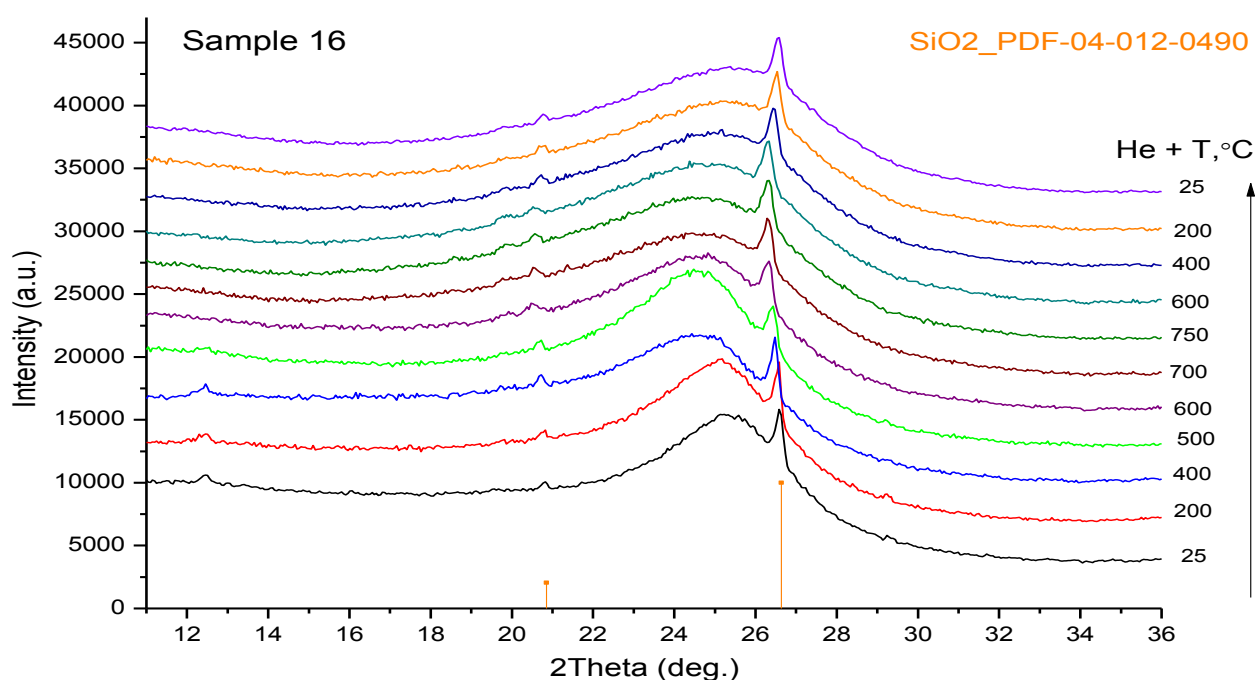


Рис. 1. Серия дифракционных картин для пика 002 угольного образца № 16 ($V^{daf} = 22,4\%$), полученная *in situ* во время прокаливания и охлаждения в инертной среде гелия. Штрих диаграмма – примесь оксид кремния

Рис. 1 показывает изменение дифракционного максимума 002 (диапазон съемки от 11 до 36° по 2θ). Видно постепенное уширение максимумов 002 с ростом температуры, что свидетельствует об уменьшении областей когерентного рассеяния (ОКР) в направлении 001. Дифракционные картины для углов рассеяния 2θ от 10° до 65° до и после прокаливания для пиков 002 и 100 угольного образца № 16 показаны на рис. 2.

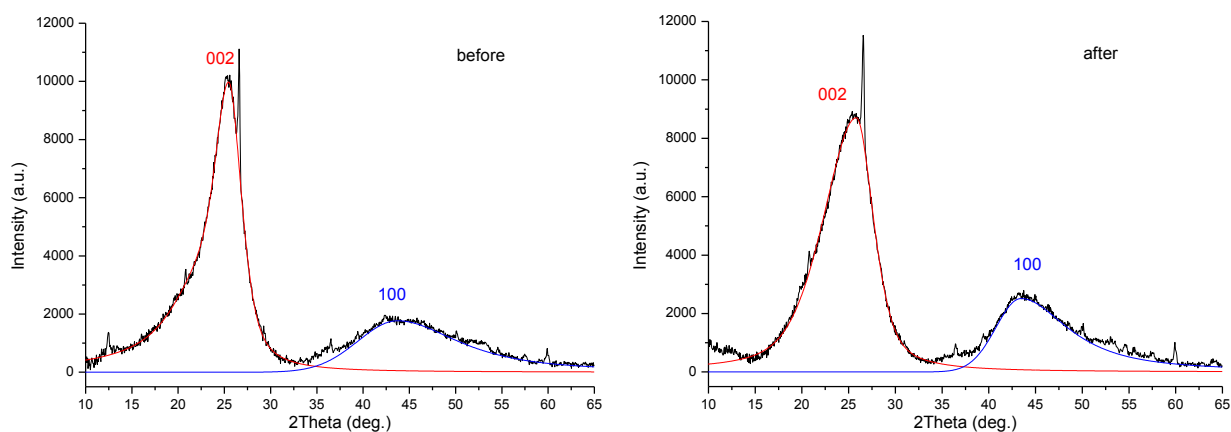


Рис. 2. Разложение на пики 002 и 100 образцов до (before) прокаливания и после (after)

Из рис. 2 видно, что после прокаливания положение пика 002 практически не изменилось (25,5 до и 25,8° после). Это означает, что среднее межплоскостное расстояние d_{002} также не изменилось и осталось равным около 3,5 Å, однако дифракционные пики имеют анизотропный вид.

Ширина пика 002 увеличилась с 4,3 до 6,4°, что свидетельствует об уменьшении размеров ОКР с 1,9 до 1,3 нм. Положение пика 001 также осталось на том же уровне, но средние размеры ОКР увеличилось с 0,7 до 0,9 нм. Результаты дифракционных и рентгеноструктурных исследований угольных образцов разной стадии метаморфизма показали, что всю совокупность образцов можно разбить на 3 группы.

К первой группе относятся угли с выходом летучих веществ до 18,6 %, ко второй – 21–22,4 % (средняя стадия метаморфизма), к третьей – 35–37 %. Анализ зависимости расстояния между углеродными сетками d_{002} от выхода летучих веществ V^{daf} показал, что межплоскостные расстояния лежат в среднем диапазоне от 3,4 до 3,6 Å, что из-за сильно уширенного дифракционного пика 002 может лежать в рамках погрешности.

Однако, для образцов 1-й и 2-й группы после их нагревания наблюдается увеличение межплоскостного расстояния d_{002} с 3,5 до 3,6 Å, а для бурых углей, наоборот, уменьшение с 3,6 до 3,5 Å (для угольного образца с $V^{daf} = 40$ % – до 3,4 Å).

Анализ зависимости толщины слоя L_c от выхода летучих веществ V^{daf} показал, что толщина слоя L_c для углей 1-й и 2-й групп (высокой и средней стадий метаморфизма) уменьшается при нагревании, в то время как для бурых углей она остается практически постоянной. При этом диаметр углеродного слоя L_a существенно не меняется для всех стадий метаморфизма. Схематически вышесказанное представлено на рис. 3.

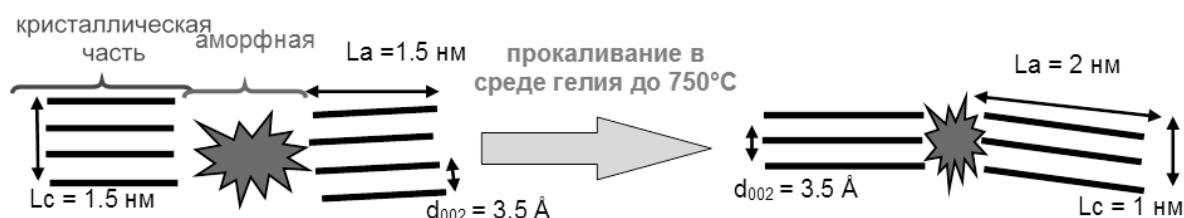


Рис. 3. Схема изменения структуры вещества углей до и после прокаливания

Таким образом, исследования методом РФА показали:

1. По дифракционным данным среднее расстояние между углеродными сетками d_{002} практически не меняется и составляет 3,5 Å. Оно сравнимо с эффективным диаметром молекулы метана (около 3,8 Å). Следовательно, есть основания предполагать, что метан не может занимать межслоевое пространство между углеродными слоями кристаллической составляющей углей. В противном случае наблюдалось бы смещение максимума 002 в сторону меньших углов на дифракционной картине. Однако в сторону меньших углов наблюдается анизотропное уширение пика.

2. Очевидно, что углеродные слои претерпевают структурные изменения. При этом в данной интерпретации не ясна причина «отшелушивания» 1-го слоя после прокаливания. В связи с этим возникает вопрос: где располагались молекулы метана и других газов, которые выделяются при нагревании?

3. Дифракционные пики имеют анизотропный вид, поэтому требуется их более детальный анализ. Дифракционный метод является интегральным и дает представление о средней структуре, однако необходимо также изучить локальные изменения структуры, исследовать изменение микроструктуры углей, а также изменение характера поверхности образцов. Для этого необходимо привлечь метод просвечивающей электронной микроскопии высокого разрешения.

4. Толщина углеродного слоя L_c после нагревания в среднем уменьшается. Однако, для образцов с высоким выходом летучих веществ V^{daf} наблюдаются разнонаправленные процессы: для одних угольных образцов не наблюдается изменения толщины углеродного слоя, а для других происходит его увеличение. В связи с этим требуется проведение дополнительных экспериментов, в том числе и с большим количеством образцов.

5. Число углеродных слоев после нагревания уменьшается на 1–2 сетки.

Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ (проект № 16-05-00537а).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Initiation of underground fire sources / V. N. Oparin, T. A. Kiryaeva, V. Yu. Gavrillov, Yu. Yu. Tanashev, V. A. Bolotov // Journal of Mining Science. – 2016. – Vol. 52, No 3. – P. 576–592.

© Т. А. Киряева, 2018

К ВОПРОСУ СОЗДАНИЯ КОМПЛЕКСНОЙ МОДЕЛИ ПРОЦЕССА ТЕПЛООБМЕНА ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ МЕТРОПОЛИТЕНОВ МЕЛКОГО ЗАЛОЖЕНИЯ С ОКРУЖАЮЩИМ ГРУНТОВЫМ МАССИВОМ

Лаврентий Александрович Кияница

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, аспирант, инженер лаборатории рудничной аэродинамики, тел. (383)205-30-30, доп. 179, e-mail: Lavrentij.Kijanitz@yandex.ru

Иван Владимирович Лугин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, доцент, старший научный сотрудник лаборатории рудничной аэродинамики, тел. (383)205-30-30, доп. 179, e-mail: ivlugin@misd.ru

Впервые предложена комплексная модель циклического годового процесса теплообмена подземных сооружений метрополитенов мелкого заложения с окружающим грунтовым массивом. Определен вид уравнений, описывающих теплообмен, и найдены зависимости величины коэффициентов, входящих в уравнения, от глубины заложения линии метро, теплофизических свойств грунтов и климатических параметров района строительства.

Ключевые слова: метрополитен, мелкое заложение, теплообмен, грунт.

A COMPLEX MODEL OF HEAT EXCHANGE IN SHALLOW SUBWAY TUNNELS WITH SOIL MASS

Lavrenty A. Kiyantsa

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D. Student, Engineer, Mine Aerodynamics Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 179, e-mail: Lavrentij.Kijanitz@yandex.ru

Ivan V. Lugin

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Associate Professor, Senior Researcher, Mine Aerodynamics Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 179, e-mail: ivlugin@misd.ru

The authors are pioneers to propose a complex model of an annual cyclical heat exchange in shallow subway tunnels with surrounding soil mass. Equations form describing heat exchange is determined. Dependence of the equations coefficients values on the depth of a subway line, soil thermophysical properties and climate variables of construction area.

Key words: subway, shallow, heat exchange, soil.

Теплообмен между окружающими станцию грунтами и внутренними станционными воздухом – важная составляющая теплового режима пассажирских помещений станции метрополитена – носит переменный по величине и направлению характер [1]. Он в значительной мере влияет на производительность системы станционной вентиляции.

Основная задача системы вентиляции станции метрополитена – поддержание внутренних микроклиматических параметров в пассажирских помещениях станции. Основным отличием станции закрытого типа от других типов станции является разделительная перегородка, отделяющая внутренние объемы пассажирских помещений и путевого отсека (двухпутного тоннеля). Из-за этой перегородки избыточное тепло не попадает из тоннеля на станцию, в связи с чем в пассажирских помещениях станции часть года теплотери превышают по величине тепlopоступления [2].

Известен ряд методик, позволяющий определить величину теплообмена между грунтом и станционным воздухом [1, 3–5], однако эти методики применимы для частных случаев: определенных климатических параметров региона и теплофизических характеристик окружающих станцию грунтов. Поэтому задачей данной работы является определение комплексной зависимости теплового потока из подземных сооружений метрополитена в грунт от глубины заложения станции, теплофизических характеристик окружающих станцию грунтов, климатических параметров региона строительства.

Ранее было определено, что зависимость теплового потока q_h из подземных сооружений станции в грунт в течение года от времени τ имеет вид [1]:

$$q_h(\tau) = B + A \cdot \cos(0,0172 \cdot \tau + \omega), \quad (1)$$

где A – амплитуда колебаний величины удельного теплового потока, Вт/м²;

B – среднегодовое значение удельного теплового потока, Вт/м²;

ω – начальная фаза колебаний величины удельного теплового потока, рад;

0,0172 – угловой коэффициент, 1/сут.

Коэффициенты A , B , ω зависят:

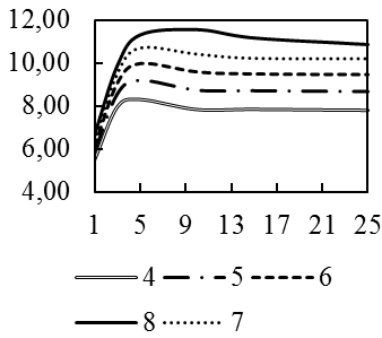
а) от глубины заложения станции h , м;

б) теплофизических свойств грунтов, комплексным параметром которых является коэффициент температуропроводности, a , м²/с;

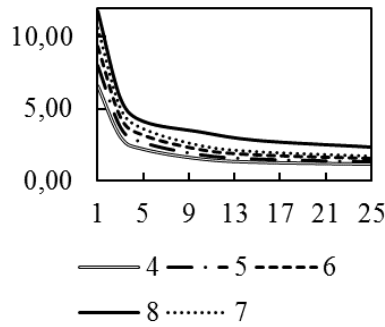
в) климатических условий строительства и эксплуатации станции – среднегодовой температуры наружного воздуха \bar{t}_r , °С, и годовой амплитуды колебаний наружной температуры воздуха Δ_t , °С.

Для определения зависимостей коэффициентов A , B , ω (1) был проведен ряд вычислительных экспериментов в программном пакете ANSYS CFD для различных глубин заложения станции закрытого типа от 1 до 25 м, коэффициентов температуропроводности грунтов от $4 \cdot 10^{-7}$ до $8 \cdot 10^{-7}$, климатических условий городов Новосибирска ($\bar{t}_r = 1,15$ °С, $\Delta_t = 17,05$ °С), Москвы ($\bar{t}_r = 5,2$ °С, $\Delta_t = 12,7$ °С), Баку ($\bar{t}_r = 15,75$ °С, $\Delta_t = 10,25$ °С).

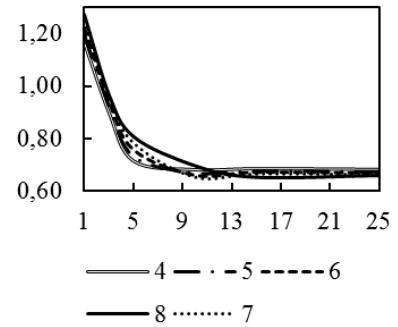
Были получены величины коэффициентов A , B , ω , зависимости которых приведены на рисунке.



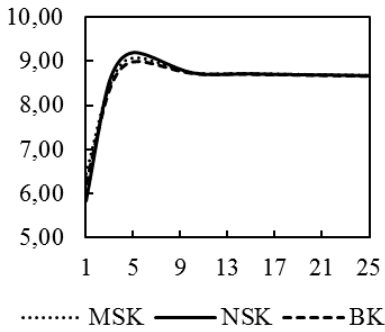
а)



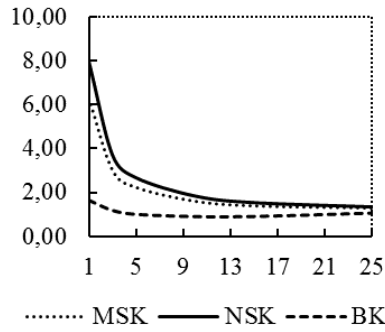
б)



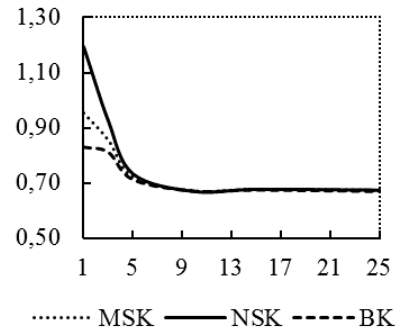
в)



г)



д)



е)

Зависимости изменения коэффициентов формулы теплового потока:

- а) изменение коэффициента A от глубины заложения станции 1...25 м для различных величин коэффициентов теплопроводности грунта $4, 5, 6, 7, 8 \cdot 10^{-7} \text{ м}^2/\text{с}$ для г. Новосибирска; б) то же, для коэффициента B ; в) то же, для коэффициента ω ; г) изменение коэффициента A от глубины заложения станции 1...25 м для коэффициента теплопроводности $4 \cdot 10^{-7} \text{ м}^2/\text{с}$ для г. Новосибирска (NSK), Москвы (MSK) и Баку (BK); д) то же, для коэффициента B ; е) то же, для коэффициента ω

Проведенная аппроксимация графических зависимостей, представленных на рисунке, позволила сделать вывод, что обобщенная регрессионная зависимость, описывающая коэффициенты уравнения (1) теплового потока в грунт для различных условий строительства и эксплуатации станций закрытого типа метрополитена с двухпутным тоннелем имеет следующий вид:

$$\begin{cases} A(h, a, \bar{t}_\Gamma, \Delta_t) = A_0 + A_1 \cdot e^{\frac{k}{h}} + A_2 \cdot a + A_3 \cdot \bar{t}_\Gamma + A_4 \cdot \Delta_t; \\ B(h, a, \bar{t}_\Gamma, \Delta_t) = B_0 + B_1 \cdot h^p + B_2 \cdot a + B_3 \cdot \bar{t}_\Gamma + B_4 \cdot \Delta_t; \\ \omega(h, a, \bar{t}_\Gamma, \Delta_t) = \omega_0 + \omega_1 \cdot \left(1 + \frac{s}{h}\right) + \omega_2 \cdot a + \omega_3 \cdot \bar{t}_\Gamma + \omega_4 \cdot \Delta_t, \end{cases} \quad (2)$$

где $A(h, a, \bar{t}_\Gamma, \Delta_t)$, $B(h, a, \bar{t}_\Gamma, \Delta_t)$, $\omega(h, a, \bar{t}_\Gamma, \Delta_t)$ – искомые составляющие уравнения теплового потока;

h – глубина заложения станции, м;

a – коэффициент теплопроводности грунта, $\text{м}^2/\text{с}$;

\bar{t}_r – среднегодовая температура наружного воздуха, °С;
 Δ_t – амплитуда колебаний температуры наружного воздуха, °С;
 $A_0 \dots A_4, B_0 \dots B_4, \omega_0 \dots \omega_4, k, p, s$ – коэффициенты.

Таким образом, определены зависимости величины параметров, входящих в состав уравнения теплового потока от внутреннего воздуха пассажирских помещений станции закрытого типа метрополитена в грунт для различных глубин заложения станции, теплофизических свойств окружающих станцию грунтов, климатических условий строительства и эксплуатации. Перспективным продолжением данной работы можно считать определение количественных характеристик коэффициентов, входящих в регрессионную модель (2).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Кияница Л. А. К вопросу определения аналитических зависимостей теплового потока в грунт из подземных сооружений станций закрытого типа метрополитена мелкого заложения с двухпутным тоннелем // ГИАБ. – 2018. – № 2. – С. 89–102.
2. Кияница Л. А., Лугин И. В. Тепло-влажностный баланс как определяющий расчетный параметр раздельной вентиляции метрополитена со станциями закрытого типа // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2016. – № 3, Т. 2. – С. 86–91.
3. Лугин И. В., Пьянкова А. Ю. Изменение температурного поля грунта вокруг подземной станции метрополитена с начала эксплуатации // Строительство. – 2010. – № 10. – С. 48–55.
4. Сотников А. Г. Теплофизический расчет теплотерь подземной части зданий // АВОК. – 2010. – № 8. – С. 62–67.
5. Цодиков В. Я. Вентиляция и теплоснабжение метрополитенов. – Изд. 2-е, перераб. и доп. – М. : Недра, 1975. – 568 с.

© Л. А. Кияница, И. В. Лугин, 2018

ВЛИЯНИЕ СВОЙСТВ РАБОЧЕГО ФЛЮИДА НА ФОРМУ ОБРАЗУЮЩИХСЯ ТРЕЩИН ПРИ ПОИНТЕРВАЛЬНОМ ГИДРОРАЗРЫВЕ ПЛАСТА

Игорь Владимирович Колыхалов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, младший научный сотрудник, тел. (383)335-96-54, e-mail: ikolykhalov@mail.ru

Петр Александрович Мартынюк

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат физико-математических наук, ведущий научный сотрудник, тел. (383)335-96-54, e-mail: martinjuk@ngs.ru

В работе приведены результаты численного исследования процесса последовательного развития поперечных к скважине трещин поинтервального гидроразрыва в осесимметричной постановке теории упругости. Построены формы пяти последовательно создаваемых трещин гидроразрыва при использовании различных видов рабочего флюида: вязкая и идеальная жидкости, пластический материал. Проанализировано влияние свойств рабочего флюида на параметры развивающихся трещин. Проведено сравнение полученных форм трещин гидроразрыва для различных видов рабочего флюида.

Ключевые слова: поинтервальный гидроразрыв пласта, осесимметричная трещина, вязкая жидкость, пластический материал, вязкость разрушения.

INFLUENCE OF WORKING FLUID PROPERTIES ON CRACK FORM DURING INTERVAL HYDRAULIC FRACTURING

Igor V. Kolykhalov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Junior Researcher, phone: (383)335-96-54, e-mail: ikolykhalov@mail.ru

Peter A. Martynyuk

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Lead Researcher, phone: (383)335-96-54, e-mail: martinjuk@ngs.ru

The article provides numerical results on gradual development of transverse cracks in case of interval hydraulic fracturing and axisymmetrical statement of elasticity theory. There are five gradually formed hydraulic fracturing cracks built with the help of various working fluids: viscous and perfect as well as plastic material. Influence of working fluid properties on crack parameters is analyzed. The obtained hydraulic fracturing crack forms are compared in use with various working fluids.

Key words: interval hydraulic fracturing, axisymmetric fracture, viscous fluid, plastic material, failure viscosity.

Большая часть нефтегазовых месторождений, в частности сланцевых, содержит полезный продукт в слабопроницаемых коллекторах, т. е. в них отсутствует развитая система проницаемых трещин. Чтобы оптимизировать добычу углеводородов необходимо создать сообщающуюся систему трещин достаточ-

но больших размеров и посадить их берега на проппант – обеспечить возможность транспортировки полезного сырья. Создать неупорядоченную систему трещин можно с помощью взрыва [1], а потом раскрыть их, нагнетая рабочий флюид с проппантом. При этом взрыв должен быть «мягким», чтобы не повредить скважину. В этом случае получить трещины больших размеров затруднительно. Наиболее широкое применение и развитие в области интенсификации добычи нефти и газа из низкопроницаемых и неоднородных коллекторов получила технология множественного гидроразрыва пласта [2–5]. Одним из видов данной технологии является поинтервальный гидроразрыв с поперечными к скважине трещинами. Максимальная эффективность данного метода достигается, если получающиеся трещины дисковые и расстояние между ними равно радиусу дренирования. Одним из основных факторов, влияющих на геометрию развивающихся трещин, является наличие вблизи искусственно созданных или естественных трещин, так как раскрытые трещины порождают вокруг себя дополнительные поля напряжений. Теоретически можно создать проницаемый коллектор из системы параллельных дисковых трещин расположенных достаточно близко друг к другу. Это можно организовать следующим образом. Сначала создается первая трещина нужного размера. Затем жидкость из тела трещины откачивается, берега трещины смыкаются, следовательно, создаваемая рядом следующая трещина находится в условиях создания первой, так как она сомкнулась и не порождает дополнительных полей напряжения. Этот процесс можно продолжить – создать регулярную систему из поперечных трещин. Проблема будет состоять в повторном нагружении созданных трещин с целью увеличения проницаемости этих трещин, т. е. раскрытия трещин и посадки их берегов на проппант. Такой практически идеальный вариант не используется на практике, сказывается сложность необходимого материального и технического оснащения. Обычно для создания высокопроводящих каналов используется схема последовательного (поинтервального) гидроразрыва. В работе рассматривается последовательное развитие криволинейных осесимметричных трещин гидроразрыва, когда в качестве рабочего флюида используется вязкая жидкость или пластический материал.

Постановка задачи. В упругом пространстве сжатом на бесконечности главными напряжениями $P_{xx} = P_{yy}, P_{zz}$, перпендикулярно оси Oz на расстоянии h друг от друга находятся N симметрично расположенных, параллельных дисковых зародышевых трещин радиусом r_0 . Поинтервальный гидроразрыв заключается в том, что все N трещин последовательно нагружают рабочим флюидом, растянут до заданного размера и заполняют проппантом. Размеры и раскрытия уже созданных трещин в процессе проведения дальнейших гидроразрывов остаются неизменными, следовательно, сохраняются неизменными дополнительные поля напряжений, порожденные ими. Первая трещина развивается в однородном поле напряжений и будет иметь форму эллипсоида с радиусом R_0 (рис. 1) и раскрытием в центре $2U_0$, которое определяется закачен-

ным в трещину количеством проппанта. В растущей k -й трещине ($k \in \{2, \dots, N\}$) задается давление $p(s, t)$, где s – координата по длине линии трещины в меридиональном сечении, t – время.

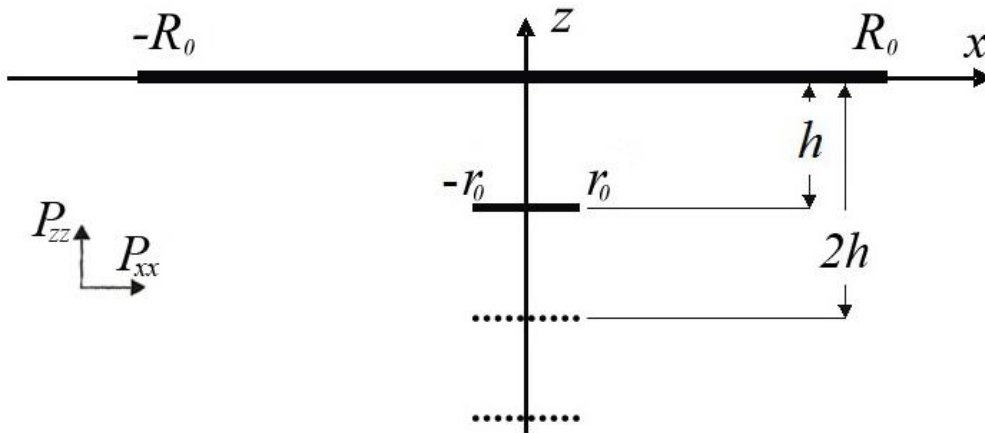


Рис. 1. Начальная конфигурация трещин гидроразрыва в плоскости $y = 0$

Граничные условия на берегах k -й трещины в дополнительных напряжениях:

$$\begin{aligned} \sigma_n &= -p_k(s, t) - \sigma_{n0}(s, t) - \sum_{m=1}^{k-1} \sigma_{nm}(s, t) = -p_k(s, t) - \sigma_k(s, t) = -\Delta p_k(s, t); \\ \tau_s &= -\tau_{s0}(s, t) - \sum_{m=1}^{k-1} \tau_{sm}(s, t) = -\tau_k(s, t), \end{aligned} \quad (1)$$

где $\sigma_{n0}(s, t)$, $\tau_{s0}(s, t)$ – нормальные и касательные напряжения от внешнего поля сжатия;

$\sigma_{nm}(s, t)$, $\tau_{sm}(s, t)$ – дополнительные напряжения, вызванные раскрытой m -й имеющейся трещиной.

В качестве рабочего флюида рассматривается три вида: идеальная жидкость, вязкая жидкость и пластический материал. Когда рабочая жидкость является идеальной и процесс развития равновесный, давление в растущей трещине постоянно по ее поверхности, т. е. $p_k(s, t) = p^*(t)$, где $p^*(t)$ – равновесное давление, рассчитываемое из энергетического условия Гриффитса. В случае с вязкой жидкостью и пластическим материалом используется приближение А. М. Линькова [6] – пропорциональность эффективных нормальных напряжений, действующих на берегах трещины, их нормальным смещениям:

$$\Delta p_k(s, t) = p_k(s, t) + \sigma_k(s, t) = \frac{\pi E}{4(1 - \nu^2)} \cdot \frac{U_k(s, t)}{R_k(t)}, \quad (2)$$

где E – модуль упругости среды;

ν – коэффициент Пуассона;

$U_k(s, t)$ – полуоткрытие растущей трещины;

$R_k(t)$ – длина растущей трещины в меридиональном сечении.

Уравнение количества движения вязкой жидкости следует из решения задачи о течении ньютоновской жидкости между двумя параллельными плоскостями, разнесенными на расстояние $2U_k(s, t)$:

$$\frac{\partial p_k(s, t)}{\partial s} = -\frac{3\mu_0}{U_k^2(s, t)} \cdot v(s, t),$$

где $v(s, t)$ – скорость жидкости вдоль трещины;

μ_0 – коэффициент динамической вязкости жидкости.

Если ввести локальный расход жидкости через сечение осесимметричной трещины $q = q(s, t)$, то уравнение можно записать в виде

$$\frac{\partial p_k(s, t)}{\partial s} = -\frac{3\mu_0 q}{4\pi s U_k^3(s, t)}. \quad (3)$$

Уравнение сохранения массы записывается в виде

$$q \approx \frac{dV_k}{dt} + 2C \int_0^t \frac{\dot{R}_k(\tau) d\tau}{\sqrt{t-\tau}} = \frac{dV_k}{dR_k} \cdot \dot{R}_k + 2C \int_0^t \frac{\dot{R}_k(\tau) d\tau}{\sqrt{t-\tau}}, \quad (4)$$

где C – коэффициент утечек, характеризующий проницаемостью породы;

V_k – объем трещины.

Для пластического материала уравнения количества движения и сохранения массы будут иметь вид [7]:

$$\frac{\partial p_k(s, t)}{\partial s} = -\frac{\tau_0}{U_k(s, t)}; \quad (5)$$

$$q = \frac{dV_k}{dR_k} \cdot \dot{R}_k(t), \quad (6)$$

где τ_0 – предел текучести пластического материала, нагнетаемого в трещину.

Из уравнений (2) и (3) получаем дифференциальное уравнение, описывающее распределение давления $\Delta p_k(s, t)$ внутри трещины, нагруженной вязкой жидкостью

$$\frac{\partial \Delta p_k(s, t)}{\partial s} - \frac{\partial \sigma_k(s, t)}{\partial s} = -\frac{3\pi^2 \mu_0 q E^3}{4^4 (1-\nu^2)^3} \frac{1}{\Delta p_k^3(s, t) R_k^3(t) s}, \quad (7)$$

решение которого должно удовлетворять условию $\Delta p_k(r_{ск}, t) = P_0(t)$. $P_0(t)$ – эффективное давление в скважине при котором выполняется условие роста трещины $K_I = K_{IC}$, где K_I – коэффициент интенсивности напряжений на кромке трещины, а K_{IC} – вязкость разрушения.

Из уравнений (2) и (5) получаем дифференциальное уравнение аналогичное (7) для пластического материала:

$$\frac{\partial \Delta p_k(s, t)}{\partial s} - \frac{\partial \sigma_k(s, t)}{\partial s} = - \frac{\pi \tau_0 E}{4(1 - \nu^2)} \frac{1}{\Delta p_k(s, t) R_k(t)}. \quad (8)$$

Все расчеты развития трещин, представленные в настоящей работе, проводились с использованием численных программ, разработанных по методу разрывных смещений. Поверхность осесимметричных трещин разбивалась параллелями и меридианами на дислокационные площадки, раскрытия и сдвиги берегов которых описываются векторами Бюргерса. Для нахождения компонент векторов Бюргерса строилась система линейных уравнений из условия выполнения граничных условий на трещине. Последние определяются в результате решения уравнений (7) и (8) для вязкой жидкости и пластического материала соответственно. Коэффициенты такой системы рассчитываются с использованием формул Пича – Келлера, выражающих компоненты тензора напряжений через смещения на дислокационных площадках. Решение системы уравнений позволяет определить искомое напряженное состояние упругого пространства вокруг осесимметричных трещин. Более подробно алгоритм расчета развития осесимметричных трещин описан в работе [8].

Результаты. Кривые эффективного давления $\Delta p_k(s, t)$ вдоль растущей трещины, полученные из уравнений (7) и (8), имеют значительные качественные и количественные отличия. Для сравнения поведения растущих трещин, нагружаемых различными рабочими флюидами, введем параметр $P_0(t_0) = \Delta p_k(r_{ск}, t_0)$ – эффективное давление в скважине в момент начала роста зародышевой трещины, $r_{ск}$ – радиус скважины, t_0 – время начала роста трещины. Данный параметр может определяться техническими характеристиками нагнетающего насоса. Представленные ниже расчеты проводились при следующих параметрах задачи: $\nu = 0,3$, $R_0 = 60$ м, $E = 2,8 \cdot 10^4$ МПа, $q = -38,5$ МПа, $p = -39,5$ МПа, $K_{IC} = 2$ МПа \cdot м 0,5 . В качестве примера на рис. 2 приведены результаты численных расчетов форм пяти последовательно создаваемых осесимметричных трещин гидроразрыва в плоскости $y = 0$ при $P_0(t_0) = 5$ МПа.

На рис. 2 сплошная линия – рабочий флюид пластический, $\tau_0 = 5,4 \cdot 10^{-4}$ МПа, пунктирная – вязкая жидкость $\mu_0 = 1,07 \cdot 10^{-2}$ Па \cdot с, $q = 2 \cdot 10^{-2}$ м 3 /с; точками – закачиваемая жидкость идеальная: $p_k(s, t) = p^*(t)$; в созданных трещинах $2U_0(k) = 6$ мм.

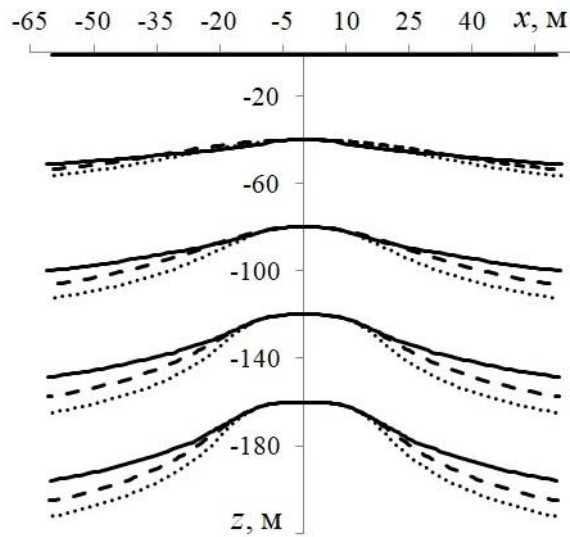


Рис. 2. Формы осесимметричных трещин поинтервального гидроразрыва, последовательно развившихся из начальных радиусом $r_0 = 2$ м, находящихся на расстоянии $h = 40$ м друг от друга

В качестве величины, характеризующей кривизну k -й трещины, введем параметр $\Delta_k = |z_k(R_0) - (k-1)h|$, равный ее отклонению от прямолинейного распространения при $x = R_0$. На рис. 3 показано влияние расстояния h между трещинами на величину отклонения Δ_k для различных типов закачиваемого флюида: вязкой жидкости (а) и пластического материала (б). Параметры рабочего флюида соответствуют эффективному давлению $P_0(t_0) = 10$ МПа. Полученные зависимости для разных трещин подобны между собой.

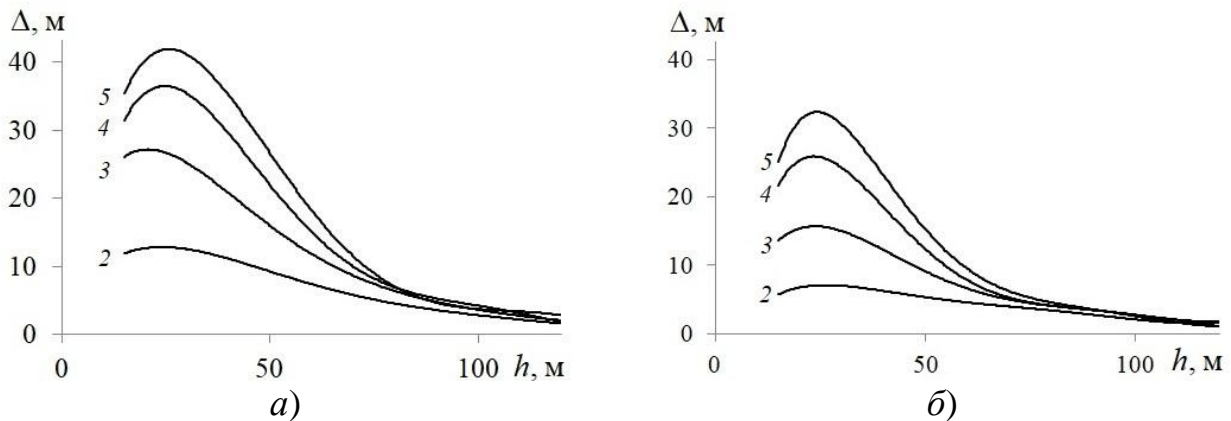


Рис. 3. Влияние расстояния h на отклонение Δ_k последовательно создаваемых трещин:

а) рабочий флюид – вязкая жидкость, $\mu_0 = 1,61 \cdot 10^{-1} \text{ Па} \cdot \text{с}$, $q = 2 \cdot 10^{-2} \text{ м}^3/\text{с}$; б) рабочий флюид пластический, $\tau_0 = 2,16 \cdot 10^{-3} \text{ МПа}$; $P_0(t_0) = 10 \text{ МПа}$; цифры соответствуют порядковому номеру трещины

На рис. 2 и 3 видно, что формы трещин, образующиеся при использовании пластического материала, имеют меньшие отклонения по сравнению с трещинами для идеальной и вязкой жидкостей.

На рис. 4 представлены зависимости отклонения трещин от давления P_0 для различных типов рабочего флюида при $h = 40$ м. При этом каждому эффективному давлению $P_0(t_0)$ соответствуют свои параметры рабочей жидкости. Такие зависимости приведены на рис. 5. Заметим, что при увеличении величины $P_0(t_0)$ от $P_0(t_0) = p_k^*(t_0) + \sigma_k(r_{ck}, t_0)$ (соответствующей идеальной жидкости) до 30 МПа, для пластического материала, наблюдается существенное (на ~ 85 %) уменьшение отклонения Δ_k и дальнейшее увеличение $P_0(t_0)$ слабо влияет на уменьшение Δ_k . Для случая с применением вязкой жидкости такое изменение $P_0(t_0)$ приводит к уменьшению Δ_k примерно на 55–60 %.

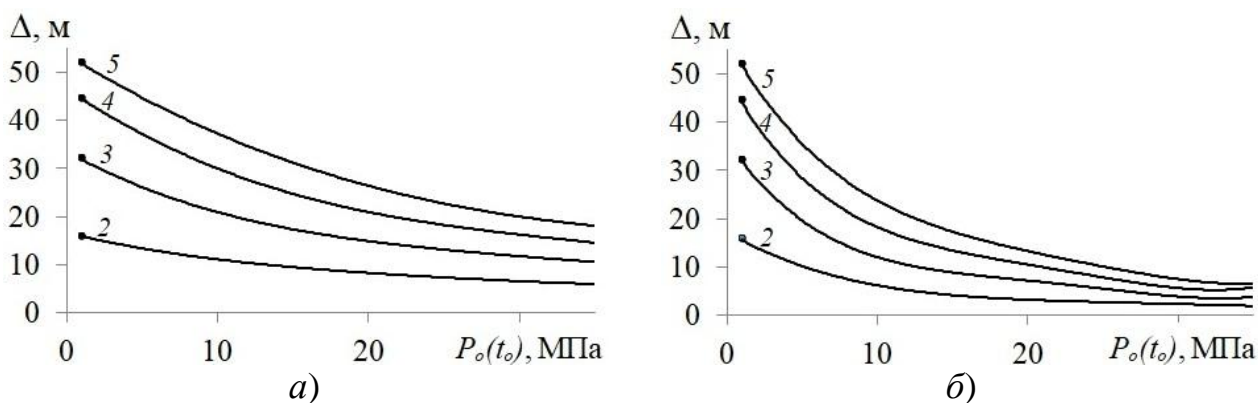


Рис. 4. Влияние давления в скважине в момент начала роста зародышевой трещины $P_0(t_0)$ на отклонение Δ_k последовательно создаваемых трещин:

а) вязкая жидкость; б) пластический материал; точками обозначены отклонения, полученные с использованием идеальной жидкости

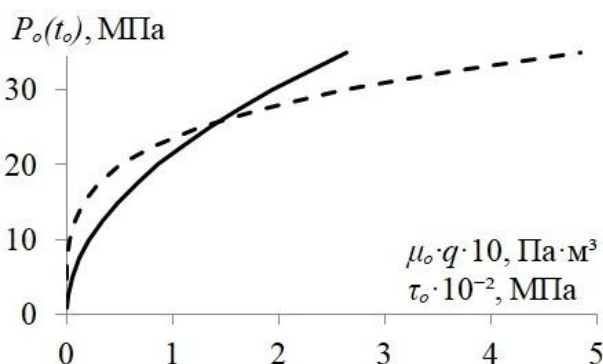


Рис. 5. Зависимость давления $P_0(t_0)$ в скважине в момент начала роста зародышевой трещины при $R_k = r_0 = 2$ м от свойств рабочего флюида:

сплошная – пластический материал; пунктирная – вязкая жидкость

Анализируя формулы (7) и (8), можно заметить, что равновесное давление $\Delta p_k(r_{ck}, t)$ в скважине, для случая с применением пластического материала, с ростом трещины изменяется незначительно. Это связано с тем, что пластиче-ский материал необходимо «проталкивать» вдоль трещины и величина $\Delta p_k(r_{ck}, t)$ определяется главным образом пределом текучести пластического материала τ_0 . С применением же вязкой жидкости величина $\Delta p_k(r_{ck}, t)$ умень-шается при увеличении длины трещины R_k . Давление внутри развивающейся трещины является одним из основных параметров, влияющих на форму обра-зующихся трещин – увеличение давления приводит к уменьшению отклонения.

На рис. 6 приведены зависимости объема закачанного в трещину флюида и ее раскрытия в центре. Использование пластического материала в сравнении с вязкой жидкостью позволяет значительно увеличить раскрытия и объем расту-щей трещины, что способствует лучшей транспортировке проппанта и луч-шей проводимости после посадки на проппант.

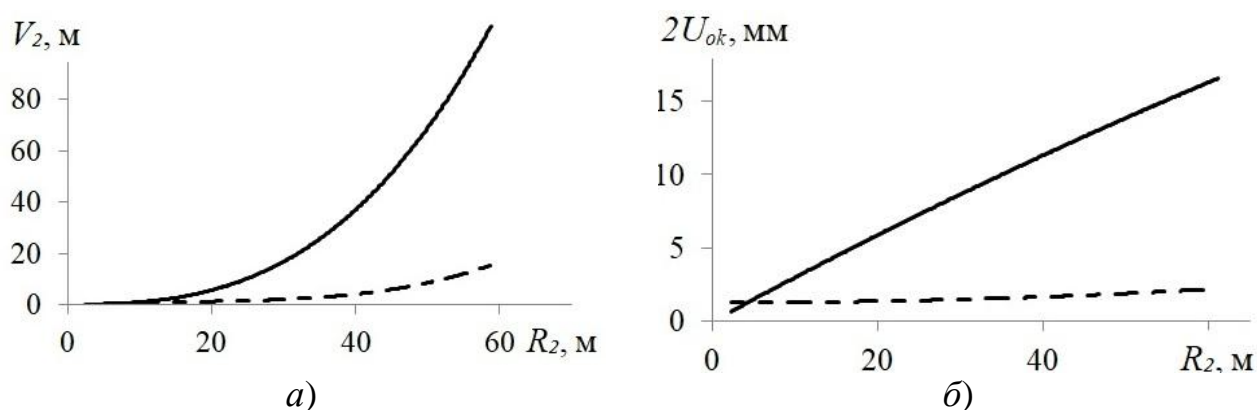


Рис. 6. Зависимость объема, закачанного во вторую трещину флюида, $V_2(t)$ (а) и раскрытия в центре трещины $2U_{02}(0, t)$ (б) от длины развивающейся трещины:

сплошная линия – пластический материал $\tau_0 = 5,4 \cdot 10^{-4}$ МПа; пунктирная – вяз-кая жидкость $\mu_0 = 1,07 \cdot 10^{-2}$ Па · с, $q = 2 \cdot 10^{-2}$ м³/с

Разработаны схемы численного моделирования криволинейного развития осесимметричных трещин поинтервального гидроразрыва вязкой жидкостью и пластическим материалом. Проведена серия расчетов последовательного развития трещин для различных параметров закачиваемого флюида и расстояния между трещинами. Выявлено влияние свойств рабочего флюида и расстояния между трещинами на параметры развивающихся трещин, что может быть использовано при проектировании поинтервального гидроразрыва пласта с попе-речными к скважине трещинами.

Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках на-учного проекта № 18-35-00295.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Гайворонский И. Н., Меркулов А. А., Ликутов А. Р. Современные технологии вторичного вскрытия продуктивных пластов // Бурение и нефть. – 2016. – № 1. – С. 41–44.
2. Применение горизонтальных скважин с множественными трещинами ГРП для разработки низкопроницаемых пластов на примере опытного участка Приобского месторождения / Г. Г. Гиляев, И. С. Афанасьев, А. В. Тимонов и др. // Научно-технический вестник ОАО «НК «Роснефть». – 2012. – № 2 (27). – С. 22–26.
3. Клишин В. И., Опрук Г. Ю., Тациенко А. Л. Применение поинтервального гидроразрыва угольного пласта для интенсификации пластовой дегазации // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2016. – № 3. – С. 33–39.
4. Выбор оптимальной системы разработки низкопроницаемых пластов с применением горизонтальных скважин с множественными трещинами гидроразрыва / Р. Р. Галиев, А. М. Зорин, А. В. Колонских и др. // Нефтяное хозяйство. – 2013. – № 10. – С. 62–65.
5. Мартынюк П. А., Панов А. В. О развитии нескольких трещин гидроразрыва в двуосном поле сжатия с учетом утечек и вязкости флюида // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2013. – № 1. – С. 22–33.
6. Линьков А. М. Численное моделирование течения жидкости и продвижения трещины гидроразрыва // ФТПРПИ. – 2008. – № 1. – С. 26–46.
7. Колыхалов И. В., Мартынюк П. А. Расчет последовательного развития системы поперечных осесимметричных трещин флюидоразрыва пластическим материалом // Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2017. XIII Междунар. науч. конгр. : Междунар. науч. конф. «Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Экономика. Геоэкология» : сб. материалов в 4 т. (Новосибирск, 17–21 апреля 2017 г.). – Новосибирск : СГУГиТ, 2017. Т. 2. – С. 55–59.
8. Шер Е. Н., Колыхалов И. В. Определение форм трещин при поинтервальном гидроразрыве продуктивного пласта // ФТПРПИ. – 2014. – № 6. – С. 70–78.

© И. В. Колыхалов, П. А. Мартынюк, 2018

ФИЗИЧЕСКАЯ ФОРМА СОРБЦИИ И ЕЕ ВЛИЯНИЕ НА АКТИВАЦИЮ ФЛОТАЦИИ СФАЛЕРИТА ИОНАМИ ТЯЖЕЛЫХ МЕТАЛЛОВ

Сергей Александрович Кондратьев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, зав. лабораторией обогащения полезных ископаемых и технологической экологии, тел. (383)205-30-30, доп. 120, e-mail: kondr@misd.nsc.ru

Иван Андреевич Коновалов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, инженер, тел. (383)205-30-30, доп. 167, e-mail: IGD_K@mail.ru

Рассмотрено влияние расхода реагента – собирателя на кинетику образования контакта минеральной частицы с поверхностью раздела «газ-жидкость» применительно к механизму активации флотации сфалерита ионами свинца. Исследовалось влияние массы производных форм ксантогенатов, продуктов нестехиометрического взаимодействия ксантогената с нитратом свинца, на скорость перемещения фронта пленки. Показано, что с увеличением массы производных форм ксантогенатов (концентрации коллоидов), помещенных на границу раздела «газ-жидкость», увеличивается скорость их растекания по поверхности воды. На основании предположения, что основным кинетическим ограничением образованию флотационного комплекса является прослойка воды, заключенная между минеральной частицей и пузырьком газа, утверждается, что увеличение массы производных форм ксантогенатов на минеральной частице приведет к увеличению скорости удаления жидкости из прослойки. Увеличение массы коллоидов на минеральной поверхности приведет к сокращению времени образования флотационного контакта.

Ключевые слова: флотация, ксантогенат, физическая форма сорбции, коллоидная система, прослойка жидкости.

PHYSICAL FORM OF SORPTION AND ITS INFLUENCE ON ACTIVATION OF SPHALERITE FLOTATION BY HEAVY METALS IONS

Sergey A. Kondratyev

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Head of Complex Mineral Mining and Processing Department, phone: (383)205-30-30, extension 120, e-mail: kondr@misd.ru

Ivan A. Konovalov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Engineer, phone: (383)205-30-30, extension 167, e-mail: IGD_K@mail.ru

The work studies influence of collecting reagent consumption on kinetics of bond forming between mineral particle and “gas-water” interface. The influence is analyzed in relation to activation of sphalerite floatation by lead ions. Influence of derived xanthates mass on displacement velocity of film front is analyzed. The derived forms of xanthate are products of non-stoichiometric interaction of xanthate and lead nitrate. It is shown that the increase of derived xanthates mass (colloid concentration) located at the “gas-water” interface causes the increase of the velocity of their spreading over water surface. It is supposed that the main kinetic feature limiting floatation complex formation is water layer between the mineral particle and gas bubble. Therefore, it is assumed

that the increase of the derived xanthates mass leads to the increase of velocity of liquid removal from the layer. An increase in the mass of colloids on the mineral surface leads to a reduction in the time of formation of the floatation contact.

Key words: floatation, xanthate, physical form of sorption, colloidal system, fluid layer.

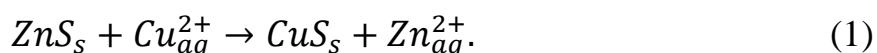
Введение

Одной из первых работ по изучению активации сфалерита ионами меди является [1]. Авторами экспериментально показано, что добавление сульфата меди во флотационную пульпу приводит к замещению атома цинка на поверхности сфалерита атомом меди. В результате реакции аниона ксантогената с катионом меди образуется более труднорастворимое соединение – ксантогенат меди, как следствие, показатели флотации улучшаются.

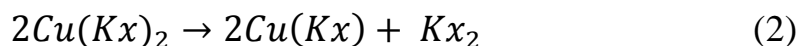
В соответствии с выводами [2, 3] можно также сделать предположение об увеличении проводимости поверхностного слоя сфалерита при внедрении в его кристаллическую решетку ионов меди. Гидрофобизация минерала произойдет по механизму смешанного потенциала, согласно которому на нанодных участках формируется ксантогенат металла и диксантогенид, а на катодных участках минерала происходит восстановление кислорода.

Авторы [4] доказали, что ионы меди проникают в решетку сульфида цинка, тем самым повышая проводимость поверхностного слоя минерала. Фотоэлектронная спектроскопия сфалерита показала, что сигнал $Cu2p$ отмечен при снятии 15 нм поверхностного слоя сфалерита, обработанного раствором меди. Таким образом, было установлено, что глубина проникновения ионов меди достигла 15 нм после обработки минеральной поверхности раствором Cu^{2+} с концентрацией $1,5 \cdot 10^{-3}$ М в течение 30 минут. Наличие ионов меди в кристаллические решетки сфалерита недостаточно для сообщения поверхностному слою проводимости. В [5] путем соосаждения в водных растворах был подготовлен ряд осадков сульфидов Cu и Zn с общей стехиометрией $Cu_xZn_{1-x}S$. Осадки с x равном: 0,10; 0,15; 0,20; 0,22; 0,25 и 0,50 были синтезированы путем смешивания нитратов металлов с сульфидом аммония при рН 2,50. Зависимость проводимости материалов от температуры и расчет коэффициента термоэлектрической мощности показала наличие металлических проводящих участков, разделенных непроводящими областями при относительном содержании меди (x), равном 0,15, 0,20 и 0,22. При x , равном 0,10, осадки ведут себя как изоляторы, тогда как при x , равном 0,50, осадки проявляют металлический характер.

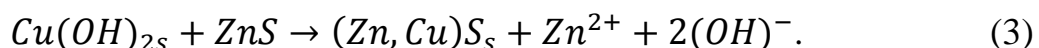
В настоящее время основной рабочей гипотезой, объясняющей механизм активации сфалерита, является сравнение констант равновесия реакции собирателя с катионом исходного и активированного сфалерита. Согласно этой гипотезе на поверхности минерала образуются трудно растворимые соединения, повышающие прочность связи активированного минерала с анионом собирателя. Ионы меди закрепляются на сфалерите в результате обменной реакции:



Молекулы собирателя реагируют с ионами меди, формируя труднорастворимое соединение $Cu(Kx)_2$. Затем Cu^{2+} на минеральной поверхности восстанавливается до Cu^+ по реакции



с образованием ксатогената меди и диксантогенида. Химически закрепившийся ксантогенат и микрокапли диксантогенида, фиксированные анион-ксантогенатом, придают флотационную активность сфалериту. В области pH более 6 происходит выделение гидроксидов меди на минеральную поверхность и обмен катиона цинка из кристаллической решетки сфалерита на катион меди из адсорбированного гидроксида меди



Образовавшийся гидроксид цинка растворяется или десорбируется в зависимости от гидрофобности поверхности. Предложенная рабочая гипотеза не в состоянии дать ответы на ряд вопросов.

В [6] установлено, что гидрофобизации поверхности сфалерита одной «химической» формой сорбции недостаточно для флотации. Показана возможность активации сфалерита осадками ксантогената цинка. Отмечено, что осадки ксантогената цинка, стабилизированные ксантогенатом ионом, закрепляются на углеводородных фрагментах химически сорбированного реагента. Осадки цинка представляют собой коллоидную систему и не повышают проводимость поверхностного слоя сульфида цинка и не гидрофобизируют его поверхность. Тем самым авторы доказали, что наличие физической формы сорбции на минеральной поверхности позволяет извлечь минерал вне зависимости от проводимости его поверхностного слоя. Осадки ксантогената цинка придают минералу свойства, отвечающие за его флотационную активность. Полученные результаты не согласуются с ранее рассмотренной гипотезой механизма активации сфалерита и показывают, что наличие физической формы сорбции, представленной ксантогенатом цинка, достаточно для флотационного извлечения сфалерита.

В работе [7] показано, что ионы Pb^{2+} значительно повышают флотирруемость галенита и особенно сфалерита этиловым ксантогенатом. Улучшение флотирруемости галенита наблюдается в узкой области pH от ~ 8 до 9,5, а сфалерита во всем исследуемом диапазоне pH . Согласно экспериментальным данным, на минерале формируется монослой химически закрепившегося ксантогената $-Pb - EX$ и многослойное покрытие, представленное физически закрепившимся $Pb(EX)_2$. Факт повышения флотирруемости галенита добавлением ионов Pb^{2+} не может быть объяснен увеличением проводимости поверхностного слоя галенита в соответствии с представлениями [2, 3]. Галенит является полупроводником и для реализации механизма смешанного потенциала не требуется увеличения проводимости его поверхностного слоя. Более того авторами [8] установлено, что при добавлении ионов свинца проводимость поверхностного

слоя сфалерита не увеличилась. Из анализа цитируемых работ следует, что повышение флотуемости сульфидных минералов при добавлении ионов тяжелых металлов не может быть объяснено в рамках механизма смешанного потенциала изменением проводимости поверхностного слоя минерала.

В работе [9] дан критический обзор механизмов активации сфалерита ионами свинца. Показано, что нельзя объяснить простым ионным обменом высокое извлечение (более 95 %,) сфалерита в широком диапазоне pH от 4 до 9,5, так как активирующий металл – свинец – находится в разных состояниях: в слабокислой среде в форме ионов, а в умеренно щелочной – в форме гидроксидов. Авторы указывают на длительность периода, необходимого для обмена иона минерала (Zn) на ион гидроксида (Pb). Отмечен факт независимости флотуемости активированного минерала от окислительно-восстановительного потенциала пульпы. Флотация проводилась с использованием кислорода или азота при pH 9. Разность потенциалов пульпы составила 200 мВ, что не сказалось на показателях флотации. Независимость флотации сфалерита, активированного ионами свинца, от окислительно-восстановительного потенциала пульпы, факт, который показывает ограниченность рамок механизма смешанного потенциала. Разъяснение этого факта находится в более общем понимании процесса формирования флотационного контакта на основе механизма работы физически сорбированного собирателя.

В работе [10] показано значение физической формы сорбции для флотации природного халькопирита одним пенообразователем (PPG-400). Маловероятно, что полипропилен гликоль (PPG-400), подаваемый в небольших количествах, может оказывать влияние на гидрофобность поверхности минерала, тем не менее, он существенно повышает флотуемость минерала. В рассмотренном примере функцию физической формы сорбции выполняет пенообразователь, позволяющий снять кинетическое ограничение, препятствующее образованию флотационного контакта. Под кинетическим ограничением подразумевается прослойка жидкости между минеральной частицей и пузырьком газа.

В работах [11, 12] предложен механизм работы физической формы сорбции реагента в образовании флотационного контакта. Показано, что в данном механизме физическая форма сорбции удаляет жидкость из прослойки, заключенной между минеральной частицей и пузырьком газа. После локального прорыва прослойки, разделяющий минеральную частицу и пузырек газа, указанные продукты попадают на границу раздела «газ-жидкость», растекаются по ней и увлекают в свое движение прилегающие слои жидкости. От скорости их растекания зависит скорость удаления прослойки, время индукции и собирательная активность указанной формы сорбции.

Предполагается, что активация ионами тяжелых металлов сфалерита заключается в формировании на его поверхности физически сорбированного слоя, этот слой представлен коллоидами, структурными единицами которых являются «ксантогенат металла – ион ксантогената». Коллоиды, стабилизированные анионами ксантогената, позволяют снять кинетическое ограничение,

препятствующее образованию флотационного контакта. В [13] показано, что продукты нестехиометрического взаимодействия ксантогената и нитрата свинца обладают высокой скоростью растекания по поверхности воды или, что равнозначно, по поверхности пузырька в случае пенной флотации. Их скорость зависит от массы сорбированного реагента на поверхности минерала. Известно, что увеличение расхода реагента-собираателя приводит к увеличению извлечения полезного компонента. Согласно [11, 12] рост флотиремости может быть обусловлен увеличением скорости удаления прослойки жидкости и, следовательно, скорости растекания собирателя. Эффект физической формы сорбции проявляется на границе раздела «раствор-газ» и не связан с поверхностными свойствами минералов. Из этой особенности действия физической формы сорбции следует избирательность ее работы по отношению к минералам, содержащимся в пульпе. Известно, что, уменьшение расхода реагента-собираателя повышает качество концентрата [14], а излишняя подача приводит к его снижению, так как увеличивается попадание в концентрат вмещающих пород. Анализ рассмотренных работ показывает, что активация сфалерита ионами металлов может зависеть от скорости растекания физически сорбированных производных форм собирателя. В нашем случае такими формами являются продукты нестехиометрического взаимодействия ксантогената с нитратом свинца.

В связи с этим целью настоящего исследования являлось определение скорости растекания активных по отношению к границе раздела «газ-жидкость» продуктов взаимодействия ксантогената с нитратом свинца в зависимости от массы коллоидной системы, наносимой на поверхность воды.

Материалы и оборудование

Определение скорости растекания коллоидной системы методом скоростной съемки выполнялось на установке, представленной в [13]. Для экспериментального определения скорости растекания производных форм, полученных при взаимодействии бутилового ксантогената (СТО 00204168-003-2009) с нитратом свинца (ГОСТ 4236-77), коллоидная система готовилась растворением нитрата свинца и ксантогената калия и подавалась на поверхность дистиллированной воды. Мольное соотношение свинца и ксантогената 1 : 50. Концентрация ксантогената в системе $1 \cdot 10^{-1}$, $2 \cdot 10^{-1}$, $5 \cdot 10^{-1}$ и 1 моль/л, нитрата свинца $2 \cdot 10^{-3}$, $4 \cdot 10^{-3}$, $1 \cdot 10^{-2}$, $2 \cdot 10^{-2}$ моль/л. Съемка выполнялась скоростной камерой Evercam 4000-16-C. Видео записывалось в разрешении $1\ 280 \times 176$ со скоростью 15 000 кадров в секунду и $1\ 280 \times 720$ с частотой 4 000 к/с.

Экспериментальная часть

В первом эксперименте микрокапля коллоидной системы помещалась на поверхность дистиллированной воды в кювете. Масса переносимой на кончике иглы микрокапли составила $\sim 5,8 \cdot 10^{-4}$ г. Кювета устанавливалась под камерой, которая фиксировала момент растекания производных форм ксантогената по

поверхности воды. Во второй серии опытов масса микрокапли была увеличена. С этой целью коллоидная система подавалась на утолщенном конце иглы. Масса микрокапли составила $\sim 2,4 \cdot 10^{-3}$ г.

На рис. 1 приведены фотографии фронта растекающейся пленки коллоидов, образованной при взаимодействии нитрата свинца с бутиловым ксантогенатом (рис. 1, а с массой $\sim 5,8 \cdot 10^{-4}$ г и рис. 1, б $\sim 2,4 \cdot 10^{-3}$ г, соответственно, в момент времени $15 \cdot 10^{-2}$ с (белые крапинки на поверхности воды – тальк)).

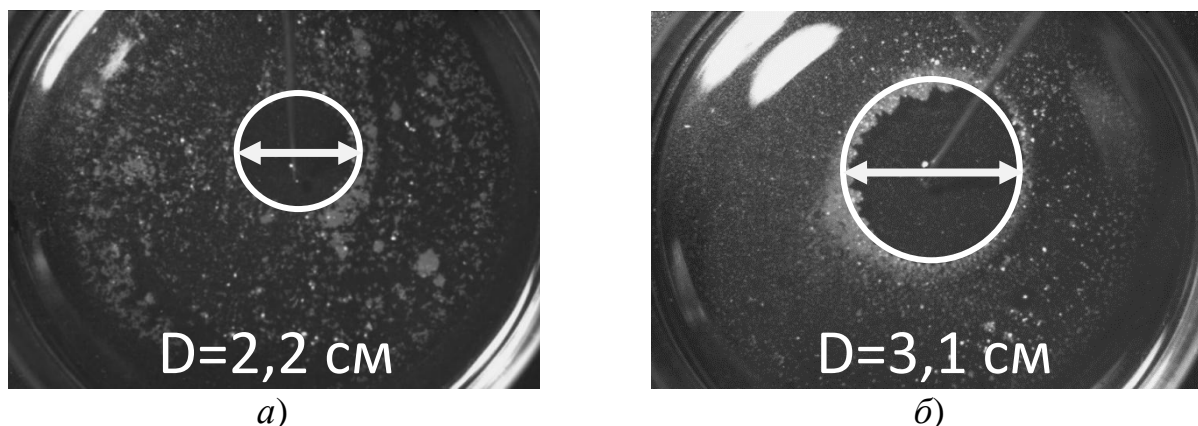


Рис. 1. Стоп-кадры растекания продуктов взаимодействия бутилового ксантогената с азотнокислым свинцом:

а) масса микрокаплеколлоидов $\sim 5,8 \cdot 10^{-4}$ г; б) масса микрокаплеколлоидов $\sim 2,4 \cdot 10^{-3}$ г

Скорость растекания производных форм бутилового ксантогената на поверхности дистиллированной воды представлена на рис. 2, при указанных мольных соотношениях и концентрациях.

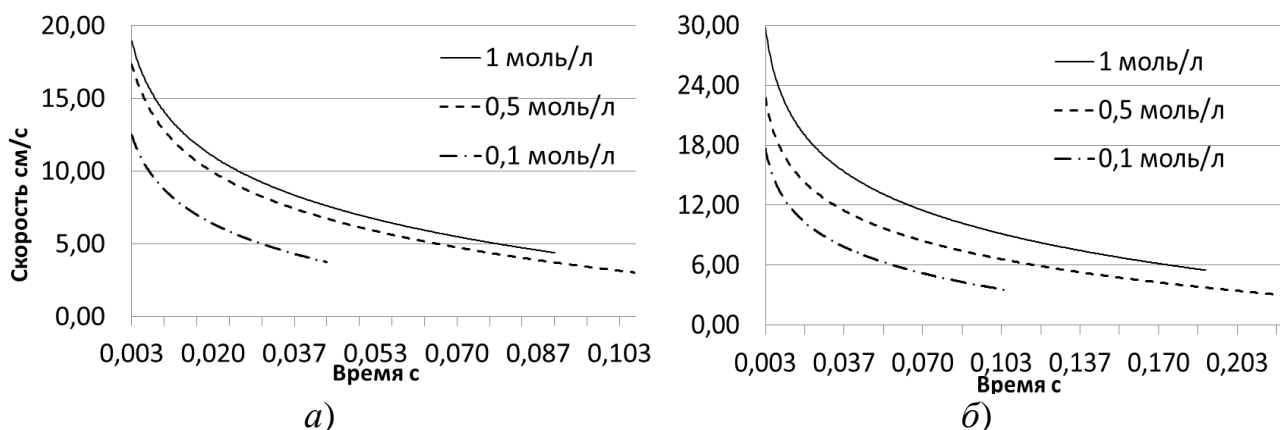


Рис. 2. Скорость растекания продуктов взаимодействия азотнокислого свинца с бутиловым ксантогенатом (коллоидной системы) на поверхности воды в зависимости от времени:

а) масса микрокапли коллоидной системы $\sim 5,8 \cdot 10^{-4}$ г; б) масса микрокапли коллоидной системы $\sim 2,4 \cdot 10^{-3}$ г

На рис. 2 концентрация ксантогената в коллоидной системе $1 \cdot 10^{-1}$, $5 \cdot 10^{-1}$ и 1 моль/л. Мольное соотношение 1 : 50. Съемка 15 000 к/с.

Обсуждение результатов

Экспериментально показано, что коллоидная система бутилового ксантогената свинца обладает высокой скоростью растекания по поверхности дистиллированной воды. При массе микрокапли коллоидной системы $\sim 5,8 \cdot 10^{-4}$ г, подаваемой на поверхности воды, скорость составила 12–17 см/с, увеличение массы микрокапли коллоидной системы до $\sim 2,4 \cdot 10^{-3}$ г привело к увеличению скорости растекания до 18–29 см/с.

Из сравнения скоростей растекания производных форм, образовавшихся при нестехиометрическом взаимодействии нитрата свинца и бутилового ксантогената, следует, что увеличение массы коллоидной системы, наносимой на поверхность воды, приводит к увеличению скорости ее растекания (рис. 2). Следовательно, увеличение массы коллоидной системы приводит к сокращению периода формирования флотационного контакта и повышению извлечения, что находится в соответствии с практикой флотации.

Выводы

Продукты нестехиометрического взаимодействия бутилового ксантогената с нитратом свинца имеют высокую скорость растекания по поверхности воды и, следовательно, могут оказать влияние на кинетику образования флотационного контакта. Экспериментально установлено что, изменение массы коллоидной системы, подаваемой на поверхность воды, приводит к изменению скорости растекания и площади распространения пленки на воде. В предположении, что основным кинетическим ограничением образованию флотационного комплекса является прослойка воды между минеральной частицей и пузырьком газа, можно ожидать сокращения времени образования флотационного контакта при увеличении массы физической формы сорбции реагента. Увеличение расхода соли металла-активатора приведет к увеличению скорости удаления прослойки и повышению собирательной активности реагента только при выполнении условия нестехиометричности взаимодействия компонентов смеси.

Работа выполнена в рамках проекта НИР, № гос. регистрации АААА-А17-117092750073-6.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Митрофанова А. С., Митрофанов С. И. Осветление граней при селективной флотации // Минеральное сырье и его переработка. – 1928. – № 4. – С. 246–255.
2. Finkelstein N. P., Allison S. A. The chemistry of activation, deactivation and depression in the flotation of zinc sulfide. A review // M. C. Fuerstenau (editor), Flotation. A. M. Gaudin Memorial Volume. AIME, New York, 1976. – P. 414–457.

3. Chandra A. P., Gerson A. R. A review of the fundamental studies of the copper activation mechanisms for selective flotation of the sulfide minerals, sphalerite and pyrite // *Advances in Colloid and Interfaces Science*. – 2009. – No. 145. – P. 97–110.
4. Prestidge C. A., Thiel A. G., Ralston J., Smart R. St. C. The interaction of ethyl xanthate with copper (II)-activated zinc sulphide: kinetic effects // *Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects*. – 1994. – Vol. 85. – P. 51–68.
5. Tsamouras D., Dalas E., Sakkopoulos S., Koutsoukos P. G. Preparation and characterization of Cu(II), Zn(II) sulfides obtained by spontaneous precipitation in electrolyte solutions // *Langmuir*. – 1998. – Vol. 14. – P. 5298–5304.
6. Fuerstenau M. C., Clifford K. L., Kuhn M. C. The role of zinc –xanthate precipitation in sphalerite flotation // *International Journal of Mineral Processing*. – 1974. – Vol. 1. – P. 307–318.
7. Vučinić D. R., Lazić P. M., Rosić A. A. Ethyl xanthate adsorption and adsorption kinetics on lead-modified galena and sphalerite under flotation conditions, *Colloids and Surface A: Physicochem. Eng. Aspects*, 2006. – Vol. 279. – P. 96–104.
8. Bessiere J., Chlihi K., Thiebaut J. M., Roussy G. Dielectric study of the activation and deactivation of sphalerite by metallic ions // *International Journal of Mineral Processing*. – 1990. – Vol. 28. – P. 1–13.
9. Trahar W. J., Senior G. D., Heyes G. W., Creed M. D. The activation of sphalerite by lead- a flotation perspective // *International Journal of Mineral Processing*. – 1997. – Vol. 49. – P. 121– 148.
10. Heyes G. W., Trahar W. J. The natural floatability of chalcopyrite // *International Journal of Mineral Processing*. – 1977. – Vol. 4. – P. 317–344.
11. Кондратьев С. А., Бурдакова Е. А., Коновалов И. А. О собирательной способности физически сорбируемых ассоциатов «ксантогенат ион – диксантогенид» // «ФТПРПИ». – 2016. – № 3. – С. 123–133.
12. Кондратьев С. А. Оценка флотационной активности реагентов-собирателей // *Обогащение руд*. – 2010. – № 4. – С. 24–30.
13. Кондратьев С. А., Мошкин Н. П., Коновалов И. А. Оценка собирательной способности легко десорбируемых форм ксантогенатов // *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. – 2015. – № 4. – С. 164–173.
14. Lynch A. J., Johnson N. W., Manlapig E. V., Thorne C. G. *Mineral and Coal Flotation Circuits – Their Simulation and Control*, 1981. – Amsterdam : Elsevier. – P. 291.

© С. А. Кондратьев, И. А. Коновалов, 2018

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЯГОВЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ЭЛЕКТРОМАГНИТОВ ДЛЯ СКВАЖИННОГО ВИБРОИСТОЧНИКА

Алексей Олегович Кордубайло

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, инженер лаборатории силовых электромагнитных импульсных систем, тел. (953)762-70-59, e-mail: Kordubaylo_ao@mail.ru

Борис Ферантович Симонов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, зав. лабораторией силовых электромагнитных импульсных систем, тел. (913)891-34-00, e-mail: Simonov_BF@mail.ru

Представлены исследования скважинного виброисточника, предназначенного для воздействия на нефтяной пласт с целью интенсификации добычи и повышения нефтеотдачи. Рассмотрены расчетные и экспериментальные тяговые характеристики применяемых в виброисточнике электромагнитов. Указан перспективный способ повышения энергии удара молота в условиях ограниченного диаметра. Произведен анализ влияния конструктивных факторов на электромагнитную силу тяги катушки и сформулированы условия целесообразности применения бойков с осевым отверстием.

Ключевые слова: виброисточник, длинноходовой электромагнит, тяговая характеристика.

RESEARCH OF ELECTROMAGNETS TRACTIVE CHARACTERISTICS FOR BOREHOLE VIBRATION SOURCE

Aleksey O. Kordubaylo

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Engineer, Laboratory of Power Electromagnetic Pulse Systems, phone: (953)762-70-59, e-mail: Kordubaylo_ao@mail.ru

Boris F. Simonov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Head of Laboratory of Power Electromagnetic Pulse Systems, phone: (913)891-34-00, e-mail: Simonov_BF@mail.ru

Research of a borehole vibration source employed to affect an oil formation for the intensification of production and enhancement of oil recovery is presented. Calculated and experimental tractive characteristics of electromagnets used in the vibration source are considered. A promising method employed to increase the striking energy of a hammer in a limited diameter is indicated. The analysis of the effect of structural factors on the electromagnetic tractive force of the coil is performed. Thus, the conditions required for the employment of strikers with an axial hole are formulated.

Key words: vibration source, long-stroke electromagnet, tractive characteristic.

Известно, что коэффициент извлечения нефти в среднем по России находится в пределах $40 \div 45$ %. При этом большая часть запасов нефти остается запертой в целиках, тупиковых и слабопроводящих зонах продуктивных пластов.

Повышение степени извлечения нефти – актуальная проблема, для решения которой применяются тепловые, химические, физические методы увеличения нефтеотдачи (МУН). Физические МУН весьма разнообразны, но наибольшими перспективами обладает способ волнового воздействия на нефтяной пласт скважинным виброисточником вследствие своей высокой эффективности при малой материал- и энергоёмкости и возможности сочетания с любыми другими МУН [1–5].

В Институте горного дела СО РАН разрабатывается скважинный виброисточник на базе электромагнитного двигателя ударного действия (далее – молот) и силового элемента, преобразующего осевые удары бойка молота в радиальные импульсы силы, передающиеся в нефтяной пласт через обсадную колонну скважины. Достоинствами такого виброисточника перед аналогами является обеспечение возможности размещения виброисточника непосредственно на уровне нефтяного пласта на любой глубине его залегания и электрический тип потребляемой энергии, в связи с трудоемкостью подвода на глубину до $3 \div 4$ км других видов энергии. При проектировании молота главным ограничивающим фактором является внутренний диаметр обсадной колонны скважины, который для наиболее распространенных скважин составляет 120–140 мм. В связи с этим, для безаварийного спуска в скважину наружный диаметр молота должен быть не более $110 \div 115$ мм. Из опыта эксплуатации известно, что среднее расчетное тяговое усилие электромагнита при таких диаметрах корпуса на основной части хода бойка ограничено пределами $F_T = 250 \div 350$ Н. Достичь требуемой энергии удара ($E_{уд} = 150 \div 200$ Дж) при таких значениях тягового усилия возможно, увеличивая рабочий ход бойка и длины катушек. Указанные особенности требуют создания супердлинноходовых магнитных систем [6, 7] с отношением длины намагничивающей катушки к радиусу сердечника $l_k / R_6 > 12$, для которых не существует простого и достаточно точного аналитического метода расчета тяговых характеристик и мало экспериментальных данных, что подчеркивает актуальность и необходимость их исследования.

Одним из главных параметров электромагнита является его тяговая характеристика, т. е. зависимость электромагнитной силы тяги катушки от величины тока и рабочего зазора δ (линейного расстояния от полюса катушки до торца бойка) [8]. Определению и исследованию тяговых характеристик супердлинноходовых электромагнитов молота для скважинного виброисточника посвящена настоящая работа.

Цели работы:

1. Измерение зависимостей электромагнитных сил тяги катушек от рабочего зазора и сопоставление с результатами расчетов в программе FEMM.
2. Исследование влияния осевых сквозных и глухих отверстий разного диаметра в теле бойка на силу тяги катушки.

В рамках данной тематики в ИГД СО РАН разработаны и исследованы два опытных электромагнитных молота схожей конструкции, параметры которых представлены в таблице.

Параметры опытных молотов

Параметры	Длины катушек l_k , мм	Диаметр бойка d_b , мм	Диаметр корпуса молота d_m , мм	Число витков катушек, n	Диаметр обмоточного провода, мм
Исполнение 1	278	48	95	989	1,6
Исполнение 2	605	48	108	1 389	2,36

Измерение тяговых характеристик катушек производилось на специальном стенде, схематично представленном на рис. 1. При этом корпус 1 молота с открытым верхним торцом закреплялся жестко. Боек 2, подвешенный к ручной тали 3 через динамометр 4, ступенчато опускался в катушку 5, изменяя рабочий зазор (δ).

На рис. 2, б, в представлены экспериментальные тяговые характеристики катушек молотов исполнения 1 и 2 соответственно и результаты расчетов, выполненных в программе FEMM.

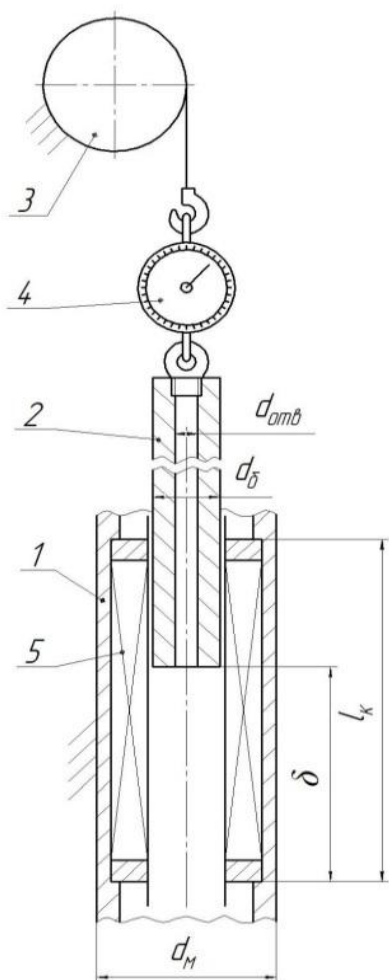
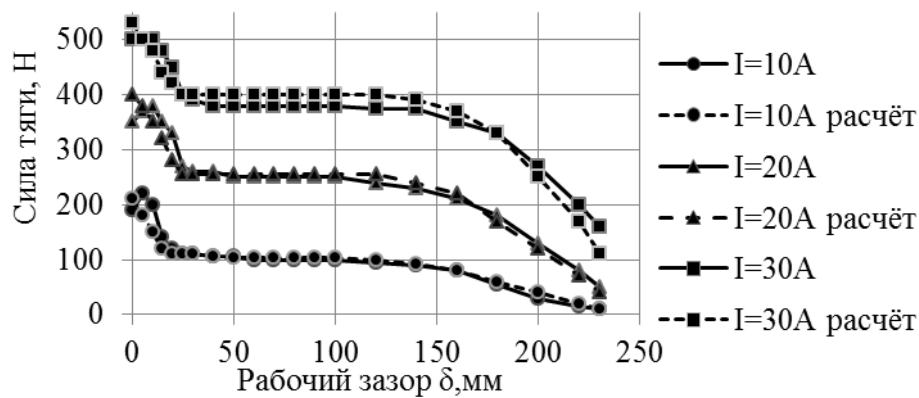


Рис. 1. Стенд для снятия тяговой характеристики катушки

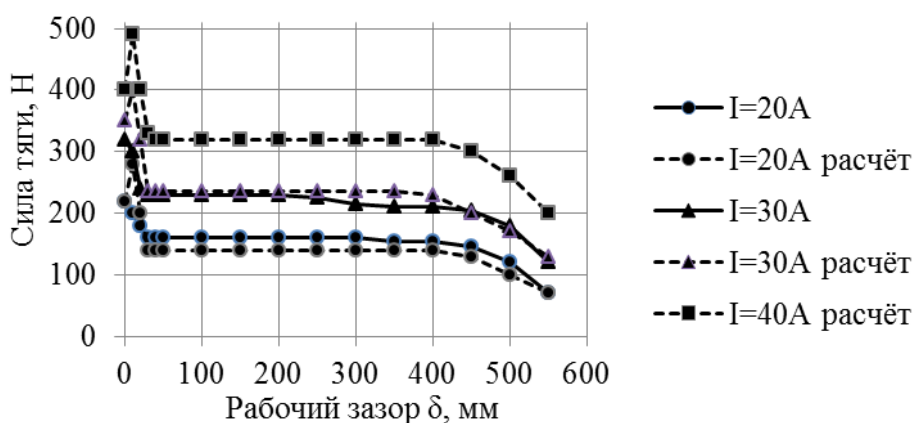
Из анализа зависимостей видно, что рассчитанные в программе FEMM характеристики в области рабочих токов ($I = 10 \div 20$ А для исполнения 1, $I = 20 \div 40$ А для исполнения 2) отличаются от фактических не более 5 %, что приемлемо для инженерных расчетов.

Мгновенное значение силы тяги катушки при внедрении бойка до величины 160 мм для исполнения 1 и до 200 мм для исполнения 2 увеличивается до некоего установившегося значения. При дальнейшем внедрении до зазоров $\delta = 20 \div 30$ мм сила тяги постоянна и не зависит от рабочего зазора. Эта особенность длинноходовых электромагнитов объясняется созданием электромагнитной силы за счет магнитных потоков рассеяния [8] и дает возможность повышения энергии удара бойка путем увеличения длин катушек и хода бойка при неизменном диаметре корпуса молота.

При проектировании скважинного молота необходимо обеспечить его абсолютную герметичность во избежание попадания скважинной жидкости внутрь корпуса. Это говорит о наличии внутри молота замкнутого объема воздуха, который оказывает сопротивление при рабочем ходе бойка. Один из путей решения проблемы – выполнение осевого отверстия в теле бойка.



а)



б)

Рис. 2. Расчетные и экспериментальные тяговые характеристики катушек:
а) исполнение 1; б) исполнение 2

Для исследования влияния отверстий в бойке на величину электромагнитной силы катушки для каждого из исполнений молота изготовлены комплекты бойков, представленные на рис. 3.

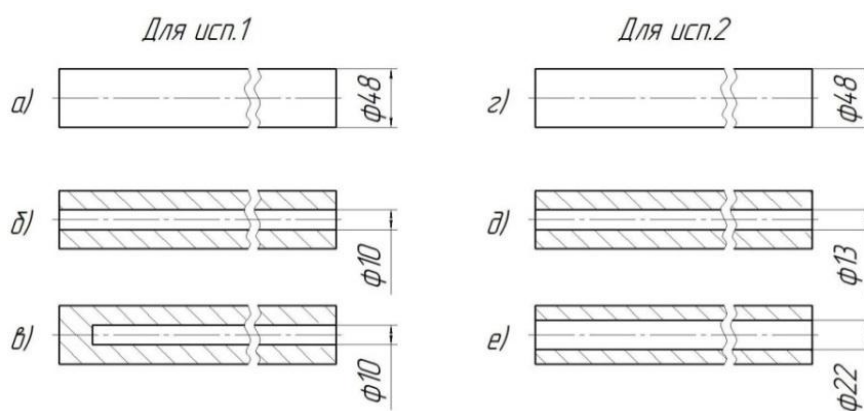


Рис. 3. Бойки для молота:

исполнение 1: а) сплошной; б) со сквозным отверстием; в) с глухим отверстием;
исполнение 2: г) сплошной; д) с малым отверстием; е) с большим отверстием

Экспериментальные тяговые характеристики для всех типов бойков представлены на рис. 4.

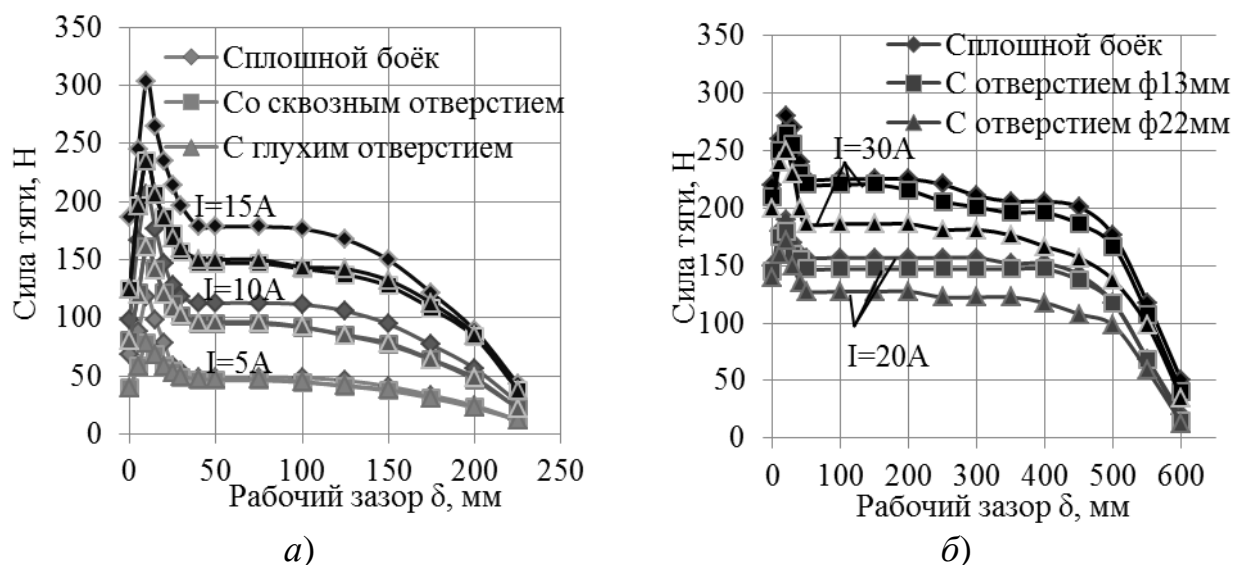


Рис. 4. Тяговые характеристики катушек для разных бойков:

а) исполнение 1; б) исполнение 2

По тяговым характеристикам видно, что наличие отверстия в бойке приводит к уменьшению электромагнитной силы тяги прямо-пропорционально увеличению диаметра отверстия. Это явление связано с уменьшением рабочей площади сечения бойка. При этом осевое отверстие диаметром $d_{отв} < 0,25d_6$ приводит к падению силы тяги не более $10 \div 15\%$, что является допустимым при условии, что энергия удара бойка с отверстием, вследствие уменьшения аэродинамического сопротивления, останется равной энергии удара сплошного бойка или увеличится. Бойки с отверстиями имеет смысл применять, если они обеспечивают предупредную скорость:

$$v_2 \geq v_1 \sqrt{\frac{m_1}{m_2}},$$

где m_1, m_2, v_1, v_2 – соответственно, массы и предупредные скорости сплошного бойка и бойка с отверстием.

Бойки с глухими отверстиями применять не рационально, т.к. их тяговые характеристики практически не отличаются от характеристик бойков со сквозными отверстиями равного диаметра, но при этом они не имеют возможности пропускать через себя воздушный поток.

Выводы:

1. Тяговые характеристики супердлинноходовых электромагнитов с достаточной точностью (погрешность $< 5\%$) могут быть получены моделированием в программе FEMM.

2. Перспективным путем повышения энергии удара бойка молота при неизменном наружном диаметре корпуса является увеличение длины катушек и хода бойка.

3. В целях уменьшения аэродинамического сопротивления движению бойка допустимо применять бойки со сквозным отверстием диаметром $d_{\text{отв}} < 0,25 d_{\text{б}}$.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Геомеханические и технические основы увеличения нефтеотдачи пластов в вибро-волновых технологиях / В. Н. Опарин, Б. Ф. Симонов, В. Ф. Юшкин и др. – Новосибирск : Наука, 2010. – 404 с.

2. Oparin V. N., Simonov B. F. Nonlinear deformation-wave processes in the vibrational oil geotechnologies // J. of Mining Science. – 2010. – Vol. 46, № 2. – P. 95–112.

3. Технология объемного волнового воздействия на нефтегазовые залежи для повышения углеводородоотдачи пластов / Б. Ф. Симонов, Е. Н. Чередников и др. // Нефтяное хозяйство. – 1998. – № 4. – С. 42–44.

4. Волновые технологии и их использование при разработке месторождений нефти с трудноизвлекаемыми запасами. Книга 1 / В. П. Дыбленко, Е. Ю. Маргунов и др. // РАЕ, 2012. – 338 с.

5. Савченко А. В., Симонов Б. Ф., Чередников Е. Н. Влияние гидроимпульсных воздействий на призабойную зону продуктивного пласта // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2014. – Т. 1, № 1. – С. 285–288.

6. Симонов Б. Ф., Нейман В. Ю., Шабанов А. С. Импульсный линейный электромагнитный привод для скважинного виброисточника // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2017. – Т. 1, № 1. – С. 118–126.

7. Сливинская А. Г. Электромагниты и постоянные магниты. – М. : Энергия, 1972. – 248 с.

8. Малов А. Т., Ряшенцев В. Н. Электромагнитные молоты. – Новосибирск : Наука, 1968. – 128 с.

© А. О. Кордубайло, Б. Ф. Симонов, 2018

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕПЛОВЫХ ПРОЦЕССОВ В ЭЛЕКТРОМАГНИТНОМ УДАРНОМ УЗЛЕ СКВАЖИННОГО ВИБРОИСТОЧНИКА

Алексей Олегович Кордубайло

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, инженер лаборатории силовых электромагнитных импульсных систем, тел.(953)762-70-59, e-mail: Kordubaylo_ao@mail.ru

Борис Феранонтович Симонов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, зав. лабораторией силовых электромагнитных импульсных систем, тел. (913)891-34-00, e-mail: Simonov_BF@mail.ru

Обоснован выбор естественного типа охлаждения электромагнитного ударного узла скважинного виброисточника, предназначенного для волновой обработки нефтяного пласта с целью повышения нефтеотдачи и интенсификации добычи. Приведены экспериментальные кривые нагрева обмотки катушки рабочего хода при работе с бойками разной массы при различной продолжительности включения ударного узла. Выявлены установившиеся тепловые режимы работы виброисточника в условиях естественного воздушного охлаждения.

Ключевые слова: виброисточник, кривая нагрева, тепловой режим, продолжительность включения.

RESEARCH OF THERMAL PROCESSES IN THE ELECTROMAGNETIC SHOCK NODE OF A BOREHOLE VIBRATION SOURCE

Aleksey O. Kordubaylo

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Engineer, Laboratory of Power Electromagnetic Pulse Systems, phone: (953)762-70-59, e-mail: Kordubaylo_ao@mail.ru

Boris F. Simonov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Head of Laboratory of Power Electromagnetic Pulse Systems, phone: (913)891-34-00, e-mail: Simonov_BF@mail.ru

The choice of natural cooling of the electromagnetic shock unit in a borehole vibration source employed for wave processing of an oil formation to increase oil recovery and intensification of production is justified in the work. There are experimental heating curves of the working stroke coil block given when work is performed with strikers of different masses for different duration of shock node inclusion. The obtained thermal conditions for the vibration source operation in case of natural air cooling are revealed.

Key words: vibration generator, heating curve, heating rate, duty cycle.

Важной задачей современной нефтедобывающей промышленности является повышение коэффициента извлечения нефти из продуктивных пластов. С этой целью применяются различные методы увеличения нефтеотдачи (МУН),

среди которых большим потенциалом обладает способ волнового воздействия на нефтяную залежь скважинным виброисточником. К преимуществам указанного метода перед другими МУН относятся низкая стоимость реализации, возможность создания высокой плотности излучаемой в пласт волновой энергии при условии установки устройства непосредственно на глубине залегания пласта, возможность комбинирования с термическими, химическими, физическими МУН для повышения их эффективности [1–5].

Работы Института горного дела СО РАН последних лет направлены на создание скважинного виброисточника на базе электромагнитного ударного узла (далее – ЭУУ) и силового элемента, который преобразует осевые удары бойка ЭУУ в радиальные импульсы силы, передаваемые в нефтяной пласт через обсадную колонну скважины. При этом наличие управляемого силового элемента обеспечивает возможность закоривания виброисточника в скважине непосредственно на уровне залегания нефтяного пласта. Электрический тип питания ЭУУ позволяет использовать виброисточник на глубинах более 2 км в вертикальных скважинах, а также в наклонных и горизонтальных скважинах значительно большей протяженности. При таких условиях не возможно применение скважинных виброисточников с поверхностным вращательным или возвратно-поступательным приводом, что подчеркивает актуальность работы [4].

Важной проблемой при эксплуатации электромагнитных машин ударного действия является перегрев рабочих катушек, который ведет к увеличению активного сопротивления обмотки, уменьшению тока и силы тяги, разрушению изоляции. Во избежание чрезмерного нагрева катушек применяют различные способы искусственного охлаждения, основанные, главным образом, на принудительной подаче теплоносителя по поверхности катушек или по заложенным в обмотке каналам. При естественном охлаждении устанавливают определенную продолжительность включения (далее – ПВ) машины [6–8]. Касаемо скважинного ЭУУ применение принудительного охлаждения не целесообразно, так как требует существенного усложнения конструкции самого ЭУУ, наличия устройства подачи теплоносителя, монтажа дополнительного кабеля для его питания и управления, наличия большой емкости для достаточного охлаждения теплоносителя в температурных условиях скважины, снижения активного диаметра обмотки электромагнитов для закладки охлаждающих каналов. В связи с этим, рационально выбирать такую ПВ ЭУУ, при которой количество тепла, выделяющееся в обмотке за время включения, будет отводиться в окружающую среду за время рабочего цикла.

Для возможности вписывания ЭУУ во внутренний диаметр скважины и обеспечения при этом требуемой энергии удара бойка необходимо использовать супердлинноходовые электромагниты с отношением длины катушки к радиусу сердечника $l_k / R_c > 20$ [9]. Данные о режимах работы и тепловых процессах в таких магнитных системах отсутствуют, так как ранее они в промышленных целях не создавались и не исследовались. В настоящей работе представлены результаты стендовых испытаний разработанного в ИГД скважинного ЭУУ.

Цель работы: экспериментально выявить установившиеся тепловые режимы электромагнитного ударного узла при работе с бойками 13 и 19 кг в условиях естественного воздушного охлаждения.

Для комплексного исследования скважинного виброисточника разработан стенд, представленный на рис. 1.

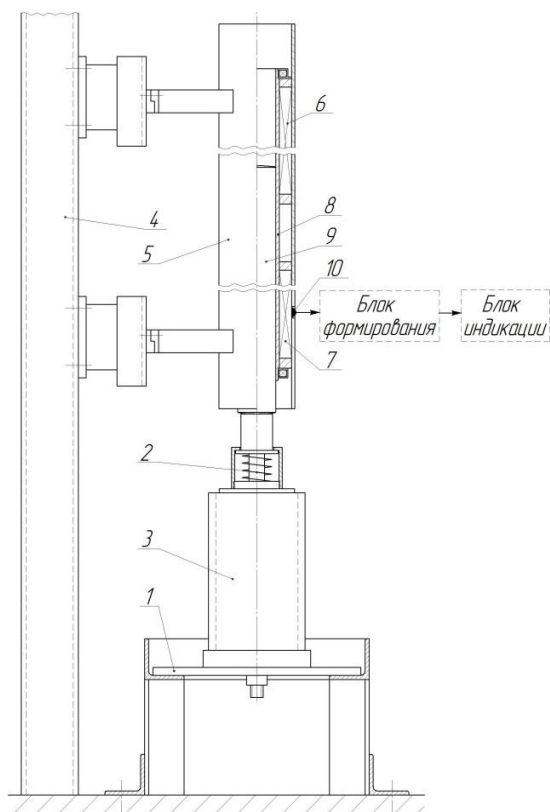


Рис. 1. Стенд для исследования виброисточника

Стенд включает расположенную на бетонном основании подставку 1, на которой установлен силовой элемент 2 в трубе 3. Над ним смонтирован ЭУУ, состоящий из закрепленного к стойке 4 корпуса 5, размещенных в нем катушек холостого 6 и рабочего 7 хода, направляющей 8, бойка 9, температурного датчика 10.

В ходе испытаний обнаружено, что боек после удара по силовому элементу имеет отскок со скоростью $0,5 \div 0,6$ предударной скорости. Это означает, что катушка холостого хода работает в облегченном режиме. Установлено так же, что средний рабочий ток в ней ниже тока в катушке рабочего хода на $25 \div 30 \%$. В этой связи, измерение температуры обмотки производилось только на катушке рабочего хода, как более нагруженной. Значения с температурного датчика 10 через блок формирования выводились на экран блока индикации.

Используемые в ударном узле электромагниты в области рабочих токов ($I = 25 \div 30$ А) имеют постоянную по длине силу тяги на уровне 200–250 Н, что позволяет уверенно работать с бойками массой до 20 кг [9]. Испытания проводились с двумя бойками массой 13 и 19 кг. Температура окружающего воздуха при каждом опыте составляла $10 \text{ }^\circ\text{C}$. В целях сохранения целостности изоляции нагрев выше $100 \text{ }^\circ\text{C}$ не производился.

Кривые нагрева нижней катушки при работе с бойками 13 и 19 кг при разных ПВ представлены на рис. 2 и 3.

Каждая усредненная кривая нагрева, соответствующая определенной ПВ, асимптотически приближается к установившейся температуре $t_{уст}$, по достижению которой наступает тепловой баланс между количеством теплоты, выделяемой в проводнике за время работы и излучаемой в окружающую среду за время цикла. Выявлено, что при работе с бойком 13 кг допустимая установившаяся температура $t_{уст} = 95 \text{ }^\circ\text{C}$ достигается при ПВ 0,6. Установившиеся значения температуры для ПВ 0,5 и 0,4 равны соответственно 89 и $82 \text{ }^\circ\text{C}$.

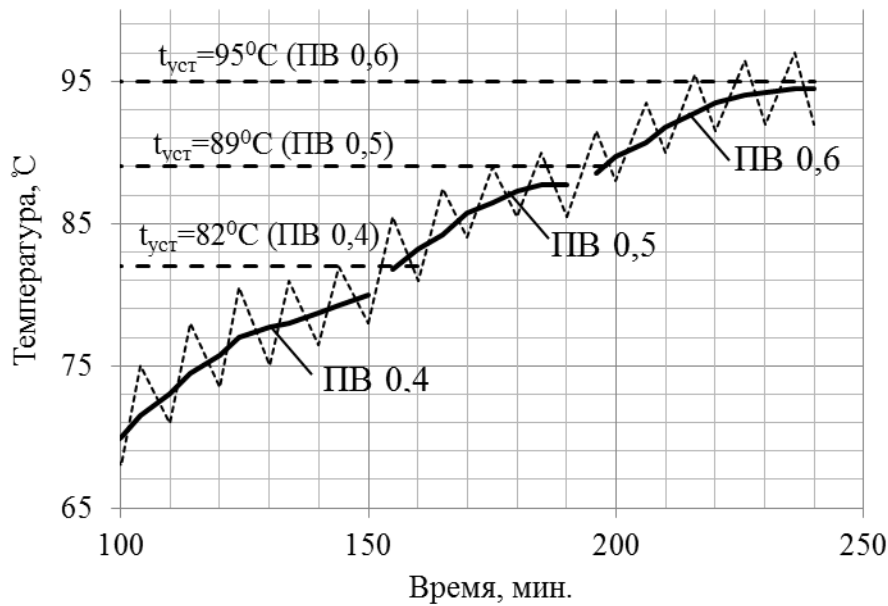


Рис. 2. Кривые нагрева при работе с бойком 13 кг

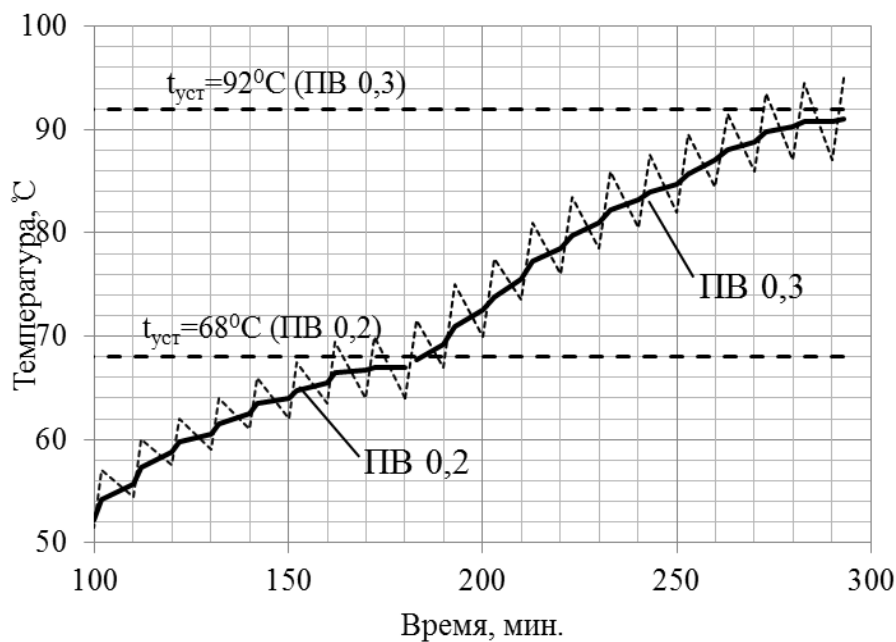


Рис. 3. Кривые нагрева при работе с бойком 19 кг

Работа с бойком 19 кг сопровождается более интенсивным нагревом обмотки за время включения, чем с бойком 13 кг. В результате чего допустимая установившаяся температура $t_{уст} = 92^\circ\text{C}$ достигается при более низкой ПВ 0,3.

Несмотря на меньшую допустимую ПВ при работе с более тяжелым бойком, при конструировании ЭУУ рационально закладывать боек 19 кг. При этом энергия его единичного удара на 20 ÷ 25 % больше энергии удара бойка 13 кг,

что в условиях скважины обеспечит большую плотность энергии излучаемых волн, а значит больший диапазон их распространения.

Вывод:

Выявлены возможные ПВ электромагнитного ударного узла и соответствующие им установившиеся температуры наиболее нагруженной нижней катушки при работе с бойками 13 и 19 кг в условиях естественного воздушного охлаждения. Из условия сохранения целостности изоляции допустимые ПВ для бойка 13 кг не более 0,6, для бойка 19 кг не более 0,3.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Геомеханические и технические основы увеличения нефтеотдачи пластов в вибро-волновых технологиях / В. Н. Опарин, Б. Ф. Симонов, В. Ф. Юшкин и др. – Новосибирск : Наука, 2010. – 404 с.
2. Oparin V. N., Simonov B. F. Nonlinear deformation-wave processes in the vibrational oil geotechnologies // J. of Mining Science. – 2010. – Vol. 46, № 2. – P. 95–112.
3. Технология объемного волнового воздействия на нефтегазовые залежи для повышения углеводородоотдачи пластов / Б. Ф. Симонов, Е. Н. Чередников и др. // Нефтяное хозяйство. – 1998. – № 4. – С. 42–44.
4. Волновые технологии и их использование при разработке месторождений нефти с трудноизвлекаемыми запасами. Книга 1 / В. П. Дыбленко, Е. Ю. Маргунов и др. // РАЕ, 2012. – 338 с.
5. Савченко А. В., Симонов Б. Ф., Чередников Е. Н. Влияние гидроимпульсных воздействий на призабойную зону продуктивного пласта // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2014. – Т. 1, № 1. – С. 285–288.
6. Нейман В. Ю., Нейман Л. А. Оценка конструктивного совершенства систем принудительного охлаждения синхронных электромагнитных машин ударного действия // Журнал СФУ. Техника и технологии. – 2015. – Т. 8, № 2. – С. 166–175.
7. Сливинская А. Г. Электромагниты и постоянные магниты. – М. : Энергия, 1972. – 248 с.
8. Малов А. Т., Ряшенцев В. Н. Электромагнитные молоты. – Новосибирск : Наука, 1968. – 128 с.
9. Симонов Б. Ф., Нейман В. Ю., Шабанов А. С. Импульсный линейный электромагнитный привод для скважинного виброисточника // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2017. – Т. 1, № 1. – С. 118–126.

© А. О. Кордубайло, Б. Ф. Симонов, 2018

ОСОБЕННОСТИ ДЕФОРМИРОВАНИЯ БЛОКОВ ПОРОД С ДЕФЕКТАМИ ПРИ СЖАТИИ

Андрей Анатольевич Красновский

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат физико-математических наук, старший научный сотрудник, тел. (383)205-30-30, доп. 189, e-mail: visanta@ngs.ru

Рассматривается напряженно-деформированное состояние блока пород с трещиной при сжатии. На основе системы сингулярных интегральных уравнений выписаны соотношения, определяющие компоненты смещений и напряжений на всей границе блока пород, берегах трещины и на линии ее продолжения. Построен алгоритм численной реализации этих выражений. Проведен анализ полученных результатов.

Ключевые слова: система уравнений, решение, трещина, напряжения, смещения, блок пород.

SPECIFIC ASPECTS OF ROCK BLOCKS DEFORMATION UNDER COMPRESSION

Andrey A. Krasnovsky

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Senior Researcher, phone: (383)205-30-30, extension 189, e-mail: visanta@ngs.ru

The stress-strain state of a block of rocks with a crack under compression is considered. On the basis of a system of singular integral equations, the relations that determine the components of displacements and stresses at the entire boundary of the rock block, the crack edges and on the line of its continuation are written out. An algorithm for numerical realization of these expressions is constructed. The analysis of the obtained results is carried out.

Key words: equation set, solution, crack, stresses, displacement, block of rock.

Результаты деформирования блоков пород, ослабленных трещинами, при произвольном нагружении представляют большой интерес для современной механики горных пород. При расчетах на прочность требуется знание напряженно-деформированного состояния. Поэтому для обеспечения контроля за возможностью начала разрушения необходимо иметь информацию обо всех компонентах напряжений и смещений на границе рассматриваемых тел. Математическое моделирование, допускающее теоретический анализ решения позволяет наиболее полно судить о поведении рассматриваемого тела под нагрузкой.

В данной работе затронут вопрос определения напряженно-деформированного состояния на контуре прямоугольного блока пород с трещиной для основных граничных задач без фактического нахождения комплексных потенциалов $\varphi(z)$ и $\psi(z)$ в исследуемой области [1, 2]. Теория строится на основе системы сингулярных интегральных уравнений, связывающих все граничные значения компонент напряжений и смещений [3, 4].

В работе рассмотрено деформирование прямоугольного блока пород с вертикально расположенной трещиной, схема которого представлена на рис. 1.

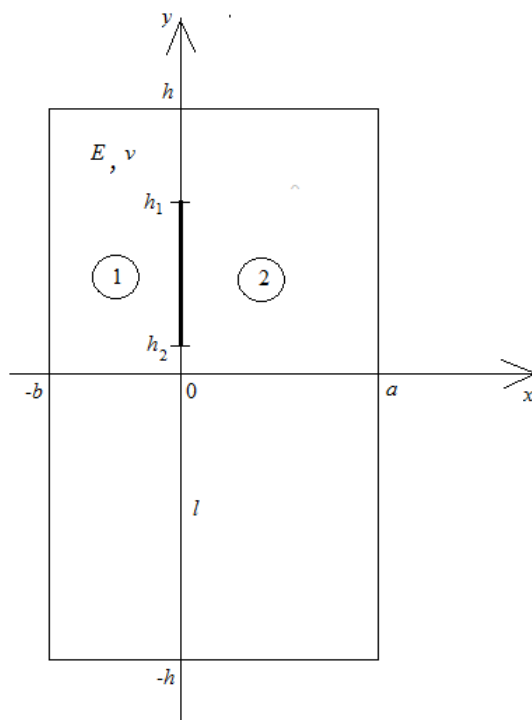


Рис. 1. Схема блока пород с трещиной

На границе представленной области предполагаются различные варианты граничных условий в рамках трех основных задач теории упругости. В данной постановке блок пород состоит из двух частей, каждая из которых представляет собой односвязную область.

Система сингулярных интегральных уравнений, связывающая граничные значения компонент напряжений и смещений для произвольной односвязной области, имеет вид [4] и содержит функцию $f(t)$, имеющую вид:

$$f(t) = i \int_0^t (X_n + iY_n) ds, \quad (1)$$

где X_n, Y_n – усилия на контуре Γ в направлении осей x и y соответственно; $t \in \Gamma, i$ – мнимая единица.

Предполагается, что на части линии раздела частей блока пород l , т. е. линии, содержащей трещину, $(-h \leq y \leq h_2, h_1 \leq y \leq h, x=0)$ имеет место сцепление

$$\sigma_n^1 = \sigma_n^2; \tau_n^1 = \tau_n^2; u^1 = u^2; v^1 = v^2, \quad (2)$$

т. е. непрерывность нормальных и касательных компонент напряжений и смещений, где верхний индекс соответствует номеру части рассматриваемого блока пород (см. рис. 1).

В качестве примера рассмотрим случай симметрично расположенной трещины, берега которой свободны от напряжений. Граничные условия на остальной части контура блока пород сформулируем в следующем виде:

$$\begin{aligned} \sigma_n = \sigma_0 = -1, u = 0 \text{ на гранях } -b \leq x \leq a, y = -h \text{ и } y = h; \\ \sigma_n = 0, \tau_n = 0 \text{ на гранях } -h \leq y \leq h, x = -b \text{ и } x = a. \end{aligned} \quad (3)$$

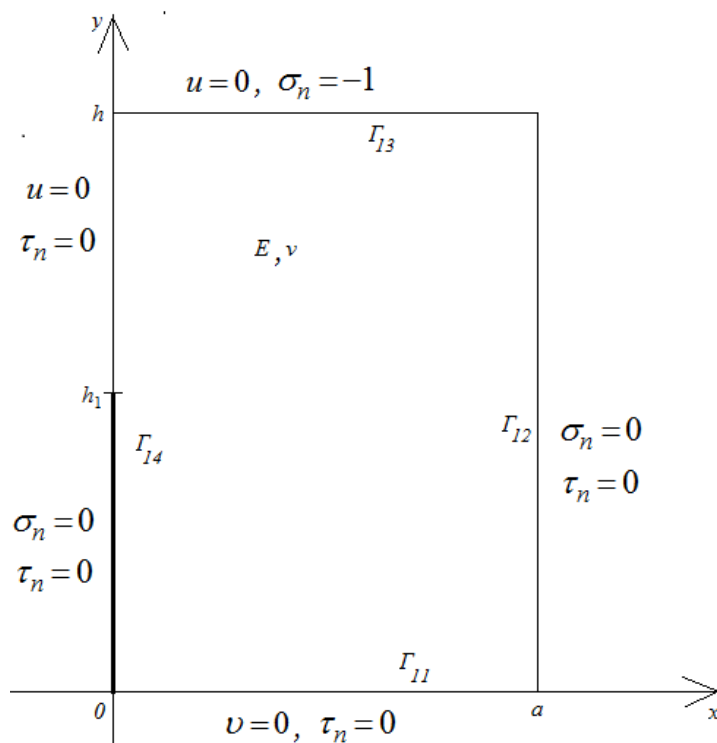


Рис. 2. Расчетная схема четверти прямоугольного блока пород с вертикальной симметричной трещиной

Учитывая геометрическую и силовую симметрию, будем рассматривать четверть блока пород (рис. 2) с контуром $\Gamma = \Gamma_{11} + \Gamma_{12} + \Gamma_{13} + \Gamma_{14}$, где Γ_{11} : $0 \leq x \leq a, y = 0$; Γ_{12} : $0 \leq y \leq h, x = a$; Γ_{13} : $0 \leq x \leq a, y = h$; Γ_{14} : $0 \leq y \leq h, x = 0$, для которого сформулируем граничные условия в виде:

$$\begin{aligned} \upsilon = 0, \tau_n = 0 \text{ на } \Gamma_{11}; \\ u = 0, \tau_n = 0 \text{ на } \Gamma_{14} (h_1 \leq y \leq h); \\ \sigma_n = 0, \tau_n = 0 \text{ на } \Gamma_{12} \text{ и } \Gamma_{14} (0 \leq y \leq h_1); \\ \sigma_n = -1, u = 0 \text{ на } \Gamma_{13}, \end{aligned} \quad (4)$$

где σ_n, τ_n – нормальные и касательные напряжения;

u, v – горизонтальная и вертикальная компоненты смещений.

На основании [4] и условий (2) выписана система уравнений, связывающая граничные значения компонент напряжений и смещений на контуре четверти блока пород, имеющая вид, аналогичный [3]. Например, уравнение для $u_4(y)$ на Γ_{14} :

$$\begin{aligned}
 4\mu u_4(y) = & (\kappa - 1)f_{41}(y) + \frac{1}{\pi} \int_h^0 \frac{(\kappa + 1)f_{42}}{s - y} ds + \\
 & + \frac{1}{\pi} \left\{ \int_0^a \frac{(\kappa + 1)s f_{12} + y[4\mu u_1 - (\kappa - 1)f_{11}]}{s^2 + y^2} ds + \right. \\
 & + \int_0^h \frac{a[4\mu u_2 - (\kappa - 1)f_{21}] + (s - y)(\kappa + 1)f_{22}}{(s - y)^2 + a^2} ds + \\
 & \left. + \int_a^0 \frac{(\kappa + 1)s f_{32} - (h - y)[4\mu u_3 - (\kappa - 1)f_{31}]}{s^2 + (h - y)^2} ds \right\} - \\
 & - \frac{1}{\pi} \left\{ \int_0^a \frac{4y^2 s (f_{12} + 2\mu v_1) - 2y(s^2 - y^2)(f_{11} + 2\mu u_1)}{(s^2 + y^2)^2} ds + \right. \\
 & + \int_0^h \frac{2a[(s - y)^2 - a^2](f_{21} + 2\mu u_2) - 4a^2(s - y)(f_{22} + 2\mu v_2)}{[(s - y)^2 + a^2]^2} ds + \\
 & \left. + \int_a^0 \frac{2(h - y)[s^2 - (h - y)^2](f_{31} + 2\mu u_3) + 4s(h - y)^2(f_{32} + 2\mu v_3)}{[s^2 + (h - y)^2]^2} ds \right\} ,
 \end{aligned}$$

где f_{ij} – функция типа (1);

u_i, v_i – горизонтальная и вертикальная компоненты смещений;

$i = 1, 2, 3, 4$ – номер грани блока пород (рис. 2);

$j = 1, 2$ – вещественная ($j = 1$) или мнимая ($j = 2$) часть функции f ;

$$\kappa = 3 - 4\nu, \quad \mu = \frac{E}{2(1 + \nu)};$$

ν – коэффициент Пуассона;

E – модуль Юнга.

Отнеся все линейные размеры к a , а величины, имеющие размерность напряжений, к σ_0 , получаем ее численную реализацию, результаты которой распространены по симметрии для всего блока пород (см. рис. 1) для наглядности. Расчеты проводились при $h=3$, $a=1$, $\nu=0,25$, $E=10^4$ и граничных условиях (4).

На рис. 3 представлено деформирование периметра и границы раздела частей блока пород для случая $h_1 = 2$.

На рис. 4 приведены результаты расчета граничных значений горизонтальной компоненты смещений u и мнимой части функции f для части 2 блока пород (см. рис. 1). Кривым 1, 2 соответственно случаи $h_1 = 2$; $h_1 = 1$ соответственно. Граница данной области развернута в прямую линию, где $\Gamma_1: -h \leq y \leq h, x = a$; $\Gamma_2: 0 \leq x \leq a, y = h$; $\Gamma_3: -h \leq y \leq h, x = 0$; $\Gamma_4: 0 \leq x \leq a, y = -h$.

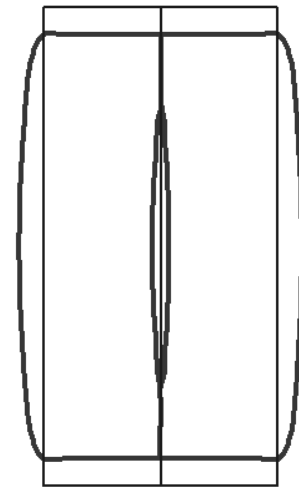


Рис. 3. Деформирование периметра блока пород с трещиной

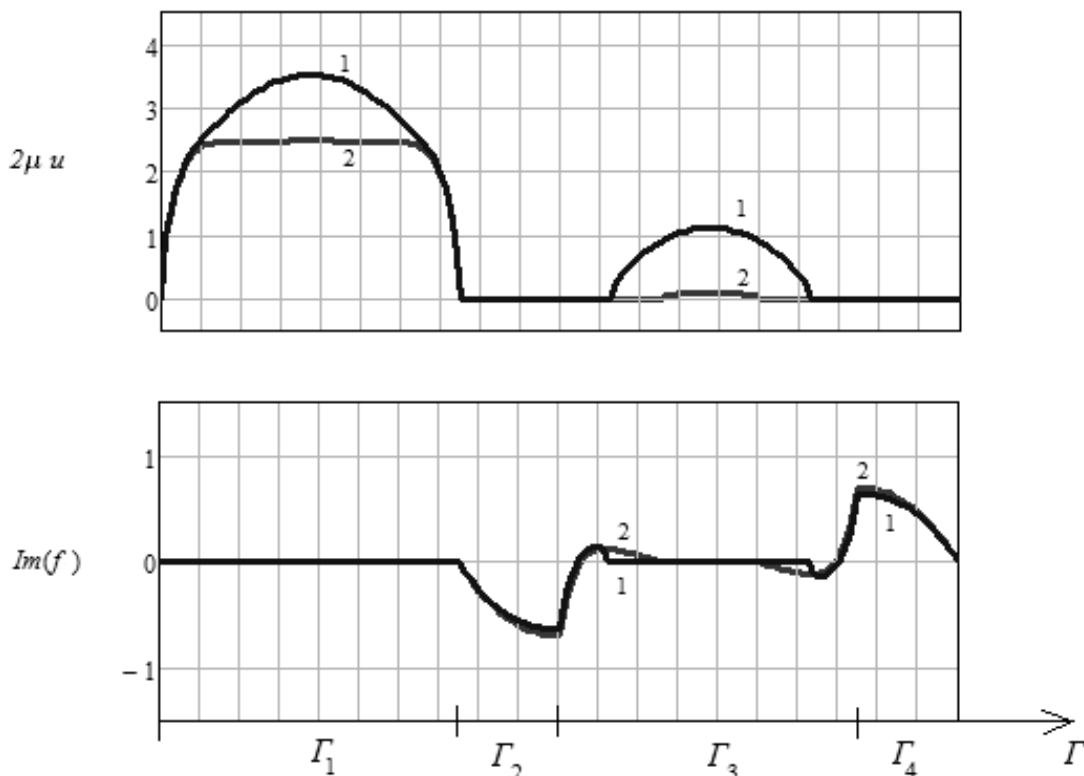


Рис. 4. Граничные значения горизонтальных смещений u и мнимой части функции f :

1) $h_1 = 2$; 2) $h_1 = 1$

Для рассмотренной задачи с граничными условиями (4) установлено, что при $h_1 < 0,5$ горизонтальные смещения u на Γ_{14} ($0 \leq y \leq h_1$), описывающие раскрытие трещины, близки к нулю. При $h_1 \geq 0,5$ происходит существенный рост значений u на Γ_{14} ($0 \leq y \leq h_1$). При $h_1 \geq 1$ наибольшие горизонтальные смещения u наблюдаются в точке $(a, 0)$ (см. рис. 2), если же $h_1 < 1$, то кривая графика $u(y)$ на Γ_{12} меняет выпуклость в окрестности середины грани Γ_{12} и наибольшие горизонтальные смещения u наблюдаются в точках $x = a$, $y \approx \pm \frac{h}{4}$ (см. рис. 1). Анализ функции (1) позволяет судить о соответствующих компонентах напряжений как на линии l (см. рис. 1), так и на других участках границы блока пород.

Таким образом, на основе системы сингулярных интегральных уравнений выписаны соотношения, определяющие компоненты смещений и напряжений на всей границе блока пород, берегах трещины и на линии ее продолжения. Представление решения в интегральной форме позволяет осуществить как изучение самого решения, так и организацию варьирования входящими параметрами задачи для достижения желаемых свойств решения. Построен алгоритм численной реализации этих выражений. Проведен анализ полученных результатов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Мусхелишвили Н. И. Некоторые основные задачи математической теории упругости. – М. : Наука, 1966. – 706 с.
2. Мусхелишвили Н. И. Сингулярные интегральные уравнения. – М. : Наука, 1968. – 512 с.
3. Красновский А. А., Миренков В. Е. Восстановление граничных условий при сжатии пород // ФТПРПИ. – 2009. – № 4. – С. 14–22.
4. Миренков В. Е. Связь граничных значений компонент напряжений и смещений // ФТПРПИ. – 1978. – № 3. – С. 57–63.

© А. А. Красновский, 2018

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В ТЕПЛООБМЕННИКЕ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ТУРБОРЕАКТИВНОГО ДВИГАТЕЛЯ ДЛЯ ПОДОГРЕВА ВОЗДУХА В ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ ТОННЕЛЯХ

Александр Михайлович Красюк

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник; Новосибирский государственный технический университет, 630073, Россия, г. Новосибирск, пр. К. Маркса, 20, профессор, тел. (383)205-30-30, доп. 182, e-mail: am.krasuk@gmail.com

Иван Владимирович Лугин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, доцент, старший научный сотрудник, тел. (383)205-30-30, доп. 179, e-mail: ivlugin@misd.ru

Ольга Александровна Куликова

Новосибирский государственный технический университет, 630073, Россия, г. Новосибирск, пр. К. Маркса, 20, студент, тел. (913)936-25-86, e-mail: olatennis@211.ru

Приведены результаты моделирования термодинамических процессов в рекуперативном коаксиальном теплообменнике при использовании двухконтурного турбореактивного двигателя в качестве тепловентиляционной установки для протяженных железнодорожных тоннелей БАМ в холодный период года. Математическое моделирование проведено с использованием метода конечных объемов. Определена эффективность теплообменника при различных вариантах конструктивных параметров.

Ключевые слова: железнодорожный тоннель, теплообменник, двухконтурный турбореактивный двигатель.

INVESTIGATION OF THERMODYNAMIC PROCESSES IN A HEAT EXCHANGER USING A TURBOFAN ENGINE FOR AIR HEATING IN RAILWAY TUNNELS

Aleksander M. Krasnyuk

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Professor, Chief Researcher; Novosibirsk State Technical University, 20, Prospect K. Marx St., Novosibirsk, 630073, Russia, Professor, phone: (383)205-30-30, extension 182, e-mail: am.krasuk@gmail.com

Ivan V. Lugin

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Associate Professor, Senior Researcher, phone: (383)205-30-300, extension 179, e-mail: ivlugin@misd.ru

Olga A. Kulikova

Novosibirsk State Technical University, 20, Prospect K. Marx St., Novosibirsk, 630073, Russia, Student, phone: (913)936-25-86, e-mail: olatennis@211.ru

The paper presents the results of thermodynamic processes modeling in a recuperative coaxial heat exchanger with the use of a turbofan engine as an air conditioning and heating system for ex-

tended railway tunnels of Baikal-Amur Mainline in a cold period. Mathematical modeling is carried out using the finite-volume method. The effectiveness of the heat exchanger with various design parameters is determined.

Key words: railway tunnel, heat exchanger, turbofan engine.

Введение

В железнодорожных тоннелях, эксплуатируемых в Сибири и на Дальнем Востоке, в холодный период года образуются наледи на внутренней обделке [1]. Это происходит при экстремально низких температурах атмосферного воздуха ($< -38\text{ }^{\circ}\text{C}$). Припортальные воздушно-тепловые завесы не справляются с теплопотерями вследствие того, что процесс охлаждения тоннеля существенно неравномерный и не ограничивается припортальными участками. Происходит поглощение теплоты в период прохождения по тоннелю поезда, стенки вагонов которого имеют такую же низкую температуру, как и атмосферный воздух. Например, в Северо-Муйском тоннеле БАМа припортальные ВТЗ имеют мощность около 3 МВт, а при температуре атмосферного воздуха $-40\text{ }^{\circ}\text{C}$ поезд поглощает тепло из тоннеля с мощностью 10 МВт [1]. Поэтому для обогрева протяженных тоннелей необходим источник тепловой энергии, позволяющий в короткий промежуток времени прохождения поезда по тоннелю восполнить ее дефицит. В качестве такого источника предлагается двухконтурный турбореактивный авиационный двигатель (ТРД) Д-36 [2].

При работе двигателя температура газов на выходе сопла горячего контура на крейсерском режиме около $200\text{ }^{\circ}\text{C}$, а на выходе холодного контура – температуре атмосферного воздуха. Воздух, подаваемый в тоннель, должен иметь температуру не ниже $+5\text{ }^{\circ}\text{C}$. Рассмотрим способ подогрева воздуха холодного контура с помощью рекуперативного воздухо-воздушного теплообменника типа «труба в трубе», выполненного в виде двух коаксиальных стальных труб (рис. 1). После подогрева воздуха до расчетной температуры все вредные газы от сгорания керосина удаляются на выхлоп в атмосферу.

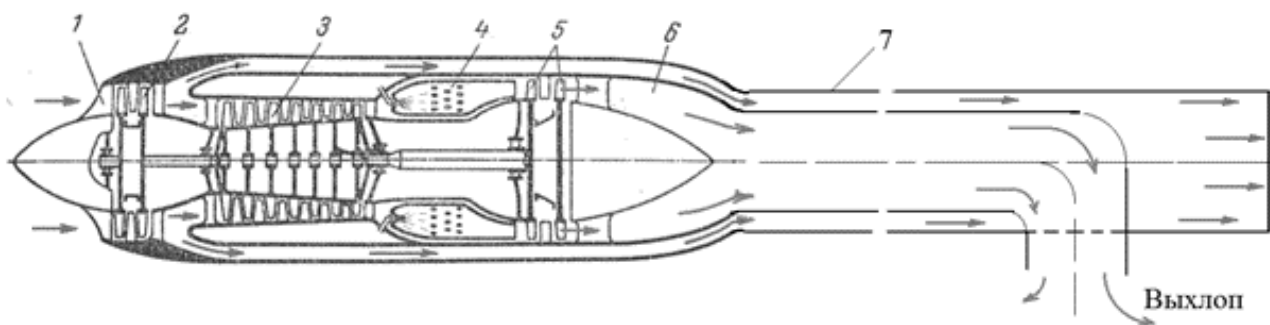


Рис. 1. Схема присоединения теплообменника к ТРД:

1 – входная часть; 2 – вентилятор; 3 – компрессор; 4 – камера сгорания; 5 – турбина; 6 – реактивное сопло; 7 – теплообменник

При этом важным параметром является длина теплообменника, при которой температура воздуха на выходе из холодного контура составит +5 °С. Теплообменники могут иметь различные конфигурации [3, 4]. В настоящей статье приведены результаты исследования наиболее простого теплообменника, представляющего собой две концентрические трубы. Внутренняя – горячий контур, по которой перемещаются продукты сгорания топлива. Наружная – холодный контур. В кольцевом сечении между наружной и внутренней трубой движется холодный воздух, который нагревается за счет обтекания горячей внутренней трубы.

Постановка задачи

Исследование термодинамических процессов проведено в CFD модуле Fluent [5] программно-вычислительного комплекса ANSYS методом конечных объемов. Моделирование проведено для установившегося режима в плоской осесимметричной постановке, поэтому действие гравитации не учитывалось.

Длина теплообменника 1 000 м. Геометрические параметры поперечного сечения соответствуют выходным сечениям из турбореактивного двигателя.

В холодном контуре движется воздух, в горячем контуре продукты сгорания топлива, в основном углекислый газ, оба материала подчиняются законам идеального газа. Расходы в холодном и горячем контуре приняты из расчета крейсерского режима турбореактивного двухконтурного двигателя (ТРД) Д-36 [2]. На выходе из холодного и горячего контура задано статическое давление, равное атмосферному. Модель турбулентности RNGk- ϵ с масштабируемым пристеночным слоем.

Внутреннее пространство теплообменника разбито конечнообъемная сеткой на правильные прямоугольники с качеством по ортогональности равным 1, параметр y^+ пристеночного слоя у всех стенок модели находится в пределах от 30 до 300.

Начальные и граничные условия

На входе в горячий контур температура потока 200 °С, в холодный –40 °С, перепад 240 °С; массовый расход воздуха на входе в холодный контур 153,75 кг/с, массовый расход газов на входе в горячий контур 66,5 кг/с [2]. Таким образом, заданный тепловой поток на входе в теплообменник составляет 10,751 МВт. Принято допущение, что теплообмен наружной трубы с атмосферой отсутствует, т. е. труба покрыта идеальным теплоизолятором. Толщина внутренней трубы, т. е. стенки между холодным и горячим контурами, 7 мм, материал – сталь.

Результаты исследований

Температура холодного контура +5 °С достигается при длине теплообменника 450 м (рис. 2, 3). При этом температура газов в горячем контуре составля-

ет 70 °С. Удалять газы на выхлоп со столь высокой температурой не целесообразно, так как это снижает КПД всей тепловентиляционной установки (ТВУ). Если подогревать холодный воздух до 20 °С, эффективность ТВУ возрастет не только из-за более полного использования тепла выхлопных газов, но из-за сокращения требуемого времени работы турбореактивного двигателя. Это обусловлено тем, что более нагретого воздуха потребуется меньше для обогрева тоннеля.

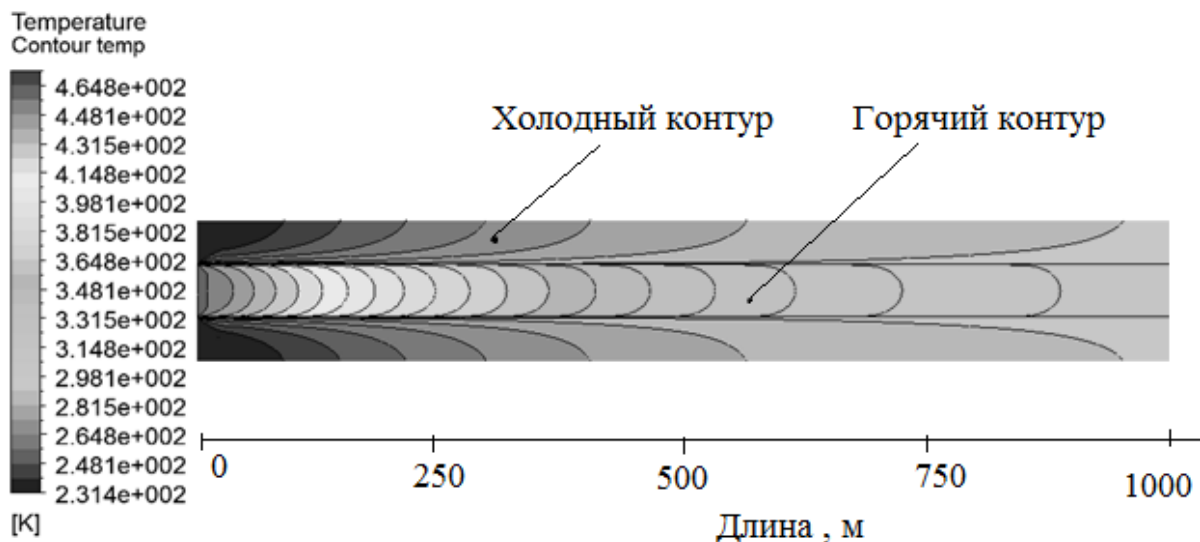


Рис. 2. Распределение температур по длине теплообменника

На рис. 3 показаны изменения температур по длине теплообменника. Температура воздуха в холодном контуре приведена на радиусе, делящем кольцевое сечение холодного контура на два равновеликих по площади кольца. Это обусловлено тем, что ее отличия от средней температуры по площади всего поперечного сечения не превышает 1,5 %.

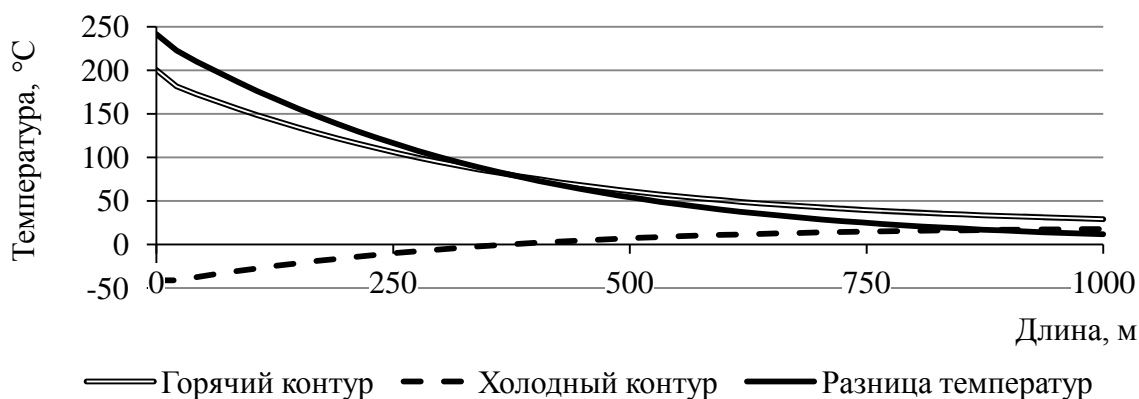


Рис. 3. Изменение температуры по длине теплообменника, в холодном контуре, в горячем и разница между ними

Анализ графика изменения температуры воздуха в холодном контуре показывает, что после прохождения 500 м теплообменника, скорость повышения температуры заметно снижается. Эффективность теплообмена снижается вследствие уменьшения разности температур холодного и горячего контуров. Для устранения этого явления необходимо изменить конструкцию теплообменника путем увеличения площади поверхностей, обтекаемых потоками обеих контуров. Это позволит минимизировать длину теплообменника с целью снижения его материалоемкости и отводимой территории под его сооружение. Дальнейшей задачей исследований является поиск рациональных параметров теплообменника для минимизации его длины.

Выводы

При использовании кольцевого теплообменника, необходимая температура воздуха в холодном контуре $+5\text{ }^{\circ}\text{C}$ достигается при длине трубы 500–600 м. Эффективность теплообмена между холодным и горячим контурами значительно снижается, когда длина труб превышает 450–500 м. Поэтому необходимо изменить конструкцию теплообменника путем увеличения площади поверхностей, обтекаемых потоками обеих контуров.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Лугин И. В., Витченко А. А. Поддержание требуемого температурного режима в Северо-Муйском тоннеле в холодный период года средствами тоннельной вентиляции // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2014. – № 1, Т. I. – С. 210–214.
2. Красюк А. М., Куликова О. А. К использованию турбореактивного двигателя для обеспечения теплового режима тоннелей БАМа // Наука Промышленность Оборона: Труды XVII Всероссийской научно-технической конференции : в 4 т. / коллектив авторов ; под ред. С. Д. Саленко. – Новосибирск : Изд-во НГТУ, 2016. – С. 298–301.
3. Тепловой расчет рекуперативного теплообменного аппарата / В. В. Бухмиров, Д. В. Ракутина, Ю. С. Солнышкова, М. В. Пророкова ; ФГБОУ ВПО «Ивановский государственный энергетический университет им. В. И. Ленина. – Иваново, 2014. – 124 с.
4. Справочник по теплообменникам : в 2 т. Т. 1 / пер. с англ. под ред. О. Г. Мартыненко и др. – М. : Энергоатомиздат, 1987. – 560 с. : ил.
5. Основы работы в ANSYS 17 / Н. Н. Федорова, С. А. Вальгер, М. Н. Данилов, Ю. В. Захарова. – М. : ДМК Пресс, 2017. – 210 с. : ил.

© А. М. Красюк, И. В. Лугин, О. А. Куликова, 2018

СПОСОБЫ РЕГУЛИРОВАНИЯ ХАРАКТЕРИСТИК ГИДРОУДАРНЫХ СИСТЕМ ОБЪЕМНОГО ТИПА

Виталий Геннадьевич Кудрявцев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, научный сотрудник, тел. (383)205-30-30, доп. 155, e-mail: vit22@ngs.ru

Рассмотрены системы распределения жидкости в гидроударных системах объемного типа, позволяющие регулировать энергию и частоту ударов. Управление этими характеристиками возможно изменением расхода подаваемой к устройству жидкости, длины фазы обратного хода бойка и введением в рабочий цикл фазы задержки бойка. Показано, что для регулирования энергии удара перспективно введение в структуру рабочего цикла фазы задержки движения бойка по давлению в системе.

Ключевые слова: гидроударная система, рабочий цикл, распределительное устройство, частота и энергия ударов, регулировка параметров.

METHODS REGULATING CHARACTERISTICS OF HYDRAULIC IMPACT SYSTEMS OF VOLUME TYPE

Vitaly G. Kudryavtsev

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Researcher, phone: (383)205-30-30, extension 155, e-mail: vit22@ngs.ru

The systems of liquid distribution in hydraulic impact systems of volume type are considered. They make it possible to control energy and frequency of impacts. Management of these characteristics is possible by changing the flow rate of the liquid supplied to the device, the length of the striker's reverse stroke phase and by introducing the striker's delay phase into the working cycle. It is shown that to control the impact energy, it is promising to introduce the phase of delaying the movement of the striker with respect to the pressure in the system into the structure of the working cycle.

Key words: hydraulic impact system, operating cycle, switch-gear, frequency and energy of strikes, parameters adjustment.

Гидроударные системы нашли широкое применение в горном деле и строительстве. С их помощью осуществляются такие работы, как дробление негабаритов, разрушение техногенных объектов (бетонных фундаментов, кирпичных и т.п. кладок, различных футеровок), бурение скважин, рыхление мерзлых грунтов и ряд других работ.

Особое внимание при их проектировании необходимо уделять распределительным устройствам, поскольку они, управляя рабочим циклом, оказывают важнейшее влияние на работу таких систем.

В литературе встречаются разные классификации гидроударных систем, построенные по разным признакам, но в любой классификации так или иначе присутствует упоминание о системе управления или распределительном устройстве, посредством которых осуществляется рабочий цикл.

Так, в [1] говорится: «...гидравлические импульсные системы по принципу действия механизмов можно разделить на две группы: гидрообъемные и гидродинамические», а относительно систем управления «различают гидропневмударники трех классов: с управлением по положению бойка ... – с втулкой управления и с трубчатым клапаном и по ускорению бойка ... – с инерционным золотником».

В [2] отмечается, что «гидравлические связи, устанавливаемые в гидрообъемных системах, допускают управление ими с помощью различного рода золотников и клапанов. По принципу управления гидравлической связью эти системы можно классифицировать как системы постоянной и переменной структуры».

Авторы [3] отмечают перспективность ударных машин с гидравлическим объемным приводом. В классификации, приведенной в [4] гидрообъемные ударные машины по типу распределительного элемента подразделяются:

- 1) на золотниковые:
 - а) с вращательным движением золотника;
 - б) с возвратно-поступательным движением;
 - в) с прерывисто-вращательным движением;
- 2) клапанные:
 - а) с упруго-эластичным клапаном;
 - б) с клапаном-захватом;
 - в) с дифференциальным клапаном;
- 3) бесклапанные;
- 4) с комбинированным распределительным элементом.

В анализе классификаций и конструкций, проведенном в [5] говорится, что «значительное разнообразие конструкций порождено ... возможностью варьирования способов переключения потоков жидкости в автоколебательных гидроударных системах. При этом в подавляющем большинстве в распределительных устройствах систем используются обратные связи по перемещению бойка, в устройствах с задержкой движения бойка используется обратная связь по давлению».

Наиболее распространенными являются конструкции распределительных устройств с возвратно-поступательным движением золотника. Существуют устройства, в которых функции золотника-распределителя и бойка совмещены, но они не нашли широкого распространения.

В последние годы отмечается повышенное внимание к гидроударным системам с регулируемыми параметрами – энергией удара и частотой. Указанную регулировку возможно осуществлять следующими способами:

- 1) изменением расхода рабочей жидкости, подаваемой к устройству [6];
- 2) изменением длины фазы обратного хода бойка [4];
- 3) введением в рабочий цикл фазы задержки бойка [4, 7].

Способ регулировки параметров путем изменения расхода рабочей жидкости представляется наиболее доступным в реализации, но имеет ряд недостатков: необходимость включения в напорную линию дополнительных устройств

для регулировки расхода, или же подключение электродвигателя через регулятор частоты питающей электросети. В некоторых случаях последний вариант может оказаться неприемлемым, поскольку продолжительная работа под нагрузкой в нештатном режиме приведет к снижению ресурса и выходу из строя электродвигателя и насоса. Наиболее существенным недостатком указанного способа является то, что при изменении расхода одновременно изменяются энергия и частота ударов.

В качестве примера регулировки параметров по второму способу можно привести бурильную головку RPH400 фирмы Sekoma [8], схема которой приведена на рис. 1. Длина фазы обратного хода бойка 26 определяется тем, какой из каналов 4–6 является рабочим (открытым), в то время как другие перекрыты специальными винтами-заглушками.

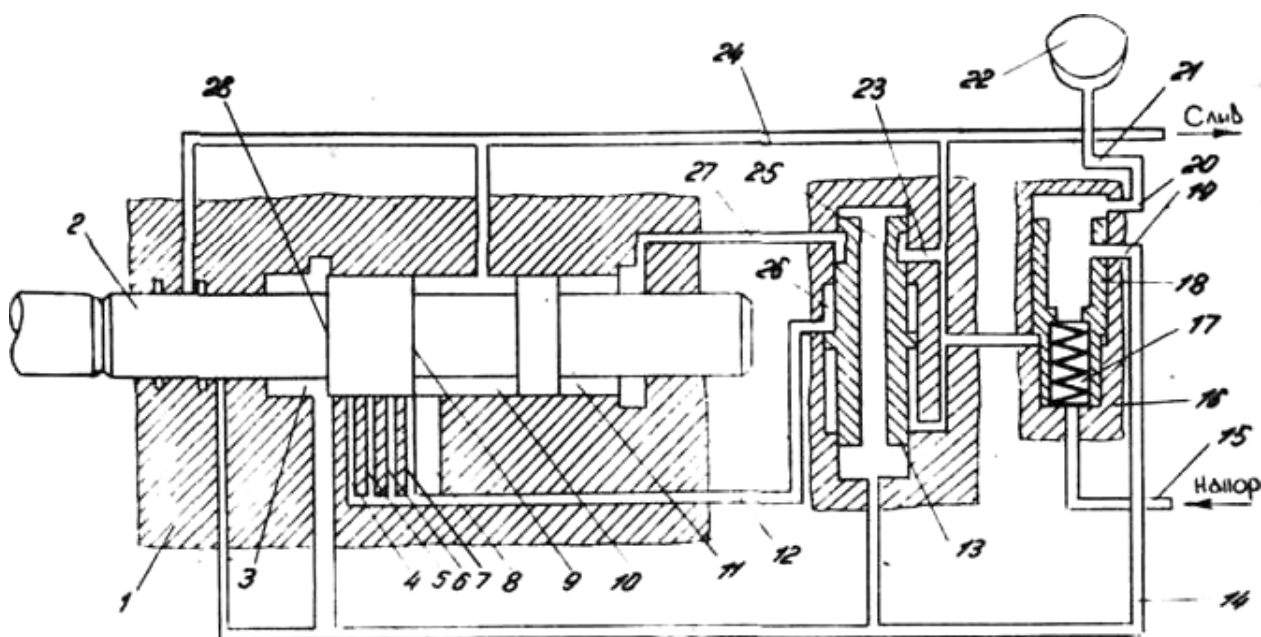


Рис. 1. Схема бурильной головки RPH400 фирмы Sekoma

Введение в рабочий цикл фазы задержки бойка в соответствии с [4] возможно в начале или же в конце его прямого хода, но в любом случае она осуществляется до определенной величины давления в аккумуляторе, называемом давлением задержки.

Примером устройства с задержкой бойка в начале прямого хода может служить гидромолот S 52 фирмы Rammer (рис. 2) [4].

При достижении давлением в аккумуляторе 1 заданной величины открывается клапан 3 и канал 4 через проточку 5 соединяется с каналом 6. Золотник 7 под действием давления в камере управления смещается вверх, соединяя камеру прямого хода с напором. Боек 11 начинает двигаться к инструменту 13, осуществляется прямой ход.

Еще одним представителем устройств с задержкой бойка в начале прямого хода является гидравлическая ударная машина по схеме патента [9] (рис. 3).

Рабочая жидкость от насоса 16 поступает в аккумулятор 17 и камеру обратного хода 13. Боек 8 совершает обратный ход, в конце которого жидкость в камере прямого хода 12 оказывается запертой в замкнутом объеме и, выполняя роль демпфера, тормозит боек. Когда давление в системе достигнет заданной величины, золотник 21 распределителя 19 переключится и откроет доступ жидкости через клапан 23 в камеру прямого хода 12. Боек 8 после задержки совершает прямой ход и наносит удар по инструменту 15.

Задержка движения бойка в конце прямого хода реализуется в схеме гидроударной машины по патенту [10] (рис. 4).

В данной схеме камера обратного хода 6 постоянно соединена с напором. Боек 2 показан в конце рабочего хода после удара по инструменту 20. Камера прямого хода при этом также соединена с напором. Для начала обратного хода бойка 2 давление в аккумуляторе 13 должно достигнуть заданной величины, необходимой для преодоления усилия пружины 17. При этом подвижный элемент 11 распределителя 10 переключится в другое положение, соединив камеру прямого хода 5 со сливом. Под действием давления в камере обратного хода 6 боек 2 начнет обратный ход.

Принципиальная схема гидроударной системы с задержкой в конце прямого хода представлена в работе [7]. Там же приводится ее математическая модель, сравнительный анализ основных характеристик систем с задержкой и без задержки. Отмечается, что введение задержки в рабочий цикл позволяет расширить диапазон рабочего давления гидроударной системы, а также получить в системах с задержкой более высокие значения скорости бойка и мощности системы по сравнению с системами без задержки.

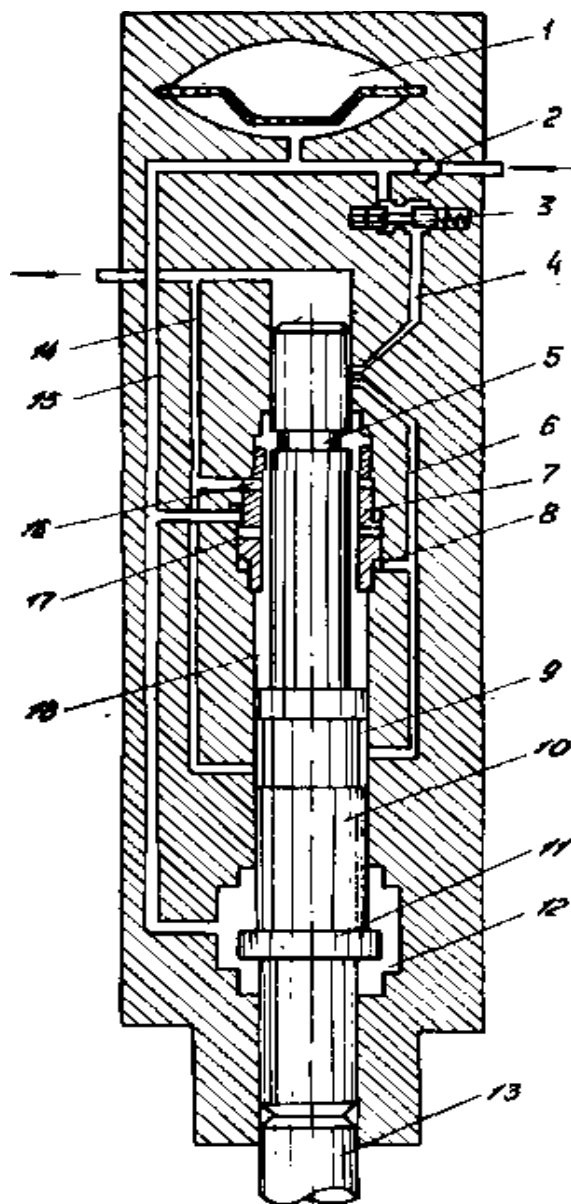


Рис. 2. Гидромолот S 52
фирмы Rammer

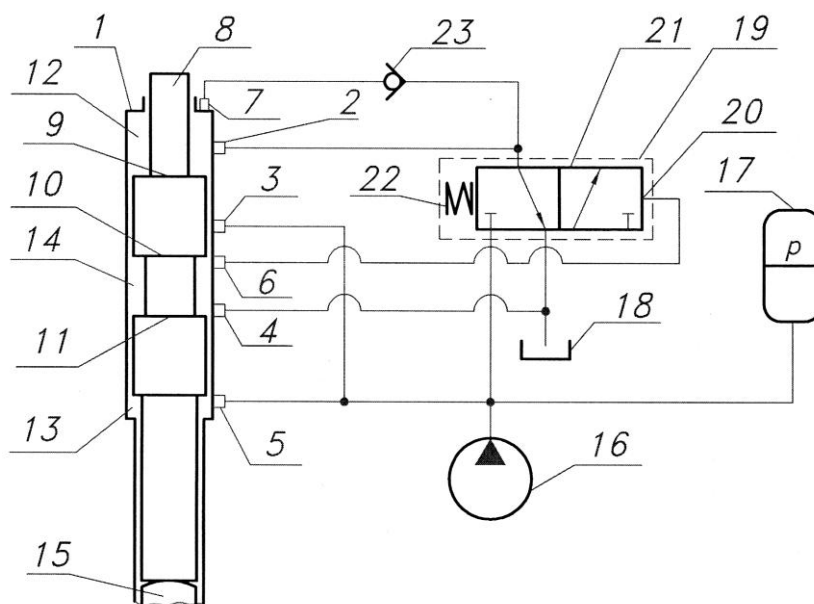


Рис. 3. Схема гидроударной машины (патент 2495991 РФ)

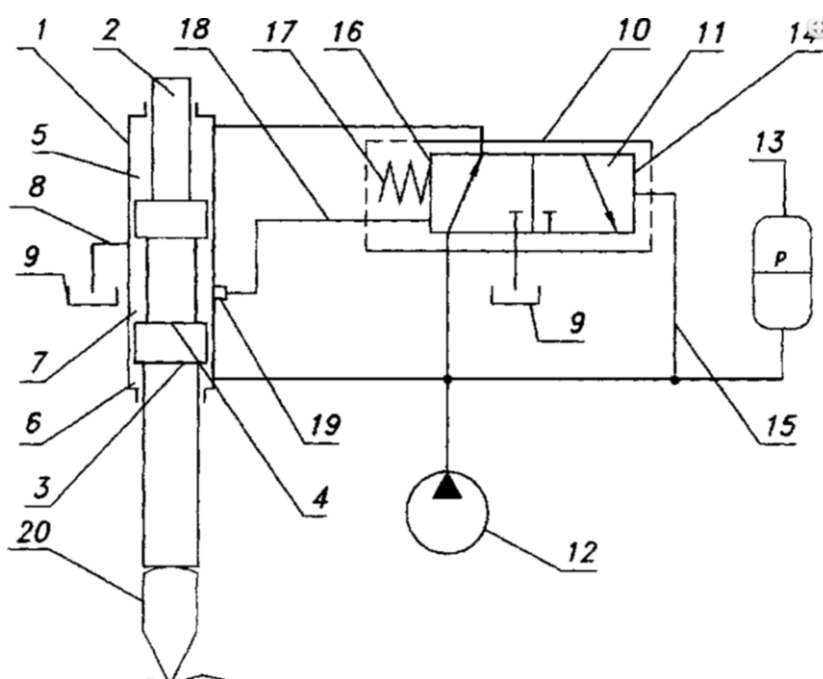


Рис. 4. Схема гидроударной машины (патент 2230189 РФ)

Исходя из изложенного, можно отметить, что устройства с задержкой движения бойка позволяют получать стабильное значение энергии ударов, поскольку их рабочий цикл начинается только при определенной величине давления в системе. Эти устройства могут работать в широком диапазоне величин давления. Также в этих устройствах более проста регулировка энергии ударов, поскольку она определяется настройкой клапана или распределителя, в то время как для изменения хода бойка нужна перенастройка каналов.

В заключение могут быть сформулированы некоторые задачи дальнейших исследований:

- провести анализ устройств, позволяющих осуществлять задержку бойка в течение рабочего цикла;
- определить устройства, наиболее подходящие для регулирования характеристик гидроударных систем;
- обосновать параметры распределителя гидроударного устройства с регулируемыми характеристиками.

Работа выполнена в рамках проекта ФНИ, № гос. регистрации АААА-А17-117122090003-2.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Гидропневмоударные системы исполнительных органов горных и строительно-дорожных машин / А. С. Сагинов, А. Ф. Кичигин, А. Г. Лазуткин, И. А. Янцен. – М. : Машиностроение, 1980. – 200 с.
2. Алимов С. А., Басов С. А. Гидравлические виброударные системы. – М. : Наука, 1990. – 352 с.
3. Гидравлические отбойные и бурильные молотки / В. Ф. Горбунов, Д. Н. Ешуткин, Г. Г. Пивень, Г. С. Тен. – Новосибирск : Ин-т горного дела СО АН СССР, 1982. – 91 с.
4. Архипенко А. П., Федулов А. И. Гидравлические ударные машины. – Новосибирск : Ин-т горного дела СО АН СССР, 1982. – 106 с.
5. Городилов Л. В. Разработка основ теории гидроударных систем объемного типа для исполнительных органов горных и строительных машин : дис. ... д-ра техн. наук. – Новосибирск, 2010. – 302 с.
6. Городилов Л. В. Анализ динамики и характеристик основных классов автоколебательных гидроударных систем объемного типа // Проблемы машиностроения и надежности машин. – 2018. – № 1. – С. 22–30.
7. Городилов Л. В. Исследование динамики гидроударных объемных систем двухстороннего действия. Ч. I. Основные свойства // ФТПРПИ. – 2012. – № 3. – С. 91–101.
8. Иванов К. И., Ципкис А. М. Бурение шпуров и скважин самоходными шахтными установками. – М. : Недра, 1983. – 198 с.
9. Пат. 2495991 Российская Федерация. МПК E21B 1/28, E02D 7/10, E21C 37/00. Гидравлическая ударная машина / Городилов Л. В., Пашина О. А., Кудрявцев В. Г. ; заявитель и патентообладатель ИГД СО РАН ; – № 2012117837/03 ; заявл. 27.04.2012 ; опубл. 20.10.2013, Бюл. №29. – 9 с. : ил.
10. Пат. 2230189 Российская Федерация. МПК 7 E21C 37/00, E02D 7/10. Гидравлическая ударная машина (варианты) / Голдобин В. А., Городилов Л. В., Пашина О. А. ; заявитель и патентообладатель Институт горного дела СО РАН. – № 2002129842/03 ; заявл. 05.11.2002 ; опубл. 10.06.2004, Бюл. № 16. – 7 с. : ил.

© В. Г. Кудрявцев, 2018

ПРИМЕР ДЕГАЗАЦИИ УГОЛЬНОГО ЦЕЛИКА МЕЖДУ ОТРАБОТАННЫМИ БЛОКАМИ ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА ШАХТЫ

Геннадий Иванович Кулаков

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник лаборатории механики горных пород, тел. (383)205-30-30, доп. 188, e-mail: kulakova.38@yandex.ru

Марина Дмитриевна Шаропова

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, младший научный сотрудник лаборатории механики горных пород, тел. (383)205-30-30, доп. 190, e-mail: zinval@rambler.ru

Рассматриваются вопросы дегазации угольных пластов переменной мощности в условиях сложной вентиляционной сети при повышенной изношенности главных вентиляторов на шахте «Красногорская» отнесенной к опасным по внезапным выбросам угля и газа и взрывам метана. Принята схема дегазации двумя системами взаимно перекрещивающихся скважин, что обеспечивает дополнительное формирование трещин в массиве угля и их взаимное пересечение, увеличивая отбор газа на (15–30) %.

Ключевые слова: угольная шахта, внезапный выброс угля и газа, взрыв газа метана, угольная пыль.

DEGASSING OF COAL PILLAR BETWEEN PROCESSED BLOCKS OF WORKING AREA

Gennady I. Kulakov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Professor, Chief Researcher, Rock Mechanics Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 188, e-mail: kulakova.38@yandex.ru

Marina D. Sharapova

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Junior Researcher, Rock Mechanics Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 190, e-mail: zinval@rambler.ru

Degassing of coal seams of variable power is considered for a complex ventilation system in case of the increased worn-out state of fans in «Krasnogorskaya» mine. The mine is classified as dangerous for sudden coal and gas outbursts as well as methane explosions. A degassing scheme of two system of mutually intersecting boreholes is adopted. It provides the additional formation of cracks in coal mass and their mutual intersection, increasing gas withdrawal by 15–30 %.

Key words: coalmine, coal and gas outburst, methane explosion, coal dust.

Рассматривается участок из трех блоков (рис. 1). Крайние блоки № 1 и № 3 предварительно отработаны с пластовой дегазацией. Средний блок № 2 готовится к отработке.

Проанализируем напряженное состояние массива угля в блоке № 2. Очевидно вес массива пород над отработанными блоками № 1 и № 3 должен перераспределяться на окружающие участки массива, в том числе частично на блок № 2. Учитываем, что массив угля рассматриваемых пластов, частью которых являются участками блоков № 1, № 2, № 3, отнесены к опасным по внезапным выбросам угля и газа. По этой причине блоки № 1 и № 3 отработаны с предварительной пластовой дегазацией. Очевидно массив угля в блоке № 2 остался выбросоопасным. Кроме того, массив угля в блоке № 2 дополнительно пригружен в следствии отработанных блоков № 1 и № 3. В этом ситуации напряженное состояние массива угля в блоке № 2 возросло. И этот массив остался выбросоопасным, при этом его выбросоопасность увеличилась за счет возрастания напряжений. Следовательно, массив в блоке № 2 необходимо обрабатывать с предварительной дегазацией. Поскольку удароопасность этого участка повысилась, то следует использовать способ дегазации более эффективной, чем использованный способ дегазации при отработке блоков № 1 и № 3.

Принимаем решение провести дегазацию блока № 2 на основе перекрещивающихся дегазационных скважин.

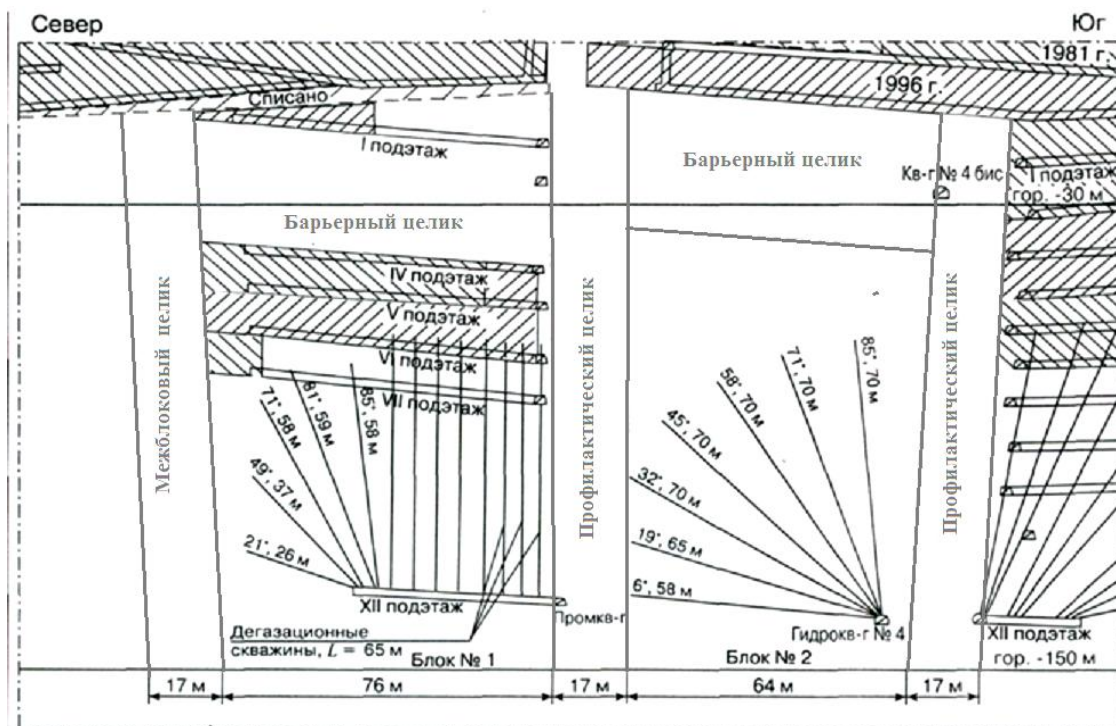


Рис. 1. Схема выемочного участка (выкопировка с плана горных работ): блок 2 [1, 2]: пробурено 7 дегазационных скважин с гидроквершлага 4; блок 3: пробурено 10 скважин с XII подэтажного штрека; блок 1: пробурено 13 дегазационных скважин

Здесь указаны скважины по пласту IV Внутреннему, аналогично бурятся скважины по пласту III Внутреннему.

На рис. 2 приведен вертикальный разрез пластов II, III, IV Внутренних. Блоки № 1, № 2, № 3 рассматриваемого выемочного участка вскрывались (рис. 2) подэтажными промквершлагами, проводимыми с пласта II Внутреннего.

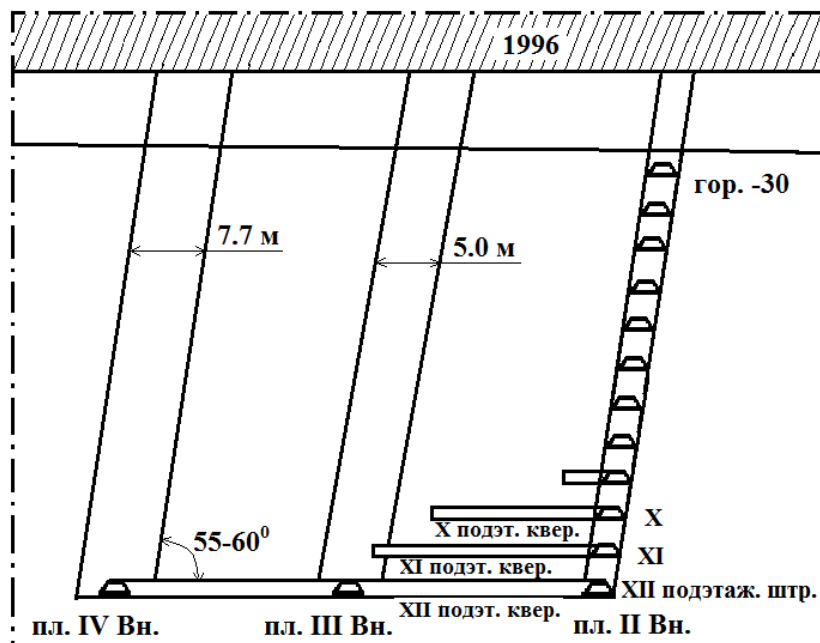


Рис. 2. Свита пластов. Вертикальный разрез

Каждый блок делится по восстанию пласта на 12 подэтажей. В каждом блоке в первую очередь проводился XII выемочный штрек по пласту IV Внутренний для бурения с него скважин и проведения предварительной дегазации.

Дегазация блока № 2.

Одновременно, при проходке подэтажных штреков бурились опережающие скважины длиной 65–70 м с поэтажных квершлагав по четыре на пласт. При этом две верхние бурились под углом 8–10°, а ниже под углом 3–4° (рис. 3). В блоке № 2 общее число скважин 28, по 14 на каждый пласт. 7 скважин второго блока, пробуренных с гидроквершлага № 4.



Рис. 3. Схема бурения ограждающих скважин при подготовке подэтажа

Так же на шахте подготовлена вакуум-насосная станция из трех насосов типа ВН-50. В работе находился один насос, остальные в резерве. Магистральные трубопроводы проложены от вакуум-насосной станции до горизонта – 150 м (см. рис. 1 в [2]). На горизонте – 150 м трубопроводы проложены по полевым штрекам южного и северного крыльев шахты [2], далее по промежуточным квершлагам до обрабатываемых пластов. Участковые трубопроводы диаметром 150 мм проложены от дегазационных скважин (по 1 и 2 блокам) до магистрального трубопровода диаметром 300 мм [4, 5].

В блоке № 2 дегазационные скважины диаметром 93 мм бурились с гидроквершлага № 4 по пластам III Внутренний и IV Внутренний (рис. 2). Чтобы исключить вынос метана в действующие горные выработки на IV и VI подэтажах по трубопроводу, проложенному через изолирующие перемычки, газ отводился из выработанного пространства в участковый трубопровод.

Блок № 1. Схема дегазации блока № 1 в [1] приведена в соответствии с [2]. Кратко отметим ее особенности. На рис. 1 – схема блока № 1, включает подэтажные штреки IV, V, VI, VII, XII. Остальные подэтажные штреки в пределах блока № 1 не проводились. Запасы угля в пределах IV, V, VI подэтажей отработаны ранее (что показано наклонной штриховой). Через изолирующие перемычки 6, газ отводился из выработанного пространства в участковый трубопровод (рис. 2 [2]).

Схема транспортирования угля и газа метана приведена в предыдущей статье.

Дегазация пласта перекрещивающимися скважинами (рис. 4, 5) обеспечивает прирост объема метана с тонны угля на $0,2-0,48 \text{ м}^3$. Удельное количество каптированного метана при применении перекрещивающихся схем скважин увеличивает количество каптированного метана в 2,1 раза на шахтах Карагандинского бассейна и в 1,5 раза на шахтах Донбасса. Большой эффект получен при применении этой схемы на менее прочных углях выбросоопасных пластов [9, с. 72–73, 79–80].

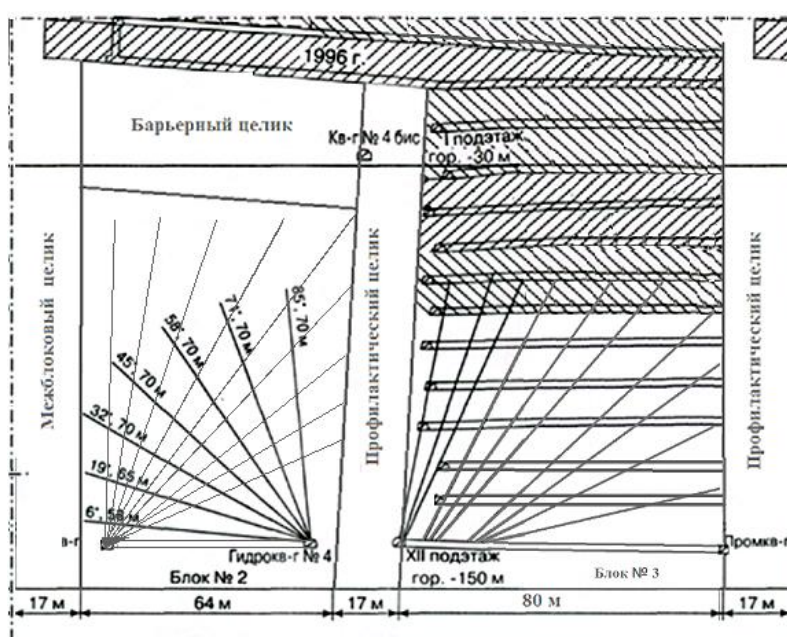


Рис. 4. Совмещенные схемы промежуточной дегазации блока № 2 и блока № 3

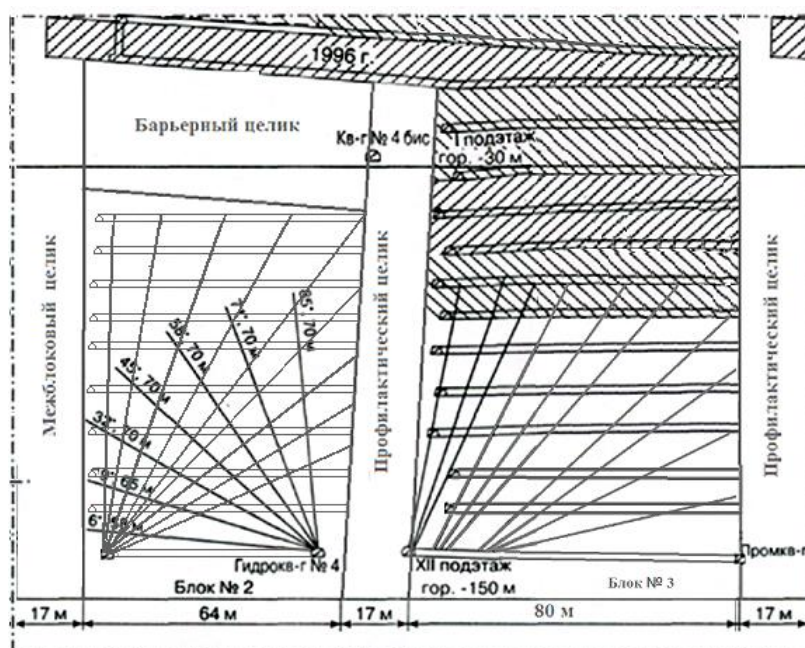


Рис. 5. Схема дегазации пласта (блок 2) перекрещивающимися скважинами

В работе Малашкиной В. А. [10] отмечена неудовлетворительная работа дегазационных установок шахт, что обусловлено в значительной мере нерациональными режимами работы дегазационной системы, возникающими из-за снижения герметичности устьев дегазационных скважин и соединений звеньев труб подземного вакуумного газопровода, приводящие к увеличенным подсосам воздуха из атмосферы горных выработок внутрь системы, а также скоплениями в пониженных местах дегазационного трубопровода конденсата, угольной и породной пыли, а также продуктов коррозии. Это приводит к существенному росту сопротивления трубопроводной сети, следовательно, и необходимости включения в работу дополнительного числа вакуум-насосов.

Выводы. В рассматриваемой статье приведен вариант отработки блока № 2 с использованием способа дегазации с перекрещивающимися скважинами. Такой вариант дегазации находит применение на шахтах Карагандинского бассейна, на шахтах Украины, т.е. прошел необходимую апробацию в производственных условиях. В проектах дегазации угольных пластов важным вариантом разрабатываемого проекта дегазации должны быть: конкретная схема вакуумного газопровода и вакуумной насосной станции.

Рассматриваемый проект дегазации к реальному участку шахтного поля не привязан, поэтому его конкретное рассмотрение названных вопросов на данном этапе не требуется. Чтобы на практике конкретные специалисты, использующие настоящую статью, рассматривающие конкретный проект дегазации, по случайности не предусмотрели бы в своем проекте проектирования конкретного трубопровода, авторы рассматриваемой статьи ввели в текст статьи и цитату из трудов известного специалиста В. А. Малашкиной из ее статьи «Особенности проектирования системы дегазации угольных шахт» [10], касающихся во-

просов проектирования конкретного трубопровода и конкретной вакуумной станции.

В целом, в настоящей статье рассмотрен конкретный проект дегазации группы из крутопадающих угольных пластов на основе опубликованных работ [1–2] по шахте «Красногорская», отвечающий требованиям «Инструкции по безопасному ведению горных работ и пластов, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа» [4]. Авторы статьи учли рекомендации, содержащиеся в научных трудах специалистов по отработке угольных пластов, содержащих повышенное количество газа метана или отнесенных к опасным по внезапным выбросам угля и газа [5–8].

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Кулаков Г. И., Шарапова М. Д. Обобщение опыта дегазации угольных пластов // *Фундам. и прикл. вопросы горных наук*. – 2017. – № 1, Т. 4. – С. 187–192.
2. Дегазация пластов выемочного участка ООО «Шахты «Красногорская» / В. П. Баскаков, И. А. Сальвассер, В. М. Коржов, В. П. Курмашов // *Безопасность труда в промышленности*. – 2008. – № 12. – С. 36–38.
3. Бурчаков А. С., Гринько Н. К., Черняк И. Л. Процессы подземных горных работ. – М. : Недра, 1976. – 408 с.
4. Инструкция по безопасному ведению горных работ и пластов, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа. – М. : Изд-во ИГД им. А. А. Скочинского, 1989. – 191 с.
5. Рубан А. Д., Забурдяев В. С. Оценка эффективности дегазации разрабатываемых угольных пластов // *Уголь*. – 2010. – № 11. – С. 8–10.
6. Метан в шахтах и рудниках России: прогноз, извлечение и использование / А. Д. Рубан, В. С. Забурдяев, Г. С. Забурдяев, Н. Г. Матвиенко. – М. : ИПКОН РАН, 2006. – 312 с.
7. Методические рекомендации о порядке дегазации угольных шахт (РД–15–09– 2006). Серия 05. Выпуск 14. – М. : ОАО «НТЦ по безопасности в промышленности», 2007. – 256 с.
8. Предпосылки промышленной апробации технологии заблаговременной дегазационной подготовки высокогазоносных угольных пластов в Кузбассе / Л. А. Пучков, С. В. Сластунов, А. К. Логинов, Е.П. Ютяев, Е. В. Мазаник. – М. : ГИАБ, тематическое приложение *Безопасность*. – 2008. – Отдельный выпуск № 6. – С. 255–260.
9. Бухны Д. И. Дегазация разрабатываемых пластов перекрещивающимися скважинами. [Внезапные выбросы угля и газа, рудничная аэрология]. Научные сообщения. ИГД им. А. А. Скочинского. – М., 1990. – 178 с.
10. Малашкина В. А. Особенности проектирования систем дегазации угольных шахт // *Уголь*. – 2009. – № 1. – С. 31–34.

© Г. И. Кулаков, М. Д. Шарапова, 2018

ДЕГАЗАЦИЯ КРУТОПАДАЮЩИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ (НА ПРИМЕРЕ ШАХТЫ «КРАСНОГОРСКАЯ»)

Геннадий Иванович Кулаков

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник лаборатории механики горных пород, тел. (383)205-30-30, доп. 188, e-mail: kulakova.38@yandex.ru

Марина Дмитриевна Шаропова

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, младший научный сотрудник лаборатории механики горных пород, тел. (383)205-30-30, доп. 190, e-mail: zinval@rambler.ru

Рассматриваются вопросы дегазации угольных пластов при устаревшей конструкции главных вентиляторов в условиях сложной вентиляционной сети при реконструкции и дальнейшей эксплуатации шахты на основе научных исследований проблемы внезапных выбросов угля и газа и взрывов метана и методов борьбы с этим явлением на основе дегазации угольных пластов. Предусмотрена транспортировка отбитого угля скребковым контейнером к углеспускной трубе, что обеспечивает дополнительный сбор метана из отбитого угля при его транспортировке.

Ключевые слова: угольная шахта, схема проветривания, дегазационная скважина, пластовая дегазация, внезапный выброс угля и газа, взрыв газа метана и угольной пыли.

DEGASSING OF STEEPLY PITCHING COAL SEAMS (ON THE EXAMPLE OF «KRASNOGORSKAYA» MINE)

Gennady I. Kulakov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Professor, Chief Researcher, Rock Mechanics Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 188, e-mail: kulakova.38@yandex.ru

Marina D. Sharopova

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Junior Researcher, Rock Mechanics Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 190, e-mail: zinval@rambler.ru

The paper considers degassing of coal seams in case of an outdated design of main fans in a complex ventilation system during reconstruction and further operation of the mine. The research is based on scientific studies on sudden coal and gas outbursts and methane explosions as well as on methods of their controlling by coal seams' degassing. The transportation of the loosened coal by scraper conveyer to a coal drop pipe is provided, ensuring an additional gathering of methane from the coal during the transportation.

Key words: coal mine, ventilation scheme, degassing borehole, in-seam drainage, coal and gas outburst, methane and coal dust explosion.

В работе [1] рассмотрены вопросы дегазации угольных пластов при устаревшей конструкции главных вентиляторов на шахте «Красногорская» ПО «Прокопьевскуголь» в условиях сложной вентиляционной сети при реконструкции и дальнейшей эксплуатации шахты. Был рассмотрен начальный этап дегазации на этапах времени 22.11.07–23.11.07, 24.11.07–26.11.07, 27.11.07 и 11.12.07–20.12.07. На этом этапе шахтой были выполнены следующие объемы необходимых работ по дегазации для запуска работ на шахте по добычи угля. Схема горных работ на шахте «Красногорская» по состоянию на ноябрь 2007 г. приведена на рис. 1 (блок № 1, блок № 2, блок № 3) [2]. Были пробурены: 8 скважин ограждающей дегазации VII подэтажа, 13 скважин XII подэтажа блока № 1 и 7 скважин с гидроквершлага № 4 блока № 2. Однако эти объемы работ по дегазации на шахте реально позволили добывать только 480 т угля в сутки за период 11.12.07–20.12.07 [1, 2] (таблица [2]).

Период	Число скважин, находящихся в работе, и мест их расположения	Средняя концентрация CH_4 в смеси, %	Средний				Средняя добыча угля, т/сут
			расход метано-воздушной смеси		извлекаемый объем чистого CH_4		
			$\text{м}^3/\text{мин}$	$\text{м}^3/\text{сут}$	$\text{м}^3/\text{мин}$	$\text{м}^3/\text{сут}$	
11.12.07–20.12.07	13 скважин XII подэтажа блока № 1 и 7 скважин с гидроквершлага № 4 блока № 2	28,83	25,35	36 504	7,54	10 857	480
21.12.07–24.12.07	13 скважин XII подэтажа блока № 1 и 14 скважин с гидроквершлага № 4 блока № 2	34,87	24,77	35 669	8,62	12 413	788
25.12.07–04.01.08	13 скважин XII подэтажа блока № 1 и 14 скважин с гидроквершлага № 4 блока № 2. Подключен трубопровод для дегазации выработанного пространства на IV подэтаже	29,34	23,55	3 391	7	10 080	596

На этом этапе руководство холдинга [2] приняло решение приостановить очистные работы до завершения дегазации выемочного участка по пласту III Внутреннему и IV Внутреннему с квершлага № 4. В [2] и соответственно в [1] отмечено: по вопросу дегазации на первом этапе на упомянутом выемочном участке были задействованы 8 скважин ограждающей дегазации VII подэтажа и 13 скважин XII подэтажа. Что и позволило шахте частично начать очистные работы на рассмотренном участке, но добыча 480 т угля в сутки не решала в целом проблему работы шахты (см. таблицу). На выделенном для дегазации участке пласты III Внутренний и IV Внутренний западного крыла шахты залегают под углом 55–60°. Средняя мощность пласта IV Внутреннего 7,7 м, пласта III Внутреннего 5 м, их природная метаноносность соответственно 18,2 м³/т и 19 м³/т.

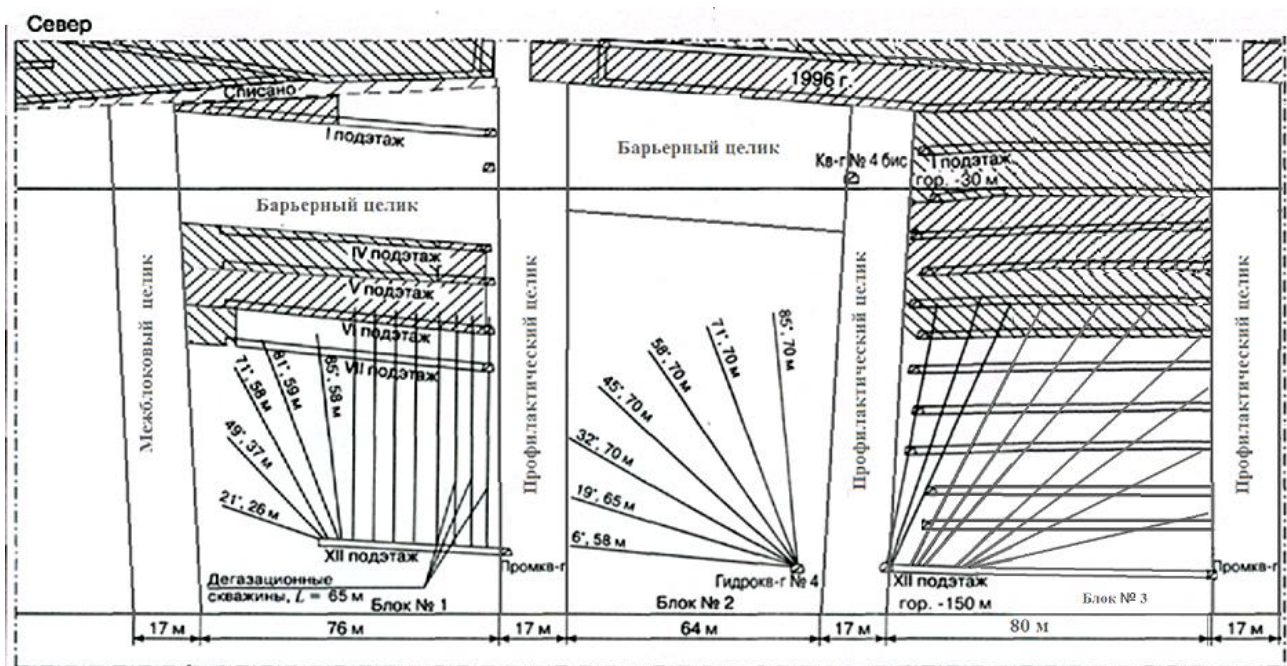


Рис. 1. Схема выемочного участка, разделенного по простиранию на три блока с оставлением между ними профилактических целиков

Блоки № 1, 2 и 3 рассматриваемого выемочного участка вскрывались (рис. 1) [1, 2] подэтажными промквершлагами, проводимыми с пласта II Внутреннего. Каждый блок делится по восстанию пласта на 12 подэтажей. В каждом блоке в первую очередь проводился XII выемочный штрек по пласту IV Внутренний для бурения с него скважин и проведения предварительной дегазации.

Дегазация блока № 3.

Одновременно, при проходке подэтажных штреков бурились опережающие скважины длиной 65–70 м с подэтажных квершлагов по четыре на пласт. При этом две верхние бурились под углом 8–10°, а нижние под углом 3–4°. Схема бурения ограждающих скважин при подготовке каждого подэтажа при-

ведена на рис. 3 [2] и на рис. 2 настоящей статьи. В блоке № 2 общее число скважин 28, по 14 на каждый пласт.

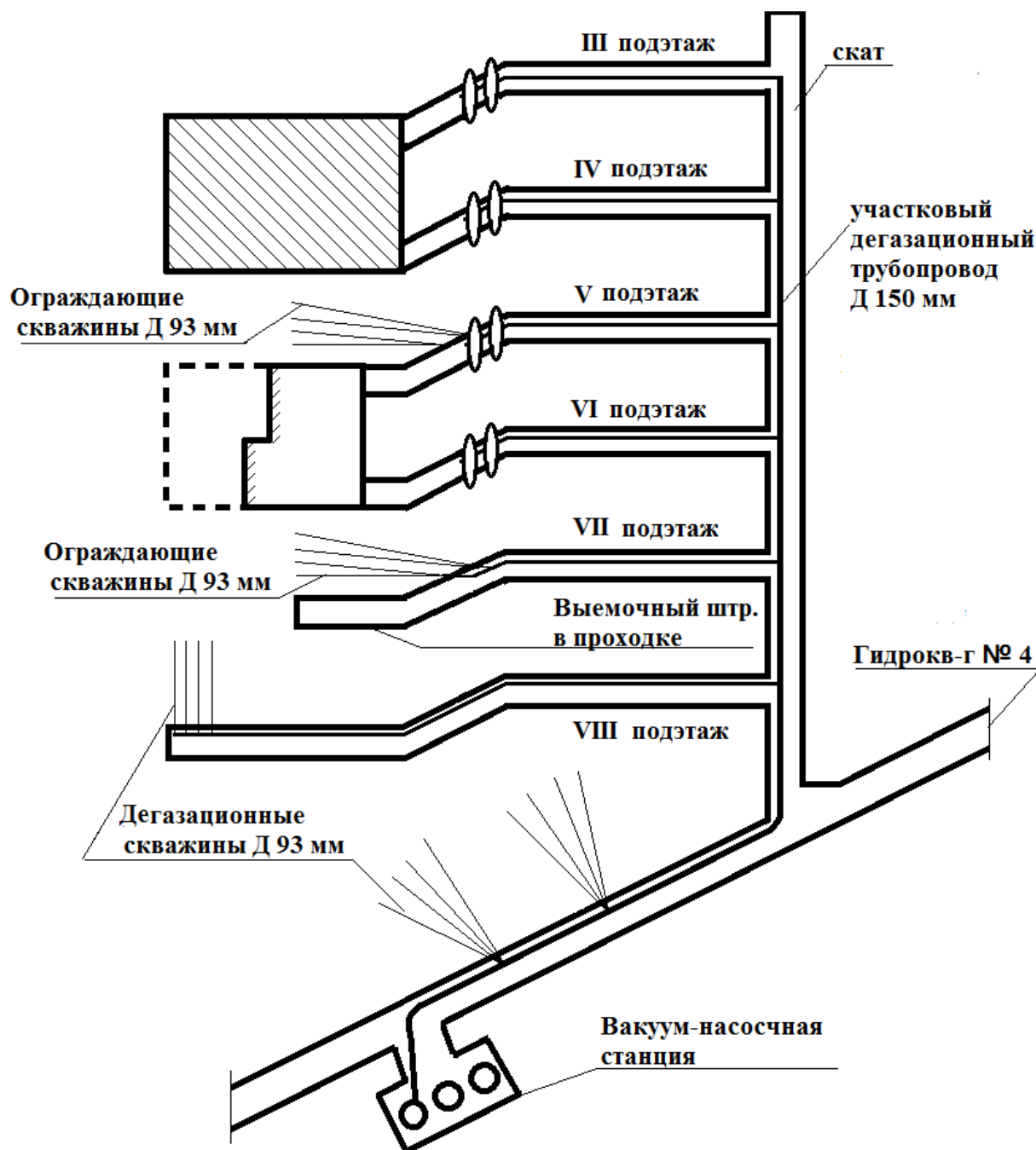


Рис. 2. Схема дегазации пластов III Внутреннего и IV Внутреннего выемочного участка

На начало очистных работ на VI подэтаже к дегазации были подключены 20 скважин первого блока, пробуренного со штрека XII подэтажа, 7 скважин второго блока, пробуренных с гидроквершлага № 4.

Одновременно на шахте подготовлена вакуум-насосная станция из трех насосов типа ВН-50. В работе находился один насос, остальные в резерве. Магистральные трубопроводы проложены от вакуум-насосной станции до горизонта -150 м (см. рис. 1 в [2]). На горизонте – 150 м трубопроводы проложены по полевым штрекам южного и северного крыльев шахты [2], далее по промежуточным квершлагам до обрабатываемых пластов. Участковые трубопроводы диаметром 150 мм проложены от дегазационных скважин (по 1 и 2 блокам) до магистрального трубопровода диаметром 300 мм [4, 5].

В блоке № 2 дегазационные скважины диаметром 93 мм бурились с гидроквершлага № 4 по пластам III Внутренний и IV Внутренний (рис. 2). Чтобы исключить вынос метана в действующие горные выработки на IV и VI подэтажах по трубопроводу, проложенному через изолирующие перемычки, газ отводился из выработанного пространства в участковый трубопровод (рис. 2 [2]).

Блоки № 1, № 2, № 3. На рис. 1 данной статьи приведены устаревшие схемы дегазации по блокам № 2 и № 3.

Блок № 1. Схема дегазации блока № 1 в [1] приведена в соответствии с [2]. Кратко отметим ее особенности. На рис. 1 – схема блока № 1, включает подэтажные штреки IV, V, VI, VII, XII. Остальные поэтажные штреки в пределах блока № 1 не проводились. Запасы угля в пределах IV, V, VI подэтажей отработаны ранее (что показано наклонной штриховой). Через изолирующие перемычки 6, газ отводился из выработанного пространства в участковый трубопровод (рис. 2 [2]).

Рассматриваемая схема [2] предусматривает три группы ограждающих скважин для дегазации угольного массива в блоках для очистной выемки. Но проходка подготовленных штреков, проходимых с подэтажей промквершлагов практически не обеспечены их предварительной дегазацией. Предусмотренная на рис. 3 [2] схемы бурения ограждающих скважин реально обеспечивает дегазацию отработки очистных блоков. Обеспечение дегазации массива впереди проходимых выемочных подэтажных штреков в период их проходки требует дополнительной дегазации в период их проходки. Для этого рекомендуется бурить дегазационные скважины непосредственно из забоев проходимых выемочных штреков в период их проходки. Длина их 15–20 м, диаметр 93 мм. Наличие таких скважин позволит исключить внезапные выбросы угля и газа в период проходки подэтажных выемочных штреков и усилить дегазацию в период очистной выемки обрабатываемых блоков.

На рис. 3 приведена рекомендуемая схема транспортирования отбиваемого угля из очистных забоев, с одновременным отводом воздуха, содержащего газ метан.

Блок № 3. Этот блок в статье [1] только обозначен. Запасы угля в зоне I–II–III–IV–V и VI подэтажей отработаны (штриховка на рис. 1). Поясним этот момент. Шахта из-за перехода на дегазацию все же где-то должна была добывать какое-то количество угля (надо же и зарплату с чего-то платить).

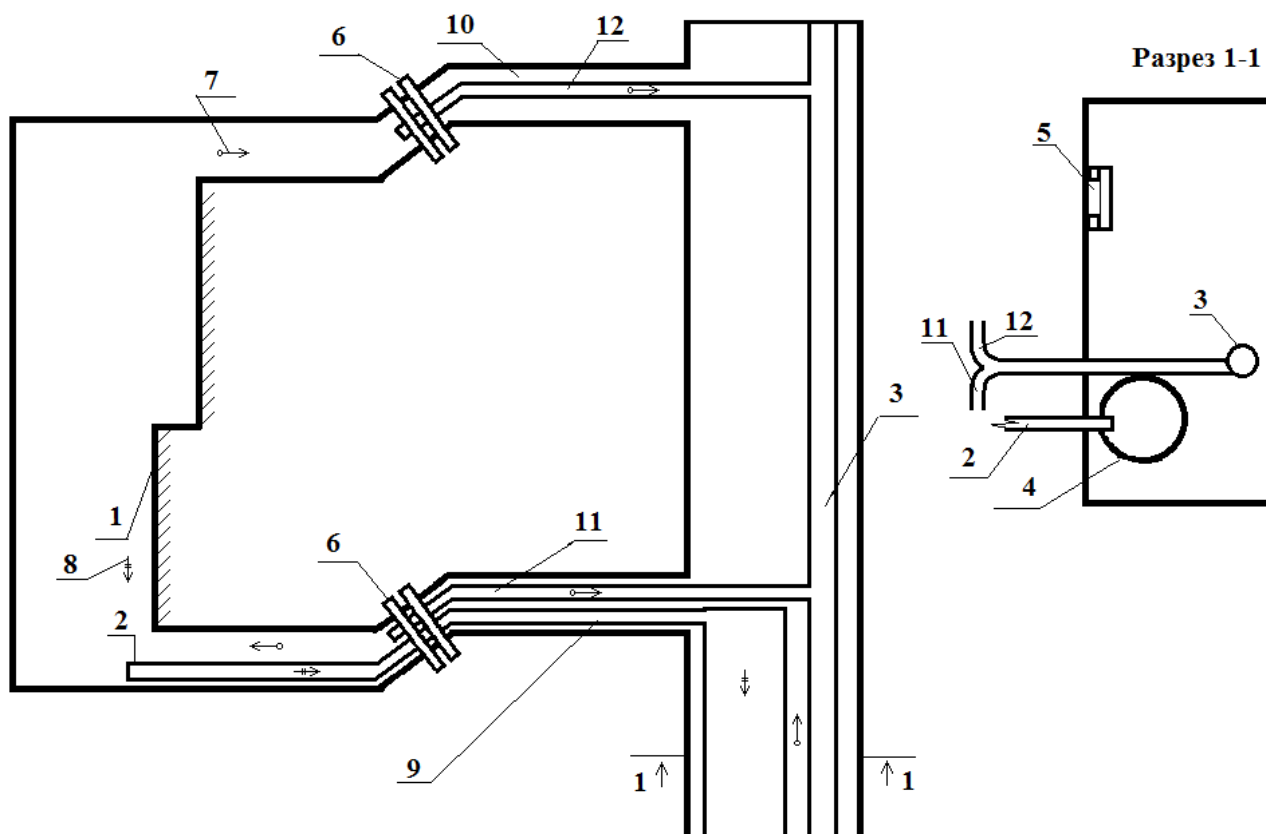


Рис. 3. Схема транспортирования угля и газа метана:

1 – очистной забой; 2 – скребковый конвейер; 3 – участковый дегазационный трубопровод Д 150 мм; 4 – угольспуская труба (600–700 мм); 5 – лестница; 6 – перегородка из плах (2 стенки с дверями для прохода людей); 7 – поток воздуха с метаном (↔); 8 – движение транспортируемого угля (→); 9 – конвейерный штрек; 10 – вентиляционный штрек; 11 – дегазационный трубопровод Д 60 мм; 12 – дегазационный трубопровод Д 60 мм

Далее в тексте настоящей статьи полагаем, что запасы угля в блоке 3 частично обработаны. Схема блока № 3 построена по аналогии с блоком № 1, но ориентация дегазационных скважин принята согласно блоку № 3 [1]. Учитываем, что подготовленная статья предназначена для ознакомления специалистов и шахтеров с одной из эффективных схем дегазации для угольных шахт Кузбасса.

Результаты дегазации блока № 1, рассмотренные выше, позволили руководству шахты «Красногорская» приступить к частичной обработке запасов в этом блоке. Результаты за период 11.12.07–20.01.08 приведены в таблице [2].

Итог подключенной дегазации в пределах участка 1 – возможность начать добычу угля в значительных объемах ($788 + 596 = 1\,384$ т/сут).

Дополнительно отметим. На рис. 2 использован XII подэтаж по пласту IV Внутреннему: здесь 13 скважин диаметром 93 мм. Это позволило обеспечить добычу 565 т/сут угля.

Проверка условия выполнения дегазации в рассмотренном материале.

Условие обеспечения дегазации, приведенное в работе [3, с. 309–310]. Критерием обеспечения дегазации является превышение метанообильности горных выработок J над метанообильностью J_p , которая снижена до допустимого предела средствами вентиляции (без дегазации):

$$J > J_p = 0,6v_{\max}Sc, \text{ [м}^3/\text{с]}, \quad (1)$$

где v_{\max} – допустимая по ПБ максимальная скорость движения воздуха 5 м/с;

$S = 5 \text{ м}^2$ – максимальная площадь сечения, свободная для прохождения воздуха, м^2 ;

c – допустимая по ПБ максимальная концентрация метана в исходящей из рассматриваемого участка струе воздуха. Согласно (1) $J_p = f(c)$, т. е. J_p – функция от c .

Коэффициент эффективности дегазации, при котором обеспечиваются нормальные по фактору газовыделения условия, должен быть не менее

$$\kappa_{\text{эф}} \geq 1 - \frac{J_p}{J}. \quad (2)$$

Требуемый коэффициент эффективности дегазации κ_T определяется по формуле [3]:

$$\kappa_T = 1 - \frac{Q}{Q_n}, \quad (3)$$

где Q – нагрузка на лаву, допустимая по условиям проветривания без дегазации, т/сут;

Q_n – планируемая нагрузка на лаву, т/сут.

Для обеспечения нормальных условий работы очистных забоев по фактору газообильности выработок необходимо обеспечить, чтобы фактический коэффициент эффективности дегазации был равен требуемому его значению или превышал его [3]:

$$\kappa_{\text{эф}} \geq \kappa_T. \quad (4)$$

При наличии нескольких источников метана.

Эффективность дегазации каждого источника выделения метана определяется по формуле

$$c_i = \frac{q_i - q_i'}{q_i}, \quad (5)$$

где q_i , q_i' – метанообильность выработки, обусловленная выделением метана из данного источника до его дегазации и при проведении дегазации [3].

Исследуя данные таблицы (1), положим $J_p = 480$ т/сут, $J = 780$ т/сут, $Q = 480$ т/сут, $Q_n = 780$ т/сут. (Параметры J_p , J и $Q - Q_n$ в рассматриваемом случае практически одно и то же [3]).

Коэффициент эффективности дегазации, при котором обеспечивается нормальное по факту газовыделения условие, должен быть не менее [2], т. е.

$$\kappa_{\text{эф}} \geq 1 - \frac{J_p}{J}.$$

Но $J > J_p$, $\kappa_T = 1 - \frac{Q}{Q_n}$, откуда $\kappa_{\text{эф}} \geq \kappa_T$, соответственно

$$1 - \frac{J_p}{J} \geq 1 - \frac{Q}{Q_n}. \quad (6)$$

На практике до 2010 г. параметр $c = 2$ % CH_4 , следовательно: $J_p = 30$ м³/сек, после 2010 г. параметр $c = 1$ % CH_4 , соответственно $J_p = 0,15$ м³/сек.

Здесь J_p вычислено по формуле (1).

Вычисляем $K_{\text{эф}}$ по формуле (2),

$$K_{\text{эф}} = 1 - \frac{J_p}{J} = 1 - \frac{480}{788} = 1 - 0,62 = 0,38.$$

Выводы:

1. Применительно к условиям группы угольных пластов предложена методика разработки пластовой дегазации. Про проект дегазации группы угольных пластов (в рассматриваемом варианте – крутопадающих пластов) направленный на выполнение правительственных рекомендаций по разработке угольных пластов, залегающих на значительной глубине, где содержание метана существенно увеличивается. В этих условиях учитываются рекомендации по обеспечению безопасной отработки угольных пластов с предварительной их дегазацией до начала строительства новых предприятий по добыче угля [4].

2. Предусмотрено обеспечение на исходящей струе вентиляционной системы строящейся шахты наличие метана 1 % в отличие от ранее принимаемых 2 %.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Кулаков Г. И., Шарапова М. Д. Обобщение опыта дегазации угольных пластов // Фундам. и прикл. вопросы горных наук. – 2017. – № 1, Т. 4. – С. 187–192.

2. Дегазация пластов выемочного участка ООО «Шахты «Красногорская» / В. П. Баскаков, И. А. Сальвассер, В. М. Коржов, В. П. Курмашов // Безопасность труда в промышленности. – 2008. – № 12. – С. 36–38.
3. Бурчаков А. С., Гринько Н. К., Черняк И. Л. Процессы подземных горных работ. – М. : Недра, 1976. – 408 с.
4. Инструкция по безопасному ведению горных работ и пластов, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа. – М. : Изд-во ИГД им. А. А. Скочинского, 1989. – 191 с.
5. Рубан А. Д., Забурдяев В. С. Оценка эффективности дегазации разрабатываемых угольных пластов // Уголь. – 2010. – № 11. – С. 8–10.
6. Метан в шахтах и рудниках России: прогноз, извлечение и использование / А. Д. Рубан, В. С. Забурдяев, Г. С. Забурдяев, Н. Г. Матвиенко. – М. : ИПКОН РАН, 2006. – 312 с.
7. Методические рекомендации о порядке дегазации угольных шахт (РД–15–09–2006). Серия 05. Выпуск 14. – М. : ОАО «НТЦ по безопасности в промышленности», 2007. – 256 с.
8. Предпосылки промышленной апробации технологии заблаговременной дегазационной подготовки высокогазоносных угольных пластов в Кузбассе / Л. А. Пучков, С. В. Сластунов, А. К. Логинов, Е.П. Ютяев, Е.В. Мазаник. – М. : ГИАБ, тематическое приложение Безопасность. – 2008. – Отдельный выпуск № 6. – С. 255–260.

© Г. И. Кулаков, М. Д. Шарпова, 2018

ПРОБЛЕМА ФОРМИРОВАНИЯ СПЛОШНЫХ ТРЕЩИН ПОПЕРЕК СКВАЖИНЫ ФЛЮИДРАЗРЫВОМ И ПУТИ ЕЕ РЕШЕНИЯ

Николай Георгиевич Кю

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, e-mail: Ku.nik1945@mail.ru

Показана целесообразность и возможность отделения горных пород от массивов флюидоразрывом. Выявлены особенности и трудности формирования сплошных трещин поперек скважин. Приведены технические решения, обеспечивающие использованием методов флюидоразрыва создание поперек скважин сплошных трещин, повышающих эффективность ведения горных работ за счет снижения энергоемкости отбойки.

Ключевые слова: флюидоразрыв, сплошная трещина, флюид, давление, растягивающие усилия, предел прочности среды.

THE PROBLEM OF FORMATION OF THE SOLUBLE CROPS OF THE WELL BENDING THE FLUID-FLUID AND THE WAYS OF ITS SOLUTION

Nikolai G. Kyu

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., e-mail: Ku.nik1945@mail.ru

The expediency and the possibility of separation of rocks from the reservoirs by fluid fracturing is shown. The features and difficulties of formation of continuous cracks across the wells are revealed. Technical solutions providing the use of fluid fracturing methods to create across the wells of continuous cracks that increase the efficiency of mining operations by reducing the energy consumption of the break.

Key words: fluid break, solid crack, fluid, pressure, tensile forces, strength of medium.

При решении многих физико-технических проблем добычи полезных ископаемых требуется создания трещин с возможностью полного разъединения образующих их поверхностей, например, для отбойки горных пород, отделения блоков камня от породного массива, проходки дорог и туннелей в гористой местности, оценки напряженно-деформированного состояния среды методом гидравлического разрыва и т. д. Такие трещины принято называть сплошными. Поэтому далее сплошной будем считать трещину, поверхности которой в пределах заданной зоны не связаны механическим сцеплением.

В традиционных методах на образование сплошных трещин в горной породе расходуется относительно много энергии. Минимальная энергия на образование трещин (новых поверхностей) затрачивается в известных способах гидравлического разрыва породного массива, проводимого для увеличения притока нефти или газа к скважинам. Обусловлено это тем, что в методе гидравлического разрыва трещины образуют растягивающими усилиями, а прочность горной породы на растяжение значительно (в среднем на порядок) меньше, чем на сжатие. Однако, при разрыве породного массива жидкостью в статическом

режиме ее нагнетания сплошных трещин, как правило, не образуется. Жидкость движется по пути наименьшего сопротивления в направлении более низкого давления. Когда она доходит до естественных трещин, процесс разрыва преобразуется в процесс гидравлического расчленения. При выходе трещины на свободную поверхность разрыв прекращается из-за падения давления в гидравлической системе. Поэтому известные методы гидравлического разрыва породного массива практически не используют для создания сплошных трещин.

В ИГД СО РАН развивается направление по разрыву горных пород пластичными веществами, которые не являются жидкостью, ибо не подчиняются законам гидравлики, и не могут быть причислены к твердым хрупким телам, так как способны многократно изменять свою форму без внутренней дезинтеграции. При разрыве пластичным веществом образуется сплошная симметричная относительно скважины трещина с максимальным раскрытием и ровными поверхностями [1]. Для идентификации разрыва твердых тел веществами, находящимися в различных агрегатных состояниях, введен термин «флюидоразрыв» [2], под которым следует понимать разрыв хрупкой среды давлением внедряющегося в нее флюида. Флюид – вещество, способное изменять свою форму без внутренней дезинтеграции (образования трещин, пустот). Флюид может быть твердым (воск, пластилин, свинец), жидким, газообразным и многофазным (смесь твердого вещества, жидкости и газа).

Проблема реализации способа разрыва горных пород пластичными веществами на горных предприятиях усложнена необходимостью применения высоконапорных нагнетателей пластичных веществ, которые промышленностью не выпускаются. Для разрыва вдоль скважины эта проблема решается использованием скважин в качестве емкостей, из которых флюид (пластичное вещество) вытесняется в формируемую трещину плунжером [3]. Однако для разрыва поперек скважины указанная проблема решена лишь частично – для образования сплошных трещин малых размеров, способных выполнять функцию инициирующих трещин [4].

Характер развития формируемой трещины и, следовательно, ее конечные параметры, обусловлен распределением на ее поверхностях давления нагнетаемого флюида. В отличие от жидкости давление в трещине при ее формировании пластичным веществом распределяется неравномерно. В направлении границы трещины давление убывает до нулевого значения [5]. Следует отметить, что если давление пластичного вещества в месте его нагнетания в трещину сбросить до нуля, то давление внутри трещины начнет уменьшаться не во всех ее точках. Ближе к границе трещины давление на ее поверхности будет еще длительное время возрастать, проявляя эффект движущейся волны.

Неравномерность распределения давления внутри трещины можно задавать не только изменением вязкости флюида, но и режимом его нагнетания. Способ создания требуемого для формирования сплошной трещины поперек скважины распределения внутри нее давления, основанный на сочетании вязкости флюида и режима его нагнетания, реализован в устройстве [6], представленном на рис. 1.

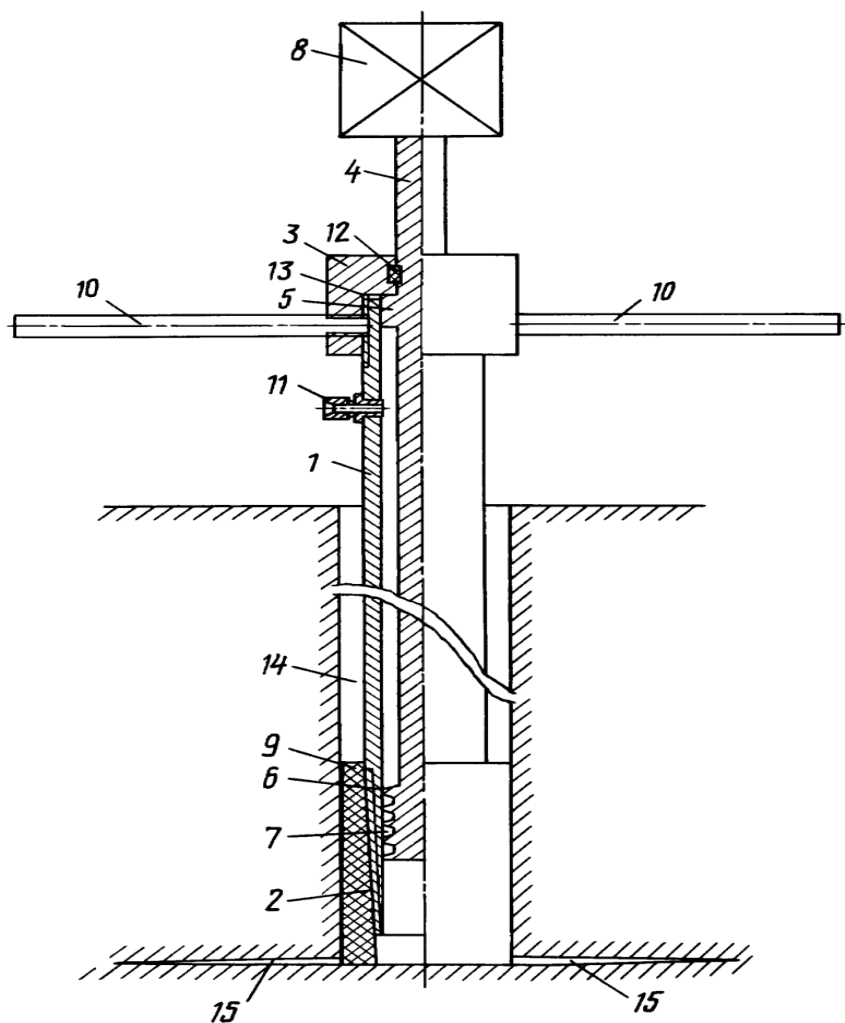


Рис. 1. Устройство для формирования сплошной трещины поперек скважины:

1 – труба; 2 – коническая резьба; 3 – стакан; 4 – шток; 5 – кольцевой упор; 6 – кольцевой выступ; 7 – винтовая канавка; 8 – вибратор; 9 – герметизирующая втулка; 10 – рукоятки; 11 – штуцер; 12 – уплотнительное кольцо; 13 – уплотнительная шайба; 14 – скважина; 15 – сплошная трещина

Представленное на рис. 1 устройство позволяет создавать инициирующую трещину и затем по мере достижения ее размеров больших значений (нескольких метров) реализовывать идею раскачивания ее поверхностей с частотой собственных колебаний. Для этого в качестве вибратора 8 следует использовать систему, обеспечивающую отслеживание перемещение плунжера 4 и воздействия на него в направлении его движения, обусловленном колебаниями поверхностей трещины 15. Система включает соленоид, взаимодействующий с намагниченным концом штока 4, и блок управления, электрическая принципиальная схема которого представлена на рис. 2. Особенность работы устройства состоит также в том, что силовое воздействие на поверхности трещины 15 начинается с центральной ее части, что способствует ее симметрированию относительно скважины 14.

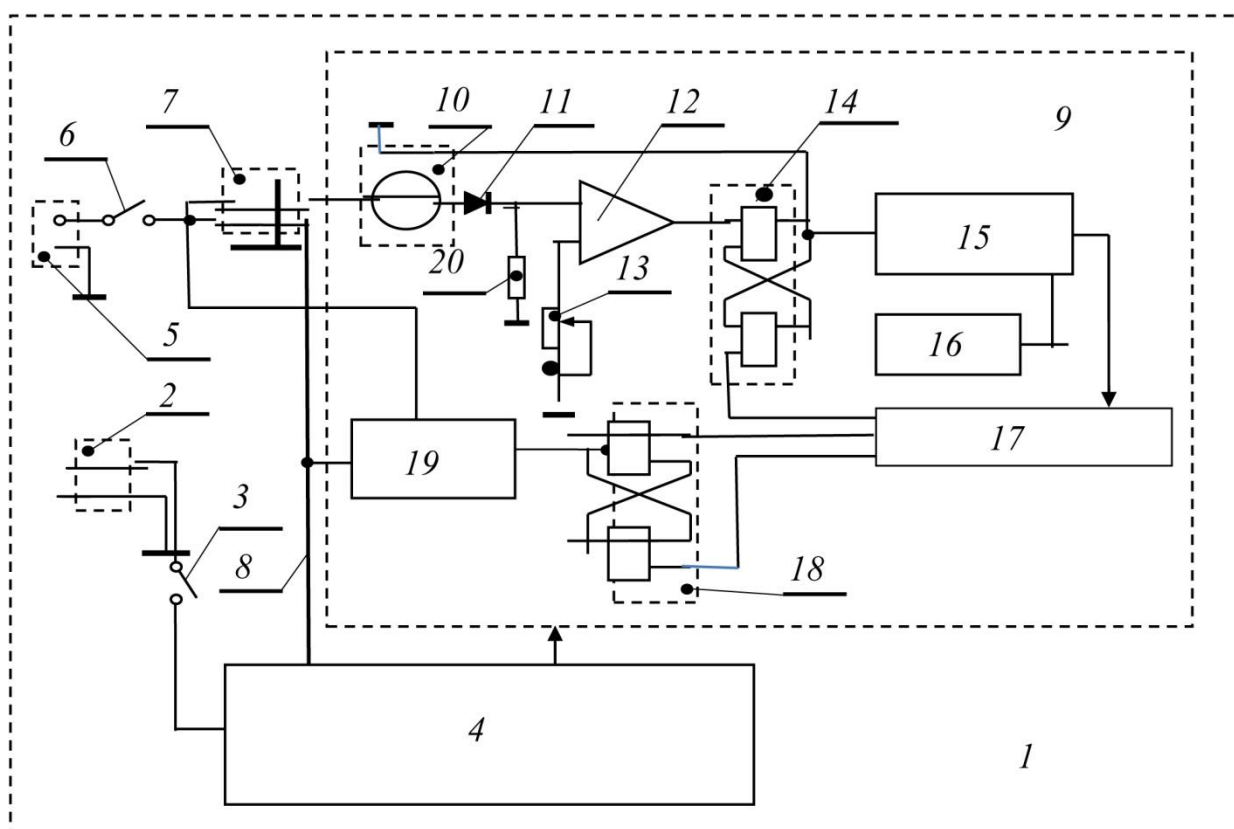


Рис. 2. Электрическая принципиальная схема блока управления соленоидом в системе раскачивания плунжера 4 устройства на рис. 1:

1 – блок управления; 2 – разъем для подключения к электрической сети; 3 – тумблер подачи питания; 4 – блок питания; 5 – разъем для подключения к соленоиду; 6 – тумблер для подключения соленоида; 7 – кнопка принудительной подачи тока в соленоид от источника питания 4 по линии 8; 9 – электронная схема; 10 – геркон; 11 – диод; 12 – компаратор; 13 – резистор установки уровня срабатывания компаратора; 14 – триггер; 15 – счетчик; 16 – генератор; 17 – дешифратор; 18 – триггер; 19 – коммутатор; 20 – постоянный резистор

Большой расход энергии на продавливание пластичного вещества через трубопровод к месту формирования трещины обусловлен в основном тем, что передача давления через пластичное вещество происходит со скоростью, не удовлетворяющей требованиям к его расходу, необходимому для формирования трещины нужных размеров в пределах заданного времени. Согласно результатам проведенных экспериментов время передачи давления через трубу, заполненную пластилином, длиной 3 метра и диаметром 9 мм исчисляется часами [7]. При этом установлено, что снижение расхода пластичного вещества уменьшает затраты энергии на его подачу к месту формирования трещины. Обусловлено это тем, что снижение расхода пластичного вещества увеличивает время процесса формирования трещины и, следовательно, уменьшает влияние составляющих его инерционных факторов, в частности, передачи давления по трубопроводу.

В условиях работы некоторых горных предприятий, например, по добыче блочного камня, снижение расхода пластичного вещества для формирования трещины заданных размеров можно осуществлять без существенного снижения общей производительности труда. Для этого устройства для формирования трещин пластичным веществом предложено снабжать аккумуляторами энергии [8]. Это обеспечивает протекание процесса отделения горной породы от массива без внешнего воздействия, т. е. без присутствия работающего персонала. Пример устройства с использованием в качестве аккумулятора пружины сжатия представлен на рис. 3.

Требования к пружине обусловлены необходимостью подачи пластичного вещества заданного объема в трещину под определенным давлением. Согласно механике хрупкого разрушения разрыв твердого тела жидкостью происходит при условии

$$P_0 = \sqrt{\frac{2E\gamma}{\pi r}}, \quad (1)$$

где P_0 – давление в центре трещины, необходимое для ее роста;

E – модуль упругости;

γ – плотность эффективной поверхностной энергии твердого тела;

r – радиус трещины.

Формула (1) справедлива для условий равномерного распределения давления в трещине, т. е. для жидкости. Однако характер изменения давления P_0 от радиуса r согласно принципам подобия и результатам проведенных экспериментов практически не изменяется и для формирования пластичным веществом при условии нагнетания последней с малым расходом. Поэтому давление P под поршнем в момент окончания формирования трещины радиусом $r_{\text{тр}}$ удовлетворяет условию

$$P = \frac{m}{\sqrt{r_{\text{тр}}}}, \quad (2)$$

где m – постоянный коэффициент для конкретных условий формирования трещины, определяемый экспериментально.

Учитывая формулу (2), усилие $F_{\text{к}}$, которое должна развивать пружина в конце формирования трещины, определяется как

$$F_{\text{к}} \geq \frac{\pi m r_{\text{п}}^2}{\sqrt{r_{\text{тр}}}}, \quad (3)$$

где $r_{\text{п}}$ – радиус поршня.

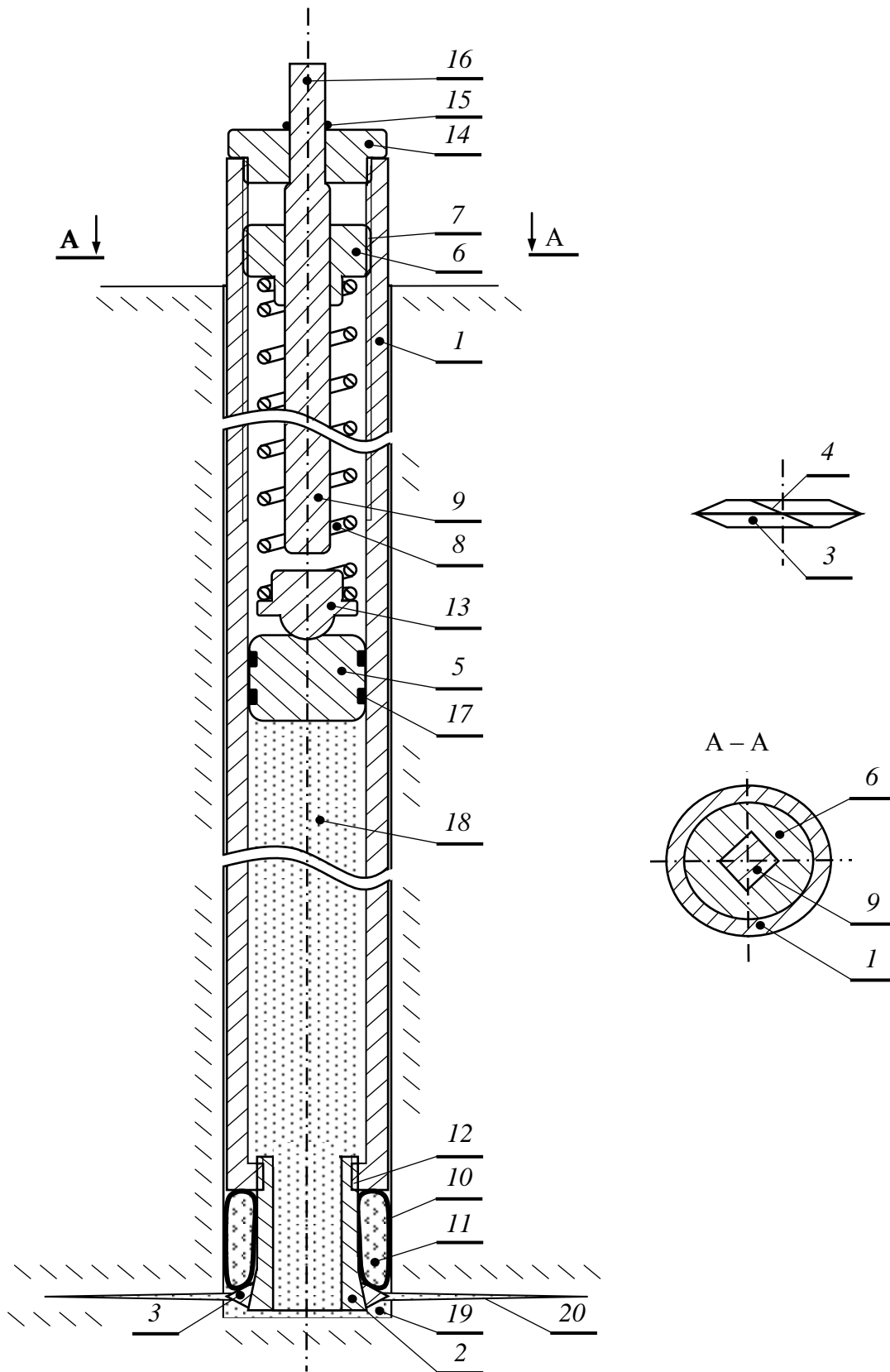


Рис. 3. Устройство для формирования сплошной трещины поперек скважины:

1 – труба; 2 – конусное расширение; 3 – распорное кольцо; 4 – прорезь; 5 – поршень; 6 – втулка; 7 – резьба; 8 – пружина; 9 – стержень; 10 – рукав; 11 – НРС; 12 – резьба; 13 – шаровая опора; 14 – втулка; 15 – кольцо; 16 – конец стержня 9 под ключ; 17 – уплотнительное кольцо; 18 – флюид; 19 – скважина; 20 – трещина

Усилие F , развиваемое пружиной, определяют через ее параметры по формуле

$$F = K \frac{\Delta l}{l_0}, \quad (4)$$

где K – коэффициент жесткости пружины;
 Δl – абсолютное сжатие пружины;
 l_0 – длина пружины без сжатия.

Откуда абсолютное сжатие Δl_k пружины в конце формирования трещины с учетом формулы (3) определяется как

$$\Delta l_k \geq \frac{\pi m l_0 r_{\Pi}^2}{K \sqrt{r_{\text{тр}}}}. \quad (5)$$

Отрезок Δl_v , на который увеличивается длина пружины за период вытеснения из трубы в трещину пластичного вещества заданного объема V , определяют по формуле

$$\Delta l_v = \frac{V}{\pi r_{\Pi}^2}. \quad (6)$$

Очевидно, что общее абсолютное сжатие $\Delta l_{\text{общ}}$ определяется как

$$\Delta l_{\text{общ}} = \Delta l_k + \Delta l_v. \quad (7)$$

Используя формулы (5)–(7), а также размеры устройства, выбранные согласно параметрам скважины, подбирают длину l_0 и коэффициент жесткости K пружины, обеспечивающие требуемое от нее усилие F_k в конце формирования трещины и общее абсолютное сжатие $\Delta l_{\text{общ}}$.

Число оборотов n втулки 6 , которое нужно сделать для приведения устройства в требуемое рабочее состояние, определяют из выражения

$$n = \frac{\Delta l_{\text{общ}}}{\Delta h}, \quad (8)$$

где Δh – шаг резьбового соединения 7 .

Кольцо 15 удерживает стержень 9 от продольного перемещения относительно втулки 14 . Для снижения трения вместо шаровой опоры 13 может быть установлен опорный подшипник. Прорезь 4 необходима для обеспечения возможности увеличения диаметра кольца 3 при его наведении на расширение 2 .

Таким образом, совокупностью предложенных (рассмотренных выше) технических решений обеспечивается возможность создания поперек скважины

одиночных сплошных трещин методом флюидоразрыва, что позволяет существенно сокращать энергоемкость отбойки и тем самым повышать эффективность ведения горных работ.

Выводы:

1. Отделение горной породы от породного массива методами флюидоразрыва для условий необходимости прокачки флюида через относительно длинные трубопроводы возможно и, учитывая минимальную энергоемкость разрушения горных пород при флюидоразрыве, целесообразно.

2. В зависимости от условий ведения горных работ проблему формирования сплошных трещин поперек скважины методами флюидоразрыва можно решать с использованием следующих принципов: 1 – задания режима нагнетания флюида, обеспечивающего требуемое распределение давления в формируемой трещине; 2 – снабжение средств нагнетания флюида аккумуляторами энергии, которые без присутствия работающего персонала обеспечивают нужный расход флюида.

3. Реализацию указанных принципов целесообразно осуществлять с использованием предложенных технических решений.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Чернов О. И., Кю Н. Г. Экспериментальное изучение ориентированного разрыва твердых тел высоковязким флюидом // ФТПРПИ. – 1996. – № 5. – С. 28–35.

2. Чернов О. И., Кю Н. Г. О флюидоразрыве породных массивов // ФТПРПИ. – 1988. – № 6. – С. 81–92.

3. Пат. 2131032 Российская Федерация, МКИ E21C 37/02. Способ разрушения горных пород / Кю Н.Г., Чернов О.И.; заявитель и патентообладатель ИГД СО РАН – № 97114211/03 ; заявл. 01.08. 1997 ; опубл. 27.05.1999.

4. Пат. 2182968 Российская Федерация, МКИ E21C 37/12. Устройство для образования направленных трещин в скважинах / Кю Н. Г., Новик А. В., Фрейдин А. М.; заявитель и патентообладатель ИГД СО РАН – № 2001100860 ; заявл. 09.01.2001 ; опубл. 27.05.2002.

5. Кю Н. Г. Особенности разрушения горных пород при флюидоразрыве пластичным веществом // ФТПРПИ. – 2011. – № 4. – С. 39–50.

6. Пат. 2167295 Российская Федерация, МКИ E21C 37/06. Скважинное устройство для образования направленных трещин / Кю Н. Г., Фрейдин А. М., Чернов О. И. ; заявитель и патентообладатель ИГД СО РАН – № 2000105565 ; заявл. 06.03.2000 ; опубл.20.05.2001.

7. Кю Н. Г., Цыганков Д. А. О методе направленного разрушения горных пород пластичными веществами // ФТПРПИ. – 2003. – № 6. – С. 57–63.

8. Пат. 2454539 Российская Федерация, МКИ E21C 37/06. Скважинное устройство для образования направленных трещин / Кю Н. Г. ; заявитель и патентообладатель ИГД СО РАН – № 2011100365 ; заявл. 11.01.2011 ; опубл.27.06.2012.

© Н. Г. Кю, 2018

БУРОВЗРЫВНАЯ ПРОХОДКА ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК С УДЛИНЕННЫМ ЦИКЛОМ

Виктор Никитович Лабутин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, старший научный сотрудник, тел. (960)794-95-04, e-mail: LabVN@yandex.ru

Предлагается буровзрывная технология проведения горных выработок с камуфлетным взрыванием удлиненных зарядов ВВ. При взрыве таких зарядов вокруг скважины образуется зона интенсивной трещиноватости, радиус которой для крепких пород достигает величины десятикратного размера диаметра заряда и не зависит от его длины. Разупрочненный таким образом горный массив можно разрабатывать известными механическими способами: ударным разрушением и резанием. Новая технология позволит существенно повысить скорость буровзрывной проходки за счет увеличения ухода забоя за один цикл.

Ключевые слова: горная порода, бурение, скважина, камуфлетный взрыв, горная выработка, горный комбайн, погружной пневмоударник.

DRIVAGE WITH BLASTING TECHNIQUE APPLIED TO MINE WORKING WITH EXTENDED CYCLE

Victor N. Labutin

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Senior Researcher, phone: (960)794-95-04, e-mail: LabVN@yandex.ru

The paper proposes a drilling-and-blasting technique for mine working with camouflage explosion of line charges ВВ. The explosion of the charges causes the formation of an intense fracturing zone around the borehole. The radius of the zone for hard rock can reach up to ten times the size of the charge diameter, and it does not depend on its length. The weakened rock mass can be developed by well-known mechanical methods: shock crushing and cutting. The new technology will significantly increase the velocity of drivage with blasting technique due to increase of bottomhole displacement in a single cycle.

Key words: rock, drilling, borehole, camouflage explosion, mine working, mining combine, downhole hammer.

При неблагоприятных геологических и петрографических горных условиях, повышенной прочности разрушаемых пород, когда применение проходческих комбайнов становится не рентабельным, основным производственным способом по проведению горных выработок остается буровзрывной. Проходка горных выработок по скальным породам осуществляется в основном шпуровым способом. При глубине шпуров в зависимости от сечения выработки максимум 3,0–3,5 м, уход забоя, возводимой горной выработки за один цикл, находится в этих же пределах. Несмотря на совершенствование технологии выполнения ряда буровзрывных операций, в целом, при малых уходах забоя за один цикл, решить задачу ускорения проходки горных выработок и заметного снижения ее стоимости не удастся. Трудность заключается в том, что процесс

взрывания зарядов врубовых и вспомогательных шпуров должен сопровождаться обязательным выбросом взорванной породы из полости образующегося вруба. Но расстояние, на которое может осуществляться такой выброс взорванной породы, весьма ограничено и в лучшем случае не превышает нескольких метров, что и является основным сдерживающим фактором при попытках увеличения ухода забоя выработки за взрыв при шпуровом способе проходки.

Улучшение технико-экономических показателей на проходке горных выработок может быть достигнуто существенным увеличением ухода забоя за цикл, если отказаться от дробления породы на транспортабельные куски с выбросом в свободное пространство с последующей уборкой существующими средствами и перейти на механическую разработку ослабленной взрывом породы. При этом уходы за цикл удастся значительно увеличить. Идея создания технологии проведения горных выработок с удлиненным циклом возникла в Институте горного дела СО РАН в конце прошлого века. Основания для создания новой технологии были заложены тогда, когда были получены первые результаты экспериментальных исследований разрушения массива горных пород камуфлетными взрывами удлиненных зарядов ВВ, размещаемых в глубоких скважинах. При взрыве каждого из этих зарядов, произведенных в условиях достаточного камуфлета, вокруг скважины образуется зона интенсивной трещиноватости, радиус которой для крепких пород достигает, согласно экспериментальным данным [1], величины десятикратного размера диаметра заряда.

При камуфлетном взрывании удлиненного заряда разрушение окружающего массива не локализуется на каком-либо одном интервале его длины, а происходит более или менее равномерно по всей длине заряда, причем масштаб этого разрушения, т.е. радиус зоны интенсивного трещинообразования, не зависит от длины заряда. Следовательно, с помощью камуфлетного взрывания комплекта скважинных зарядов возможно получить уход забоя горной выработки теоретически любой длины за один цикл. Практически же величина ухода забоя за одно взрывание (т.е. протяженность зоны камуфлетного разрушения массива) будет ограничиваться только техническими возможностями бурения глубоких скважин малого диаметра с соблюдением достаточной их параллельности. Если располагать взрывные скважины равномерно по площади забоя выработки на расстоянии между собой, не превышающим величину диаметра зоны интенсивного трещинообразования для данного диаметра заряда, типа ВВ и крепости породы, и взрывать их заряды в условиях более или менее полного камуфлета, то зоны интенсивного трещинообразования сливаются в одну зону, охватывающую всю площадь сечения выработки. При этом образованные трещины, многократно пересекаясь между собой, настолько разупрочняют горный массив, что создается возможность разрабатывать такую породу, разрушенную камуфлетными взрывами, известными механическими способами: ударным разрушением и резанием.

Проведем приближенное сравнение темпов проходки с удлиненным циклом и обычной технологией проходки. В качестве оценки мирового уровня современного состояния буровзрывной технологии проходки горных выработок

воспользуемся результатами экспериментальных исследований скоростной проходки, проведенных компанией «Рино Тинто» в Канаде на руднике «Дьявик Дайамонд» [2]. Темпы, полученные в процессе исследований по трем вариантам скоростной проходки выработки сечением $25 - 30 \text{ м}^2$ по крепким породам с использованием традиционной технологии, колебались в районе значения $4,5-6 \text{ м/сутки}$, а максимальный темп составил 8 м/сутки , что оказалось на уровне одного из лучших мировых аналогов в горнодобывающей отрасли.

За темп проходки принимается отношение пройденных метров за один цикл к общему времени цикла. Структура рабочего цикла буровзрывной проходки горной выработки условно выражается как:

$$T_{\text{ц}} = T_{\text{р}} + T_{\text{в}}, \quad (1)$$

где $T_{\text{р}}$ – рабочее время, связанное с непосредственным производством горной выработки, т. е. время эффективного использования забоя: бурение, зарядание, выемка, крепление;

$T_{\text{в}}$ – вспомогательное время, связанное с подготовкой оборудования и организацией его работы.

$$T_{\text{в}} = T_{\text{п}} + T_{\text{э}}, \quad (2)$$

где $T_{\text{п}}$ – подготовительное время: доставка оборудования в забой и удаление из забоя, подключение его к инженерным линиям;

$T_{\text{э}}$ – организационно-эксплуатационные мероприятия: простои оборудования, пересмена, время ожидания подготовки забоя, бурения и т. д.

Очевидно, что для повышения темпа проходки горной выработки необходимо снижать затраты времени на вспомогательные операции. Согласно данным, полученным вышеупомянутыми исследованиями канадской скоростной проходки [2], которые можно с определенным допуском считать временным эталоном оценки современной горнодобывающей техники в реализации проведения горных выработок по крепким породам, структура цикла составляла в среднем: $T_{\text{р}} = 57 \%$, $T_{\text{в}} = 43 \%$ ($T_{\text{п}} = 28 \%$, $T_{\text{э}} = 15 \%$). Увеличить долю эффективного использования рабочего времени в забое в цикле проходки можно, используя камуфлетное взрывание удлиненных зарядов.

Для определения времени бурения удлиненного цикла ориентируемся на последние достижения в области буровзрывной проходки. Достигнутая на практике чистая скорость бурения в гранитах гидроперфораторами составляет $V_{\text{ч}} = 3,5-4,0 \text{ м/мин}$ [3], а скорость бурения скважин погружными пневмоударниками «Атлас Копко» на давлении сжатого воздуха $2,5 \text{ МПа}$ по породам прочностью 220 МПа около 1 м/мин [4]. Время вспомогательных операций при бурении, отнесенных к 1 м шпура, при средней глубине шпуров $3,5 \text{ м}$ статистически можно принять – $t_{\text{всп}} = 0,2 \text{ мин/м}$, подготовительно-заключительных –

$t_{п-3} = 0,2-0,25$ мин/м [3]. В нашем случае бурение будет осуществляться погружными пневмоударниками на глубину скважин значительно большую, чем 3,5 м, поэтому принимаем $V_{ч} = 1,0$ м/мин, $t_{всп} = 0,2$ мин/м, $t_{п-3} = 0,2$ мин/м. Эксплуатационная скорость бурения с учетом затрат времени на вспомогательные операции определится по формуле [3]:

$$V_{э} = \left(V_{ч}^{-1} + t_{всп} + t_{п-3} \right)^{-1} \quad (3)$$

и составит $V_{э} = 0,7$ м/мин. При глубине скважин 20 м время бурения одной скважины – 28,5 мин, а время бурения горной выработки сечением 25 м² (30 скважин) при работе одновременно двух бурильных машин – 7,1 ч. Время необходимое для операций по зарядке скважин, проводимое механизированным способом с помощью зарядных машин и механизмов, с учетом существующих показателей проведения этого процесса, можно принять – 5 ч.

Учитывая предполагаемую степень разрушения горного массива камуфлетным взрывом и опыт безвзрывной проходки горных выработок с помощью отбойно-погрузочного агрегата типа ИТС-120F6 с ударным исполнительным органом [5] и его технические характеристики, производительность выемки разрушенного массива можно ориентировочно принять – 40 м³/ч. Тогда время выемки – 12,5 ч. Крепление выработки производится по технологии скоростной проходки, изложенной в [2], с помощью анкероустановщика Voltec MC с установкой анкерных болтов вместе с крепежной сеткой со средней скоростью 1 п.м/ч. Время крепления – 20 ч. Суммарное рабочее время $T_p = 44,6$ ч. Вспомогательное время принимаем как в [2] $T_{п} + T_{э} = 8,7$ ч. Время удлиненного цикла: $T_{ц} = 53,3$ ч, скорость проходки – 9,0 м/сутки.

Сравнение основных технологических показателей буровзрывной проходки горной выработки обычной технологии с применением камуфлетного взрывания представлено в таблице. В приведенных данных таблицы с возрастанием глубины скважин рабочее время цикла и его эффективное использование в забое (в %) увеличиваются, а вспомогательное время (T_v) остается постоянным в абсолютном выражении и уменьшается относительно общего времени цикла. Темп проходки по предлагаемой технологии с увеличением глубины скважин до 20 м возрастает в два раза. Приведенные в таблице показатели рабочего времени определялись по скоростным характеристикам, полученным в вышеупомянутых исследованиях [2] и данным [3]. Затраты времени на вспомогательные операции одного цикла приняты постоянными для каждой из рассматриваемых выработок независимо от их протяженности и принимались равными их средней величине, полученной в данной скоростной проходке. Можно согласиться с тем, что сегодня вспомогательное время достигло почти своего предела, сократить которое становится все сложнее и сложнее. Существенное повышение темпа проходки можно получить как за счет увеличения доли эффективного использования рабочего времени в забое, так и повышения производительности

всех операций производственного процесса проходки горной выработки. Наибольший темп роста скорости проходки технологии с камуфлетным взрыванием по сравнению с обычной буровзрывной технологией наблюдается при увеличении глубины выработки до 15 м. При дальнейшем повышении длины выработки величины $V_{п}$ и $K_э$ стремятся к константе. Объясняется это снижением доли вспомогательного времени в суммарном времени цикла по мере роста длины выработки.

Основные технологические показатели буровзрывной проходки горной выработки

Показатель	Глубина выработки, пройденной за один цикл, м			
	Обычная технология [5]	Технология с камуфлетным взрыванием		
		3,7	10	15
Рабочее время (T_p), ч:	11,3	22,4	33,6	44,6
бурение, ч	2,6	3,6	5,4	7,1
зарядание, ч	1,5	2,5	3,8	5,0
выемка, ч	2,4	6,3	9,4	12,5
крепление, ч	4,8	10,0	15,0	20,0
вспомогательное время (T_v), ч	8,7	8,7	8,7	8,7
Время цикла проходки ($T_{ц}$), ч	20,0	31,1	42,3	53,3
Коэффициент эффективности использования рабочего времени в забое ($K_э$)	0,57	0,72	0,79	0,84
Скорость проходки ($V_{п}$), м/сутки	4,4	7,7	8,5	9,0

Рассмотрим перспективы повышения эффективного использования рабочего времени в забое. Эта задача решается в основном увеличением скорости бурения скважин, повышением производительности выемки разрушенной породы и снижением затрат времени на крепление горной выработки. Наиболее эффективным способом бурения удлиненных скважин в массиве горных пород является ударно-вращательный с погружными гидро- и пневмоударными бурильными машинами, у которых, в отличие от выносных ударных машин, передача энергии удара от бойка буровой коронке происходит в непосредственной близости от забоя независимо от глубины скважины, что снижает потери энергии удара передаваемой разрушаемому массиву. Подводимая к породоразрушающему инструменту мощность при ударно-вращательном способе бурения (а также интенсивность разрушения породы на забое) всегда больше, чем при вращательном или только ударно-поворотном бурении. Этот способ обеспечивает бурение с повышенной скоростью и минимальной удельной энергоемкостью.

На горных предприятиях в России и за рубежом, получили широкое распространение погружные пневмоударники, которые позволяют свести к минимуму отклонение скважин от первоначально заданного направления независимо от его глубины. Конструкции пневмоударников постоянно совершенствуются. С переходом на сжатый воздух повышенного давления ведущими зарубежными фирмами удалось значительно повысить их мощность. Так шведская фирма «Атлас Копко» демонстрирует на мировом рынке семейство погружных пневмоударников серии COP на давлении сжатого воздуха 1,5–2,5 МПа, отличающихся высокими технико-экономическими показателями бурения [4]. Руководствуясь поставленными задачами импортозамещения в нашей стране, Институт горного дела СО РАН, являясь пионером в создании и внедрении в горнодобывающую промышленность погружных пневмоударников, в последнее время, активно занимается совершенствованием их конструкции с целью повышения мощности, экономичности, износостойкости буровых коронок и срока службы машины в целом [6, 7].

Эффективность зоны камуфлетного разрушения массива горной выработки зависит от параллельности пробуриваемых скважин, которая обеспечивается соблюдением двух условий: а) точным забуриванием скважин, т. е. приданием им с самого начала забуривания предусмотренного направления и б) достижением минимального их искривления в процессе бурения. Точность забуривания скважин должна и может быть достигнута путем жесткой фиксации всех включенных в работу буровых станков с ориентировкой осей всех их шпинделей в пространстве строго в одном направлении, т. е. параллельно между собой. Буровой станок должен обеспечивать бурение скважин диаметром 50...110 мм погружными пневмоударниками, работающими на давлении сжатого воздуха до 2,5 МПа. В зависимости от величины поперечного сечения горной выработки на установке должно быть два и более бурильных станка, что создает возможность многостаночного обслуживания буровых станков, благодаря чему обеспечиваются условия высокопроизводительной работы.

Для зарядки скважин необходимо применять производительные зарядные устройства существующих типов. Выбор взрывчатых веществ, техники и технологии зарядки скважин, а также порядок их взрывания выполняются при разработке рабочего проекта технологии скоростного выполнения проходческих работ конкретной горной выработки. В целях снижения вредных сейсмических воздействий на окружающий выработку горный массив необходимо применять короткозамедленное (или просто раздельное) взрывание при максимальном количестве ступеней замедления, что дает возможность снизить суммарный вес одновременно взрываемых зарядов ВВ.

Разборка, погрузка и транспортировка горной породы после ее разрушения камуфлетным взрыванием в контуре сечения горной выработки в зависимости от ее размеров может осуществляться разными вариантами с разным набором горнодобывающего оборудования. Обязательным условием успешного исполнения операции по разборке взорванного массива должно быть наличие ударных исполнительных органов в горной машине. Так, например, при разборке

транспортного тоннеля сечением 60 м^2 можно использовать экскаватор с ковшом активного действия [8, 9] с автосамосвалами, а в горной выработке сечением до 20 м^2 можно применять специализированный комбайн с ударным исполнительным органом. В качестве прототипа такой машины можно использовать один из типоразмеров отбойно-погрузочной машины типа JTC120 F2 американской фирмы «Terex» [5]. Эта машина на гусеничном ходу многофункционального назначения может выполнять три операции проходческого цикла: отделение от забоя транспортабельных кусков породы, погрузки отбитой массы в транспортное средство и оборки пройденного участка. Для реализации указанных функций машина снабжена многозвенным стреловидным манипулятором, на свободном конце которого подвижно закреплены гидравлический молот – для отбойки породы от забоя и ковш – для погрузки отбитой породы на погрузочный транспортер.

Возведение крепи в капитальных и подготовительных горных выработках является одним из наиболее трудоемких процессов. Ограниченные размеры выработок, насыщенных оборудованием, а также непригодность некоторых элементов крепи, например, рамных конструкций для механизированного возведения во многом затрудняют процесс механизации крепления. Наибольшая степень механизации достигается при анкерном креплении с навешиванием стальной сетки с последующим торкретированием поверхности выработки с использованием анкерочных машин и торкрет установок [10–11].

Таким образом, существенное повышение скорости буровзрывной проходки горных выработок может быть достигнуто за счет увеличения доли рабочего времени цикла, непосредственно связанного с производством горной выработки и соответственно уменьшения доли вспомогательного времени, необходимого для наладки, подготовки и организации работы оборудования. Это можно осуществить, используя технологию проведения горных выработок с камуфлетным взрывом удлиненных зарядов. Применение такой технологии в настоящее время стало возможным благодаря техническому совершенствованию бурения шпуров и скважин и созданию мощных ударных и режущих исполнительных органов проходческих комбайнов, способных эффективно разрушать и производить погрузку горных пород. Наибольший темп роста скорости проходки технологии с камуфлетным взрыванием по сравнению с обычной буровзрывной технологией наблюдается при увеличении глубины выработки до 15–20 м.

Работа выполнена в рамках проекта ФНИ, № гос. регистрации АААА-А17-117122090003-2.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Экспериментальные исследования камуфлетного взрыва удлиненных зарядов / Б. Г. Трегубов и др. // ФТПРПИ. – 1981. – № 6.
2. Вольграм Д., Панидис К., Мосс А. Повышение темпов проходки подготовительных выработок на основе оптимизации цикла проходки // Горное дело. – 2015. – № 2(4). – С. 24–35.

3. Лыхин П. А. Тонелестроение и бурение шпуров и скважин в XIX и XX вв. – Екатеринбург : УрО РАН, 2002. – 305 с.
4. Горно-шахтное и строительное оборудование / Каталог фирмы Атлас Копко. – 2007.
5. Безвзрывная технология проходки выработок по крепким породам и ее технико-экономические показатели / Е. Б. Бексалов, Э. Н. Абсаматов, И. Е. Бексалов, Ф. Р. Гарипов // *Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды*. – 2010. – Т. 3. – С. 30–35.
6. Кондратенко А. С., Тимонин В. В., Патутин А. В. Перспективы направленного бурения прочных горных пород // *ФТПРПИ*. – 2016. – № 1. – С. 124–131.
7. Средства прямолинейно направленного бурения в условиях угольных шахт / В. В. Тимонин, Д. И. Кокоулин, С. Е. Алексеев, Б. Кубанычбек // *Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук*. – 2016. – Т. 2, № 3. – С. 168–171.
8. Экскаваторы с ковшом активного действия / А. Р. Маттис и др. – Новосибирск : Наука. Сибирская издательская фирма РАН, 1996. – 176 с.
9. Безвзрывные технологии открытой добычи твердых полезных ископаемых : монография / А. Р. Маттис и др. ; отв. ред. В. Н. Опарин. – Новосибирск : Изд-во СО РАН, 2007. – 337 с.
10. Чавкин А. И. Обоснование параметров анкерной крепи для конкретных условий эксплуатации // *Записки Горного института*. – СПб., 2013. – Т. 205. – С. 119–124.
11. Белоусов В. В., Остапенко А. В., Сахаров А. Н. Крепление горных выработок на глубоких горизонтах подземных рудников АО «Апатит» в условиях повышенного горного давления // *Горный журнал*. – 2014. – № 10. – С. 33–37.

© В. Н. Лабутин, 2018

ТЕХНОЛОГИИ И КОМПЛЕКТЫ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ БЕСТРАНШЕЙНОЙ ЗАМЕНЫ ВОДОНЕСУЩИХ ТРУБОПРОВОДОВ

Наталья Владимировна Ланкевич

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, младший научный сотрудник научно-инженерного центра горных машин и геотехнологий, генеральный директор ООО фирмы «Комбест», тел. (913)912-25-95, e-mail: natagri@mail.ru

Показана необходимость создания новых и модернизации существующих комплектов по бестраншейной замене коммуникаций. Сформулированы требования к ним в условиях современной городской застройки и использования их в существующих коммуникационных системах. Произведены натурные испытания пневмомолота с новым типом режущего инструмента. Получены практические данные о скорости замены трубопроводов пневмомолотами для различных типов грунтов и произведена оценка их наработки на отказ. С учетом физико-механических характеристик грунтового массива и геометрических размеров разрушаемых и прокладываемых трубопроводов получен критерий энергетической достаточности совместных усилий, развиваемых пневмомолотом и лебедкой. Предложены три типа конструкций компактных пневмомолотов, удовлетворяющие введенному критерию.

Ключевые слова: пневмомолот, бестраншейная замена коммуникаций, режущий инструмент, пневмооборудование.

TECHNOLOGIES AND EQUIPMENTKITS FOR NO-DIG REPLACEMENT OF WATER-SUPPLYING PIPELINES

Natalia V. Lankevich

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Junior Researcher, Worker of the Scientific and Engineering Center for Mining Machines and Geotechnologies, General Director of the company «Kombest», phone: (913)912-25-95, e-mail: natagri@mail.ru

The necessity to create new and upgrade existing kits for no-dig replacement of communications is shown. Requirements for the kits are formulated under the conditions of modern urban development and their use in existing communication systems. Full-scale tests of a pneumatic hammer with a new type of cutting tool have been carried out. Actual data on the rate of replacement of pipelines by pneumatic hammers for various types of soils have been obtained and their operating time before a failure has been estimated. Taking into account the physical-mechanical characteristics of the soil mass and the geometric dimensions of the destroyed and set pipelines, the criterion of the energy sufficiency of joint efforts, flown by a pneumatic hammer and a winch, has been obtained. Three types of designs of compact pneumatic hammers are proposed, satisfying the introduced criterion.

Key words: pneumatic hammer, no-digreplacement of communications, cutting tool, pneumatic equipment.

Общая протяженность уличных и внутриквартальных водонесущих сетей диаметром 100–400 мм в Российской Федерации составляет 1 550 тыс. км. Из-

ношено и требует замены – 464,5 тыс. км. Ежегодно эта цифра увеличивается на 31 тыс. км, в то время как заменяется только 9–10 тыс. км. Последствия такого состояния трубопроводов не сулят ничего хорошего. По данным института гигиены им. Ф. Ф. Эрисмана, повседневное нарушение герметичности трубопроводов водоснабжения весьма негативно сказывается на здоровье населения: практически во всех регионах России это приводит к вспышкам острых кишечных заболеваний, гепатита и тяжелым желудочным заболеваниям. Другой негативный момент заключается в огромных материальных потерях, которые из года в год несет Россия вследствие аварийного состояния подземных инженерных коммуникаций. По официальным данным статистики, неучтенные расходы воды в системах водоснабжения составляют в среднем по России 15 % (3,4 млрд. м³) от всей подачи воды в год, а в ряде городов утечки достигают 30 %. Помимо чисто экономической стороны, связанной с потерей питьевой воды, на производство и подачу которой затрачиваются очень большие средства, появляются экологические и другие проблемы. Утечки ведут к повышению уровня грунтовых вод и подтоплению городских территорий, что, в свою очередь, приводит к просадке зданий, сооружений и дорожных покрытий, существенному нарушению водного баланса, отчего страдают зеленые насаждения.

Традиционная траншейная технология замены трубопроводов, не может быть использована в центральных районах крупных городов по причине невозможности перекрытия транспортных магистралей и нарушения нормального функционирования учреждений, предприятий и жилых массивов. Решение проблемы, как по нашим оценкам, так и по оценкам зарубежных экспертов, видится в кардинальном расширении применения современных бестраншейных технологий, создании новых технологий и комплектов оборудования для эффективной замены отслуживших свой срок коммуникаций и прокладки новых, особенно из неметаллических материалов. Это позволило бы в ближайшие годы в значительной мере, а в перспективе полностью, исключить из практики проведение весьма трудоемких и дорогостоящих земляных работ, перекрытие магистральных дорог, улиц и проездов.

В 1992–1996 гг. в рамках Государственной инновационной программы «Новое поколение технологий и комплектов оборудования для реконструкции подземных инженерных сетей» Институтом горного дела СО РАН и НПК «Комбест» разработана многовариантная технология и гамма комплектов оборудования для бестраншейной замены аварийных трубопроводов диаметром до 600 мм.

Техническая производительность одного комплекта зависит от конкретных условий и в отдельных случаях достигает 500 метров в месяц. Стоимость замены одного погонного метра коммуникаций, по сравнению с открытым способом, снижается в 2–2,5 раза, в отдельных случаях до 5–7 раз.

В настоящее время эта технология довольно широко используется ремонтно-строительными организациями горводоканалов во всех федеральных округах Российской Федерации, в том числе в городах Москве, Омске, Красноярске, Благовещенске, Хабаровске и др.

Предлагаемые технологии отличаются принципиальной новизной, просты в осуществлении, обладают высокой экономической эффективностью, и не связаны с организацией перерывов в движении транспорта. Отечественные разработки имеют более высокие технико-экономические показатели, чем у зарубежных аналогов (по производительности в 1,3 раза, по долговечности в 2,0–2,5 раза). Гарантийный срок службы отечественных комплектов составляет 1,5 года, окупаемость – 2...3 месяца.

За последние 20 лет выпущено и передано в эксплуатацию ремонтно-строительным организациям горводоканалов более 100 комплектов оборудования для бестраншейной замены трубопроводов различного диаметра.

Сущность технологии заключается в следующем (рис. 1).

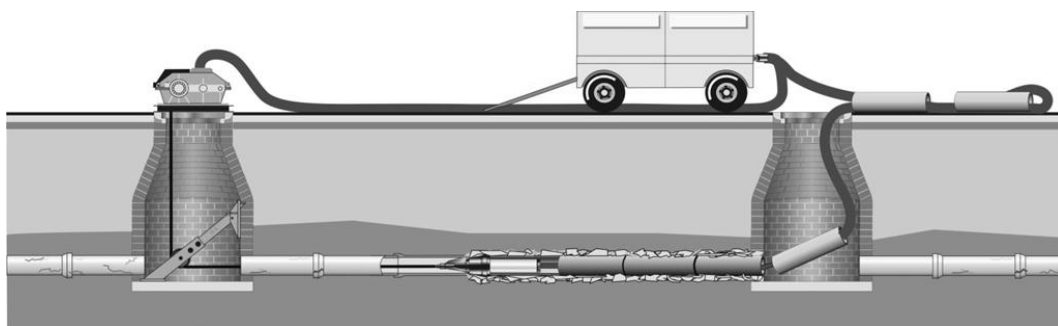


Рис. 1. Технологическая схема производства работ

В аварийном трубопроводе от входного колодца к выходному прокладывается тяговый трос, одним концом присоединяемый к лебедке, установленной на выходном колодце, а другим – к рабочему органу, размещенному во входном колодце. Основу рабочего органа составляет специальная пневматическая машина ударного действия (пневмомолот). На передней части пневмомолота размещается конусный расширитель с приспособлением для крепления к нему нового пластмассового трубопровода. К передней части пневмомолота присоединяется тяговый трос, а к задней – страховочно-возвратный трос. Тяговая лебедка приводится в движение от пневматического двигателя. Применение пневматического двигателя позволяет использовать один источник энергии – компрессор. С точки зрения безопасности ведения работ пневмодвигатель явно предпочтительнее электрического. Характеристика двигателя позволяет менять тяговое усилие на тросе в зависимости от давления сжатого воздуха, подаваемого к двигателю, в диапазоне от 10 до 150 кН. Крутящий момент пневматического двигателя остается постоянным или даже возрастает при снижении скорости вращения вплоть до полной остановки. Указанная выше механическая характеристика является весьма важной, так как постоянное натяжение троса обеспечивает устойчивую работу пневмомолота и максимальную передачу ударной нагрузки расширителю. Натяжение троса лебедки компенсирует отдачу ударника пневмомолота и обеспечивает работу в установившемся режиме. Кроме того, исключается передача знакопеременной нагрузки на стенки образуемой

скважины, что повышает ее устойчивость, и появляется возможность доступа к пневмомолоту в случае его отказа. Для этого необходимо отключить тормоз лебедки и при помощи страховочно-возвратного троса извлечь пневмомолот, произвести его ремонт или замену.

При подаче сжатого воздуха сначала к лебедке, а затем к пневмомолоту, рабочий орган начинает передавать ударную нагрузку на заменяемый трубопровод, и в зависимости от выбранной схемы производства работ, разрушает его в массиве грунта или выбивает в выходной колодец. Для уменьшения степени дробления при разрушении трубопровода на его стенках нарезают опережающие продольные борозды, являющиеся концентраторами напряжения. В образуемую рабочим органом скважину затягивается присоединенный к нему пластмассовый трубопровод. Отдельные секции или части трубопровода с помощью резьбовых соединений наращиваются во входном колодце, либо свариваются в плеть, которая подается в колодец через наклонную скважину, пробитую с поверхности. При сваривании нагревательный элемент полностью перекрывает внутренние диаметры секций, а это практически невозможно из-за наличия воздухоподводящего шланга. В этой связи конструкции пневмомолотов предусматривают возможность подключение подводящего воздуховода к носовой части машины. При этом воздухоподводящий шланг размещается внутри заменяемого трубопровода, а не заменяющего, как было описано в предыдущем случае. По мере продвижения пневмомолота воздухоподводящий шланг выбирается в выходном колодце, и его длина может быть уменьшена, что приведет к уменьшению потерь давления сжатого воздуха по длине воздуховода.

При создании комплектов оборудования, реализующих приведенные выше технологические схемы, необходимо учитывать большое количество требований и граничных условий, оказывающих существенное влияние на конструктивные решения пневмомолотов и механизмов, входящих в комплект оборудования. Эти требования определяются поставленной строительной задачей (отказ от земельных работ, размещение, монтаж и демонтаж рабочих органов и т. д. в стесненных условиях существующих колодцев), физико-механическими характеристиками грунтового массива и геометрическими размерами разрушаемых и прокладываемых трубопроводов. Отдельные требования, возникающие в процессе создания комплектов оборудования, вступали в противоречия друг к другу, поэтому был выявлен главный критерий – энергетическая достаточность совместных усилий, развешаемых пневмомолотом и лебедкой.

Изучение проблемы уплотняемости грунта в режиме циклических воздействий позволило получить важную с практической точки зрения энергетическую оценку возможности расширения грунтовой полости с учетом комбинированных усилий развиваемых пневмомолотом и лебедкой. Проведенные теоретические и экспериментальные исследования показали, что наиболее эффективными режимами работы этих механизмов являются такие, при которых упругая реакция грунтового массива и отдача пневмомолота полностью компенсируются статическим усилием, а энергия пневмомолота используется на разрушение старых трубопроводов и расширение скважин. Расчетная схема сило-

вых воздействий, возникающих в системе «пневмомолот-расширитель-лебедка-массив грунта» при расширении скважины, приведена на рис. 2.

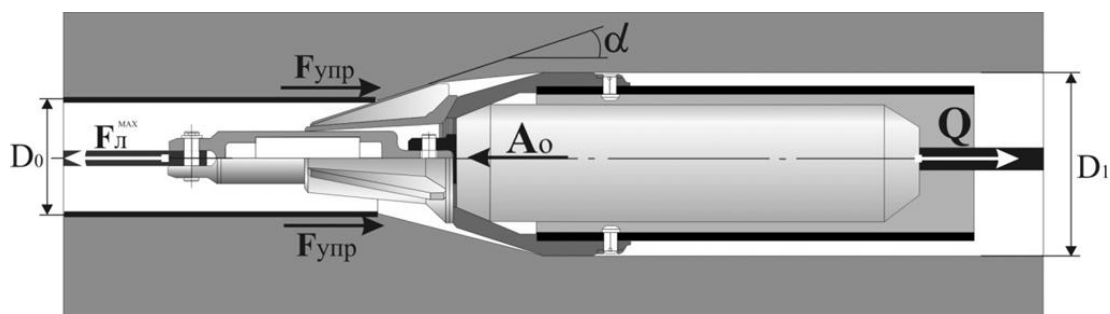


Рис. 2. Расчетная схема силовых воздействий

В момент передачи ударного импульса контакт пневмомолота с расширителем и расширителя с грунтом обеспечивается натяжением троса лебедки ($F_{л}$). Под действием ударного импульса расширитель, перемещаясь по скважине D_0 , своим корпусом разрушает старый трубопровод и расширяет скважину до диаметра D_1 . На время движения расширителя включается в работу барабан лебедки и удерживает трос в натянутом состоянии. После остановки расширителя трос воспринимает упругую реакцию грунта ($F_{упр}$) и препятствует обратному перемещению расширителя. При движении ударника вперед трос также воспринимает силу реакции (Q), обусловленную избыточным давлением сжатого воздуха в задней камере пневмомолота.

Таким образом, эффективная работа системы зависит от прочностных характеристик грунта – коэффициента сцепления, угла внутреннего трения, пористости геометрических размеров и материала аварийного и прокладываемого трубопроводов, глубины заложения, мощности пневмомолота и лебедки, угла наклона расширителя. В принципе, комплект оборудования и, в первую очередь, его рабочий орган должен быть пригоден для выполнения работ по реконструкции ветхих трубопроводов в любых сжимаемых грунтах. Поэтому для определения технических требований, которым должны соответствовать рабочие органы, разработаны компьютерные программы, позволяющие изучать и учитывать различные комбинации перечисленных выше параметров.

На основании результатов теоретических и экспериментальных исследований разработан ряд механизмов, входящих в комплекты оборудования, определены их рациональные технические характеристики и конструктивные особенности, обеспечивающие реализацию технологических схем. При этом выбор силовых параметров осуществлялся с учетом геометрических размеров заменяемого и прокладываемого трубопроводов, а конструктивные схемы рабочих органов разрабатывались с учетом предельной компактности, простоты и надежности соединительных узлов, способности преодолевать ремонтные вставки и муфты, нечувствительности к влажности и колебаниям температуры.

Конструкции пневмомолотов представлены на рис. 3.

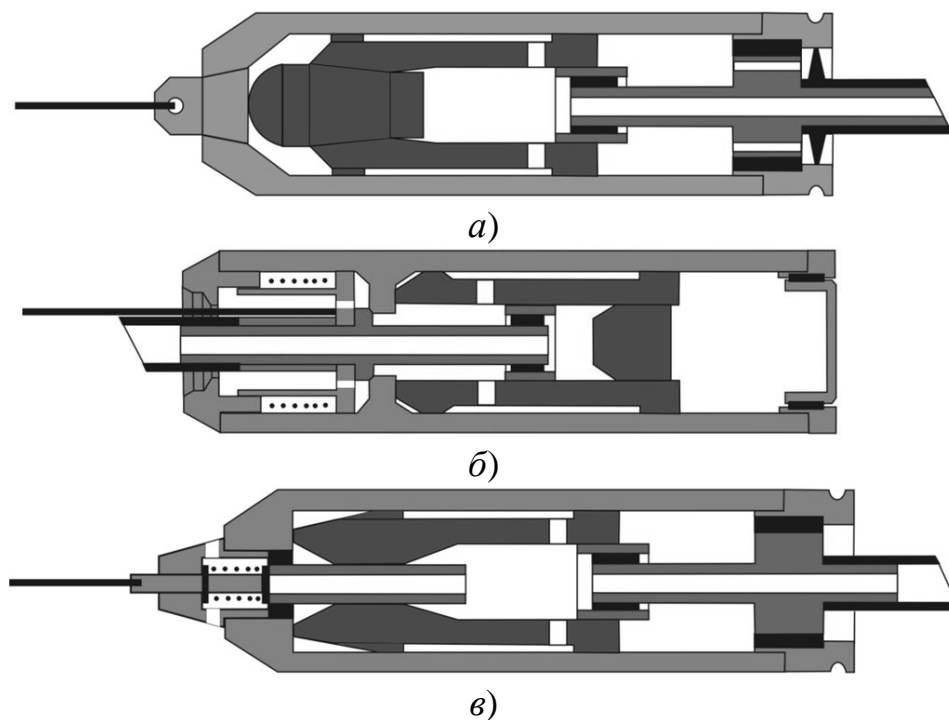


Рис. 3. Конструкции пневмомолотов

Отличительные особенности вариантов по рис. 3, а и б заключаются в возможности подачи энергоносителя как со стороны задней, так и передней части пневмомолота. Для этого в передней части корпуса установлена специальная воздухоподводящая трубка, входящая через канал в передней части ударника в камеру рабочего хода. При подключении воздухоподводящего шланга к трубке задняя часть патрубка закрывается заглушкой. При подключении воздухоподводящего шланга к патрубку (к задней части пневмомолота) заглушка устанавливается на воздухоподводящую трубку. Возможность подачи энергоносителя со стороны переднего конца позволяет разместить воздухоподводящую магистраль в заменяемом трубопроводе, что существенно облегчает монтаж рабочего органа и соединение секций заменяющего трубопровода в стесненных условиях рабочего канализационного колодца. Кроме того, по мере продвижения пневмомолота представляется возможным уменьшить длину воздухоподводящей магистрали, тем самым снизить потери давления сжатого воздуха.

Конструктивная схема, представленная на рис. 3, в, позволяет производить запуск пневмомолота тросом лебедки. После подачи в пневмомолот сжатого воздуха натяжением троса срабатывает пусковой клапан, который открывает, расположенные в носовой части выхлопные отверстия и пневмомолот включается в работу. Конструкция позволяет осуществлять запуск при любой длине воздухоподводящего шланга, и заменять участки трубопроводов длиной 150–200 м.

© Н. В. Ланкевич, 2018

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ВИБРОВозбУДИТЕЛЕЙ ВОЗвРАТНО-ПОВОРОТНОГО ДЕЙСТВИЯ ДЛЯ УПЛОТНЕНИЯ ДИСПЕРСНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Михаил Александрович Ланцевич

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, доцент, старший научный сотрудник лаборатории вибротехники, тел. (383)205-30-30, доп. 168, e-mail: lama0350@mail.ru

Людмила Ивановна Гендлина

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории вибротехники, тел. (383)205-30-30, доп. 317, e-mail: gen@misd.ru

Самуил Яковлевич Левенсон

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник, зав. лабораторией вибротехники, тел. (383)205-30-30, доп. 312, e-mail: lev@misd.ru

Установлено, что эффективность уплотнения дисперсного материала в замкнутом объеме существенно повышается при воздействии полигармонической силой, направленной под некоторым углом к уплотняемой поверхности. Предлагается в качестве виброисточника использовать пневматический вибровозбудитель возвратно-поворотного действия, обеспечивающий ассиметрично направленную регулируемую вынуждающую силу.

Ключевые слова: дисперсные материалы, статическое и динамическое уплотнение, пневматический вибровозбудитель возвратно-поворотного действия.

USE OF A VIBRATION EXCITER OF REVERSIBLE-ROTARY ACTION FOR DISPERSED MATERIALS' CONSOLIDATION

Mikhail A. Lantsevich

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Associate Professor, Senior Researcher, Vibrotechnique Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 168, e-mail: lama0350@mail.ru

Lyudmila I. Gendlina

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Senior Researcher, Vibrotechnique Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 317, e-mail: gen@misd.ru

Samuil Ya. Levenson

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Leading Researcher, Head of Vibrotechnique Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 312, e-mail: lev@misd.ru

It has been established that the effectiveness of the dispersed material's consolidation in a closed volume sufficiently increases, when it is acted upon by a polyharmonic force at a certain angle to the consolidated surface. It is proposed to use a pneumatic vibration exciter of reversible-rotary action providing asymmetrically directed controlled force.

Key words: dispersed materials, static and dynamic consolidation, pneumatic vibration exciter of reversible-rotary action.

Формирование высокоплотных упаковок дисперсных материалов является одним из наиболее важных этапов технологических процессов, используемых в настоящее время в дорожном строительстве, металлургии, машиностроении, химической, строительной и других отраслях промышленности. В современных условиях многие предприятия в конкурентной борьбе вынуждены стремиться к минимизации производственных затрат, а следовательно, требования к уплотнению становятся жестче, что в свою очередь стимулирует развитие исследований в этом направлении.

К настоящему времени разработано большое количество различных способов и технических средств, предназначенных для уплотнения сыпучих материалов, но несмотря на это получить максимально возможную плотность компакта при сравнительно невысоких энергетических затратах не удается.

Наиболее распространенными устройствами среди уплотняющих машин являются катки. Их конструктивные схемы постоянно совершенствуются, усложняются режимы их воздействия на уплотняемый материал, однако преодолеть присущие им недостатки не удается. Катки не обеспечивают высокую плотность за один проход, а попытки создать однопроходный каток не дали хорошего результата [1, 2].

Исследования показывают, что вибрация позволяет существенно изменить процесс уплотнения сыпучих сред и повысить его эффективность. Так, например, вибрационные катки при одинаковой массе со статическими катками имеют в 2–2,5 раза большую производительность.

В Институте горного дела СО РАН проводятся исследования, связанные с действием вибрационных нагрузок на дисперсный материал, в результате которых разработан новый метод уплотнения таких сыпучих сред. Суть его заключается в том, что вибрационному воздействию подвергается материал, замкнутый в ограниченном объеме [3, 4]. Для проверки эффективности этого метода создана установка (рис. 1), в которой предварительное (статическое) уплотнение осуществляется катками 1, динамические нагрузки создаются виброблоком 2, характер его колебаний и амплитудно-частотная характеристика задаются вибровозбудителем 3, реализующим направленную вынуждающую силу. Были определены рациональные параметры вибровоздействия и установлена связь между плотностью упаковки и характеристиками режима уплотнения.

В качестве источника, создающего вибровоздействие, в экспериментальном образце установки для уплотнения использовался электрический маятниковый вибровозбудитель. Он осуществляет силовое возбуждение колебаний, при этом амплитуда вибрации является функцией параметров колебательной системы. В частности, изменение нагрузки на виброблоке, вызванное различными причинами (неравномерностью высоты уплотняемого слоя и насыпной плотности материала), может стать основанием для существенного увеличения

амплитуды его колебаний, что негативно сказывается на работе вибровозбудителя и является одной из причин выхода его из строя.

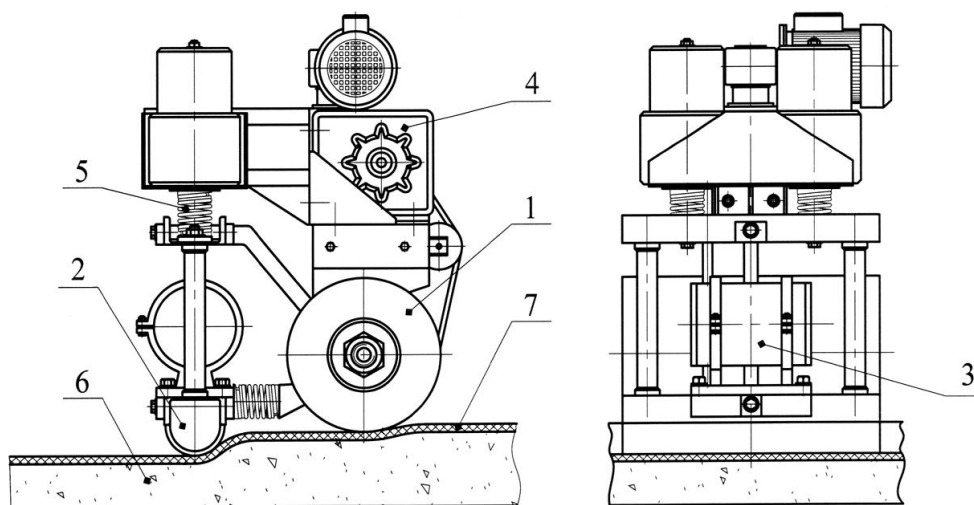


Рис. 1. Установка для уплотнения дисперсных материалов:

1 – катки; 2 – виброблок; 3 – вибровозбудитель; 4 – привод катков; 5 – упругая подвеска; 6 – уплотняемый материал; 7 – пластина из жесткой резины

Для реализации динамического уплотнения в установке вместо маятникового предлагается использовать разработанный в ИГД СО РАН пневматический вибровозбудитель возвратно-поворотного действия 3 [7, 8], он создает направленную силу, регулируемую по частоте и амплитуде. Изменение нагрузки не оказывает негативного действия на работу этого источника колебаний.

На рис. 2 представлена схема пневматического вибровозбудителя возвратно-поворотного действия.

Вибровозбудитель имеет цилиндрический корпус 1 (рис. 2, а). Соосно корпусу установлены полые полуоси 2, 3 и кинематически связанный с ними торсионный вал 4. В корпусе расположены два дебаланса 5 и 6 в виде секторных поршней (рис. 2, б, в), которые жестко соединены со своими полуосями и имеют возможность качаться навстречу друг другу. Для регулирования величины хода дебалансов вибровозбудитель снабжен двумя диаметрально противоположными переустанавливаемыми ограничителями хода 7 и 8. В корпусе выполнены воздухоподводящие отверстия 9 и выхлопные окна 10, а в дебалансах предусмотрены воздухораспределительные каналы 11–14. Корпус, дебалансы с полуосями и ограничителями хода 7 образуют две рабочие камеры 15, а с ограничителями хода 8 – две рабочие камеры 16. Для регулирования жесткости торсиона предусмотрен подвижный рычаг 17.

В исходном состоянии дебалансы занимают крайнее нижнее положение (рис. 2, б), причем торсионный вал не нагружен. При подаче сжатого воздуха в рабочие камеры 15 дебалансы перемещаются вверх навстречу друг другу, при

этом торсионный вал начинает закручиваться и накапливать потенциальную энергию упругой деформации. Рабочие камеры 16 в это время сообщены с атмосферой.

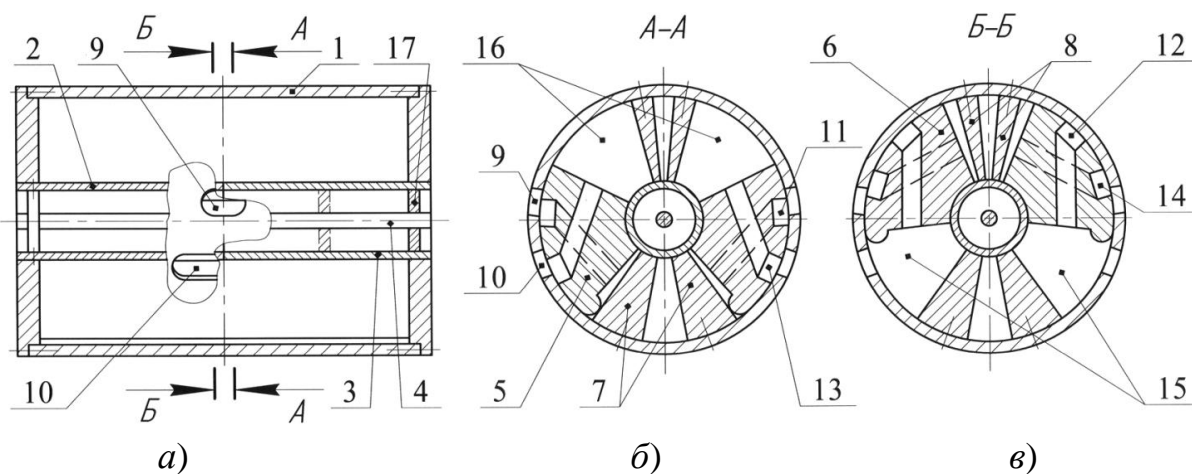


Рис. 2. Схема пневматического вибровозбудителя

После прохождения нейтрального положения дебалансы продолжают двигаться по инерции вверх и еще больше закручивают торсионный вал. При этом рабочие камеры 15 сообщаются с атмосферой (рис. 2, в), а в рабочие камеры 16 поступает сжатый воздух. Далее под действием сжатого воздуха со стороны рабочих камер 16 и потенциальной энергии закручивающегося торсионного вала дебалансы плавно останавливаются и затем с ускорением перемещаются вниз, накапливая больший, чем при движении вверх, запас кинетической энергии. Пройдя нейтральное положение, дебалансы тормозятся под действием сжатого воздуха, поступающего в рабочие камеры 15 (рис. 2, б). При этом происходит использование накопленной кинетической энергии качающихся дебалансов на формирование вынуждающей силы.

Вибровозбудитель позволяет реализовать направленную асимметричную гармоническую или полигармоническую силу с ударом или без него.

Величина вынуждающей силы, ее частота и асимметричность зависят от давления подводимого сжатого воздуха, жесткости торсионного вала, угла качания и асимметрии нейтрального положения дебалансов. Направление силы может изменяться поворотом корпуса вибровозбудителя в его опорах.

Таким образом, в результате использования пневматического вибровозбудителя возвратно-поворотного действия устраняются недостатки устройства для уплотнения сыпучих материалов, вносимые электрическим маятниковым вибровозбудителем.

Возможность реализации вынуждающей силы, изменяющейся по различным законам, плавная регулировка величины и частоты этой силы, ее асимметричности позволяют осуществлять настройку вибровозбудителя и устройства в целом на требуемый режим уплотнения, что повышает его эффективность.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бауман В. А., Быховский И. И. Вибрационные машины и процессы в строительстве. – М. : Высшая школа, 1977. – 255 с.
2. Хархута Н. Я. Машины для уплотнения грунтов. – Л. : Машиностроение, 1973. – 176 с.
3. Захаренко А. В. Теоретические и экспериментальные исследования процессов уплотнения катками грунтов и асфальтобетонных смесей : дис. ... д-ра техн. наук. – Омск, 2005. – 320 с.
4. Зубкин В. Е., Коновалов В. М., Королев Н. Е. Способ нагнетающей укатки и классические дорожные катки // Строительные и дорожные машины. – 2001. – № 3. – С. 12–14.
5. Результаты исследования процесса уплотнения дисперсных материалов вибрационным способом / Л. И. Гендлина, С. Я. Левенсон, Ю. И. Еременко, В. В. Виданов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 8. – С. 255–259.
6. Патент на изобретение 2296819. МПК⁸ С 25 С 3/06, С 25 С 3/08 Способ формирования бесшовных футеровочных слоев в алюминиевых электролизерах и устройство для его осуществления / А. В. Прошкин, В. В. Пингин, В. С. Тимофеев, С. Я. Левенсон, Л. И. Гендлина, Ю. И. Еременко, В. А. Голдобин. № 20051266100/02 ; заявл. 17.08.2005 ; опубл. 10.04.2007, Бюл. № 10.
7. Пневматические двигатели и вибровозбудители с возвратно-вращательным движением роторов / А. Я. Тишков, Н. Н. Лабузов, Л. И. Гендлина, М. А. Ланцевич, С. Я. Левенсон, Ю. И. Еременко. – Новосибирск : Наука, 2004. – 120 с.
8. Авторское свидетельство 1036395. М. Кл.³ В 06 В 1/16. Дебалансный вибровозбудитель / М. А. Ланцевич, Н. Н. Лабузов, А. Я. Тишков. № 3234857/18-28 ; заявл. 14.01.1981 ; опубл. 23.08.1983, Бюл. № 31.

© М. А. Ланцевич, Л. И. Гендлина, С. Я. Левенсон, 2018

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТКИ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ИНЕРЦИОННО-УДАРНОЙ И ВИБРАЦИОННОЙ ТЕХНИКИ

Самуил Яковлевич Левенсон

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник, зав. лабораторией вибротехники, тел. (383)205-30-30, доп. 312, e-mail: lev@misd.ru

Михаил Александрович Ланцевич

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, доцент, старший научный сотрудник лаборатории вибротехники, тел. (383)205-30-30, доп. 168, e-mail: lama0350@mail.ru

Людмила Ивановна Гендлина

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории вибротехники, тел. (383)205-30-30, доп. 317, e-mail: gen@misd.ru

Углубление карьеров влечет за собой рост объемов перемещаемых вскрышных пород и требует поиска новых решений, направленных на повышение эффективности процесса добычи полезных ископаемых. При разработке глубоких карьеров одним из решений этой проблемы является создание новых безвзрывных технологий и технических средств для их реализации, а также использование комбинации нескольких видов транспорта и узлов перегрузки в виде бункерных эстакад большой емкости с вибрационным выпуском.

Ключевые слова: глубокий карьер, струг с молотковым ротором, комбинированный транспорт, перегрузочный пункт, бункер, вибропитатель.

IMPROVEMENT OF EFFICIENCY OF OPEN PIT DEVELOPMENT USING INERTIAL SHOCK AND VIBRATION EQUIPMENT

Samuil Ya. Levenson

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Leading Researcher, Head of Vibrotechnique Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 312, e-mail: lev@misd.ru

Mikhail A. Lantsevich

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Associate Professor, Senior Researcher, Vibrotechnique Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 168, e-mail: lama0350@mail.ru

Lyudmila I. Gendlina

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Senior Researcher, Vibrotechnique Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 317, e-mail: gen@misd.ru

Deepening of open pits leads to increase of transferable overburden rocks. Therefore, it is necessary to find new methods to increase the effectiveness of mineral deposits' extraction. In case of deep open pit excavation the solution is to develop innovative blast-free technologies and tech-

nical means for its employment. Moreover, it's essential to combine different types of transport and loading points in the form of high capacity high-line bunkers with vibrational release.

Key words: deep open pit, plough with hammer rotor, combined transport, loading point, bunker, vibrofeeder.

Добыча твердых полезных ископаемых открытым способом обладает существенными преимуществами по сравнению с подземной разработкой месторождений. Однако запасы руды и угля, залегающие в приповерхностном слое доступных для разработки участков Земли, практически израсходованы.

Развитие горной техники в XX в. позволило увеличить масштабы добычи и глубину карьеров. В России в настоящее время значительное число карьеров имеют глубину более 150 метров, а в ближайшей перспективе около 70 % существующих в настоящее время карьеров достигнут глубины 700 метров [1]. С ростом глубины разработки из-за увеличения напряжений в приконтурной зоне массива усложняется взрывная отбойка горных пород, а расходы на их перемещение с глубины 200–400 м составляют от 40 до 70 % общей стоимости добываемого полезного ископаемого.

Разработка месторождений полезных ископаемых глубокими карьерами становится экономически оправданной в том случае, если обеспечить увеличение генерального угла борта карьера и сформировать безопасные и эффективные транспортные системы. Исследования показывают, что повышение угла наклона борта на 1° позволяет сократить объем вскрышных работ на 4 % [2] и, как следствие, снизить себестоимость добычи полезного ископаемого.

Увеличить угол можно за счет изменения конструкции борта. Проблема заключается в том, что существующая техника дает возможность формировать уступы высотой не более 10–15 м. Чаще всего эта высота не превышает 10 м, поэтому при разработке месторождений глубокими карьерами рекомендуется переход на сдвоенные или строенные уступы, что снижает устойчивость борта и требует проведения мероприятий по укреплению откосов. Кроме того, на устойчивость бортов карьера отрицательно влияет крупномасштабное разрушение породного массива, характерное для взрывной отбойки.

Создание и внедрение машин послойного фрезерования (горных комбайнов) позволило расширить возможности безвзрывной выемки, однако фрезерные комбайны не предназначены для формирования высоких уступов.

В связи с современной тенденцией роста глубины карьеров и ужесточением экологических требований к горному производству возрастает актуальность исследований, направленных на создание безвзрывных технологий открытых горных работ и соответствующих технических средств для их реализации [3].

Для послойной отбойки горной породы в наклонных плоскостях уступов в технологиях открытой разработки полезных ископаемых предлагается использовать струг, рабочий орган которого выполнен в виде молоткового ротора (рис. 1), позволяющего реализовать инерционно-ударный способ разрушения.

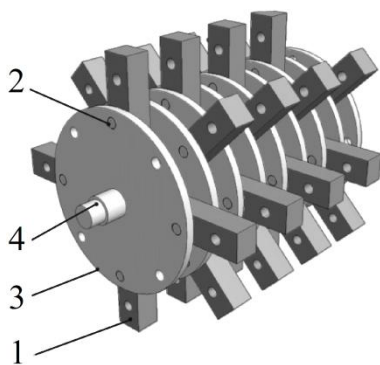


Рис. 1. Общий вид молоткового ротора

Молотки ротора 1, свободно подвешенные на осях 2, размещены между дисками 3, жестко закрепленными на валу 4. Отбойка горной массы осуществляется в поверхностном слое откоса за счет кинетической энергии вращающихся молотков.

Струг состоит из самоходной платформы и стрелы, по которой перемещается каретка с молотковым ротором. Схема размещения струга (положение в конечном контуре) при отработке уступов высотой 30 м с обрушением горной породы на нижнюю площадку показана на рис. 2.

Следует отметить, что оборудование позволяет проводить отбойку на откосе уступа с углом наклона до 90° . Выемка разрыхленной горной массы осуществляется колесным погрузчиком, а автосамосвалы доставляют ее на внешние отвалы или обогатительную фабрику. Такая технология в отличие от буровзрывного способа разрушения обеспечивает сохранность подоткосного массива.

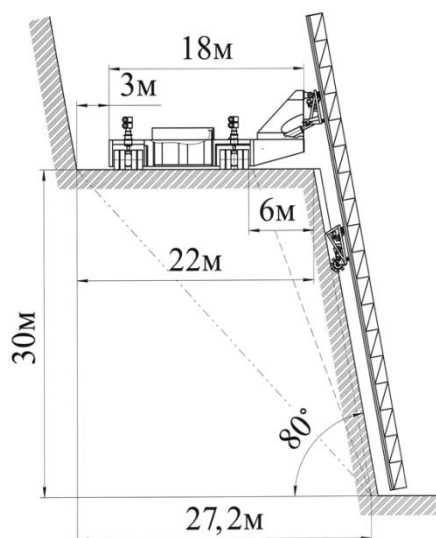


Рис. 2. Схема струга с молотковым ротором (положение в конечном контуре)

Наиболее эффективно использование стругов с молотковым ротором на породах прочностью до 60–80 МПа. Появляется возможность увеличить угол наклона бортов карьеров в конечном контуре до 50° , а наклона рабочих бортов карьеров – до $20\text{--}30^\circ$.

Как отмечалось выше, для интенсивного углубления карьера наряду с увеличением генерального угла борта необходимо сформировать безопасные и эффективные транспортные системы, обеспечивающие увеличение продольного уклона транспортных съездов на нижних уступах (в зоне интенсивного уг-

лубления). В этой зоне должен использоваться автомобильный транспорт, способный работать на ограниченных по размеру рабочих площадках и преодолевать уклоны до 36 % в груженом состоянии. Таким требованиям удовлетворяют шарнирно-сочлененные и гусеничные автосамосвалы [2]. Для последующей перегрузки перемещаемой горной массы в магистральные карьерные автосамосвалы потребуется создание на стыках технологических звеньев перегрузочных пунктов.

Анализ результатов исследований, выполненных в ИГД СО РАН [4, 5], показал, что на карьерах при перегрузке горной массы из одного вида транспорта в другой перспективно использование бункеров большой емкости с вибрационным выпуском. Это подтверждено результатами испытаний бункерных перегрузочных пунктов на разрезе им. Вахрушева в Кузбассе.

На рис. 3 представлена схема бункерной эстакады, загрузка которой производится автосамосвалами с маневровой площадки, примыкающей к задней стенке бункера.

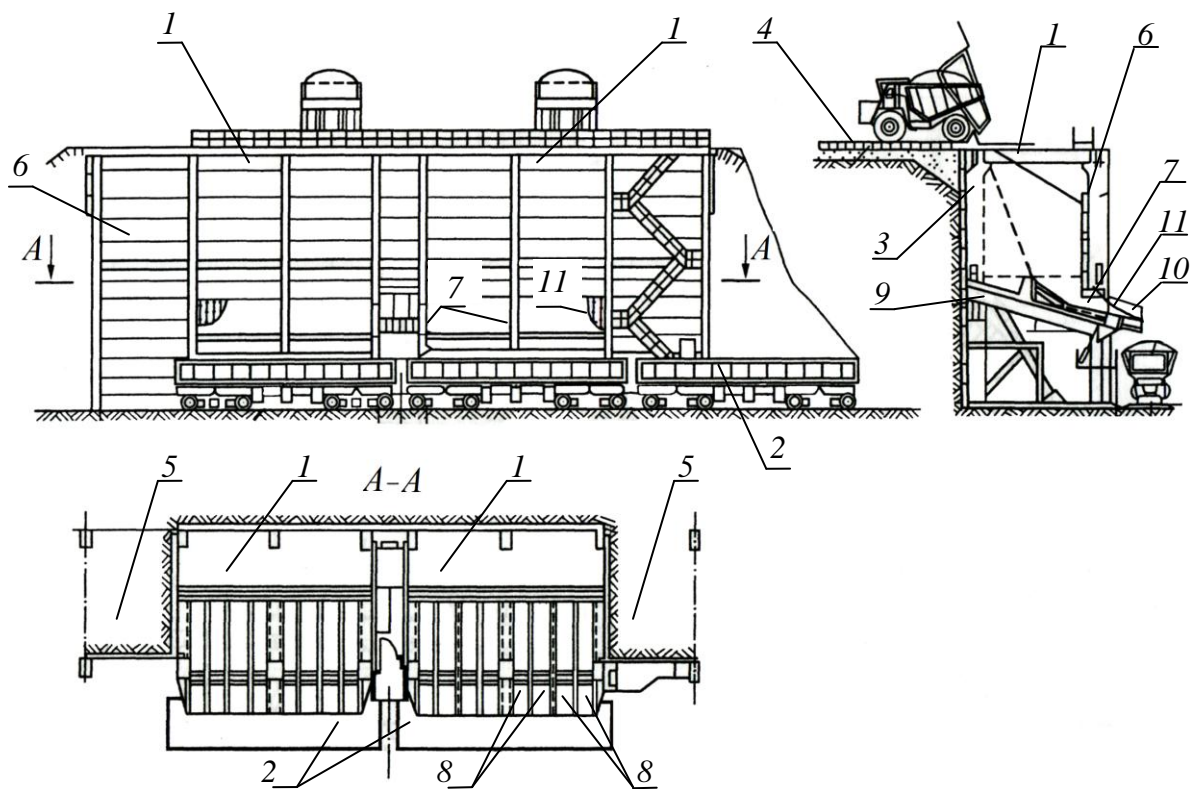


Рис. 3. Схема бункерной эстакады

Бункерная эстакада состоит из секций 1, каждая из которых обеспечивает фронтальную загрузку думпкара 2 с одной стоянки. Сооружается эстакада в специально подготовленной для этих целей выемке. Ее задняя стенка 3 примыкает непосредственно к перегрузочной площадке 4. Роль боковых стенок

выполняют откосы горной выемки, засыпанные защитным слоем породы 5. Передняя стенка б бункерной эстакады имеет выпускные окна 7, через которые выпускается порода. Днище бункера формируется из вибропитателей 8 («Волна-8»), уложенных на поддерживающую раму. Для предотвращения просыпания породы на железнодорожные пути выпускные окна оборудуются направляющими щитками 10 и гибкой завесой 11, выполненной из якорных цепей.

Промышленные испытания перегрузочных узлов показали, что бункерные эстакады, оборудованные вибропитателями, обеспечивают хорошее управление выпуском и высокую скорость загрузки думпкара с одной стоянки, а также подтвердили возможность их использования для других комбинаций транспорта.

Таким образом, использование стругов с молотковым ротором позволит отказаться от выполнения буровзрывных работ, увеличить углы наклона бортов и, как следствие, существенно уменьшить затраты на добычу полезных ископаемых.

При интенсивном углублении карьера целесообразно применять комбинированный автомобильный транспорт и создавать на концентрационных горизонтах бункерные перегрузочные пункты с вибрационным выпуском горной массы.

Предлагаемое новое горное оборудование может стать основой при создании эффективных и безопасных технологий и транспортных систем для разработки глубоких горизонтов карьеров, а также увеличения предельной глубины карьеров на заключительных этапах их эксплуатации.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ческидов В. И., Бобыльский А. С. Технологическо-экологические аспекты отвалообразования вскрышных пород на разрезах Кузбасса // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2017. – № 5. – С. 96–104.
2. Формирование рабочей зоны глубоких кимберлитовых карьеров / А. Н. Акишев, И. В. Зырянов, Б. Н. Заровняев и др. – Новосибирск : Наука, 2015. – 204 с.
3. Ржевский В. В., Трубецкой К. Н. Задачи горной науки в области открытой разработки месторождений полезных ископаемых // Горн. журн. – 1988. – № 1. – С. 21–23.
4. Интенсификация погрузочно-транспортных работ на карьерах / С. Г. Молотилов, Е. И. Васильев, О. Б. Кортелев, В. К. Норри, С. Я. Левенсон, Л. И. Гендлина, А. Я. Тишков. – Новосибирск : Изд-во СО РАН, 2000. – 207 с.
5. Совершенствование процесса вибрационного выпуска связных материалов из емкости / Л. И. Гендлина, Ю. И. Еременко, Е. Г. Куликова, С. Я. Левенсон // Горное оборудование и электромеханика. – 2006. – № 7. – С. 42–45.

© С. Я. Левенсон, М. А. Ланцевич, Л. И. Гендлина, 2018

СТЕНД ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССА ГИДРОРАЗРЫВА: МОДЕЛЬНЫЕ ОБРАЗЦЫ И ИНСТРУМЕНТАРИЙ

Аркадий Васильевич Леонтьев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, ведущий научный сотрудник лаборатории горной информатики, тел. (383)205-30-30, доп. 173, e-mail: leon@misd.ru

Определены требования к материалу образцов, используемых при физическом моделировании процесса гидроразрыва на стенде трехосного независимого нагружения. Предложена форма модельных образцов составного вида. Описаны конструкции скважинных зондов и системы подачи рабочего флюида.

Ключевые слова: гидроразрыв, материал модельных образцов, скважинный зонд.

BENCH FOR HYDRAULIC FRACTURING MODELING: MODEL SAMPLES AND TOOLS

Arkady V. Leontiev

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Leading Researcher, Mining Information Technique Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 173, e-mail: leon@misd.ru

The requirements for the samples' material used in the physical modeling of hydraulic fracturing at the three-axis independent loading bench are determined. A form of composite model samples is proposed. Designs of well logging sondes and working fluid supply systems are described.

Key words: hydraulic fracturing, model samples material, well logging sonde.

Задачи физического моделирования процесса гидроразрыва скважин связаны с развитием новых подходов в реализации метода «измерительного» гидроразрыва, получившего в настоящее время широкое распространение в практике геомеханических исследований при контроле напряжений, действующих в массиве горных пород. [1–5]. Данный метод эффективен при детальном изучении локальных полей напряжений вблизи подземных выработок и сооружений, а также может использоваться для контроля напряженного состояния горных пород на большой глубине.

Важным элементом технологии «измерительного» гидроразрыва является определение направления развития трещины гидроразрыва. Накопленный практический опыт свидетельствует, что применяемые средства локации следа трещины на поверхности скважины не обеспечивают достоверного определения фактического направления ее развития в массиве. В связи с этим перспективным представляется поиск возможностей осуществления направленного гидроразрыва, т. е. получение трещин гидроразрыва в заданном направлении. Выполнение тестов направленного гидроразрыва в разноориентированных сква-

жинах открывает возможность расчета по экспериментальным данным величин и направлений действия всех компонент действующих в массиве напряжений.

Исследования особенностей развития трещин при гидроразрыве предусматривается методом физического моделирования с использованием созданного в ИГД СО РАН стенда трехосного независимого нагружения [6]. Отработка технологии получения направленного гидроразрыва требует проведения большого числа экспериментов на модельных образцах в условиях неравнокомпонентного их нагружения. При этом неизбежно возникает ряд специфических требований к материалу для изготовления образцов. Они связаны, прежде всего, с техническими возможностями стенда независимого нагружения, а также обусловлены стремлением обеспечить визуальный контроль характера разрушения стенок «скважины» вследствие гидроразрыва. Основные требования сформируем следующим образом: материал образцов должен иметь прочность на разрыв не более 50 МПа; быть «прозрачным»; позволять в короткие сроки изготавливать либо восстанавливать образцы в лабораторных условиях; иметь низкую стоимость.

Надо отметить, что традиционно модельные образцы изготавливают из полиметилметакрилата (оргстекло). Однако данный материал дорогой, образцы трудоемки в изготовлении. При этом они пригодны для одноразового использования. В состоянии поставки крупноблочное оргстекло представляет собой набор пластин толщиной порядка 50 мм, склеенных между собой. Наличие плоскостей склея может повлиять на ориентацию трещин гидроразрыва.

С учетом совокупности обозначенных требований рассмотрена группа различных материалов: оргстекло, канифоль, гипс, ряд полиэфирных смол и жидкое стекло. Некоторые физико-механические свойства опробованных материалов приведены в таблице.

Физико-механические свойства материалов для модельных образцов

Наименование	$[\sigma]_{сж}$, МПа	$[\sigma]_{рас}$, МПа	E , ГПа	Примечание
Оргстекло	80–120	22–31	3	
Канифоль	1,5	–	0,2	
Акриловый гипс, белый (Экорезин)	12,6	–	5	
Смола ЭД-20	98	51	3,4	Отвердитель 1/5
Смола ЭД-20	107	35	4,2	Отвердитель 1/8
Смола полиэфирная НС-113(АФ5) с пластификатором 20 %	–	50	2	

В результате сопоставительного анализа различных вариантов предложено использование модельных образцов составного вида (рис. 1). Технология их изготовления следующая. Вначале из гипса акрилового (Экорезин) отливается обойма размером 200 × 200 × 200 мм (рис. 1, а). Габариты обоймы соответ-

вуют размерам рабочей зоны стенда. После отвердевания гипса по центральной оси обоймы высверливается цилиндрическая полость диаметром 100 мм. В другом варианте эта полость формируется в процессе отливки. Затем полость заполняется жидкой смолой (рис. 1, б), которая после полимеризации образует монолитное соединение с обоймой. Таким образом, получается составной образец из «прочной» обоймы с «прозрачной» вставкой. Процесс изготовления образца завершается высверливанием по оси вставки измерительной «скважины» диаметром 12 мм.

Получено аналитическое решение задачи о напряженно-деформированном состоянии составного образца, позволяющее рассчитывать напряжения во вставке в зависимости от величины нагрузки, приложенной к граням обоймы, с учетом физико-механических свойств материалов вставки и обоймы.

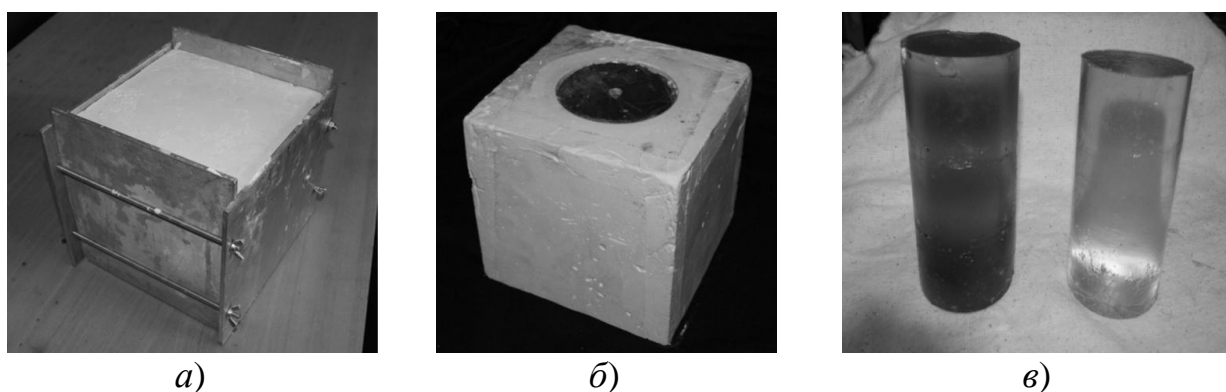


Рис. 1. Составной модельный образец:

а) матрица для отливки обоймы; б) общий вид составного образца; в) цилиндрические вставки из эпоксидных смол ЭД-20 (слева) и НС 113 (АФ5) (справа)

Процедура выполнения модельных экспериментов предусматривает выполнение следующих операций: подготовка модельного образца; установка образца на стенд; размещение в измерительной «скважине» зонда; приложение к граням образца внешних нагрузок; подключение зонда к системе подачи рабочего флюида; выполнение теста гидроразрыва стенок измерительной «скважины» с регистрацией диаграммы давление – время. Система управления работой гидравлических домкратов стенда, с помощью которых производится приложение к граням модельных образцов внешних усилий, приведена в [6]. Для подачи под давлением рабочего флюида к скважинному зонду и регистрации экспериментальных данных реализована дополнительная система устройств (рис. 2), в которой канал подачи флюида к зонду выполнен в виде жесткого трубопровода. В качестве флюида применен глицерин ГОСТ 6259-75.

Для выполнения тестов гидроразрыва изготовлены макетные образцы скважинных зондов – односторонний и двухсторонний (рис. 3, 4). Зонд односторонний предназначен для применения в глухих, а двухсторонний – в сквозных «скважинах».

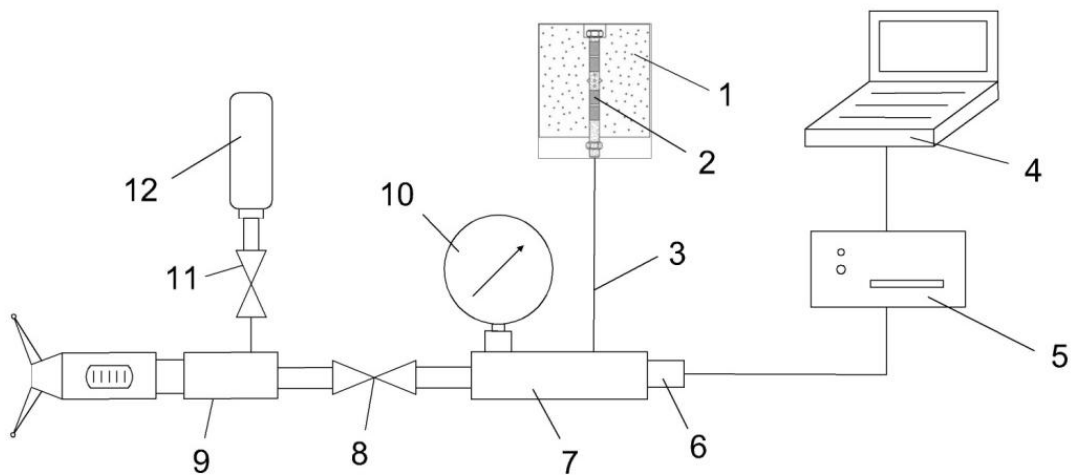


Рис. 2. Система подачи рабочего флюида к скважинному зонду:

1 – модельный образец; 2 – скважинный зонд; 3 – жесткий трубопровод; 4 – ПК; 5 – устройство преобразования и передачи данных; 6 – датчик давления МИДА-ПИ-5.1; 7 – адаптер; 8, 11 – краны запорные; 9 – пресс-расходомер; 10 – контрольный манометр; 12 – емкость с глицерином

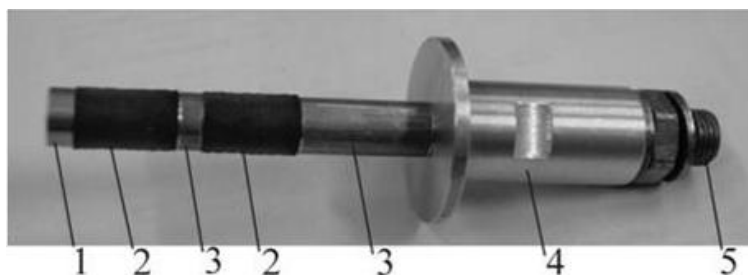


Рис. 3. Зонд односторонний:

1 – центральный полый стержень; 2 – полиуретановые пакеры; 3 – втулки; 4 – корпус; 5 – ниппель входного канала



Рис. 4. Зонд двусторонний:

1 – центральный полый стержень; 2 – нажимные пружины; 3 – втулки; 4 – гайки; 5 – полиуретановые пакеры; 6 – ниппель входного канала; 7 – втулка межпакерного интервала с отверстиями

Герметизация интервала «скважины» при гидроразрыве достигается с помощью нажимных полиуретановых пакеров. В двустороннем зонде предусмотрена возможность регулировать протяженность межпакерного интервала путем сменных втулок 7 (рис. 4) в пределах 1–3 диаметров «скважины». Конструкции зондов отработана в процессе выполнения тестов гидроразрыва в модельных образцах из оргстекла (рис. 5).



Рис. 5. Модельный образец с трещинами после гидроразрыва при использовании двустороннего зонда:

1–4 – номера «скважин»

Таким образом, освоение технологии «быстрого» изготовления модельных образцов из доступных материалов, а также наличие надежного инструментария для осуществления тестов гидроразрыва в лабораторных условиях (скважинные зонды, система подачи рабочего флюида к зондам с регистрацией диаграммы давление – время) открывает возможность выполнения массовых экспериментов по физическому моделированию процесса гидроразрыва при различных схемах неравнокомпонентного нагружения модельных образцов.

Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда (проект № 17-01282).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Joong-No Synn, Chan Park, Yong-Bok Jung, Choon Sunwooatc. Integrated 3-D stress determination by hydraulic fracturing in multiple inclined boreholes beneath an underground cavern // International Journal of Rock Mechanics & Mining Science 75 (2015), pp. 44–55.

2. Reza ZIAIE MOAYED, Ehsan IZADI, Mohsen FAZLAVI. In-situ stress measurements by hydraulic fracturing method at Gotvand Dam site, Iran // Turkish J. Eng. Env. Sci. 36 (2012), pp. 179–194.

3. Oldenburg C. M., Dobson P. F., Wu Y., Cook P. J. etc. Hydraulic Fracturing Experiments at 1500 m Depth in a Deep Mine: Highlights from the kISMET Project // Proceeding 42d Workshop On Geothermal Reservoir Engineering Stanford University, Stanford, California, February 13–15, 2017 SGP-TR-212.

4. Сердюков С. В., Курленя М. В., Патутин А. В. К вопросу об измерении напряжений в породном массиве методом гидроразрыва // ФТПРПИ. – 2016. – № 6. – С. 6–14.

5. Леонтьев А. В., Скулкин А. А. Об использовании метода гидроразрыва при контроле действующих напряжений в соляном массиве // Вестник КРСУ. – 2017. – Т. 17, № 1. – С. 188–190.

6. Рубцова Е. В. Стенд трехосного независимого нагружения для физического моделирования процесса измерительного гидроразрыва // Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2015. XI Международ. науч. конгр. : Международ. науч. конф. «Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Геоэкология» : сб. материалов в 3 т. (Новосибирск, 13–25 апреля 2015 г.). – Новосибирск : СГУГиТ, 2015. Т. 3. – С. 211–216.

© А. В. Леонтьев, 2018

ИССЛЕДОВАНИЕ АЭРОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ДВИЖЕНИИ ПОЕЗДА В ПРОТЯЖЕННЫХ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ ТОННЕЛЯХ

Иван Владимирович Лугин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, доцент, старший научный сотрудник, тел. (383)205-30-30, доп. 179, e-mail: ivlugin@misd.ru

Елена Леонидовна Алферова

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, младший научный сотрудник, тел. (383)205-30-30, доп. 179, e-mail: alferova@mosk.ru

В работе представлено описание и результаты математического CFD-моделирования аэродинамических процессов при движении поезда в железнодорожных тоннелях длиной 3 и 6 км. Из анализа результатов исследования: – определен воздухообмен в тоннеле за цикл прохождения поезда; – найдены зависимости изменения расхода воздуха в тоннеле от местонахождения поезда; – получены данные для разработки модели поршневого действия поезда в тоннеле при решении задач воздухораспределения сетевыми методами.

Ключевые слова: железнодорожный тоннель, поезд, аэродинамика, CFD-моделирование, воздухообмен.

INVESTIGATION OF AERODYNAMICS PROCESSES IN CASE OF A TRAIN MOVING IN EXTENDED SUBWAY TUNNELS

Ivan V. Lugin

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Associate Professor, Senior Researcher, phone: (383)205-30-30, extension 179, e-mail: ivlugin@misd.ru

Elena L. Alferova

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Junior Researcher, phone: (383)205-30-30, extension 179, e-mail: alferova@mosk.ru

The paper presents a description and results of mathematical CFD-modeling of aerodynamic processes during train movement in 3 and 6 km long railway tunnels. Due to analysis of the study results the air exchange in the tunnel for a cycle of a train passing is determined. Dependences of air flow changes on location of the train are found. The data is obtained for the development of a piston action model of a train in a tunnel in process of air distribution problems solution by network methods.

Key words: subway, train, aerodynamics, CFD-modeling, air exchange.

Воздухообмен, воздухораспределение и тепловой баланс необходимы для экономичной, надежной и безопасной эксплуатации таких сложных объектов как протяженные железнодорожные тоннели, особенно в сложных климатических условиях. Поэтому изучение процессов, влияющих на эти показатели эксплуатации тоннелей являются актуальными.

При невозможности проведения натурального эксперимента в тоннеле, наиболее достоверные данные можно получить в результате численного трехмерного аэродинамического эксперимента. Однако CFD-эксперимент требует как серьезной аппаратной базы, так и существенных затрат машинного времени. Сетевое численное моделирование гораздо менее требовательно по этим критериям, что позволяет проводить многовариантные серии экспериментов, но для построения элементов сетевой модели требуются данные, которые можно получить только из натурального или CFD-эксперимента.

Основными элементами для составления сетевой схемы тоннеля являются [1–5]: порталы, путевой тоннель, штольня, вентиляционные стволы, кроссинги. Для учета поршневого действия поезда необходимы: модель поршневого действия, включающая в себя фиктивные источники тяги, описывающие изменение давления перед и за поездом, сопротивление зазора между стенкой тоннеля и поездом и сопротивление рассеяния перед поездом [6].

Для определения параметров модели поршневого действия поезда в тоннеле проведен численный CFD-эксперимент, исходные данные получены в результате статистического анализа параметров существующих тоннелей и их условий эксплуатации. Средняя скорость поезда составляет 37–45 км/ч [7], длина груженого поезда не должна превышать 75 вагонов (в среднем их 57, без учета локомотива), порожняка – 105 вагонов, пассажирского поезда – 24 вагона. Длина одного грузового вагона 16,7 м, пассажирского 23,6 м. Эквивалентный радиус поперечного сечения вагона составляет 1,73 м. Площадь поперечного сечения тоннеля принималась по размерам тоннелей БАМ, имеющим схожую конструкцию, длину и эксплуатационную нагрузку (Байкальский, Кузнецовский). С учетом этих данных рассматривались тоннели длиной 3 000 и 6 000 м, гидравлическим диаметром 4 м, по которым движется грузовой поезд длиной 1 000 м. Атмосферное давление 101 325 Па, температура воздуха 25 °С. Геометрические размеры тоннеля и поезда соответствуют реальным с переводом в эквивалентные для решения задачи в принятой плоской осесимметричной постановке. Такая постановка достаточно адекватно описывает геометрию и физические процессы при движении поезда по тоннелю, при этом существенно экономится размер конечно-элементной модели и затраты машинного времени для расчетов. Работа была выполнена с использованием ресурсов ЦКП Сибирский Суперкомпьютерный Центр ИВМиМГ СО РАН на кластере G6 в параллельном режиме на 48 ядрах в модуле Fluent программного комплекса ANSYS.

Движение поезда по тоннелю происходит в следующем режиме:

- 1) на протяжении 50 м разгоняется на открытом пространстве с 0 до 11,1 м/с (40 км/ч) за 9 с;
- 2) на этой скорости поезд следует 20 м до входа в тоннель, входит в тоннель, движется по нему, выходит из тоннеля;
- 3) в момент, когда расстояние от выходного портала до торца хвостового вагона поезда составляет 20 м, поезд начинает тормозить с 11,1 до 0 м/с на протяжении 50 м за 9 с;
- 4) после остановки поезд стоит в течение 60 с.

На рис. 1 представлена геометрия модели тоннеля в продольном разрезе.

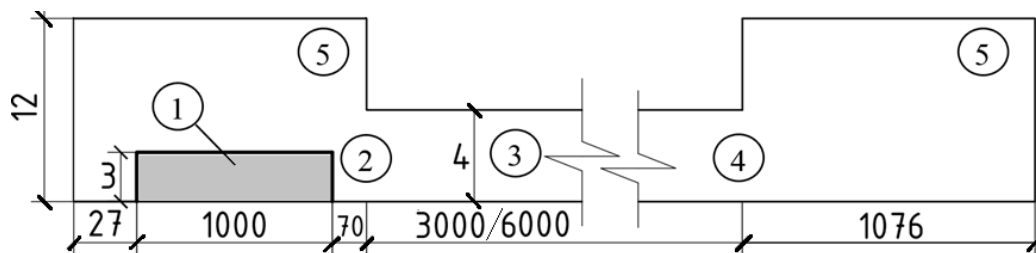


Рис. 1. Продольный разрез тоннеля:

1 – поезд; 2 – входной портал; 3 – тоннель; 4 – выходной портал; 5 – свободное пространство для разгона, торможения, стоянки поезда (размеры указаны в метрах)

На рис. 2 показаны результаты расчета: давления, расходы в сечениях, давления на поверхностях поезда. На рис. 2, а показано продольное сечение тоннеля и отмечены сечения 1–1 ... 5–5. Сечения 1–1 и 5–5 находятся на расстоянии десяти калибров от входного и выходного порталов соответственно, сечение 3–3 проходит по центру расчетной области, сечения 2–2 и 4–4 являются промежуточными. На временной шкале рис. 2, а показаны характерные моменты и промежутки времени: 0–9 с – разгон поезда; 10,8 с – лобовая поверхность локомотива (ЛПЛ) пересекла входной портал; 14,7 с – ЛПЛ пересекла сечение 1–1; 80,4 с – ЛПЛ пересекла сечение 2–2; 100,9 с – торцевая поверхность последнего вагона поезда (ТПП) пересекла входной портал; 150,7 с – ЛПЛ пересекла сечение 3–3; 212 с – ЛПЛ пересекла сечение 4–4; 277,7 с – ЛПЛ пересекла сечение 5–5; 281 с – ЛПЛ пересекла выходной портал; 371,2 с – поезд целиком вышел из тоннеля (ТПП пересекла выходной портал); 373–82 с – поезд тормозит; с 382 с начинается стоянка поезда, она длится 60 с.

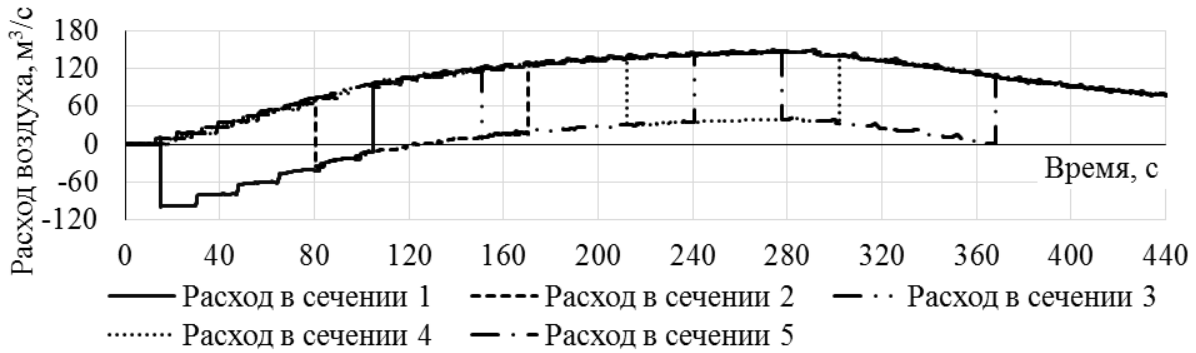
На рис. 3 показаны результаты расчета – расходы воздуха в сечениях – для тоннеля длиной 6 000 м. Поперечные сечения расположены аналогично с тоннелем 3 км: начальное и конечное сечения находятся на расстоянии десяти калибров от входного и выходного порталов соответственно, сечение 3 – центральное, сечения 2 и 4 являются геометрически промежуточными.

На рис. 2, б и рис. 3 видно, что изменение расхода воздуха зависит от положения поезда в тоннеле. Характер изменения расхода воздуха является линейным во время входа поезда в тоннель и выхода из тоннеля и степенным после полного вхождения поезда в тоннель и при движении по нему. Интегральный расход воздуха за один цикл (360,4 с) прохождения поезда по тоннелю составил $38\,730\text{ м}^3$. Максимальный расход воздуха в тоннеле составил $150,51\text{ м}^3/\text{с}$, что удовлетворительно совпадает с результатами натурных измерений в Кузнецовском тоннеле [8].

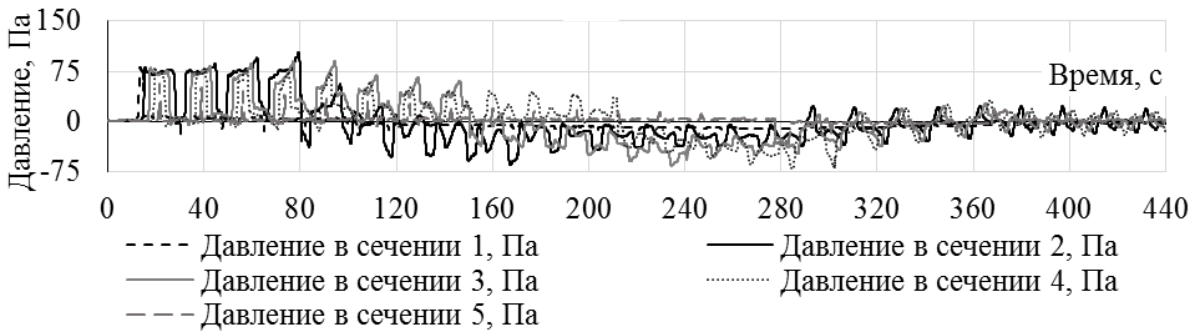
Полученные данные позволили уточнить параметры поршневого действия поезда для использования его в сетевой модели.



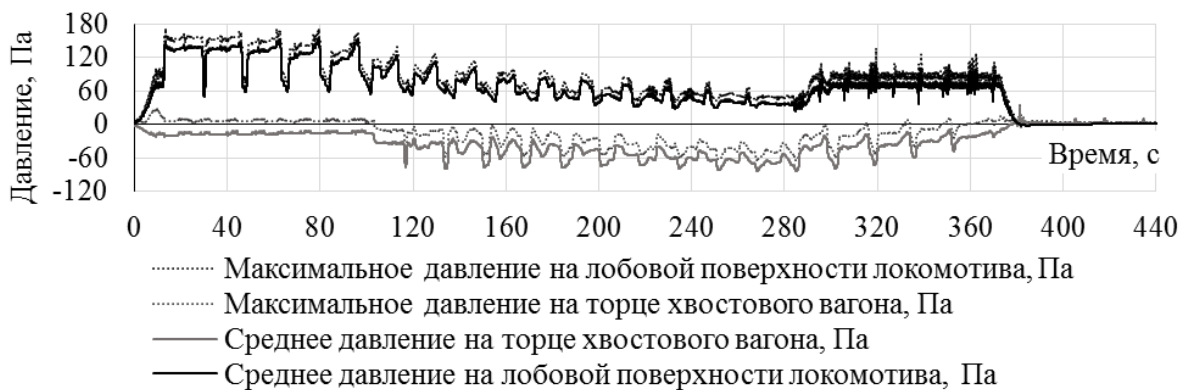
а)



б)



в)



г)

Рис. 2. Результаты расчета воздухораспределения для тоннеля 3 км:

а) продольное сечение тоннеля; б) расходы воздуха в сечениях; в) давление в сечениях; г) давление на лобовой поверхности локомотива и торце хвостового вагона

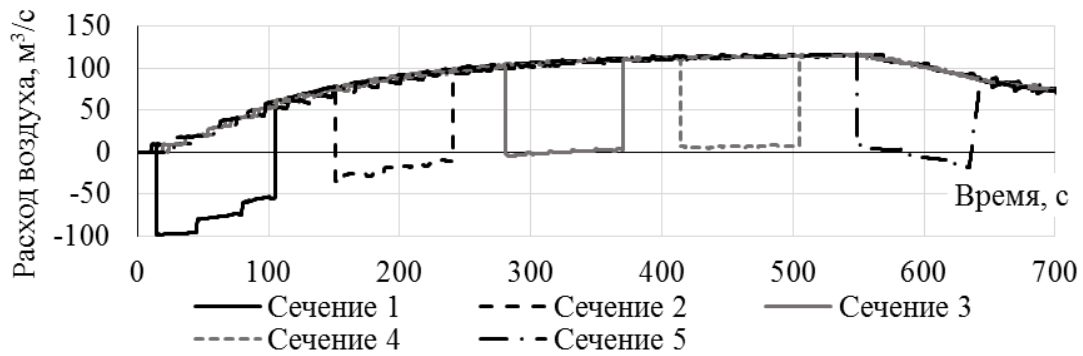


Рис. 3. Расходы воздуха в сечениях для тоннеля 6 км

Определены сопротивление зазора $R_3 = 0,00249$ кД, сопротивление R затухания кД, график его зависимости от положения поезда в тоннеле приведен на рис. 4 и давление фиктивных вентиляторов, моделирующих разрежение за поездом и напор перед ним в зависимости от положения поезда в тоннеле (табл.).

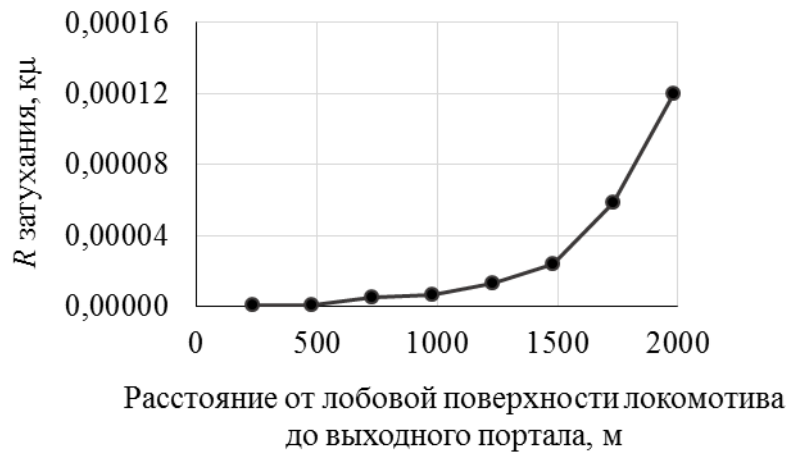


Рис. 4. Зависимость сопротивления затухания от расстояния между лобовой поверхностью локомотива и выходным порталом

Давление фиктивных вентиляторов, моделирующих разрежение за поездом (1) и напор перед поездом (2) в зависимости от положения поезда в тоннеле, мм вод. ст.

Расстояние от лобовой поверхности локомотива до выходного портала, м	1 982	1 732	1 482	1 232	982	732	482	232
Давление вентилятора 1	10,54	9,68	5,76	4,64	7,79	3,52	4,88	3,94
Давление вентилятора 2	-3,37	-3,56	-4,77	-3,24	-5,08	-6,75	-6,14	-5,22

Выводы:

1. Путем численных экспериментов определено, что основным эксплуатационным фактором, влияющим на воздухообмен, инициированный поршневым действием движущихся поездов в протяженном железнодорожном тоннеле, является длина поезда и тоннеля, поскольку геометрия тоннеля и скорость прохождения по нему поезда для различных тоннелей Сибири и Дальнего востока меняются несущественно. Динамика расхода воздуха в тоннеле, при прохождении по нему поезда, имеет следующий вид: 1 – линейный во время входа поезда в тоннель; 2 – степенной после полного вхождения поезда в тоннель; 3 – линейный во время выхода поезда из тоннеля.

2. Путем анализа результатов численного CFD-моделирования получены параметры поршневого действия поезда для сетевой модели: сопротивление зазора, сопротивление затухания, давление перед и за поездом.

Работа выполнена в рамках научного проекта IX.132.3.2. ФНИ, № гос. регистрации АААА-А17-117091320027-5.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Проектная документация. Строительство нового Байкальского тоннеля на перегоне Дельбичинда – Дабан Восточно-Сибирской железной дороги. Раздел 3. Технологические и конструктивные решения линейного объекта. Искусственные сооружения. ОАО «СтройТрест». – 2014.

2. Гендлер С. Г., Смирняков В. В., Соловьев А. Н. Исследование вентиляционного и теплового режимов Лысогорского железнодорожного тоннеля // ГИАБ. – 2006. – № 3. – С. 133–145.

3. Гендлер С. Г., Плескунов В. А. Выбор рациональной схемы проветривания Кузнецовского железнодорожного тоннеля // ГИАБ. – 2009. – Отдельный выпуск №13: Аэрология. – С. 81–89.

4. Гендлер С. Г. Проблемы проветривания транспортных тоннелей // ГИАБ. Тематическое приложение Безопасность. – 2005. – С. 281–295.

5. Бамтоннельпроект. Объекты [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.btpnsk.ru/objects>.

6. Красюк А. М., Лугин И. В. Использование модели статического воздухораспределения при исследовании динамики воздушных потоков от возмущающего действия поездов в метрополитене // ФТПРПИ. – 2007. – № 6. – С. 87–94.

7. В РЖД опровергли слова о низкой скорости грузоперевозок в России [Электронный ресурс]. – Режим доступа: https://www.gazeta.ru/business/news/2015/06/22/n_7312041.shtml.

8. Отчет по договору № 2620 от 01.08.2008. Разработка рекомендаций по выбору схем вентиляции и определению их параметров при строительстве и эксплуатации Кузнецовского железнодорожного тоннеля. Этап II. Разработка принципиальных схем проветривания Кузнецовского железнодорожного тоннеля при различных величинах грузооборота и оценка их стоимостных параметров. СПб. Фонды ОАО «ЛМГТ», 2009 г.

© И. В. Лугин, Е. Л. Алферова, 2018

ФОРМИРОВАНИЕ МАССИВА ДИСПЕРСНОГО МАТЕРИАЛА, СОДЕРЖАЩЕГО СЛОИ РАЗНОЙ ПЛОТНОСТИ

Алексей Васильевич Морозов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, научный сотрудник лаборатории вибротехники, тел. (383)205-30-30, доп. 169, e-mail: alex02@ngs.ru

Людмила Ивановна Гендлина

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории вибротехники, тел. (383)205-30-30, доп. 317, e-mail: gen@misd.ru

Самуил Яковлевич Левенсон

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, зав. лабораторией вибротехники, тел. (383)205-30-30, доп. 312, e-mail: lev@misd.ru

Владимир Михайлович Усольцев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, научный сотрудник лаборатории вибротехники, тел. (383)205-30-30, доп. 168, e-mail: vovchik_big@list.ru

Представлено техническое решение, позволяющее формировать в уплотняемом массиве сыпучего материала слои разной плотности за один цикл воздействия уплотняющего оборудования. Оценено влияние параметров разделяющей поверхности на плотность слоев. Установлено, что волны отражения от поверхности способствует увеличению плотности компакта над ней.

Ключевые слова: дисперсный материал, вибровозбудитель, режим вибровоздействия, уплотнение, затухание колебаний, разделяющая поверхность, виброскорость.

FORMATION OF DISPERSED MATERIAL MASS CONTAINING LAYERS OF VARIOUS DENSITIES

Aleksey V. Morozov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Researcher, Vibration Equipment Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 169, e-mail: alex02@ngs.ru

Lyudmila I. Gendlina

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Senior Researcher, Vibration Equipment Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 317, e-mail: gen@misd.ru

Samuil Ya. Levenson

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Head of Vibration Equipment Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 312, e-mail: lev@misd.ru

Vladimir M. Usol'tsev

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Researcher, Vibration Equipment Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 168, e-mail: vovchik_big@list.ru

A technical solution is presented making it possible to form layers of different densities in a compacted mass of loose material in one cycle of action of the sealing equipment. The influence of the separation surface parameters on the layers density is estimated. It is established that the reflection wave from the surface contributes to an increase in the density of the compact above it.

Key words: dispersed material, vibration exciter, vibration mode, compaction, vibration damping, separation surface, vibration velocity.

Уплотнение – одна из важнейших операций технологических процессов в металлургии, горной и строительной отраслях промышленности [1, 2]. Этой операции уделяется особое внимание, так как от качества уплотнения зависит конечный результат, что является особенно важным на фоне повышения цен на все виды сырья, увеличении стоимости энергоресурсов и готовой продукции.

Используемые для уплотнения машины и механизмы разнообразны как по своему конструктивному исполнению, так и по принципу воздействия на обрабатываемый массив. Постоянно совершенствуются их конструктивные схемы, усложняются режимы воздействия на материал. Однако оборудование, изготавливаемое разными фирмами, в своей основе содержит однотипные конструктивные схемы и обладает близкими параметрами [1–3].

Результаты исследований многих авторов показывают, что среди большого разнообразия существующих методов уплотнения вибрационный является достаточно эффективным и сравнительно легко осуществимым [1, 3, 4]. Вибрация влияет на поведение уплотняемого материала, а проявляющиеся при ее воздействии реологические эффекты приводят к изменению сил трения и сцепления между частицами материала и снижают сопротивление его деформированию.

В Институте горного дела СО РАН разработан способ уплотнения дисперсных и порошковых материалов в замкнутом объеме с использованием вибрации, новизна которого защищена патентами [5, 6], проводятся исследования по определению влияния внешних вибрационных нагрузок на процесс уплотнения.

Несмотря на многообразие существующих технических средств для уплотнения сыпучих материалов получить высокую плотность без серьезных энергетических затрат не удастся. Необходимы как новые подходы к решению этой проблемы, так и поиск путей совершенствования существующих методов уплотнения сыпучих сред, позволяющих улучшить технологические показатели процесса без серьезного увеличения энергопотребления.

При уплотнении слоев материала небольшой толщины в стесненных условиях поверхности, ограничивающие уплотняемый массив, могут оказывать как положительное, так и отрицательное влияние на процесс уплотнения.

Некоторые технологические процессы включают в себя операции по формированию слоев материала разного функционального назначения (например, теп-

лоизоляционного и огнеупорного) и, как правило, разной плотности. Получение таких слоев за один проход уплотняющего оборудования позволило бы уменьшить затраты и увеличить производительность работ при их формировании, что является особо актуальным при постоянно растущей стоимости ресурсов.

Цель исследований заключалась в экспериментальном определении влияния волн отражения от поверхностей, ограничивающих заполняемый объем, на процесс вибрационного уплотнения дисперсного материала, а также в поиске решения, позволяющего осуществлять формирование слоев разной плотности.

Экспериментальные исследования выполнялись на стенде, представленном на рис. 1.

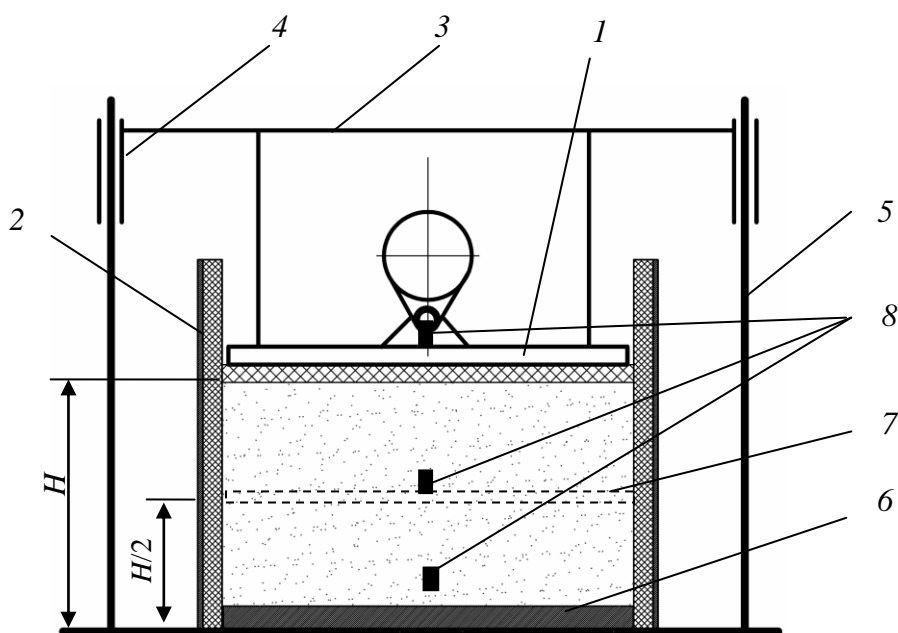


Рис. 1. Схема стенда:

1 – вибравационный рабочий орган; 2 – емкость; 3 – рамка; 4 – направляющая втулка; 5 – стержень; 6, 7 – упругий лист; 8 – пьезодатчики

Стенд (см. рис. 1) включает рабочий орган 1, выполненный в виде металлической плиты с установленным на ней вибровозбудителем, и емкость 2 прямоугольного сечения 500×500 мм. Для обеспечения вертикального перемещения рабочего органа в процессе уплотнения материала на нем установлена рамка 3 с направляющими втулками 4, которые скользят по стержням 5 в направлении действия вынуждающей силы. В качестве исследуемого материала использовалась сухая барьерная смесь (СБС). Высота слоя материала в емкости изменялась от 100 до 400 мм.

Ограничивающая поверхность представляла собой упругий лист 6 (см. рис. 1), жесткость которого изменялась от 0,2 до $1 \cdot 100 \text{ Нм}^2$. Он изготавливался из материалов, которые обладали разной поглощающей и отражающей способ-

ностью. Упругий лист укладывался на дно емкости или размещался посередине массива уплотняемого материала (см. рис. 1 позиция 7). Во втором случае он разделял материал на две части и являлся ограничивающим элементом для одной части материала снизу, а для другой – сверху.

Параметры колебаний рабочего органа и локальных участков уплотняемого материала измерялись с помощью пьезоэлектрических акселерометров δ , один из которых располагался на рабочем органе, а два других в материале на расстоянии от дневной поверхности столба засыпаемого материала, равном 0,5 и 0,8 его высоты. Сигнал с датчиков подавался на персональный компьютер через усилители заряда типа 2635 (фирма Брюль и Кьер, Дания) и аналого-цифровой преобразователь Е-440 (ЗАО Л-Кард, Россия). Сбор информации и последующая ее обработка осуществлялись с помощью «Программного комплекса автоматизации экспериментальных и технологических установок АСТест©».

В качестве измеряемого параметра была принята вибрационная скорость колебаний.

Исследуемый диапазон частот вибровоздействия был выбран в пределах от 35 до 40 Гц, так как согласно исследованиям, выполненным в предшествующие годы, в этом интервале частот процесс формирования уплотненного массива происходит наиболее эффективно.

Плотность получаемого уплотненного массива материала оценивалась по изменению его объема.

Экспериментально установлено, что затухание колебаний в материале по глубине при прочих равных условиях зависит от параметров отражающей поверхности (рис. 2). Как следует из графиков в средних слоях материала происходит увеличение амплитуды колебаний, при этом возрастает скорость процесса перераспределения частиц материала с образованием равномерно уплотненного массива по всей высоте слоя.

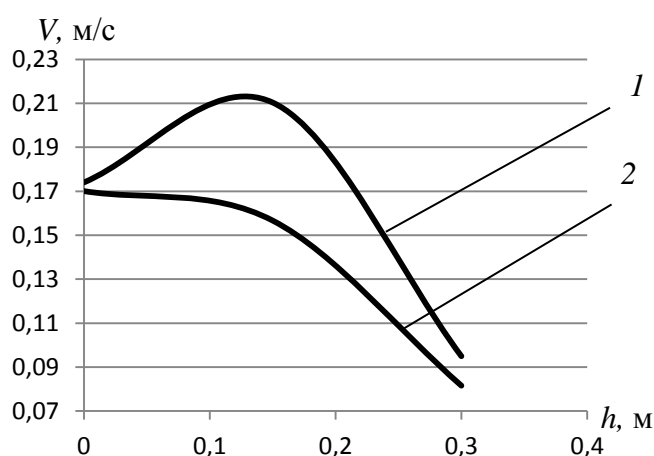


Рис. 2. Изменение виброскорости в уплотняемом материале по глубине:

1 – металлическое основание жесткостью $1\ 100\ \text{Н}\cdot\text{м}^2$; 2 – резиновое основание жесткостью $0,2\ \text{Н}\cdot\text{м}^2$

Установлено, что при повышении жесткости отражающей поверхности амплитуда колебаний в средних слоях материала (табл. 1) увеличивается, что способствуют эффективному формированию компакта материала. Кроме этого следует отметить, что поверхность, выполненная из металлического листа, обеспечивает не только отражение волн, но и может работать как источник колебаний, оказывая дополнительное воздействие на уплотняемый материал.

Таблица 1

Основание (жесткость)	Металл (1 100 Н·м ²)	Резина большой жесткости (2,7 Н·м ²)	Резина средней жесткости (1,3 Н·м ²)	Резина малой жесткости (0,2 Н·м ²)
α	1,14	1,07	0,94	0,85

Для оценки затухания колебаний в глубь материала был принят безразмерный коэффициент α , представляющий отношение виброскорости в среднем слое материала к виброскорости у виброисточника. Как видно из табл. 1, с увеличением жесткости упругого листа в рассмотренном интервале коэффициент α возрастает, что приводит к повышению плотности материала не только в этом, но и в нижележащих слоях.

Размещение отражающей поверхности внутри массива уплотняемого материала делит его на два слоя. При этом было установлено, что вибрация, проникая через сыпучий материал, отражается от поверхности и способствует увеличению плотности компакта над ней, а материал под ней имеет меньшую плотность (табл. 2).

Таблица 2

Зависимость плотности сыпучего материала от расположения упругого листа с разной жесткостью

			Плотность материала ρ , кг/м ³	
			Металл (1 100 Н·м ²)	Резина малой жесткости (0,2 Н·м ²)
Расположение упруго листа	Середина емкости	Над листом	2 040	1 830
		Под листом	1 890	1 732

Результаты исследования были использованы и подтверждены при уплотнении дисперсных материалов в катодном устройстве алюминиевого электролизера, где было выполнено уплотнение неформованных футеровочных материалов с использованием ограничивающего элемента, разделяющего уплотняемый массив на два различных по назначению слоя. По технологии после уплотнения верхний огнеупорный слой должен иметь более высокую плотность, а нижний теплоизоляционный слой – меньшую.

В ходе испытаний была выполнена засыпка материала, как с использованием ограничивающего элемента, так и без него. Насыпная плотность нижнего слоя составила 550 ... 580 кг/м³, а верхнего – 1 600 ... 1 650 кг/м³. При проведении испытаний установлено, что уплотнении массива без ограничивающего элемента осадка верхнего и нижнего слоев составила 22 и 47 мм соответственно. При использовании ограничивающего элемента, разделяющего массив, осадка верхнего слоя увеличилась почти в два раза (с 22 до 39 мм), а осадка нижнего слоя уменьшилась с 47 до 26 мм.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Захаренко А. В. Теоретические и экспериментальные исследования процессов уплотнения катками грунтов и асфальтобетонных смесей : дис. ... д-ра техн. наук: 05.05.04 Сибирская государственная автомобильно-дорожная академия. – Омск, 2005. – 320 с.
2. Бауман В. А., Быховский И. И. Вибрационные машины и процессы в строительстве. – М. : Высшая школа, 1977. – 255 с.
3. Зубкин В. Е., Коновалов В. М., Королев Н. Е. Способ нагнетающей укатки и классические дорожные катки // Строительные и дорожные машины. – 2001. – № 3. – С. 12–15.
4. Неформованные огнеупоры : справочное издание : в 2 т. Т. 1. Книга 1. Общие вопросы технологии / Ю. Е. Пивинский. – М. : Теплоэнергетик, 2004. – 448 с.
5. Патент РФ 2296819. МПК8 С 25 С 3/06, С 25 С 3/08. Способ формирования бесшовных футеровочных слоев в алюминиевых электролизерах и устройство для его осуществления / Прошкин А. В., Пингин В. В., Тимофеев В. С., Левенсон С. Я., Гендлина Л. И., Еременко Ю. И., Голдобин В. А. № 20051266100/02 ; заявл. 17.08.2005 ; опубл.10.04.2007, Бюл. № 10.
6. Патент РФ № 2553145. МПК8 С 25 С 3/08. Способ футеровки катодного устройства электролизера неформованными материалами и устройство для его осуществления / Прошкин А. В., Левенсон С. Я., Пингин В. В., Морозов А. В. – БИ № 16 от 10 июня 2015 г.

© А. В. Морозов, Л. И. Гендлина, С. Я. Левенсон, В. М. Усольцев, 2018

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РЕОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ И ВНЕШНИХ НАПРЯЖЕНИЙ В ПОРОДНОМ МАССИВЕ ПО ДАННЫМ КАВЕРНОМЕТРИИ

Леонид Анатольевич Назаров

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор физико-математических наук, зав. лабораторией горной информатики, тел. (383)205-30-30, доп. 337, e-mail: naz@misd.ru

Лариса Алексеевна Назарова

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор физико-математических наук, главный научный сотрудник лаборатории горной информатики, тел. (383)205-30-30, доп. 335, e-mail: larisa@misd.ru

Антон Владимирович Панов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, младший научный сотрудник, тел. (383)205-30-30, доп. 173, e-mail: anton-700@yandex.ru

Нелли Александровна Мирошниченко

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат физико-математических наук, научный сотрудник лаборатории горной информатики, тел. (383)205-30-30, доп. 174, e-mail: mna@misd.ru

В рамках вязкоупругой модели сформулирована и исследована на разрешимость смешанная обратная задача определения горизонтальной составляющей внешнего поля напряжений и эффективной вязкости V по зарегистрированным смещениям стенок вертикальной скважины, проведенной в массиве, породы которого проявляют реологические свойства. Численными экспериментами с использованием синтетических входных данных для заданной абсолютной точности аппаратуры установлен диапазон изменения V и необходимая длительность измерений, обеспечивающая однозначную разрешимость обратной задачи.

Ключевые слова: массив горных пород, вязкоупругая модель, поле напряжений, реологические свойства, данные кавернометрии, обратная задача, скважина.

DETERMINATION OF RHEOLOGICAL PROPERTIES AND EXTERNAL STRESSES IN ROCK MASS BASED ON THE DATA OF CALIPER LOG MEASUREMENTS

Leonid A. Nazarov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Head of Mining Information Science Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 337, e-mail: naz@misd.ru

Larisa A. Nazarova

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Chief Researcher, Mining Information Science Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 335, e-mail: larisa@misd.ru

Anton V. Panov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Junior Researcher, phone: (383)205-30-30, extension 173, e-mail: anton-700@yandex.ru

Nelli A. Miroshnichenko

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Researcher, Mining Information Science Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 174, e-mail: mna@misd.ru

In the framework of viscoelastic model, the mixed inverse problem for the determination of external horizontal stresses and effective viscosity V based on the data of boundary displacements measured in a vertical hole drilled in rock mass with rheological properties is formulated and the problem resolvability is tested. The numerical experiments with the synthetic input data at the pre-set absolute precision of instrumentation provide the range of V and the required duration of measurements such that the inverse problem is uniquely solvable.

Key words: rock mass, viscoelastic model, stress field, rheological properties, caliper log measurements, inverse problem, hole.

Обоснование технологий выемки месторождений твердых полезных ископаемых, планирование траекторий скважин при горизонтальном и наклонном бурении, оценка устойчивости подземных объектов – вот далеко не полный перечень проблем, решение которых требует информации о свойствах пород массива и действующих в нем напряжениях. Для этого разработан целый спектр прямых [1] и косвенных [2] методов. Реализация последних осуществляется, как правило, на основе эмпирических соотношений между параметрами физических полей различной природы в рамках геомеханических моделей исследуемого объекта. При осуществлении измерений в соляных массивах, породы которых проявляют реологические свойства, возможны дополнительные трудности, связанные с длительной регистрацией данных, либо обеспечением идентичности условий измерений [3–5]. В настоящей статье предложен метод оценки горизонтальной составляющей внешнего поля напряжений, модуля сдвига и вязкости пород по данным кавернометрии в вертикальной скважине на основе решения обратной задачи.

Пусть в массиве, породы которого проявляют реологические свойства, в момент времени $t = 0$ проведена вертикальная скважина радиуса r_0 . Предположим, что горизонтальные компоненты внешнего поля напряжений σ_h одинаковы (что характерно для соляных массивов [6]), тогда модель обладает осевой симметрией, выполнено условие обобщенной плоской деформации [7] и в каждом горизонтальном сечении $z = \text{const}$ деформирование прискважинной зоны описывается системой [8–10], включающей:

– уравнения равновесия

$$\sigma_{rr,r} + (\sigma_{rr} - \sigma_{\theta\theta}) / r = 0; \quad (1)$$

– уравнения состояния для вязкоупругой среды

$$\sigma = K\varepsilon + V\varepsilon'; \quad \tau = \mu\gamma + S\gamma'; \quad (2)$$

– соотношения Коши

$$\varepsilon_{rr} = u_r; \quad \varepsilon_{\theta\theta} = u / r, \quad (3)$$

где $\sigma_{rr}, \sigma_{\theta\theta}$ и $\varepsilon_{rr}, \varepsilon_{\theta\theta}$ – компоненты тензоров напряжений и деформаций;

(r, θ, z) – цилиндрические координаты, штрих означает производную по времени;

K и μ – модули объемного сжатия и сдвига;

u – радиальное смещение;

$\sigma = 0,5(\sigma_{rr} - \sigma_{\theta\theta})$, $\gamma = \varepsilon_{rr} - \varepsilon_{\theta\theta}$;

V и S – эмпирические константы, трактуемые как объемная и сдвиговая вязкости.

Для (1)–(3) формулируются граничные условия

$$\sigma_{rr}(r_0, t) = 0; \quad \sigma_{rr}(r, t) \rightarrow \sigma_h \text{ при } r \rightarrow \infty. \quad (4)$$

При $t = 0$ смещение и напряжения – нулевые.

Решение системы (1)–(4) нетрудно получить методами операционного исчисления [11], при этом напряжения

$$\sigma_{rr} = \sigma_h(1 - \xi^{-2})H(t); \quad \sigma_{\theta\theta} = \sigma_h(1 + \xi^{-2})H(t) \quad (5)$$

аналогичны таковым в задаче Ламе [12] ($\xi = r / r_0$, H – функция Хевисайда), а смещения на контуре скважины (которые и получают при кавернометрии) имеют вид

$$u(r_0, t) / r_0 = U_V(t) + U_S(t), \quad (6)$$

где

$$U_V(t) = \sigma_h(1 - e^{-Kt/V}) / K; \quad U_S(t) = 0,5\sigma_h(1 - e^{-\mu t/S}) / \mu.$$

Данные лабораторных испытаний реологических материалов (в том числе и горных пород [3, 6]) свидетельствуют, что вязкое деформирование ассоциировано со сдвиговыми механизмами (V намного меньше S), и при небольших временах в (6) можно пренебречь первым слагаемым по сравнению со вторым.

В некоторые моменты времени t_n ($n = 1, \dots, N$) измерен диаметр скважины D_n . Каверномер имеет, как правило, четыре пары рычагов [13]. Поскольку здесь рассматривается осесимметричная модель, в качестве D_n можно принять среднее значение показаний этих пар.

Исследуем разрешимость обратной задачи: найти напряжение σ_h , а также механические свойства пород μ и S по D_n .

Из (6) следует, что $U_S(t, \sigma_h, \mu, S) = U_S(t, p\sigma_h, p\mu, pS)$ для любого p , поэтому по D_n невозможно однозначно определить искомые параметры модели – необходима дополнительная информация. Например, с помощью микрогидро-разрыва [14] можно установить величину цепного напряжения $\sigma_{\theta\theta}^0$ в непосредственной окрестности скважины, тогда из (5) $\sigma_h = 0,5\sigma_{\theta\theta}^0$.

Теперь по данным кавернометрии рассчитаем величины $e_n = 1 - D_n / D$ (D – проектный диаметр скважины, соответствующий левой части (6)). Введем целевую функцию

$$\Phi(\mu, S) = \sqrt{N \sum_{n=1}^N [e_n - U_S(t_n, \mu, S)]^2} / \sum_{n=1}^N e_n \quad (7)$$

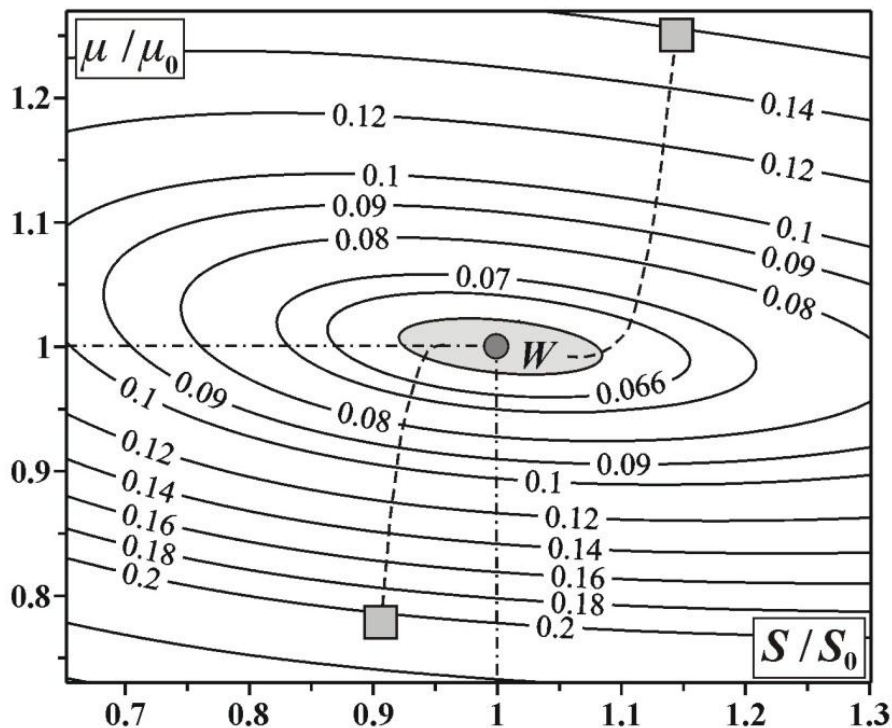
и исследуем ее структуру. Зададим значения параметров модели $\sigma_h = 15$ МПа, $\mu_0 = 20$ ГПа, $S_0 = 10^{15}$ Па·с, характерные для соляных массивов [3], и синтезируем входные данные

$$e_n = [1 + \delta\psi(t_n)]U_S(t, \sigma_h, \mu_0, S_0),$$

где δ – относительная ошибка;

ψ – случайная величина, равномерно распределенная на отрезке $[-1, 1]$.

Рисунок демонстрирует изолинии Φ при $\delta = 0,3$, $t_n = 1, 2, \dots, 20$ суток.



Линии уровня целевой функции Φ

Можно видеть, что целевая функция унимодальна, обратная задача разрешима. Искомые значения μ и S лежат в области эквивалентности W , размеры которой зависят от уровня шума во входных данных. При этом предельная точка процедуры поиска минимума Φ [15] расположена в W при любых начальных приближениях, показанных квадратами на рисунке.

Предложен метод определения напряжений во внешнем поле и реологических свойств горных пород, основанный на решении коэффициентной обратной задачи по данным кавернометрии и измерительного гидроразрыва.

Работа выполнена при частичной финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований (проект № 18-05-00830).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Zang A., Stephansson O. Stress Field of Earth's Crust. – Springer, 2010. – 322 p.
2. Takahashi T., Takeuchi T., Sassa K. ISRM Suggested methods for borehole geophysics in rock engineering // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2006. – Vol. 43. – No. 3. – P. 337–368.
3. Барях А. А., Константинова С. А., Асанов В. А. Деформирование соляных пород. – Екатеринбург : УрО РАН, 1996. – 180 с.
4. Amadei B., Stephansson O. Rock Stress and Its Measurement. – New York : Chapman and Hall, 1997. – 490 p.
5. Baar C. A. Applied salt-rock mechanics, 1: The in-situ behavior of salt rocks. (Developments in geotechnical engineering; 16A). – Elsevier, 1977. – 292 p.
6. Roberts L., Mellegard K., Hansen F. Mechanical Behaviour of Salt VIII. – Taylor & Francis Ltd, 2015. – 446 p.
7. Назарова Л. А. Использование сейсмотектонических данных для оценки полей напряжений и деформаций земной коры // ФТПРПИ. – 1999. – № 1. – С. 28–36.
8. Cristescu N. Elastic/viscoplastic constitutive equation for rock // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts. – 1987. – Vol. 24, No. 5. – P. 271–282.
9. Vyalov S. S. Rheological Fundamentals of Soil Mechanics. – Amsterdam : Elsevier, 1986. – 564 p.
10. Bland D. R. The Theory of Linear Viscoelasticity. – Pergamon Press, Oxford, London, New York, 1960. – 125 p.
11. Calvert B. J. Heaviside, Laplace, and the Inversion Integral. – Springer, 2002. – 456 p.
12. Jaeger J., Cook N. G., Zimmerman R. Fundamentals of Rock Mechanics. – Wiley-Blackwell, 2007. – 475 p.
13. Нефтегазовая энциклопедия. – М. : Нефть и газ, 2003. – Т. 2. – 380 с.
14. De Bree P., Walters J. V. Micro/minifrac test procedures and interpretation for in situ stress determination // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts. – 1989. – V. 26, No. 6. – P. 515–521.
15. Оценка напряжений и деформационных свойств породных массивов на основе решения обратной задачи по данным измерений смещений на свободных границах / Л. А. Назаров, Л. А. Назарова, А. Л. Карчевский, А. В. Панов // Сибирский журнал индустриальной математики. – 2012. – Т. 15, № 4. – С. 102–109.

© Л. А. Назаров, Л. А. Назарова, А. В. Панов, Н. А. Мирошниченко, 2018

ВЛИЯНИЕ ПОРШНЕВОГО ДЕЙСТВИЯ ПОЕЗДОВ НА ТЕПЛОВОЙ РЕЖИМ ТУПИКОВЫХ СТАНЦИЙ МЕТРОПОЛИТЕНА В ХОЛОДНЫЙ ПЕРИОД ГОДА

Станислав Александрович Павлов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, тел. (383)205-30-30, доп. 179, e-mail: pavlov_s_a@inbox.ru

В статье рассмотрены факторы, оказывающие влияние на тепловой режим тупиковых станций в холодный период года. В рамках работы проведены натурные замеры скорости и температуры воздушных потоков в пассажирских помещениях станций Новосибирского и Екатеринбургского метрополитенов. Разработана и уточнена математическая модель воздухораспределения в вентиляционной сети метрополитена, учитывающая влияние поршневого действия поездов. По результатам исследования определен диапазон регулирования количества холодного наружного воздуха, поступающего в вестибюли станций под действием поршневого эффекта.

Ключевые слова: метрополитен, воздухораспределение, холодный период года, тепловой режим, тупиковая станция, поршневой эффект.

INFLUENCE OF TRAIN PISTON ACTION ON THERMAL CONDITIONS OF SUBWAY TERMINAL STATIONS IN A COLD SEASON

Stanislav A. Pavlov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., phone: (383)205-30-30, extension 179, e-mail: pavlov_s_a@inbox.ru

The article studies the factors that influence the thermal conditions of terminal stations in the cold period of the year. The work includes full-scale measurements of the velocity and temperature of air flows in the passenger rooms of the Novosibirsk and Yekaterinburg subway stations. A mathematical model of air distribution in the ventilation network of the subway has been developed and refined, taking into account the effect of the train piston action. Based on the results of the study the regulation range of the amount of cold outside air entering the hall of the stations under the action of a piston effect is determined.

Key words: subway, air distribution, cold season, thermal conditions, terminal station, piston effect.

Обеспечение подземных сооружений метрополитена требуемым количеством воздуха является основной задачей тоннельной вентиляции. Сложнее всего эта задача решается на тупиковых станциях мелкого заложения.

В зимний период тупиковые станции, как и все остальные на линии, проветриваются в основном за счет поршневого действия поездов [1, 2]. При уходе поездов из платформенного зала, своим поршневым действием они создают область пониженного давления в подземных помещениях станции, в которую устремляется воздух с поверхности. На промежуточных станциях основная масса воздушного потока поступает из тоннелей позади движущегося поезда. На тупиковых станциях зимой воздух попадает в платформенный зал в основ-

ном только через пешеходные пути. Поэтому количество поступающего холодного воздуха на этих станциях на 57–71 % больше, чем на остальных [1, 2]. Как показывает опыт эксплуатации метрополитенов мелкого заложения, это негативно сказывается на параметрах микроклимата в пассажирских помещениях станций и в примыкающих к ним подземных пешеходных переходах.

Например, на тупиковой станции «Площадь Гарина-Михайловского» Новосибирского метрополитена (рис. 1) в холодный период года при температуре атмосферного воздуха ниже $-15\text{ }^{\circ}\text{C}$, температура воздуха в вестибюлях становится ниже нормативной [3, 4]. Причем на одном из вестибюлей средняя температура значительно ниже, чем на втором.

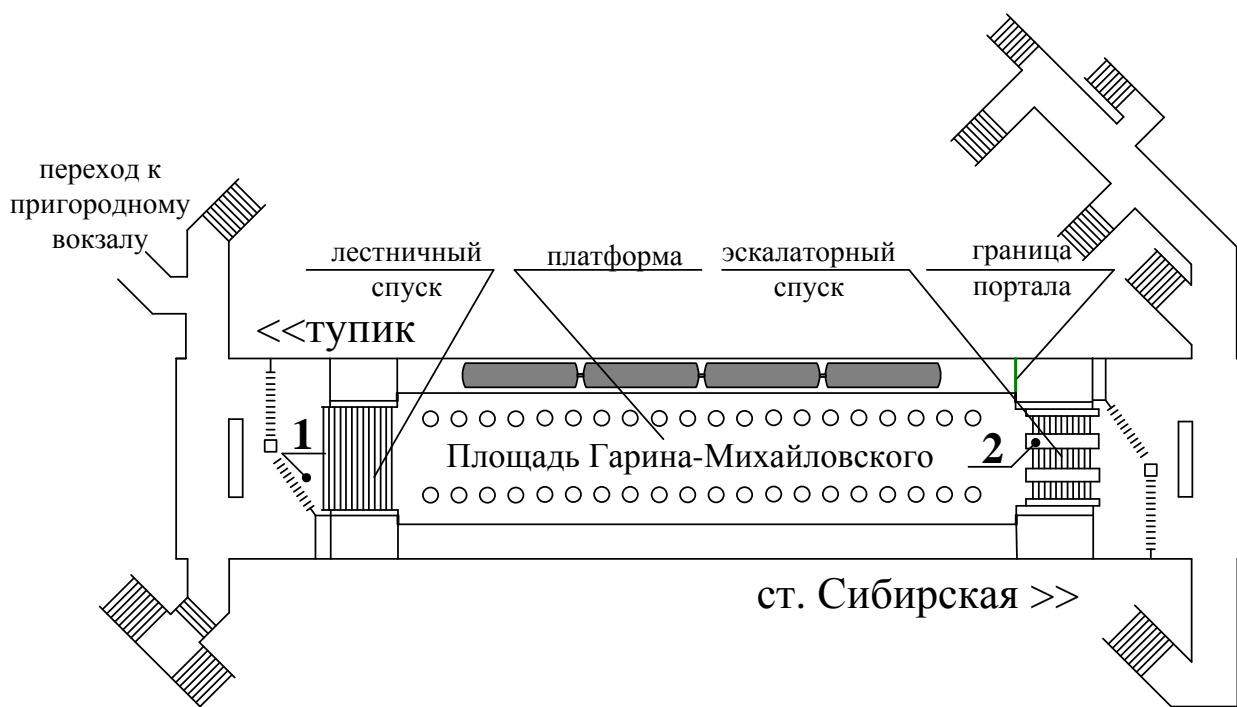


Рис. 1. Схема станции «Гарина-Михайловского» с указанием мест установки измерительного оборудования в замерных пунктах № 1, 2

Были проведены натурные эксперименты по замеру скорости и температуры воздушного потока на наклонных пешеходных путях станции в замерных пунктах № 1 и № 2 (рис. 1). В каждом из выбранных сечений были определены наиболее характерные участки, на которых минимально сказывается неравномерность воздушного потока от конструктивно-строительных элементов станции.

На рис. 2 представлены результаты измерения скорости воздушного потока в замерных пунктах № 1 и № 2 на станции «Гарина-Михайловского» за время прибытия и ухода нескольких поездов.

Анализ результатов показывает, что количество воздуха за один цикл (между двумя одинаковыми событиями), в отрицательной области больше, чем в положительной. Было определено, что количество воздуха, поступающего

с улицы на станцию «Площадь Гарина-Михайловского» вследствие поршневого действия одного убывающего поезда за один цикл в среднем составляет $8\,624\text{ м}^3$, а количество воздуха, вытесняемого на поверхность прибывающим поездом в среднем составляет 977 м^3 , что в 8,8 раза меньше. Поэтому в холодное время года вестибюли станции постепенно охлаждаются до температур ниже нормируемых.

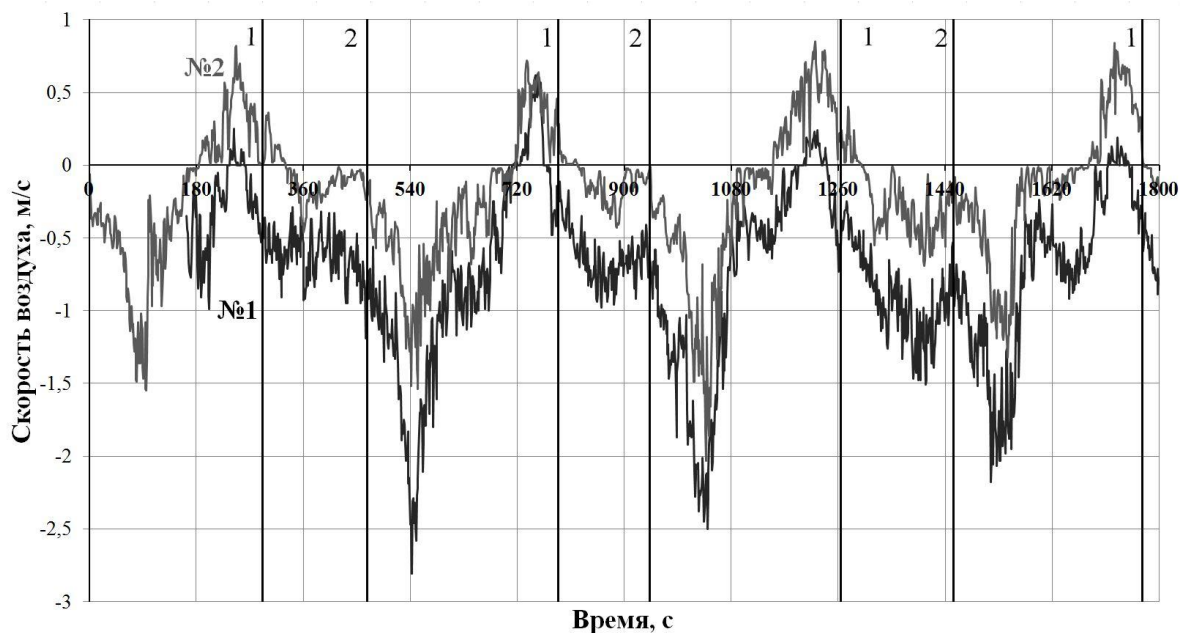


Рис. 2. Скорость воздушного потока в замерных пунктах № 1 и № 2:
1 – момент прибытия поезда; 2 – момент ухода поезда

Было проведено сравнение результатов математического моделирования воздухораспределения, вызванного поршневым действием поездов, и осредненных по циклам результатов натуральных замеров.

На рис. 3 представлены графики для сравнения скорости воздушного потока в замерном пункте № 1. Существующая квазидинамическая математическая модель воздухораспределения показала удовлетворительную качественную сходимость с натурными замерами.

С помощью квазидинамической математической модели воздухораспределения сосредоточенными параметрами в вентиляционной сети Новосибирского метрополитена, учитывающей поршневое действие поездов, были проведены численные эксперименты. Одним из вариантов активного регулирования количества воздуха на станции, является изменение скорости движения уходящих и прибывающих поездов.

Был проведен подобный натуральный эксперимент по регулированию скорости движения поездов и оценки его влияния на воздухообмен с поверхностью на наклонном лестничном спуске тупиковой станции «Ботаническая» Екатеринбургского метрополитена (рис. 4).

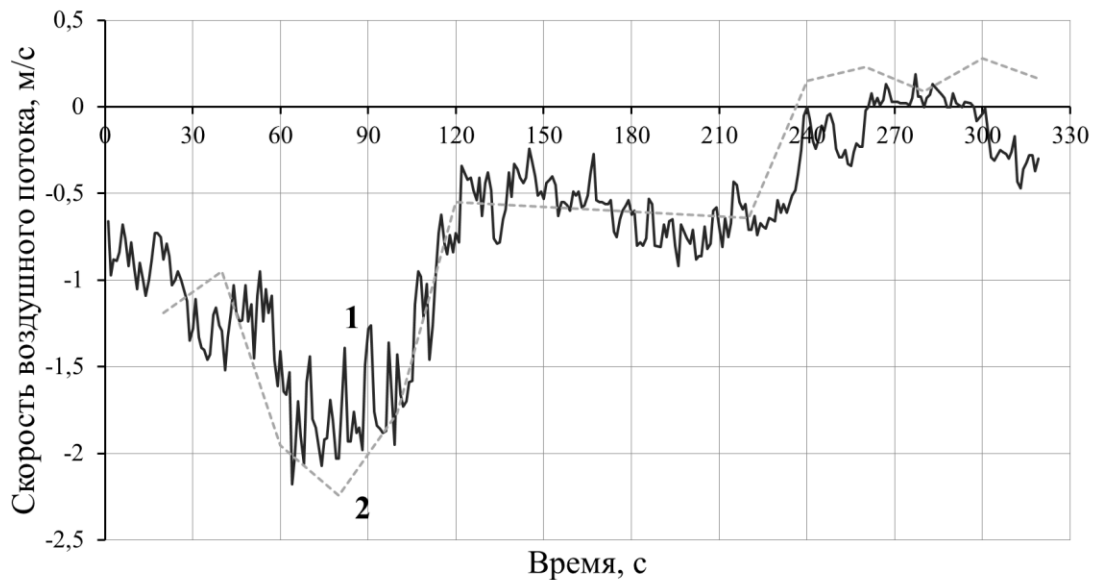


Рис. 3. Скорость воздушного потока в замерном пункте № 1, результаты вычислительных экспериментов и натуральных замеров:
1 – натурные замеры; 2 – моделирование

В замерном пункте № 3 (рис. 4) было установлено измерительное оборудование. Осредненные результаты скорости воздуха на пешеходных путях от нескольких повторяющихся циклов представлены на рис. 5. На шкале абсцисс также отмечена скорость поезда при штатном режиме работы в определенный момент времени. Можно увидеть, что из-за особенностей конструкции наземных павильонов [5], скорость воздуха в вестибюлях станции в 2 раза выше, чем на станции рассмотренной выше.

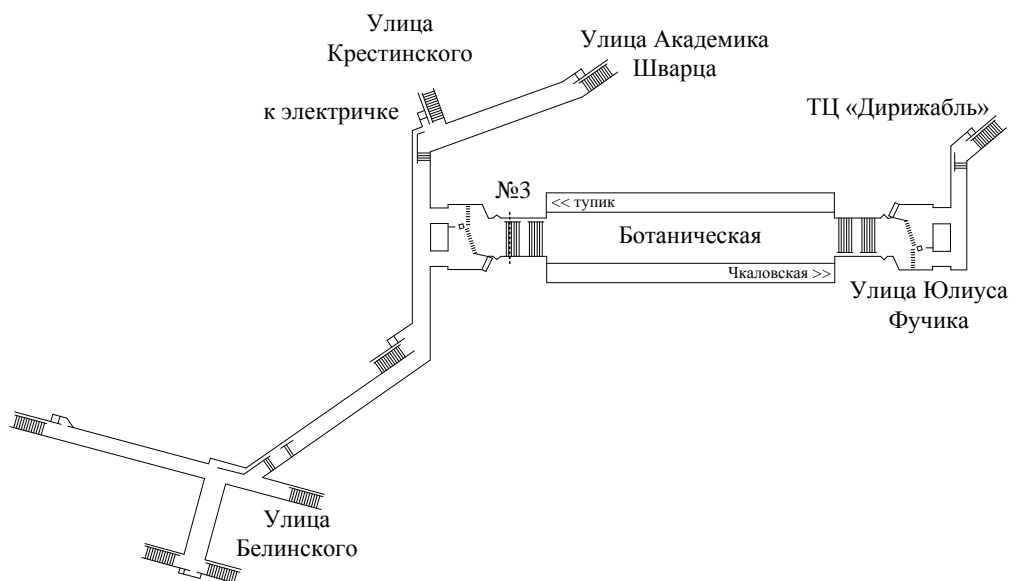


Рис. 4. Схема станции «Ботаническая» с указанием места установки измерительного оборудования в замерном пункте № 3

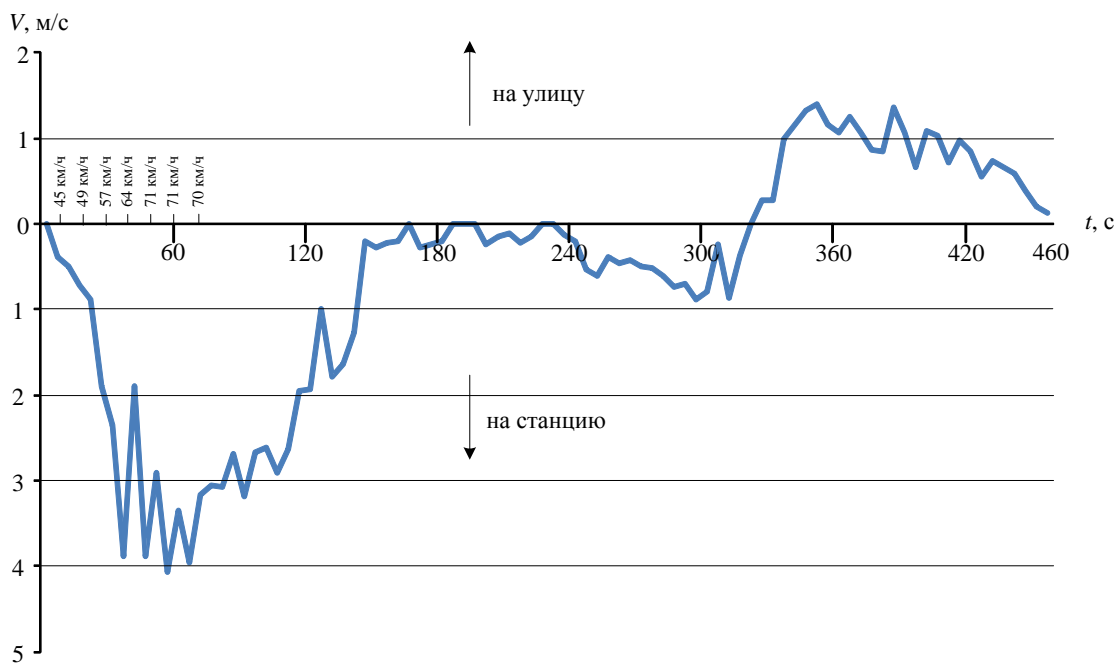


Рис. 5. Скорость воздуха в замерном пункте № 3 за осредненный цикл при штатном режиме движения поездов

На рис. 6 показано, что уменьшение скорости движения уходящих со станции «Ботаническая» поездов в два раза на участке от платформенного зала до перегонной венткамеры, способствует почти трехкратному снижению количества холодного воздуха, поступающего с поверхности в кассовый зал.

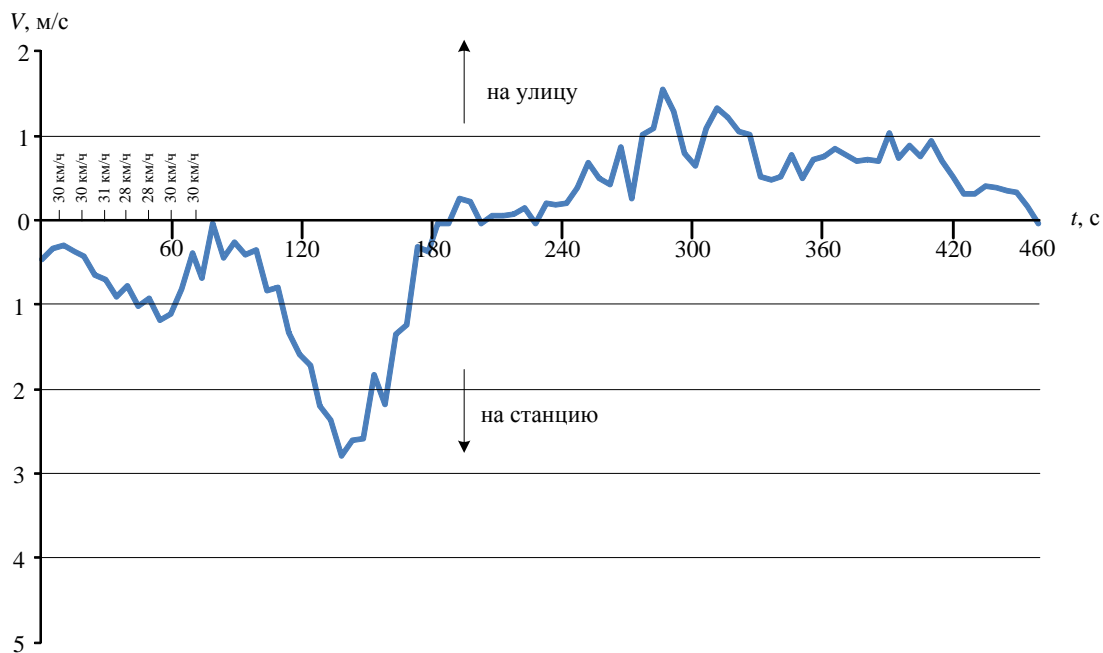


Рис. 6. Скорость воздуха в замерном пункте № 3 за осредненный цикл при замедленном режиме движения поездов

Результаты проведенных численных и натурных экспериментов показывают, что для снижения количества холодного воздуха, поступающего с поверхности в кассовые залы станции, необходимо уменьшать скорость убывающих поездов на участке от платформенного зала до перегонной венткамеры. В случае расположения станционной венткамеры со стороны тупика, предусмотреть регулирующие устройства, открывающие аэродинамическую связь станции с поверхностью при уходе поезда и закрывающиеся при его прибытии.

Работа выполнена в рамках научного проекта IX.132.3.2. ФНИ, № гос. регистрации АААА-А17-117091320027-5.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Красюк А. М., Лугин И. В., Павлов С. А. Исследование циркуляционных колец в сети тоннельной вентиляции метрополитена, возникающих от поршневого действия поездов // Горный информационно-аналитический бюллетень. Отдельный выпуск «Аэрология. Метан. Безопасность». – М. : МГГУ, 2011. – С. 430–448.

2. Красюк А. М., Лугин И. В., Павлов С. А. Об эффекте возникновения циркуляционных колец и их влиянии на воздухораспределение в метрополитене мелкого заложения // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2010. – № 4. – С. 75–82.

3. СП 120.13330.2.12. Метрополитены. Актуализированная редакция СНиП 32-02-2003: утв. Приказом Минрегион РФ 30.06.2012 : дата введ. 01.01.2013. – М.: [б.и.], 2013. – 260 с.

4. СП 2.5.2623-10 Санитарные правила эксплуатации метрополитенов. Изменения и дополнения N 1 к СП 2.5.1337-03 [Текст] : утв. Пост. Главного государственного санитарного врача РФ от 30.04.2010 : дата введ. 08.06.2010. – М.: [б.и.], 2010. – 15 с.

5. Павлов С. А. Обоснование эффективности способов снижения поступления холодных потоков воздуха в пассажирские помещения тупиковых станций линии метрополитена от поршневого действия поездов // Сборник трудов Всероссийской научной конференции для студентов, аспирантов и молодых ученых с элементами научной школы «Горняцкая смена – 2013». – Новосибирск : Изд. ИГД СО РАН, 2013. – С. 186–190.

© С. А. Павлов, 2018

О СПОСОБЕ УПРАВЛЕНИЯ ПОТОКАМИ ВОЗДУХА В ВЕСТИБЮЛЕ СТАНЦИИ МЕТРОПОЛИТЕНА МЕЛКОГО ЗАЛОЖЕНИЯ В ХОЛОДНЫЙ ПЕРИОД ГОДА

Станислав Александрович Павлов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, тел. (383)205-30-30, доп. 179, e-mail: pavlov_s_a@inbox.ru

В статье рассмотрен один из способов управления потоками холодного наружного воздуха, поступающего зимой в вестибюль станции от поршневого действия поездов. Приведены результаты вычислительных экспериментов на математической модели воздухораспределения для станции «Золотая Нива» Новосибирского метрополитена. Предложен вариант установки дополнительного ряда дверей и перегородки в вестибюле станции для обеспечения нормативных значений температуры воздуха в рабочей зоне персонала.

Ключевые слова: метрополитен, воздухораспределение, холодный период года, тепловой режим, тупиковая станция, поршневой эффект.

ON METHOD CONTROLLING AIR DISTRIBUTION IN A HALL OF SUBSURFACE LINE SUBWAY STATION IN A COLD SEASON

Stanislav A. Pavlov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., phone: (383)205-30-30, extension 179, e-mail: pavlov_s_a@inbox.ru

The article considers a method to control the flows of cold winter air coming from outside to the ticket hall area due to piston action of trains. The results of computational experiments on the mathematical model of air distribution "Zolotaya Niva" station of the Novosibirsk subway are presented. The variant of installation of an additional row of doors and a partition in the hall of the station is proposed to provide the normative values of the air temperature in the personnel working area.

Key words: subway, air distribution, cold season, thermal conditions, terminal station, piston effect.

Движение поездов по тоннелям метрополитена приводит к возникновению на подземных станциях значительных по расходу потоков воздуха, сопровождающихся периодическими изменениями скорости воздуха и направления его движения [1]. В холодный период года, при низких отрицательных температурах наружного воздуха, большая его часть затягивается в пассажирские помещения станции, вызывая дискомфорт у находящихся там пассажиров и персонала [2–4]. Такие явления являются нежелательными и требуют принятия мер по снижению их влияния [5, 6].

Было проведено исследование воздухораспределения от поршневого действия движущихся поездов и оценка его влияния на температурный режим тупиковой станции «Золотая Нива» Новосибирского метрополитена при низкоотрицательных температурах наружного воздуха.

Из-за своих конструктивных особенностей, станция «Золотая Нива» имеет малое расстояние от дверей наземных павильонов до кассовых залов (рис. 1). Со стороны вестибюля 1 внутренние объемы пешеходных переходов составляют $2\,140\text{ м}^3$ (каждое крыло соответственно $1\,300\text{ м}^3$ и 840 м^3). За время ухода поезда через вестибюль 1 происходит однократный (в 1,2 раза) воздухообмен с поверхностью. Со стороны вестибюля 2 внутренний объем пешеходных переходов составляет около 700 м^3 (по 350 м^3 для каждого крыла). За время ухода поезда происходит более чем семикратный (в 7,4 раза) воздухообмен с поверхностью.

По результатам натурных замеров следует, что относительное количество теплого вытесняемого воздуха к затягиваемому наружному, циркулирующему через вестибюль 1, составляет 1,76. Для вестибюля 2 эта величина составляет 0,44. Поэтому в холодное время года в вестибюле 2 станции температура периодически становится ниже нормируемой $+10\text{ °C}$ [5, 6].

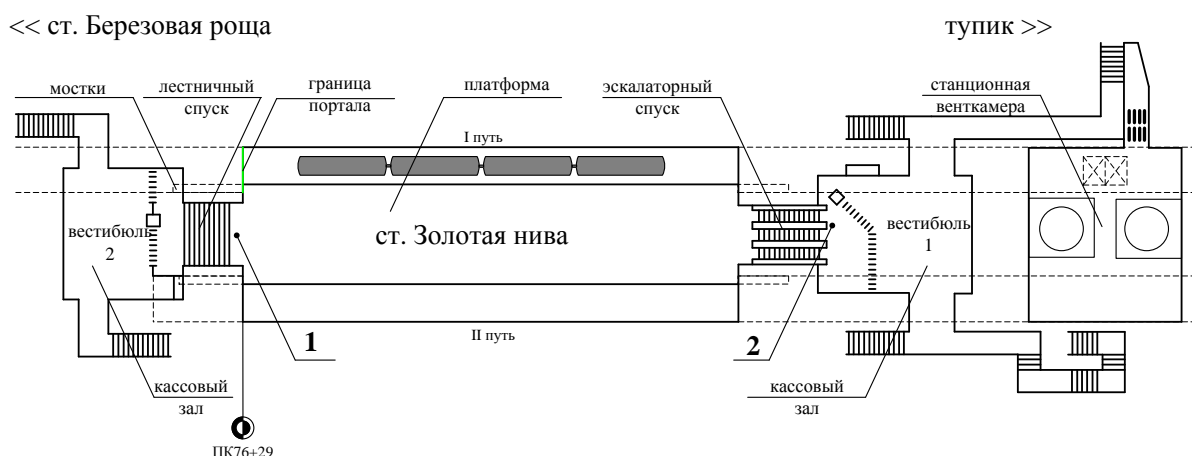


Рис. 1. Схема станции «Золотая Нива» с указанием мест установки измерительного оборудования в замерных пунктах № 1, 2

Одним из путей поддержания требуемой температуры в окрестностях зон пребывания персонала, является управление воздушными потоками во внутреннем объеме кассового зала. Было проведено моделирование поступления холодного наружного воздуха в помещения кассового зала в зависимости от ориентирования установки пешеходных дверей. Исследования проводились с использованием метода конечных объемов (рис. 2). При моделировании приняты следующие допущения: отсутствие пассажиров на пути движения воздушных потоков, двери открыты на угол 30° , подуличный переход ничем не подогревается. Принятые начальные условия: температура наружного воздуха -30 °C , температура воздуха внутри кассового зала и пешеходного перехода $+15\text{ °C}$. Рассмотрен случай, когда поезд уходит со станции по штатному расписанию при скорости 60 км/ч .

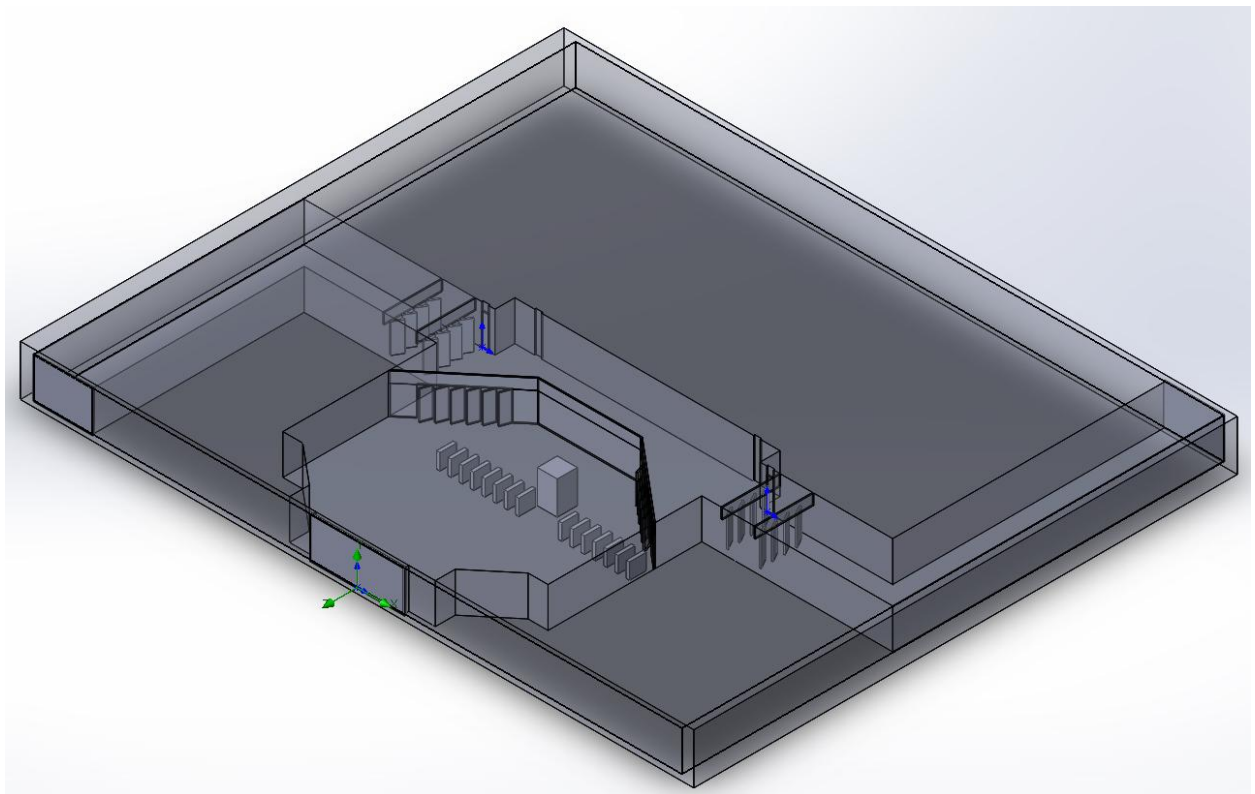


Рис. 2. Фрагмент исследуемой модели вестибюля № 2 и подуличного перехода

Рассмотрим вариант, когда двери установлены «под правую руку» по ходу движения пассажиров (так они установлены сейчас). При уходе поезда со станции, за счет его поршневого действия, двери самопроизвольно открываются и отклоняются вовнутрь помещения. Таким образом создаются «направляющие лопатки» увеличивающие интенсивность проникновения наружного воздуха в центральную часть кассового зала (рис. 3, а). На рис. 3, а показано распределение воздушно-тепловых потоков в вестибюле № 2 и в подуличном переходе. Результаты расчета соответствуют сечению на уровне 1,1 м от пола.

Для создания максимального сопротивления на пути движения наружного воздуха в кассовый зал, необходимо установить дополнительную перегородку и переориентировать двери таким образом, чтобы поток воздуха направлялся в обход постоянных рабочих мест обслуживающего персонала (рис. 3, б). Это способствует замедлению потока, и протеканию его вдоль стен вокруг центральной области кассового зала. При этом зона, в которой находится персонал, большую часть времени цикла находится в области нормативной температуры воздуха. На рис. 3, б показано распределение воздушно-тепловых потоков в вестибюле № 2 и в подуличном переходе при установке перегородки с измененным расположением дверей. Результаты расчета соответствуют сечению на уровне 1,1 м от пола.

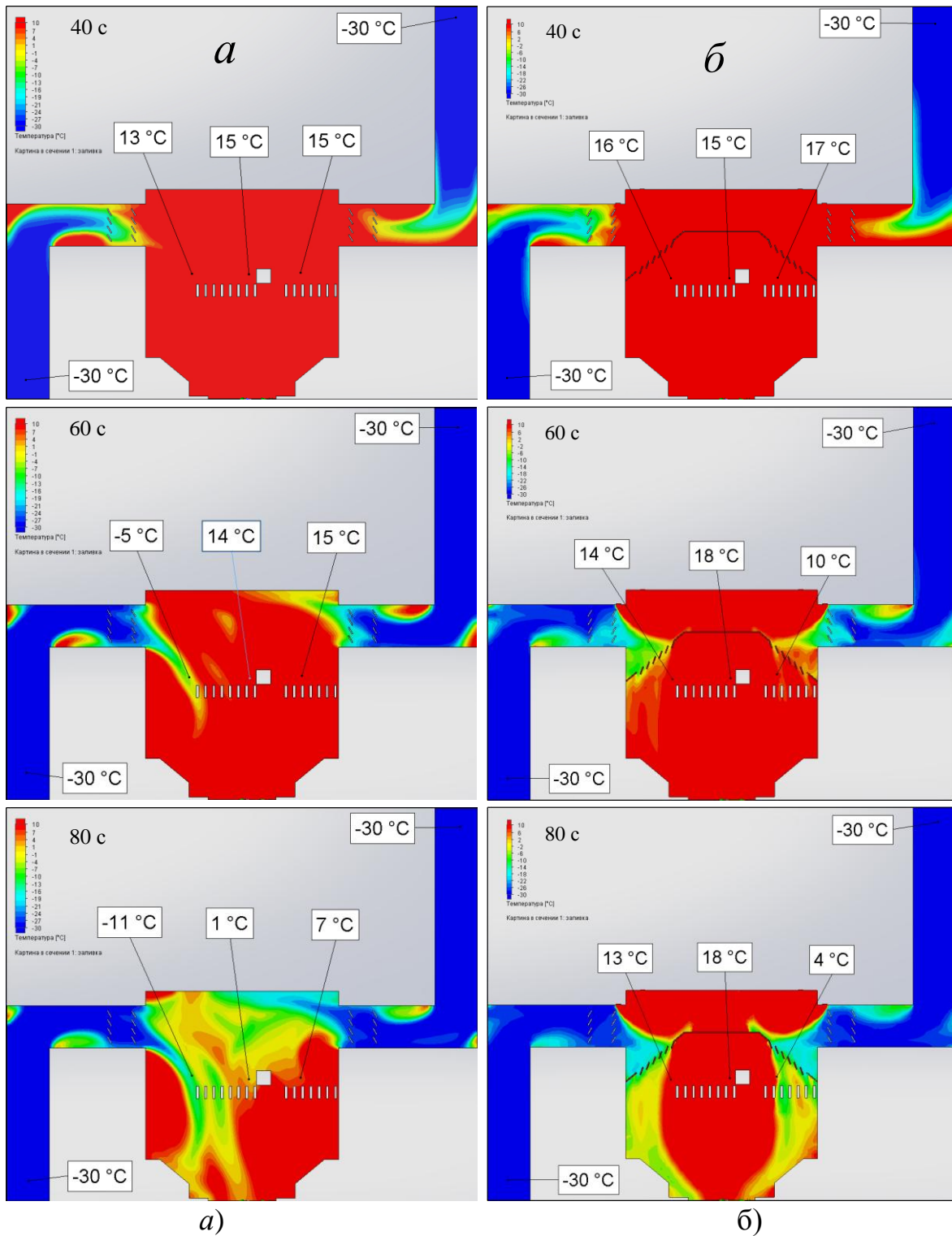


Рис. 3. Распределение воздушно-тепловых потоков для моментов времени 40, 60 и 80 с с момента времени входа головного вагона в портал:
a – без конструктивных изменений; *б* – с установкой дополнительной перегородки и изменении направления открывания дверей

Устройство перегородок с дверьми в кассовом зале приводит к перераспределению воздушных потоков таким образом, что затягиваемый с поверхно-

сти холодный воздух огибает зону постоянных рабочих мест обслуживающего персонала, что приводит к нормализации параметров микроклимата.

Работа выполнена в рамках научного проекта IX.132.3.2. ФНИ, № гос. регистрации АААА-А17-117091320027-5.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Цодиков В. Я. Вентиляция и теплоснабжение метрополитенов. – М. : Недра, 1975. – 237 с.
2. Красюк А. М., Лугин И. В., Чигишев А. Н. Разработка режимов работы вентиляции для повышения температуры воздуха в зимний период на тупиковой станции метрополитена мелкого заложения // Известия вузов. Строительство. – 2004. – № 10. – С. 53–60.
3. Красюк А. М., Лугин И. В. Исследование динамики воздушных потоков в метрополитене от возмущающего действия поездов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2007. – № 6. – С. 101–108.
4. Павлов С. А. Обоснование эффективности способов снижения поступления холодных потоков воздуха в пассажирские помещения тупиковых станций линии метрополитена от поршневого действия поездов // Сборник трудов Всероссийской научной конференции для студентов, аспирантов и молодых ученых с элементами научной школы «Горняцкая смена – 2013». – Новосибирск : Изд. ИГД СО РАН, 2013. – С. 186–190.
5. СП 120.13330.2.12. Метрополитены. Актуализированная редакция СНиП 32-02-2003: утв. Приказом Минрегион РФ 30.06.2012 : дата введ. 01.01.2013. – М.: [б.и.], 2013. – 260 с.
6. СП 2.5.2623-10. Санитарные правила эксплуатации метрополитенов. Изменения и дополнения N 1 к СП 2.5.1337-03 [Текст] : утв. Пост. Главного государственного санитарного врача РФ от 30.04.2010 : дата введ. 08.06.2010. – М.: [б.и.], 2010. – 15 с.

© С. А. Павлов, 2018

ГЕОЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ПРИРОДНО-ТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ЦЕОЛИТСОДЕРЖАЩИХ ПОРОД

Константин Константинович Размахнин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, зав. Читинским филиалом, тел. (383)205-30-30, e-mail: constantin-const@mail.ru

Яна Юрьевна Блиновская

Морской государственный университет им. адмирала Г. И. Невельского, Россия, 690003, г. Владивосток, ул. Верхнепортовая, 50А, доктор технических наук, профессор кафедры безопасности в нефтегазовом комплексе, тел. (423)230-12-51, e-mail: blinovskaya@hotmail.com

Изучены перспективы развития добычи и переработки цеолитсодержащих пород в Приаргунском районе Забайкальского края. Рассмотрены геоэкологические аспекты добычи и переработки цеолитсодержащих пород Восточного Забайкалья. Изучены вопросы комплексности переработки цеолитсодержащих пород. Предложена методология построения технологических схем переработки цеолитсодержащих пород. Оценена доля влияния климата на устойчивость природных комплексов при техногенном воздействии. Определены основные направления по снижению негативного воздействия цеолитового производства на окружающую природную среду.

Ключевые слова: геоэкологические аспекты, цеолитсодержащие породы, экологичность, горнопромышленный комплекс, комплексная переработка, техногенное воздействие, природные комплексы, природная среда.

GEO-ECOLOGICAL ASPECTS OF NATURAL-TECHNICAL SYSTEM FUNCTIONING IN PROCESSING OF ZEOLITE-BEARING ROCKS

Konstantin K. Razmakhnin

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Head of Chita Branch, phone: (383)205-30-30, e-mail: constantin-const@mail.ru

Yana Yu. Blinovskaya

Maritime State University named after admiral G. I. Nevelskoy, 50A, Verkhneportovaya St., Vladivostok, 690003, Russia, D. Sc., Professor, Department of Safety at Oil and Gas Complex, phone: (423)230-12-51, e-mail: blinovskaya@hotmail.com

Prospects for the development of extraction and processing of zeolite-bearing rocks in the Priargunsky District of the Zabaykal Krai are studied. Geo-ecological aspects of extraction and processing of zeolite-bearing rocks of the Eastern Zabaykal are considered. The problems of complex processing of zeolite-containing rocks are studied. A methodology for constructing technological schemes for processing of zeolite-bearing rocks is proposed. The climate influence on the stability of ecological systems under industrial influence is estimated. The main directions for reducing the negative impact of zeolite production on the environment are determined.

Key words: geo-ecological aspects, zeolite-containing rocks, environmental friendliness, mining complex, complex mineral processing, industrial influence, ecological systems, environment.

В настоящее время проблема экологической безопасности при добыче и переработке минерального сырья остро стоит во всем мире, и Россия здесь не является исключением. Образующиеся в процессе добычи и переработки минерального сырья огромные объемы отвальных пород и хвостов обогащения создают не только серьезные экономические, но и экологические проблемы в горно-промышленных регионах. Одним из таких горно-промышленных регионов является Забайкальский край, в котором производится добыча урана, золота, вольфрама, флюорита, меди, угля и некоторых видов нетрадиционного, но, в то же время, достаточно распространенного сырья, к которому относятся цеолитсодержащие породы.

Большие надежды по развитию сырьевой базы цеолитов Забайкальского края связаны в первую очередь с решением Правительственной комиссии при участии Фонда развития моногородов по удовлетворению заявки города Краснокаменска (Приаргунском район) на статус территории опережающего социально-экономического развития (ТОСЭР). В ближайшее время, в соответствии с разрабатываемой программой «Цеолиты Забайкалья», предполагается внести заявку по разработке наиболее перспективных месторождений цеолитсодержащих пород Шивыртуйского и Талан-Гозагорского в план развития моногорода, поддержка которой обеспечит регион качественным сырьем для производства целой линейки продукции, находящей применение в медицине, экологических и строительных технологиях, сельском хозяйстве и пр.

Добыча и переработка цеолитсодержащих пород будет способствовать не только развитию промышленности, инфраструктуры и социальной сферы, но и окажет дополнительную нагрузку на экологию прилегающей территории. При этом будут иметь место геоэкологические последствия, к которым можно отнести нарушение функционирования экосистем, загрязнение атмосферы, почв, поверхностных и подземных вод, нарушение ландшафта, отчуждение, частичное или полное уничтожение (вырубка, повреждение почвенного покрова и т. д.), нарушение условий существования фауны [1]. При этом особое внимание необходимо уделять вопросу комплексности использования отходов, образующихся при переработке цеолитсодержащих пород. Решение проблемы создания современного производства высококачественных природных цеолитов с максимально возможной комплексностью использования всех составляющих компонентов цеолитсодержащих пород представляет достаточно сложную многоплановую задачу. В тоже время имеются все предпосылки для обеспечения современной технологической базы, созданной на основе полученных научных знаний, и необходимой для реализации планов по созданию современных производств высококачественных цеолитовых продуктов. Следует отметить при этом, что необходимым и главным условием для этого является создание устойчивого внутреннего и внешнего потребления продуктов на основе природных цеолитов.

Системный подход к комплексному использованию цеолитсодержащих пород позволит практически полностью отказаться от складирования отходов на специальных площадках, и, тем самым снизит нагрузку на основные компоненты окружающей среды, что является крайне важным в свете и без того высокого антропогенного воздействия на данный регион. Кроме того, упраздняя комплексным подходом к переработке цеолитсодержащих пород отвалы и хвостохранилища, которые нарушают экологическую обстановку региона, исчезает потребность и в принятии определенных мер и затрат для их захоронения или защиты от выветривания, окисления и т. п. Анализ современного состояния вопроса комплексного использования минерального сырья показывает, что производственные процессы по его добыче и переработке, а также получение из него товарных продуктов, должны быть замкнуты в единый технологический цикл, что возможно только при условии, когда отходы одного производства становятся сырьем для другого. Таким образом, при построении технологических схем переработки цеолитсодержащих пород необходимо руководствоваться концепцией безотходного производства, предполагающей переход от процессов концентрирования к разделению цеолитсодержащих пород на составляющие их структурные элементы. Такой подход должен осуществляться на всех стадиях отработки месторождений цеолитсодержащих пород с селективным выделением технологических типов и сортов пород, каждый из которых находит практическое применение. При этом некоторые типы и сорта цеолитовых пород могут быть использованы и без предварительного обогащения (если содержание цеолитов в них достигает 95–98 %). Однако большая часть пород рассматриваемых месторождений представлена не богатым по содержанию ценного компонента (цеолита) сырьем, что требует разработки технологий его концентрации и очистки от вмещающих примесей. Разрабатываемые технологии должны обеспечивать эффективное обогащение цеолитсодержащих пород, быть ресурсосберегающими, а также гарантировать минимальный ущерб окружающей природной среде.

Учитывая все вышесказанное необходимо сделать вывод о том, что при переработку цеолитсодержащих пород в Забайкальском крае необходимо вести с применением методологии комплексного решения проблемы снижения техногенной нагрузки на окружающую природную среду, разработка которой является крайне актуальной задачей при решении вопроса оптимизация взаимодействия природной и техногенной систем. Данная методология направлена, в первую очередь, на разработку инновационных подходов к возможности наиболее полного извлечения ценных компонентов из цеолитсодержащих пород с учетом сведений технолого-минералогического анализа, физико-механических и физико-химических свойств сырья, необходимых к применению методов направленного воздействия с целью дезинтеграции, технологий обогащения и переработки, а также последующей экспертной системой принятия решения. Рациональность применения методологии комплексного решения проблемы снижения техногенной нагрузки на окружающую природную среду обеспечена использованием современных методов технолого-минералогического анализа,

использованием достоверных данных о свойствах минералов, входящих в состав цеолитсодержащих пород, о текстурно-структурных особенностях, физико-химических и физико-механических свойствах минерального сырья [2–4]. Использование представленной методологии позволит в значительной степени повысить комплексность использования цеолитсодержащих пород и снизить техногенную нагрузку на окружающую природную среду при повышении эффективности переработки минерального сырья.

Одним из ключевых факторов повышения экологичности горнопромышленного комплекса является выбор технологии переработки минерального сырья. В этой связи особое внимание должно быть уделено методическим принципам построения технологических схем обогащения цеолитсодержащих пород, основанным на возможности их глубокой переработки [4]. Предлагаемая поцикловая реализация методов переработки цеолитсодержащих пород представлена в таблице.

Поцикловая реализация методов переработки цеолитсодержащих пород

Цикл	Методы обогащения
Подготовительный	Дробление, энергетический вид воздействия, измельчение, сушка + обеспыливание, грохочение
Основной	Магнитная сепарация, электростатическая сепарация

При этом характер экологических проблем, обусловленный масштабом предполагаемого потребления природных ресурсов в Приаргунском районе Забайкальского края, значительными объемами образуемых отходов, а также достаточно интенсивным воздействием на природную окружающую среду, должен не только оказывать влияние на формирование стратегии развития горнопромышленного комплекса региона, но и определять социально-экономические условия на территории опережающего развития. Соответственно, экологическая стратегия развития Приаргунского района Забайкальского края должна определяться следующими критериями снижения воздействия горнодобывающей отрасли на окружающую природную среду:

1. Сокращение объемов отвалов при повышении эффективности и безопасности добычи и переработки цеолитсодержащих пород.

2. Сокращение объемов складированных отходов путем повышения комплексности и полноты извлечения полезных компонентов, в том числе с применением модернизированного оборудования и методов направленного воздействия на сырье.

3. Сокращение объемов сточных вод, сбрасываемых в природные водоемы в результате очистки технологических вод.

4. Сокращение объемов загрязняющих веществ, выбрасываемых в атмосферный воздух и сбрасываемых в природные водотоки.

5. Рекультивация и обустройство деградированных земель района проведения горных работ.

Необходимо отметить, что одним из основных условий повышения экологичности планируемого горнопромышленного комплекса в Приаргунском районе Забайкальского края является внедрение в производство технологий комплексного и максимально полного извлечения полезных компонентов из цеолитсодержащих пород, способствующего, в свою очередь, значительному сокращению объемов образуемых отходов.

Таким образом, оценка геоэкологических аспектов добычи и переработки цеолитсодержащих пород Восточного Забайкалья показала необходимость применения системного подхода к вопросам развития цеолитовой промышленности в данном регионе, который должен учитывать комплексность использования минерального сырья, экологичность применяемых технологий и ресурсосбережение при общей минимизации техногенной нагрузки на окружающую природную среду.

Работа выполнена в рамках проекта НИР, № гос. регистрации АААА-А17-117092750073-6.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Фалейчик Л. М. Геоинформационные модели в оценке ущерба природным системам в результате хозяйственной деятельности // Вестник ЗабГУ. – 2014. – Вып. 8 (111). – С. 38–51.
2. Юсупов Т. С. Способы концентрирования и выделения цеолитов из горных пород // Методы диагностики и количественного определения содержания цеолитов в горных породах. – Новосибирск : ИГиГ СО АН СССР, 1985. – С. 161–168.
3. Павленко Ю. В. Цеолитовые месторождения Восточного Забайкалья. – Чита : ЧитГУ, 2000. – 101 с.
4. Хатькова А. Н., Размахнин К. К. Оценка возможности комплексной переработки цеолитсодержащего сырья // Разведка и охрана недр. – 2014. – Вып. 6. – С. 48–49.

© К. К. Размахнин, Я. Ю. Блиновская, 2018

ИССЛЕДОВАНИЯ ЭНЕРГИИ РАЗРУШЕНИЯ КЕРНОВЫХ ОБРАЗЦОВ ГРАНИТА, ОБРАБОТАННЫХ УСКОРЕННЫМИ ЭЛЕКТРОНАМИ

Виктор Иванович Ростовцев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, ведущий научный сотрудник лаборатории обогащения полезных ископаемых и технологической экологии, тел. (383)205-30-30, доп. 167, e-mail: benevikt@misd.ru

Сергей Александрович Кондратьев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, зав. лабораторией обогащения полезных ископаемых и технологической экологии, тел. (383)205-30-30, доп. 120, e-mail: kondr@misd.ru

Олег Римович Кулагин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, ведущий конструктор лаборатории обогащения полезных ископаемых и технологической экологии, тел. (383)205-30-30, доп. 706, e-mail: kb41@mail.ru

Рим Асманович Кулагин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, главный специалист лаборатории обогащения полезных ископаемых и технологической экологии, тел. (383)205-30-30, доп. 706, e-mail: kb41@mail.ru

Борис Борисович Сиволап

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, ведущий инженер ЦКП ГГИ СО РАН, тел. (383)205-30-30, доп. 715, e-mail: bor.nsk.ru@mail.ru

Дан сравнительный анализ работы разрушения кернов гранита до и после обработки ускоренными электронами. Показано, что работа разрушения и дробления для гранита зависит от величины поглощенной образцами дозы. Установлено, что предварительная обработка позволяет снизить энергию разрушения гранита до 1,5–2 раз. Модификация свойств минерального сырья ускоренными электронами открывает перспективы создания энергосберегающих технологий рудоподготовки и переработки комплексных руд и техногенного сырья.

Ключевые слова: рудоподготовка, природное и техногенное минеральное сырье, гранит, обработка ускоренными электронами, энергия разрушения и дробления.

INVESTIGATIONS OF THE ENERGY OF DESTRUCTION OF GRANITE CORE SAMPLES PROCESSED BY ACCELERATED ELECTRONS

Victor I. Rostovtsev

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Leading Researcher, Laboratory for Mineral Beneficiation and Technological Ecology, phone: (383)205-30-30, extension 167, e-mail: benevikt@misd.ru

Sergey A. Kondratiev

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Head of Laboratory for Mineral Beneficiation and Technological Ecology, phone: (383)205-30-30, extension 120, e-mail: kondr@misd.ru

Oleg R. Kulagin

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Design Project Leader, Laboratory for Mineral Beneficiation and Technological Ecology, phone: (383)205-30-30, extension 706, e-mail: kb41@mail.ru

Rim A. Kulagin

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Principal Specialist, Laboratory for Mineral Beneficiation and Technological Ecology, phone: (383)205-30-30, extension 706, e-mail: kb41@mail.ru

Boris B. Sivolap

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Leading Engineer, Geomechanical, Geophysical and Geodynamic Measurement Center for Shared Use, SB RAS, phone: (383)205-30-30, extension 715, e-mail: bor.nsk.ru@mail.ru

A comparative analysis of a destruction process of granite cores before and after treatment by accelerated electrons is given. It is shown that the destruction and crushing of granite depends on the amount of the dose absorbed by the samples. It is established that the pretreatment makes it possible to reduce the energy of granite destruction by 1,5–2 times. Modification of the properties of mineral raw materials by accelerated electrons opens the prospects for the creation of energy-saving technologies for ore pretreatment and processing of complex ores and technogenic raw materials.

Key words: ore pretreatment, natural and technogenic mineral raw materials, granite, accelerated electron treatment, destructive and crushing energy.

Развитие минерально-сырьевой базы на современном этапе связано с масштабным вовлечением в разработку месторождений труднообогатимых руд, а также с освоением техногенных минеральных образований. Эта тенденция, в свою очередь, обуславливает как значительные потери промышленно ценных компонентов на стадиях добычи и переработки минерального сырья, так и высокие эксплуатационные и капитальные затраты на производство конечной продукции.

В [1, 2] отмечается, что 35–40 % потерь ценных компонентов в процессах первичной переработки связано со сrostками и 30–35 % – с тонкими частицами крупностью менее 10 мкм. Для снижения потерь при переработке тонковкрапленных руд без образования сrostков и одновременно без излишнего переизмельчения, традиционные процессы дробления и измельчения в щековых, конусных дробилках и шаровых мельницах необходимо заменить селективной дезинтеграцией. Дезинтеграция является основной технологической операцией в процессе рудоподготовки. При этом подготовленными к обогащению рудами считают измельченное до требуемой крупности минеральное сырье. В России и ряде стран СНГ в качестве готового к обогащению приняты классы –71 мкм и –44 мкм. На некоторых зарубежных предприятиях принят класс крупности –38 мкм. В последние годы при переработке бедных и забалансовых руд, а также для извлечения тонкодисперсных минералов и чистых металлов применяют оборудование для тонкого (менее 20 мкм)

и сверхтонкого (менее 7 мкм) измельчения. Энергозатраты при этом сравнительно низкие на стадиях дробления (до 1,2 кВт·ч/т) и высокие на стадиях измельчения (50 кВт·ч/т и выше).

Физический смысл перехода к селективной дезинтеграции заключается в организации процесса таким образом, чтобы разрушение происходило не по случайным направлениям, а преимущественно по границам срастания минеральных зерен. Как показано в [3], рудоподготовка должна предусматривать: раскрытие минеральных ассоциаций по возможности в более крупном зерне; минимизацию образования частиц шламовой крупности, не разделяемых на концентраты требуемых кондиций; сохранение целостности минералов в результате механических воздействий в мельницах, что повышает показатели разделительных процессов; снижение энергопотребления; а также снижение износа материала барабанов, шаров, бил и других измельчительных агрегатов.

Анализ проб минерального сырья различных месторождений показывает, что они, как правило полиминеральные и большая их часть представлена порообразующими минералами и горными породами, например, такими как известняк, роговик, гранит.

В [4] было показано, что обработка потоком ускоренных электронов кернов гранита изменяет его механические и динамические свойства. Увеличение поглощенной дозы до 10 кГр приводит к снижению предела прочности на сжатие с 68,33 до 35,08 МПа, а дальнейшее увеличение дозы до 20 кГр – к повышению предела прочности на сжатие. Установлено и изменение акустических свойства гранита. С увеличением величины поглощенной дозы до 20 кГр скорости продольных и поперечных волн сначала уменьшаются, а затем увеличиваются. Для исходного образца зерна гранита скорости продольных и поперечных волн равны 3 747 и 2 287 м/с, для обработанного при дозе 5 кГр образца они соответственно равны 3 543 и 2 142 м/с. При дозе 20 кГр они равны 3 886 и 2 222 м/с.

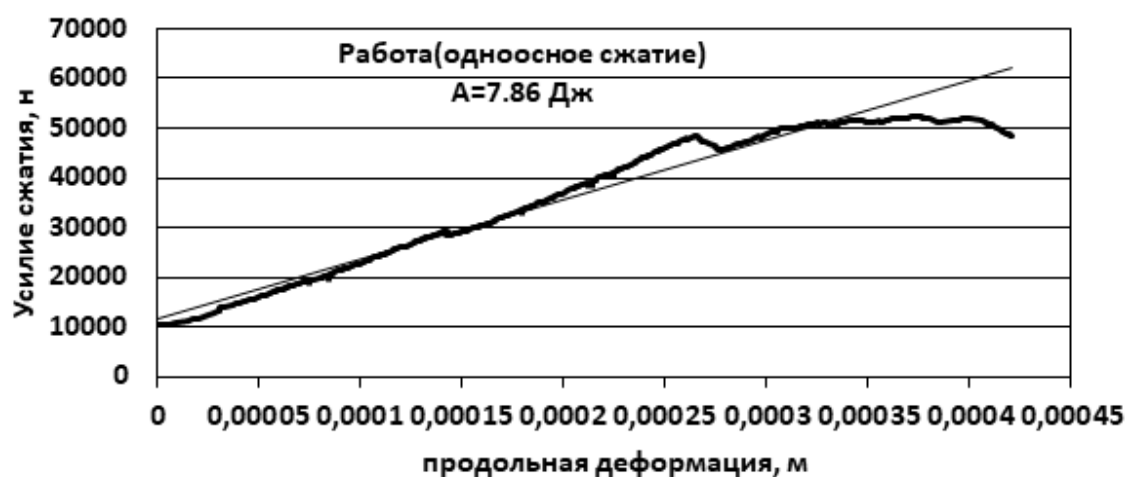
Цель настоящей работы: исследования энергии разрушения и дробления керновых образцов гранита после их обработки пучком высокоэнергетически-х электронов. Экспериментальные исследования свойств гранита осуществлялись сотрудниками лаборатории обогащения полезных ископаемых и технологической экологии ИГД СО РАН и ЦКП ГГИ СО РАН с помощью комплекса оборудования ИГД СО РАН для испытаний на разрушение при одноосном нагружении с определением акустических характеристик керновых образцов указанной горной породы по методике, приведенной в [5].

Основные результаты исследований по влиянию обработки ускоренными электронами гранита на энергии его разрушения и дробления приведены в табл. 1, 2 и на рисунке.

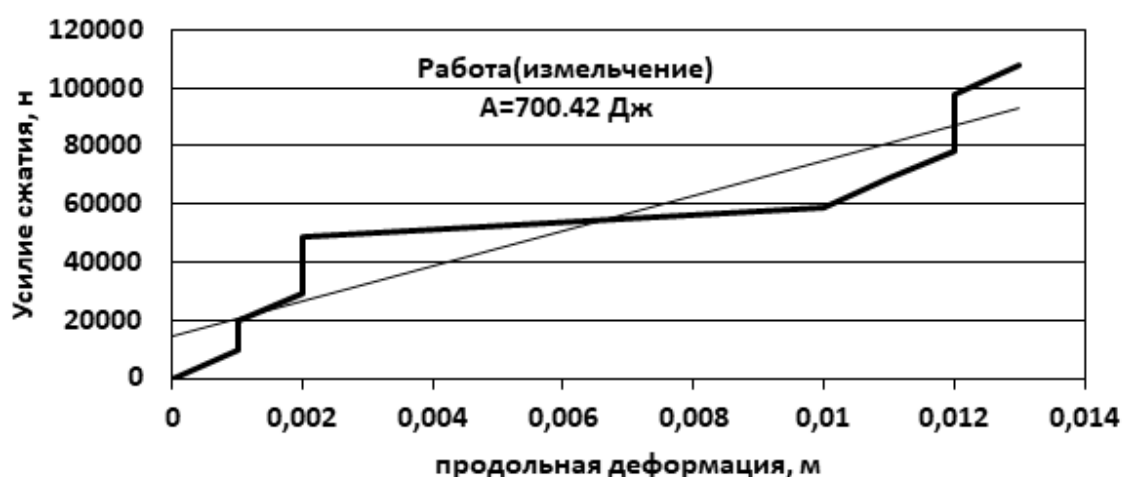
Таблица 1

Результаты исследований энергий разрушения и дробления кернов гранита, обработанных потоком ускоренных электронов

№ образца	Размер образца, $d \times h$, мм	Величина поглощенной дозы, кГр	Название породы	Объемная плотность, г/см^3	Энергия, Дж	
					Разрушения сжатием	Дробления
2	29,5 × 61,0	0	Гранит	2,54	7,68	700,42
5	29,6 × 56,9	5	Гранит	2,53	6,36	529,74
8	29,6 × 60,0	10	Гранит	2,56	3,06	470,88
9	29,6 × 60,0	15	Гранит	2,56	7,40	529,74
14	29,6 × 60,0	20	Гранит	2,52	22,62	784,80



а)



б)

Диаграммы усилие – продольная деформация для образца 2:

а) при разрушении одноосным сжатием; б) при дроблении

Анализ данных табл. 1 показывает, что энергии разрушения и дробления для гранита зависят от величины поглощенной образцами дозы. Предварительная обработка кернов гранита потоком ускоренных электронов позволяет снизить его энергию разрушения сжатием с 7,68 до 3,06 Дж, а энергию дробления с 700,42 до 470,88 Дж.

Энергии разрушения и дробления определялись по экспериментально полученным диаграммам усилие–продольная деформация. Пример таких деформаций для 2 образца гранита приведен на рисунке. В табл. 2 показан гранулометрический состав дробленных статическим сжатием разрушенных кернов.

Таблица 2

Гранулометрический состав дробленного материала, полученного при статическом сжатии обработанных потоком ускоренных электронов кернов гранита после их разрушения

№ образца	Фракционный состав после статического разрушения, %				
	< 2 мм	> 2 мм	> 5 мм	> 7 мм	> 12 мм
2	26	15	16	22	21
5	24	12	15	32	17
8	25	15	11	21	28
9	21	14	14	21	30
14	27	18	21	27	7

Установленная на примере гранита возможность его разупрочнения при воздействии ускоренными электронами может быть использована с целью снижения расхода электроэнергии при рудоподготовке минерального сырья, содержащего породную основу в виде гранита, и минимизации потерь полезных компонентов при последующем обогащении.

Работа выполнена в рамках проекта НИР, № госрегистрации АААА-А17-117092750073-6.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Чантурия В. А., Козлов А. П. Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья // Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья (Плаксинские чтения – 2017) : материалы Междунар. науч. конф., Красноярск, 12–15 сентября 2017 г. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2017. – С. 3–6.

2. Газалева Г. И., Левченко Е. Н., Братыгин Е. В. Выбор специальных методов рудоподготовки при обогащении тонковкрапленных труднообогатимых руд, содержащих редкие металлы // Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья (Плаксинские чтения – 2017) : материалы Междунар. науч. конф., Красноярск, 12–15 сентября 2017 г. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2017. – С. 34–37.

3. Селективное разрушение минералов / В. И. Ревнивцев, Г. В. Гапонов, Л. П. Зарогатский и др. ; под ред. В. И. Ревнивцева. – М. : Недра, 1988. – 286 с.

4. Исследование деформационно-прочностных характеристик керновых образцов гранита, обработанных потоком ускоренных электронов / С. А. Кондратьев, В. И. Ростовцев, О. Р. Кулагин, Б. Б. Сиволап // Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2017. XIII Междунар. науч. конгр. : Междунар. науч. конф. «Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Экономика. Геоэкология» : сб. материалов в 4 т. (Новосибирск, 17–21 апреля 2017 г.). – Новосибирск : СГУГиТ, 2017. Т. 2. – С. 50–54.

5. Исследование деформационно-прочностных характеристик керновых образцов известняка, обработанных потоком ускоренных электронов / С. А. Кондратьев, В. И. Ростовцев, О. Р. Кулагин, Б. Б. Сиволап // Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2016. XII Междунар. науч. конгр. : Междунар. науч. конф. «Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Геоэкология» : сб. материалов в 4 т. (Новосибирск, 18–22 апреля 2016 г.). – Новосибирск : СГУГиТ, 2016. Т. 3. – С. 142–146.

© В. И. Ростовцев, С. А. Кондратьев, О. Р. Кулагин, Р. А. Кулагин, Б. Б. Сиволап, 2018

О КОНСТРУКТИВНЫХ ОСОБЕННОСТЯХ СКВАЖИННЫХ ЗОНДОВ ДЛЯ ВЫПОЛНЕНИЯ ИЗМЕРИТЕЛЬНОГО ГИДРОРАЗРЫВА

Екатерина Владимировна Рубцова

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, старший научный сотрудник лаборатории горной информатики, тел. (383)205-30-30, доп. 174, e-mail: rubth@misd.ru

Изложены основные требования, предъявляемые к конструкции скважинных зондов в технологии измерительного гидроразрыва. Дана сравнительная оценка известных технических решений. Рассмотрены конструктивные схемы, упрощающие процесс управления зондом и обеспечивающие надежность герметизации исследуемого интервала скважины при гидроразрыве.

Ключевые слова: скважина, зонд, гидроразрыв, уплотнительный элемент, механизм сжатия, герметизация, напорная магистраль, золотник.

ON DESIGN FEATURES OF BOREHOLE SONDES USED FOR MEASUREMENT HYDRAULIC FRACTURING

Ekaterina V. Rubtsova

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Senior Researcher, Mining Information Science Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 174, e-mail: rubth@misd.ru

The main requirements for the design of borehole sondes employed in hydraulic fracturing are outlined. Comparative evaluation of known technical solutions is given. Constructive schemes that simplify the sonde's control process and ensure the reliability of the sealing of the investigated borehole area during hydraulic fracturing are considered.

Key words: borehole, sonde, hydraulic fracturing, packing element, compression mechanism, sealing, delivery pipe, slide valve.

Измерительный гидроразрыв является одним из немногих методов, обеспечивающих экспериментальную оценку параметров поля напряжений на значительном удалении от контура выработки. В последние годы метод достаточно активно развивается и применяется на практике как в России, так и за рубежом [1–4].

Оборудование, применяемое для выполнения измерительного гидроразрыва в классическом варианте включает в себя скважинный зонд, средства доставки зонда в скважину, систему нагнетания рабочей жидкости, средства измерения и обработки данных. Технология выполнения измерительного гидроразрыва предполагает размещение зонда в скважине на заданном расстоянии от кровли выработки, герметизацию при помощи размещенных на корпусе зонда уплотнительных элементов (пакеров) короткого интервала скважины и нагружение его жидкостью под давлением до достижения критических растягивающих

напряжений на стенке скважины, приводящих к образованию трещины гидроразрыва. По величине контролируемых давлений запираания трещины гидроразрыва и ее открытия при повторных нагружениях определяют параметры поля напряжения в окрестности выработки.

Основным техническим средством, обеспечивающим выполнение измерительного гидроразрыва, является скважинный зонд. Рассмотрим наиболее существенные требования, предъявляемые к его конструкции.

В первую очередь, зонд должен обеспечивать надежную герметизацию исследуемого интервала скважины, не допускающую проникновения рабочей жидкости в зону контакта пакера со стенкой скважины или за его пределы («обыгрывание» пакера). К основным требованиям следует также отнести надежность и простоту управления режимами работы зонда при его размещении на значительных расстояниях от контура выработки, легкость конструкции для облегчения монтажа устройства в скважине и возможность беспрепятственного извлечения зонда из скважины после распаковки.

Важным элементом конструкции скважинного зонда является пакер. Известны два основных типа пакеров, отличающиеся принципом работы – инъекционные и зажимные. В конструкции инъекционного пакера наиболее ответственным является вопрос заделки торцов оболочки, так как пакер работает путем нагнетания жидкости или газа во внутреннюю полость оболочки. Известные технические решения отличаются способом закрепления уплотнительных элементов на корпусе (с подвижными или неподвижными концами оболочек), видом материала оболочки и ее армирования (металлический корд, капроновый корд и т. п.).

Следует отметить, что инъекционные пакеры нашли широкое применение при выполнении горнотехнологических гидроразрывов. Признанными лидерами в разработке и производстве пакеров для горнотехнологических гидроразрывов являются компании IPI и RIPE (Австралия), BASKI и TAM (США). Так пакеры DuraFRAC компании IPI, предназначенные для интенсификации добычи углекислого газа, измерений напряженного состояния в угольном массиве, выпускаются диаметром от 35 до 216 мм и рассчитаны на давления до 82 МПа. Однако в России надувные пакеры для горнотехнологических гидроразрывов, а также средненапорных инъекционных работ не выпускаются. Пакерные оболочки высокого давления поставляются только в составе готовых устройств гидроразрыва, при этом стоимость простейшего двухпакерного устройства для скважин диаметром 76 мм начинается от 30–40 тыс. USD [5], что говорит о необходимости применения в отечественных разработках по измерительному гидроразрыву более доступных технических средств.

В конструкции скважинных зондов для измерительного гидроразрыва, разработанных в ИГД СО РАН и применяемых при экспериментальных исследованиях полей напряжений в рудничных условиях, используются уплотнительные элементы зажимного типа [1]. После испытания ряда материалов выбран состав с полиуретановой основой – полиуретановый эластомер. Конструктивно уплотнительный элемент представляет собой толстостенный цилиндр, торце-

вые части которого выполнены более жесткими в сравнении со средней частью. Это препятствует выдавливанию уплотнительных элементов в зазор между корпусом зонда и стенками скважины, так как расширяясь при осевом сжатии, элементы в средней части увеличиваются в размерах быстрее.

В целях повышения надежности герметизации межпакерного интервала и исключения эффекта «обыгрывания» пакеров при выполнении измерительного гидроразрыва в ИГД СО РАН предложены и опробованы в лабораторных и рудничных экспериментах следующие технические решения:

- изменение формы полиуретанового пакера путем создания в его торцевой части полуворотниковой уплотнительной манжеты, обращенной в сторону межпакерной области;

- применение составных пакерных элементов в виде полиуретановых цилиндров с разделительными металлическими вставками между ними (конструкция представляется перспективной ввиду ее более высокой ремонтпригодности);

- компоновка зонда двумя парами пакерующих элементов с синхронным приведением их в рабочее состояние двумя однотипными плунжерными парами;

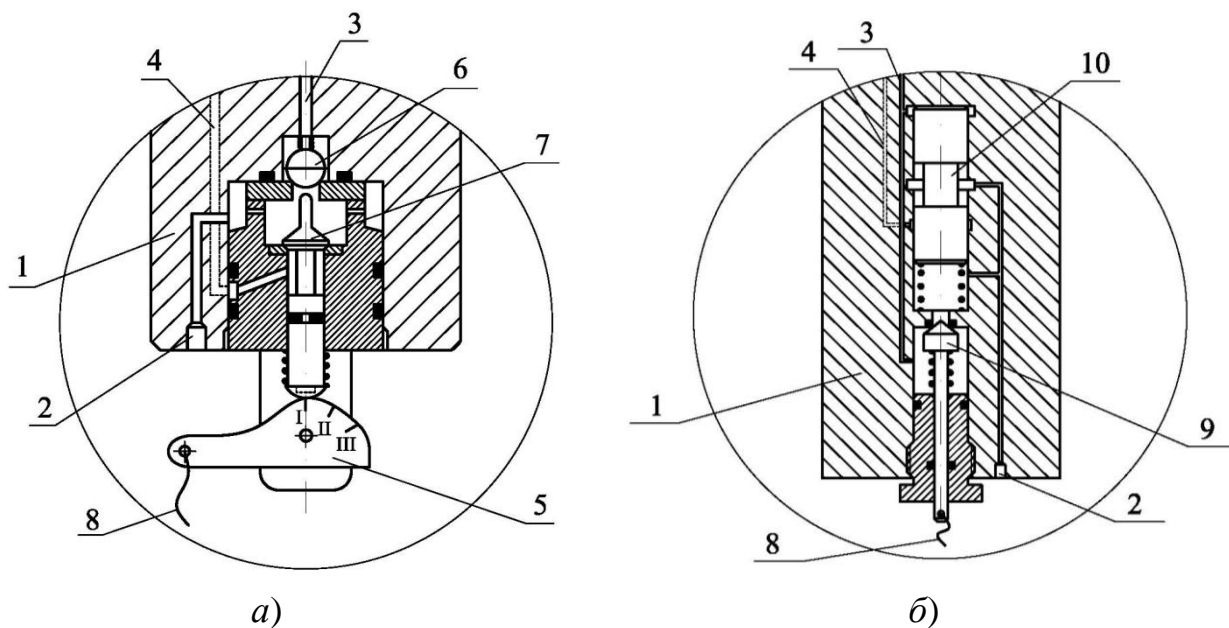
- армирование пакерующих элементов металлическими пружинами (обеспечивает возвращение пакера после снятия сжимающих усилий к первоначальной форме, необходимое для извлечения зонда из скважины).

Опыт проведения измерительных гидроразрывов в рудничных условиях [6] показал, что важным направлением совершенствования конструкции зонда является разработка технических решений, позволяющих облегчить монтаж зонда в скважине и обеспечить надежное управление его работой, особенно на значительных расстояниях от кровли выработки. В ИГД СО РАН предложено несколько вариантов исполнения системы управления зондом. Рассмотрим особенности этих конструктивных решений.

Одна из первоначальных конструкций зонда [7], включающая цилиндрический корпус с установленными на его концах уплотнительными элементами и механизм сжатия между ними, предусматривает наличие двух подводящих трубопроводов для выполнения измерительного гидроразрыва. По одному трубопроводу жидкость под давлением подается в канал, соединенный с рабочей камерой поршневой пары, сжимающей уплотнительные элементы (канал пакеровки), по другому – в канал, соединенный с отверстием в корпусе для создания давления в межпакерном интервале.

С целью облегчения конструкции и упрощения монтажа зонда в скважине за счет уменьшения числа подводящих трубопроводов, предложена конструктивная схема (рисунок, а) [8]. В ней для обеспечения подачи рабочей жидкости от одного подводящего трубопровода в различные каналы зонда на его торцевой поверхности установлена рукоятка с эксцентриком, управление которой осуществляется при помощи натяжного троса. Однако, как показали испытания на макетах, поворот рукоятки управления в требуемые позиции при помощи натяжного троса при значительных расстояниях может оказаться проблематичным, что приведет к нарушению последовательности сообщения выполненных

в корпусе зонда каналов с напорной магистралью и затруднит процесс управления гидроразрывом. Данная конструкция зонда может применяться на расстояниях не более 5м от устья скважины.



Варианты конструктивных схем управления зондом с одним подводящим трубопроводом:

1 – корпус зонда; 2 – гнездо для подвода рабочей жидкости; 3 – канал пакеровки; 4 – канал в межпакерную полость; 5 – рукоятка с эксцентриком; 6, 7, 9 – обратные клапаны; 8 – трос; 10 – золотник

В конструктивной схеме, приведенной на рисунке, б, сообщение внутренних каналов зонда с одной подводящей напорной магистралью выполняется при помощи золотника с шейкой, установленного в корпусе зонда [9]. Перемещениями золотника управляют путем изменения давления жидкости от насоса, при этом натяжной трос используется только с целью сброса рабочей жидкости на слив после завершения гидроразрыва, что не требует большой точности. Данная конструктивная схема упрощает процесс управления зондом, повышая надежность его работы, особенно, при выполнении измерительного гидроразрыва на больших расстояниях от устья скважины.

В заключение отметим, что достаточно часто, особенно в неоднородных массивах, возникают ситуации, когда в месте установки зонда диаметр скважины превышает номинально допустимое значение или на ее стенках имеют место каверны и неровности. Как показывает практика, в таких случаях уплотнительные элементы при сжатии не входят в контакт со стенками скважины, вследствие чего теряют устойчивость, происходит их неравномерная деформация по длине (принимают форму «гармошки») и герметизация исследуемого интервала скважины не обеспечивается. Поэтому, одним из актуальных на-

правлений дальнейшего совершенствования конструкции скважинных зондов для выполнения измерительного гидроразрыва является разработка технических решений, которые позволят исключить потерю устойчивости уплотнительных элементов при сжатии и обеспечат надежную герметизацию исследуемого интервала в случаях увеличения диаметра скважины выше номинально допустимого значения.

Работа выполнена в рамках проекта ФНИ, № гос. регистрации АААА-А17-117121140065-7.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Измерительно-вычислительный комплекс «Гидроразрыв» / А. В. Леонтьев [и др.] // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2010. – № 1. – С. 104–110.
2. Сердюков С. В., Курленя М. В., Патутин А. В. К вопросу об измерении напряжений в породном массиве методом гидроразрыва // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2016. – № 6. – С. 6–14.
3. Ziaie Moayed R., Izadi E., Fazlavi M. In-situ stress measurements by hydraulic fracturing method at Gotvand Dam site, Iran Turkish // J. Eng. Env. Sci. – 2012. – Vol. 36. – P. 179–194.
4. Joong-HoSynn, ChanPark, Yong-BokJung, ChoonSunwooatc. Integrated 3-Dstress-determination by hydraulic fracturing in multiple inclined boreholes beneath an underground cavern // International Journal of Rock Mechanics & Mining Science. – 2015. – Vol. 75. – P. 44–65.
5. Шилова Т. В. Разработка способов и средств создания противofильтрационных экранов в породном массиве для герметизации дегазационных скважин : дис. ... канд. техн. наук. – Новосибирск : ИГД СО РАН, 2016. – 139 с.
6. Леонтьев А. В., Попов С. Н. Опыт практического применения измерительного гидроразрыва // Горный журнал. – 2003. – № 3. – С. 37–43.
7. Устройство для гидроразрыва пород в скважине: авт. св. СССР 1737116, № 4835571/03 ; заявл. 06.06.90 ; опубл. 30.05.92, Бюл. № 20, 3 с.
8. Устройство для гидроразрыва пород в скважине: пат. 2320870 Рос. Федерация. № 2006141430/03 ; заявл. 23.11.2006 ; опубл. 27.03.2008, Бюл. № 9, 6 с.
9. Устройство для гидроразрыва пород в скважине: пат. 2433259 Рос. Федерация. № 2010116328/03 ; заявл. 23.04.2010 ; опубл. 10.11.2011, Бюл. № 31, 6 с.

© Е. В. Рубцова, 2018

СВЯЗЬ ФЛОТАЦИОННОЙ АКТИВНОСТИ КАРБОНОВЫХ КИСЛОТ СО СТРОЕНИЕМ ИХ УГЛЕВОДОРОДНОГО ФРАГМЕНТА

Дина Владимировна Семьянова

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, аспирант, лаборатория обогащения полезных ископаемых и технологической экологии, тел. (383)205-30-30, доп. 166, e-mail: d.semjanova@yandex.ru

В работе дан анализ флотационной активности карбоновых кислот в зависимости от длины углеводородного фрагмента, ненасыщенности, разветвленности. Показано, что существующие теории в полной мере не раскрывают зависимость флотационной активности реагента от его строения. Предложен другой взгляд на связь между строением углеводородного фрагмента собирателя и его флотационной активностью.

Ключевые слова: флотация, карбоновые кислоты, строение углеводородного фрагмента, флотационная активность.

CONNECTION OF CARBOXYLIC ACIDS' FLOATATION ACTIVITY WITH ITS HYDROCARBON FRAGMENT STRUCTURE

Dina V. Sem'yanova

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D. Student, Complex Mineral Mining and Processing Department, phone: (383)205-30-30, extension 166, e-mail: d.semjanova@yandex.ru

The paper presents an analysis of carboxylic acids' flotation activity depending on hydrocarbon fragment's length, unsaturation and branching. It is shown that the existing theories do not fully unveil the dependence of a reagent's flotation activity on its structure. The author proposes a different view on the connection between the hydrocarbon fragment structure and flotation activity.

Key words: flotation, carboxylic acids, hydrocarbon fragment structure, flotation activity.

На примерах использования флотационных реагентов-собирателей, принадлежащих к различным классам, установлено влияние строения углеводородного фрагмента молекулы реагента на его собирательные свойства [1–3]. А. А. Абрамовым [1] показана возможность направленного изменения собирательных свойств реагента выбором функциональной группы и углеводородного радикала молекулы. Изменение строения углеводородного фрагмента реагента-собирателя – длины, степени ненасыщенности, разветвленности – влияет на возможность хемосорбции собирателя на поверхности минерала, критическую концентрацию мицеллообразования (ККМ), константу диссоциации реагента.

Цель настоящей работы – раскрыть связь строения углеводородного фрагмента карбоновых кислот с их флотационной активностью.

В работах Митрофанова, Абрамова установлена экстремальная зависимость извлечения полезного компонента от длины углеводородного фрагмента оксигидрильных собирателей, принадлежащих к одному гомологическому ряду.

Увеличение флотационной активности с ростом длины углеводородного фрагмента до определенного предела (C10 – C12 для карбоновых кислот) связывают с увеличением энергии связи – O – H (Me) в молекуле, ее способности к адсорбции, росту прочности связи этого атома кислорода с катионом минеральной поверхности и повышением гидрофобизации поверхности [1].

Дальнейшее увеличение радикала и энергии межмолекулярного взаимодействия между углеводородными фрагментами приводит к уменьшению растворимости реагентов, возрастанию способности к мицеллообразованию. Вследствие этого собирательная способность реагента снижается [1].

Согласно литературным данным [2] константа диссоциации карбоновых кислот одного гомологического ряда с ростом длины углеводородного фрагмента изменяется незначительно. Так, например, отрицательный логарифм константы диссоциации октановой кислоты $pK_a = 4,90$, додекановой 4,80, гексадекановой 4,70. Следовательно, увеличение флотационной активности с ростом длины углеводородного фрагмента нельзя объяснить изменением энергии связи – O – H (Me) в молекуле собирателя.

В работе [2] отмечена связь извлечения полезного компонента с поверхностным давлением раствора реагента и изменением длины его углеводородного фрагмента. Показано, что поверхностное давление короткоцепочечных карбоновых кислот (C6 – C8) коррелирует с извлечением полезного компонента. В случае длинноцепочечных (C14 и более) собирателей корреляция нарушается.

Повышение флотационной активности собирателей с ростом длины углеводородного фрагмента авторы [3] связывают с образованием на поверхности минерала хемимицелл. Они формируются за счет боковых взаимодействий углеводородных фрагментов молекул реагента и способствуют дополнительному закреплению молекул или ионов собирателя и повышению гидрофобизации минерала. Короткоцепочечные собиратели не в состоянии сформировать хемимицеллы из-за слабых взаимодействий углеводородных радикалов. Концентрации длинноцепочечных собирателей из-за их низкой растворимости недостаточны для формирования хемимицелл. Указанные соединения формируются при использовании в качестве собирателей реагентов со средней длиной углеводородного фрагмента.

В [4–6] исследовали влияние степени ненасыщенности углеводородного фрагмента на флотационную активность собирателя. Проведенные в работе [4] эксперименты включали вакуумную флотацию ильменита, магнетита, гематита с использованием в качестве собирателей пальмитиновой, олеиновой, линолевой и линоленовой кислот. Авторами установлена закономерность, согласно которой собирательные свойства реагента возрастают с увеличением ненасыщенности углеводородной цепи. Указанная зависимость в дальнейшем получила название «правила Хукки и Вартиайнена».

В [5] на примере флотации гематита отмечено, что для достижения одинаковых показателей флотации необходима меньшая концентрация мыла линолевой кислоты в сравнении с мылом олеиновой кислоты.

Авторы [6] изучали влияние степени ненасыщенности углеводородного радикала жирных кислот на их собирательные свойства. На примере флотации активированного кварца с использованием натриевых мыл олеиновой, линолевой и линоленовой кислот установлено, что увеличение числа двойных связей приводит к повышению эффективности флотационного действия собирателя, а закрепившаяся на поверхности минерала жирная кислота с большим числом ненасыщенных связей показывает более сильное собирательное действие, чем кислота с меньшим числом двойных связей. Сорбция этих кислот активированным кварцем в зависимости от расхода кислоты примерно одинакова. Таким образом, эксперимент показал, что увеличение числа двойных связей в углеводородном радикале жирной кислоты приводит к увеличению ее собирательных свойств.

В работе [7] рассмотрены флотационные свойства разветвленных карбоновых кислот. Установлено, что при флотации апатита из апатито-нефелиновой руды (значение $pH > 9$) разветвленные алифатические насыщенные кислоты состава C15 – C18 обладают более высокой флотационной активностью, но меньшей избирательностью, чем кислоты нормального строения того же состава.

По мнению авторов [3] линейные молекулы собирателей с более сильным боковым взаимодействием углеводородных фрагментов должны обладать большей флотационной активностью, чем собиратели с разветвленной структурой или различной степенью ненасыщенности радикала. Указанное предположение не согласуется с экспериментальными данными работ [4–7]. Разветвленность и наличие двойной связи в углеводородном фрагменте собирателя затрудняет гидрофобные взаимодействия молекул на минеральной поверхности, предотвращает образование хемимицелл, при этом собирательная способность реагента увеличивается.

Автор [8] полагает, что зависимость собирательной способности реагента от длины и строения углеводородного фрагмента обусловлена изменением собирательной активности десорбируемых с минеральной поверхности физически закрепившихся производных форм.

Указанные формы собирателя закрепляются на предварительно гидрофобизированной минеральной поверхности. В момент столкновения минеральной частицы с пузырьком воздуха происходит прорыв прослойки жидкости, разделяющей объекты взаимодействия. Устанавливается контакт границы раздела «газ-жидкость» с поверхностью минерала. Поверхностно-активные десорбируемые формы реагента, переходят на поверхность мениска и, вследствие высокой скорости растекания, увлекают в свое движение воду, находящуюся между минеральной частицей и пузырьком воздуха.

Растекание десорбируемой физически закрепившейся формы сорбции обусловлено локальным поверхностным давлением, которое создается на границе раздела «газ-жидкость».

В работе [9] были проведены эксперименты с использованием флюорита и гомологического ряда насыщенных карбоновых кислот с длиной углеводородного фрагмента (C6 – C16). Сопоставлялись величины поверхностного дав-

ления, скорость растекания карбоновых кислот по поверхности воды, извлечение флюорита. Установлено, что указанные показатели изменяются с ростом длины углеводородного фрагмента.

Полученные в [9] результаты согласуются с данными работы [2] о зависимости поверхностного давления раствора реагента с извлечением ценного компонента для короткоцепочечных собирателей. Предложен механизм, объясняющий нарушение зависимости извлечения полезного компонента от поверхностного давления раствора реагента для длинноцепочечных собирателей. Кислоты с длиной углеводородного фрагмента C14 – C16 обладают меньшей растворимостью и формируют на границе раздела «газ-жидкость» пленку. При оценке флотационной активности таких карбоновых кислот необходимо учитывать скорость растекания. Таким образом, для оценки флотационной активности собирателей, принадлежащих к одному гомологическому ряду, целесообразнее использовать параметр, который бы учитывал обе эти характеристики.

Предложен критерий – мощность поверхностного потока, который позволяет численно оценить изменение собирательной способности при замене карбоновой кислоты с одной длиной углеводородного фрагмента на кислоту с другой длиной углеводородной цепи. Критерий учитывает поверхностное давление, которое формируется в пленке физической формы сорбции реагента на границе раздела «газ-жидкость» и скорость, с которой перемещается фронт пленки [9].

Согласно данным работы [10] поверхностное давление в пленке реагента (при одинаковой площади, занимаемой молекулой реагента на границе «газ-жидкость») возрастает в следующем порядке: олеиновая, линолевая, линоленовая кислота. Таким образом, возрастание поверхностного давления коррелирует с повышением флотационной активности и с увеличением количества двойных связей в молекуле.

Расчет по численному определению силы ряда карбоновых кислот приведен в работе [11]. На основе данных о поверхностном давлении ненасыщенных карбоновых кислот [12] рассчитаны максимальное значение объемного расхода, сила флотационного реагента. Установлено, что рассмотренные параметры увеличиваются в следующем порядке: олеиновая, линолевая, линоленовая кислоты. Полученные результаты согласуются с правилом «Хукки и Вартиайнена».

Повышение флотационной активности карбоновых кислот с разветвленным углеводородным фрагментом в сравнении кислотами с неразветвленным радикалом может быть объяснено более высоким поверхностным давлением в пленке десорбированных форм собирателя. Высокое поверхностное давление приводит к большей мощности потока при удалении жидкости из прослойки и увеличению собирательных свойств.

Анализ ряда работ показал, что строение углеводородного радикала карбоновых кислот (ненасыщенность, длина, разветвленность) влияет на их собирательную активность. Предложен механизм, согласно которому связь между указанными параметрами объяснена изменением активности десорбируемых с минеральной поверхности физически закрепившихся форм сорбции. Приве-

дены результаты экспериментов и расчеты, подтверждающие связь изменения поверхностного давления растворов реагентов, скорости их растекания, собирающей способности со строением углеводородного фрагмента.

Работа выполнена за счет средств гранта РФФИ, No. 18-05-00361.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Абрамов А. А. Принципы конструирования селективных реагентов-собираелей // ФТПРПИ. – 2011. – № 1. – С. 90–104.
2. Quast K. B. Flotation of hematite using C6-C18 saturated fatty acids // Minerals Engineering. – 2006. – Vol. 19. – P. 582–597.
3. Fuerstenau D. W., Healy T. W., Somasundaran P The role of the hydrocarbon chain of alkyl collectors in flotation // Mining Engineering, Transactions of the American Institute of Mining and Metallurgical Engineers. – 1964. – V. 229. – P. 321–325.
4. Hukki R. T., Vartiainen O. An investigation of the collecting effects of fatty acids in tall oil on oxide minerals, particularly on ilmenite // Mining engineering – 1953. – P. 818–820.
5. Michael U. O. Adsorption of fatty acid soaps on hematite. Master's thesis. McGill University, Montreal, Canada, 1966.
6. Михайлова Н. С., Скворцова З. В., Янис Н. А. Исследования влияния степени ненасыщенности углеводородного радикала жирных кислот на их собирательные свойства // Обогащение руд. – 1986. – № 5. – С. 15–18.
7. Флотационные свойства разветвленных карбоновых кислот / Н. А. Алейников, Г. И. Никишин, Ю. Н. Огибин, А. Д. Петров // Журнал прикладной химии. – 1962. – Т. 35, № 9. – С. 2078–2085.
8. Кондратьев С. А. Физически сорбируемые реагенты-собиратели в пенной флотации и их активность. Ч. II // ФТПРПИ. – 2009. – № 2. – С. 85–95.
9. Kondratyev S. A., Semyanova D. V. A revisit of selection the efficiency criterion for flotation reagents of fatty acids class // Eurasian Mining. – 2017. – № 1. – P. 24–29.
10. Smith T. Monolayers on water. I. Theoretical equation for the liquid expanded state // Journal of colloid and interface science. – 1967. – V. 23, № 1. – P. 27–35.
- Кондратьев С. А. Влияние поверхностно-активных по отношению к границе раздела «газ-жидкость» форм реагента на образование флотационного контакта // Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2015. XI Междунар. науч. конгр. : Междунар. науч. конф. «Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Геоэкология» : сб. материалов в 3 т. (Новосибирск, 13–25 апреля 2015 г.). – Новосибирск : СГУГиТ, 2015. Т. 2. – С. 91–101.
11. Поверхностно-активные вещества : справочник / под ред. А. А. Абрамзона, Г. М. Гаевого. – Л. : Химия, 1979. – 376 с.

© Д. В. Семьянова, 2018

ВЛИЯНИЕ ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТИ ГОРНЫХ РАБОТ НА НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ КРЕПИ И ОКРУЖАЮЩЕГО МАССИВА ПРИ ПРОХОДКЕ ДВУХ СМЕЖНЫХ ВЫРАБОТОК

Виктор Михайлович Серяков

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, профессор, зав. лабораторией, тел. (383)205-30-30, доп. 124, e-mail: vser@misd.ru

Проведен расчет напряженно-деформированного состояния породного массива и элементов крепи при проходке двух смежных выработок с учетом последовательности ведения горных работ. Для установления характера перераспределения механического состояния пород и крепи по мере увеличения размеров выработанного пространства применен комплекс программ, основанный на использовании матрицы жесткости расчетной системы, сформированной для исходного массива. Рассмотрены различные варианты проходки выработок, проведен анализ соответствующих полей напряжений, сделаны выводы о наиболее целесообразной последовательности отработки.

Ключевые слова: массив горных пород, смежные выработки, последовательность проходки, крепление, смещения, напряжения, математическое моделирование, зоны растяжения.

INFLUENCE OF THE MINE WORKING SEQUENCE ON MASS AND SUPPORT STRESS STATE DURING DRILLING OF TWO ADJACENT WORKINGS

Viktor M. Seryakov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Professor, Head of Laboratory, phone: (383)205-30-30, доп. 124, e-mail: vser@misd.ru

The stress-strain state of the rock mass and the support elements during the drilling of two adjacent workings are calculated taking into account the sequence of mining operations. A program system is employed in order to determine the nature of the redistribution of the rock and support mechanical conditions, as the size of the developed space increases. The program system is based on the use of the stiffness matrix of the calculation system formed for the initial mass. Various versions of mine workings are considered. An analysis of the corresponding stress fields is carried out. The conclusions about the most expedient sequence of mining are made.

Key words: rock mass, adjacent workings, sequence of mining, support, displacement, stress, mathematical modeling, tensile zone.

Введение

Для теоретического описания процесса перераспределения напряжений в породном массиве и в создаваемых в выработанном пространстве конструкций при ведении горных работ с применением современных технологий отработки запасов полезных ископаемых необходимо решение задач механики горных пород о нахождении дополнительных полей напряжений, вызван-

ных последовательной проходкой выработок [1]. Граничные условия на контурах последовательно создаваемых выработок следуют из условия равенства нулю нормальных и касательных компонент тензора напряжений, т. е. значения дополнительных напряжений на границах создаваемых выработок определяются всей последовательностью ведения горных работ. К числу задач, в которых для нахождения напряженного состояния массива требуется учет последовательности ведения горных работ, относятся задачи этапного раскрытия и крепления поперечных сечений выработок больших размеров [2–4]. Некоторые из них рассмотрены в работах [5–7]. В настоящей статье приведены результаты численного решения задачи о поэтапной проходке двух смежных выработок с креплением контура на каждом этапе раскрытия их поперечного сечения.

Методы и материалы

В ИГД СО РАН предложен метод расчета полей напряжений и деформаций в элементах крепи и в окружающем выработанное пространство массиве с учетом последовательности горных работ, основные принципы которого изложены в работах [5–7]. С помощью метода конечных элементов [8, 9] разработан комплекс программ для расчета механического состояния системы «крепь – вмещающий массив» с учетом этапности раскрытия поперечного сечения выработок.

Последовательность ведения горных работ и возведения элементов крепи при проходке двух смежных выработок приведена на рис. 1. После формирования на очередном этапе горных работ части выработки ее граница поддерживается временной или податливой крепью. Крепь вместе с окружающим выработку массивом представляет собой грузонесущую конструкцию, которая деформируется за счет разгрузки окружающих пород от исходных напряжений, и воспринимает на себя их большую часть. Постоянная крепь возводится после того как основной этап разгрузки массива от действующих в нем исходных напряжений закончен, поэтому постоянная крепь воспринимает незначительную долю нагрузки и ее деформирование и нагружение происходит в основном вследствие дальнейшего развития горных работ. В таких условиях для расчета полей напряжений в элементах крепи и в окружающем выработку массиве можно использовать разработанный программный комплекс расчета напряженно-деформированного состояния системы «крепь – вмещающий массив», учитывающий последовательность горных работ.

Так как протяженность выработок весьма значительна, то можно считать выполненными условия плоской деформации. Граничные условия на внешних контурах расчетной области были приняты следующими: на вертикальных границах заданы нулевые значения горизонтальной компоненты вектора смещений u и касательной компоненты тензора напряжений τ_{xy} . Эти условия соответствуют исходному напряженному состоянию массива с компонентами тензора на-

пряжений: $\sigma_y^0 = \rho H$; $\sigma_x^0 = \nu \rho H / (1 - \nu)$; $\tau_{xy}^0 = 0$, называемому «гравитационным» исходным полем напряжений [10]. Здесь σ_x^0 , σ_y^0 , τ_{xy}^0 - нормальные и касательная компоненты тензора напряжений; ρ – объемный вес пород; H – расстояние до земной поверхности до верхней границы выработок. Ось Ox направлена по горизонтали, Oy – по вертикали.

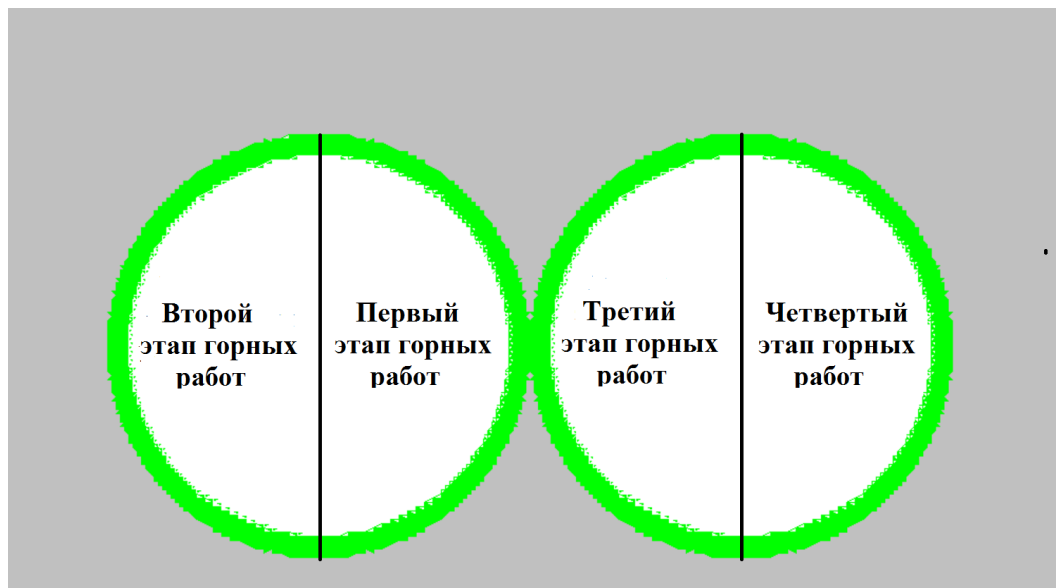


Рис. 1. Последовательность раскрытия поперечного сечения двух смежных выработок

Верхняя горизонтальная граница расчетной области свободна от действия внешней нагрузки. На нижней горизонтальной границе задавались нулевыми вертикальная компонента вектора смещений ν и касательная компонента тензора напряжений τ_{xy} . При проведении расчетов механические свойства вмещающих пород были выбраны следующими: модуль Юнга $E = 25\,000$ МПа; $\nu = 0,25$. Для крепи $E = 50\,000$ МПа; $\nu = 0,2$. Объемный вес пород принят равным $0,03$ МН/м³.

Результаты

Изобары главных напряжений σ_1 и σ_2 в элементах крепи и в окружающем выработку массиве после первого этапа раскрытия поперечного сечения двух смежных выработок приведены на рис. 2. Крепь возводится в выработанном пространстве после проходки части выработки и находится в ненагруженном состоянии. В окружающих выработку породах распределение напряжений отвечает основным закономерностям их поведения вокруг выработанных пространств с соответствующим формированием областей концентрации и разгрузки напряжений σ_1 и σ_2 .

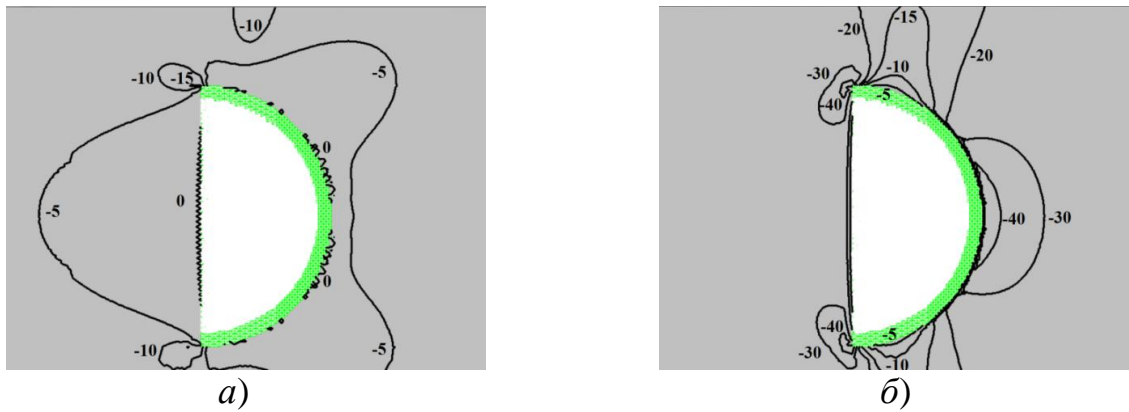


Рис. 2. Распределение главных напряжений σ_1 (а) и σ_2 (б) в массиве после первого этапа раскрытия поперечного сечения двух смежных выработок

На рис. 3 показано распределение главных напряжений σ_1 и σ_2 в породном массиве и элементах крепи после завершения второго этапа работ по формированию и креплению поперечного сечения двух смежных выработок. В части крепи, возведенной на первом этапе горных работ, возникает область концентрации сжимающих напряжений σ_2 . Значения напряжений здесь изменяются от -10 до -20 МПа. В кровле и почве выработки и в прилегающих к ним частях крепи формируются незначительные по площади зоны действия растягивающих напряжений.

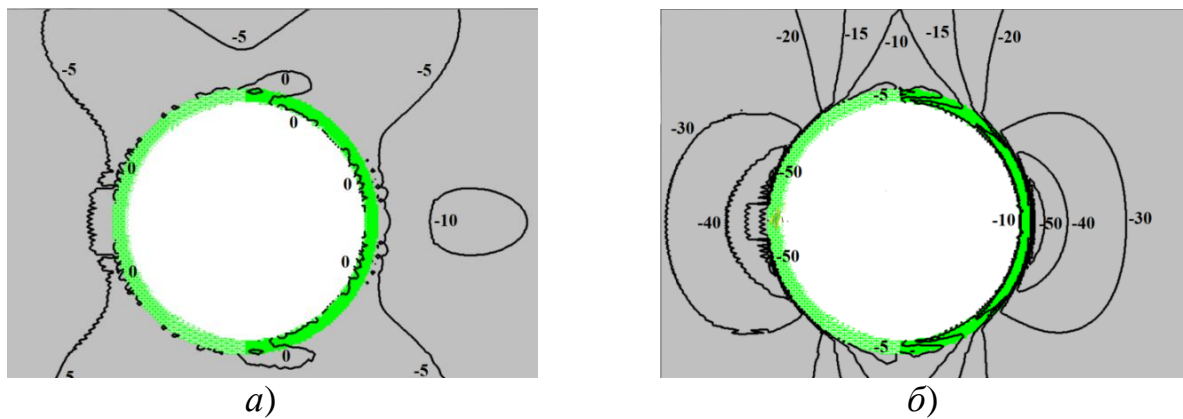


Рис. 3. Характер распределения главных напряжений σ_1 (а) и σ_2 (б) в крепи и породном массиве после завершения второго этапа горных работ по раскрытию поперечного сечения двух смежных выработок

После следующего этапа обработки (рис. 4) происходит значительное изменение значений сжимающих и растягивающих напряжений в элементах крепи. Наиболее резкий рост сжимающих напряжений происходит в части крепи, возведенной на первом этапе горных работ. Их величины превышают по абсолютной величине 100 МПа. В породном массиве и в элементах крепи, располо-

женных вблизи почвы и кровли смежных выработок, происходит дальнейшее развитие зон растягивающих напряжений. Максимум величин растягивающих напряжений 10 МПа достигается в элементах крепи (рис. 4, а).

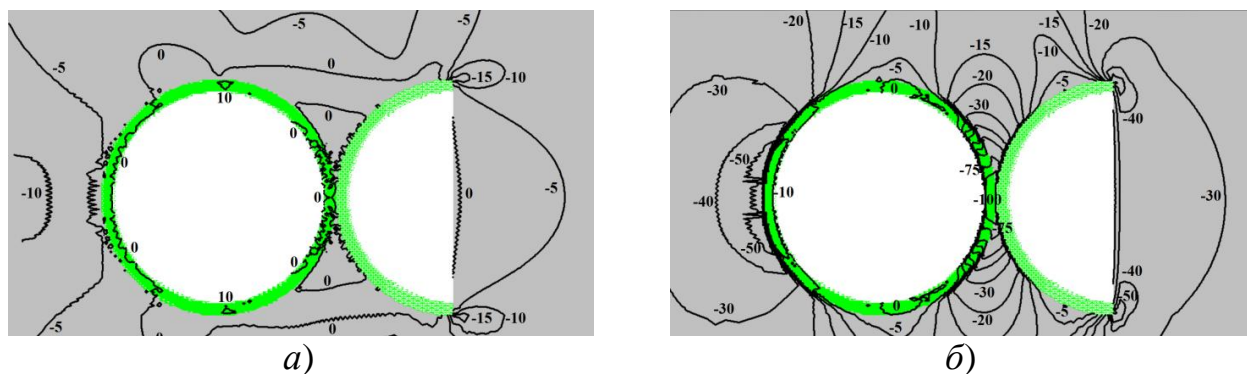


Рис. 4. Распределение главных напряжений σ_1 (а) и σ_2 (б) в крепи и породном массиве после завершения третьего этапа горных работ по раскрытию поперечного сечения двух смежных выработок

На рис. 5 приведены распределения напряжений σ_1 и σ_2 после завершения работ по раскрытию поперечного сечения смежных выработок.

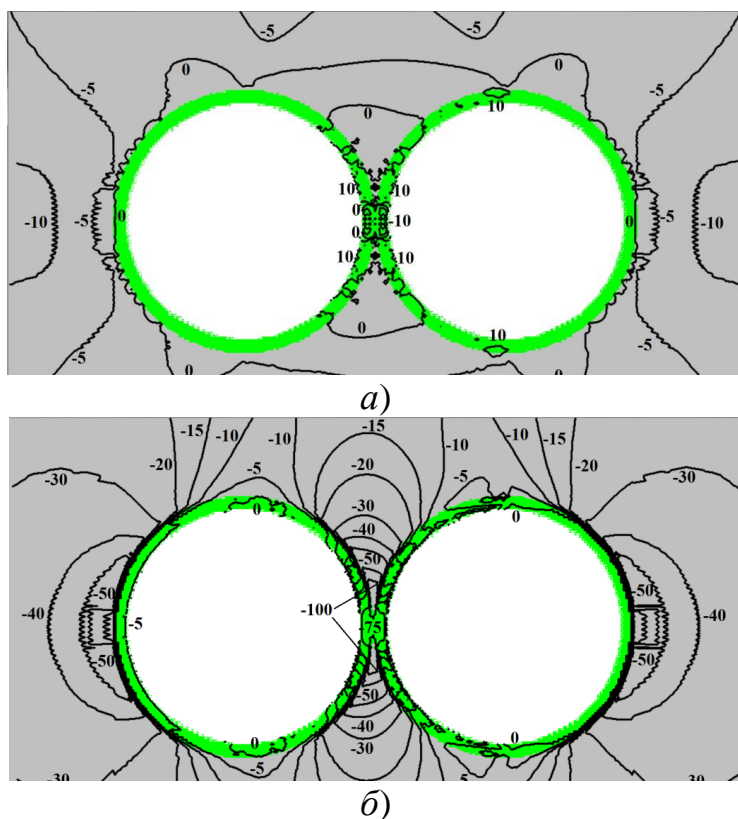


Рис. 5. Распределение главных напряжений σ_1 (а) и σ_2 (б) в крепи и породном массиве после завершения горных работ по раскрытию поперечного сечения двух смежных выработок

Перераспределение напряжений вследствие выполнения четвертого этапа горных работ приводит к уменьшению уровня сжатия в элементах крепи, сформированных на предыдущих этапах. Наибольшее значение сжимающих напряжений достигается теперь во вмещающем массиве вблизи контакта смежных выработок. Следует отметить и небольшую по площади зону растягивающих напряжений в крепи в районе контакта смежных выработок. Здесь значения напряжения σ_1 около 10 МПа.

Обсуждение

На всех этапах раскрытия поперечного сечения двух смежных выработок наиболее нагруженными элементами крепи являются ее вертикальные участки, расположенные в районе контакта двух выработок. По мере развития горных работ абсолютные величины сжимающих напряжений σ_2 на рассматриваемой глубине увеличиваются на этих участках от 20 до 100 МПа. Наибольшие их значения достигаются после третьего этапа горных работ, когда раскрывается половина сечения второй смежной выработки. Характер распределения второго главного напряжения в крепи в зоне контакта смежных выработок существенно изменяется после полного раскрытия поперечного сечения. Совместное деформирование элементов крепи в первой и второй выработках при выполнении четвертого этапа горных работ приводит к уменьшению сжатия в элементах крепи первой выработки за счет увеличения сжимающих напряжений в элементах крепи второй выработки. Общий уровень сжимающих напряжений не превышает 75 МПа.

В ходе ведения горных работ по раскрытию поперечного сечения двух смежных выработок в крепи формируются и зоны концентрации растягивающих напряжений. Одна из них, наиболее опасная по уровню напряжений возникает в крепи после завершения всех горных работ и располагается в районе контакта смежных выработок.

При проведении исследований рассмотрены поля напряжений, формируемые в крепи только за счет развития горных работ, т. е. единственным фактором нагружения системы «крепь – вмещающий массив» являются снимаемые с контура каждой выработки нормальные и касательные напряжения. Появление в крепи значительных зон растягивающих напряжений связано с учетом последовательности раскрытия поперечного сечения выработки. В некоторой степени на их величины может оказать влияние условия жесткого контакта между контуром выработки и элементами крепи, принятые при постановке задачи. Их вклад можно оценить, задавая на границах контакта крепи и породного массива условия, позволяющие моделировать проскальзывание берегов контакта и их раскрытие.

Выводы

1. Применение метода расчета напряженно-деформированного состояния породного массива с учетом последовательности горных работ к задаче раскры-

тия поперечного сечения двух смежных выработок позволяет рассмотреть особенности формирования зон концентрации растягивающих и сжимающих напряжений в элементах крепи и установить этапы отработки, при которых они достигают наибольших значений.

2. Наиболее опасная с точки зрения разрушения ситуация в крепи создается после выполнения третьего этапа раскрытия поперечного сечения двух смежных выработок.

3. Для снижения уровня сжимающих напряжений в крепи целесообразно изменить последовательность горных работ по раскрытию поперечного сечения двух смежных выработок в таком порядке: первый, третий, второй и четвертый этапы.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Курленя М. В., Серяков В. М., Еременко А. А. Техногенные геомеханические поля напряжений. – Новосибирск : Наука, 2005. – 264 с.
2. Картозия Б. А., Федунец Б. И. Шахтное и подземное строительство : учебник для вузов. – М. : Изд-во МГГУ «Горная книга», 2003. – Т. 2. – 815 с.
3. Насонов И. Д., Федюкин В. А., Шуплик М. Н. Технология строительства подземных сооружений. – М. : Недра, 1992. – 285 с.
4. Протосеня А. Г., Долгий И. Е., Огородников Ю. Н. Шахтное и подземное строительство в примерах и задачах. – СПб. : Изд-во С.-Пб. Горного института им. Плеханова, 2003. – 312 с.
5. Серяков В. М. Напряженное состояние элементов крепи при различных способах раскрытия поперечного сечения выработки в скальных массивах // *Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук*. – 2015. – Т. 2. – С. 149–152.
6. Seryakov V. M. Calculating stresses in support and sidewall rocks in stagewise face drivage in long excavations // *Journal of Mining Science*. – 2015. – Vol. 51, Issue 5. – P. 673–678.
7. Seryakov V. M. Features of stress state of support under varying displacement of free surface of underground excavation // *IOP Conf. Series: «All-Russian Conference on Challenges for Development in Mining Science and Mining Industry Devoted to the 85th Anniversary of Academician Mikhail Kurlenya»*, 2017. 012005. : 10.1088/1755-1315/53/1/012005.
8. Зенкевич О. Метод конечных элементов в технике. – М. : Мир, 1975. – 589 с.
9. Фадеев А. Б. Метод конечных элементов в геомеханике. – М. : Недра, 1987. – 246 с.
10. Турчанинов И. А., Иофис М. А., Каспарьян Э. В. Основы механики горных пород. – Л. : Недра, 1989. – 488 с.

© В. М. Серяков, 2018

ВОЗНИКНОВЕНИЕ ОЧАГОВ САМОВОЗГОРАНИЯ УГЛЯ И ВЗРЫВОВ МЕТАНА В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ ДЕЙСТВУЮЩИХ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ

Владимир Аркадьевич Скрицкий

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, ведущий научный сотрудник, тел. (913)766-24-53, e-mail: scritsky@mail.ru

В последние годы в высокопроизводительных шахтах России одним из основных видов аварий стали взрывы метана, которые происходят внезапно и, поэтому с катастрофическими последствиями. Причина таких аварий обусловлена переходом на многоштрековую технологию подготовки выемочных столбов, при отработке которых возникающие очаги самонагрева и самовозгорания угля обычно не обнаруживаются, а проявляются взрывами метана, либо (реже) продуктами горения угля, выделяющимися из выработанного пространства.

Ключевые слова: угольный пласт, выемочный столб, технологические схемы отработки, проветривание, опорное горное давление, выработанное пространство, механодеструкция, самонагревание, самовозгорание, взрыв метана.

EMERGENCY OF PLACES OF THE COAL SPONTANEOUS COMBUSTION AND METHANE EXPLOSION IN THE MINED-OUT ZONE OF THE EXTRACTION AREA

Vladimir A. Skritsky

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Leading Researcher, phone: (913)766-24-53, e-mail: scritsky@mail.ru

Recently, one of the main types of accident in high-performance mines of Russia has been methane explosions, which occur suddenly and, therefore, with catastrophic consequences. The accidents are caused by the transition to multi-drive technology for the preparation of extraction panels, during which the places of the coal spontaneous heating and combustion are not detected, but are manifested by methane explosions or (rarely) coal combustion products emerging from the mined-out area.

Key words: coal seam, extraction panel, technological design of mining, ventilation, bearing pressure, mined-out area, mechanical destruction, spontaneous heating, spontaneous combustion, methane explosion.

В последние годы в высокопроизводительных шахтах, обрабатывающих пологие угольные пласты, доминирующим видом аварий превратились взрывы метана [1]. Отработка выемочных участков на пологих пластах производится длинными столбами по простиранию пластов с обрушением пород кровли (ДСО), подготавливаемым по многоштрековой технологии [2]. Скорость продвижения очистных забоев (лавы) превышает 100 м в месяц, что соответствует требованиям инструкции по пожаробезопасной отработке выемочных участков [3], и тем ни менее, при отработке пологих пластов возникают эндогенные пожары и происходят взрывы метана. Для определения наиболее вероятных мест возникновения очагов самовозгорания угля в выработанном пространстве рас-

смотрим технологическую схему многоштрековой подготовки и отработки пологих пластов, представленную на рис. 1 [2].

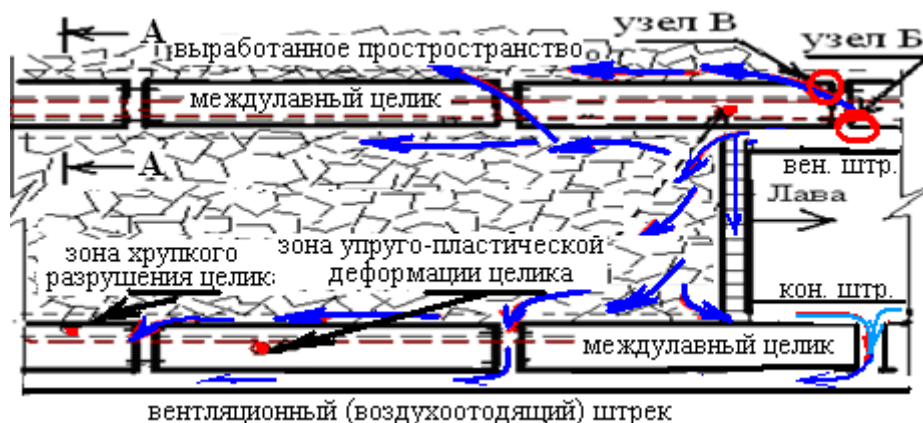


Рис. 1. Схема отработки выемочного участка системой ДСО

При многоштрековых технологических схемах подготовки и отработки выемочных столбов целики, отделяющие обрабатываемый выемочный столб от выработанного пространства ранее отработанных лав, прорезаны вентиляционными сбоями. Свежая струя воздуха для проветривания действующей лавы поступает по вентиляционному штреку вдоль междулавного целика, прорезанного вентиляционными сбоями и отделяющего действующий выемочный участок от выработанного пространства ранее отработанной лавы. Поэтому движение воздуха по лаве нисходящее. На сопряжении вентиляционного штрека с лавой поступивший к лаве воздух разделяется на 2 потока. Один поток движется по лаве, а второй, от 20 до 40 % от всего поступающего по вентиляционному штреку воздуха, перепускается через выработанное пространство в направлении конвейерного штрека для удаления метана из выработанного пространства. На подходе к конвейерному штреку большая часть этого воздуха (с метаном) через заднюю вентиляционную сбойку поступает в камеру смешивания, расположенную на вентиляционном штреке подготавливаемого к отработке следующего выемочного столба. А оставшаяся часть воздуха из выработанного пространства через сопряжение лавы с конвейерным штреком поступает в исходящую струю воздуха из лавы.

Вследствие явления зональной дезинтеграции углепородный массив по контуру горных выработок расслаивается [4]. А в местах сопряжения двух пересекающихся выработок – вентиляционных сбоек со штреками две различно ориентированные зоны дезинтеграции пород накладываются друг на друга. В результате в местах сопряжений пересекающихся выработок углепородный массив становится разупрочненным и воздухопроницаемым. В результате изоляция выработанного пространства ранее отработанной лавы от поступления в него воздуха нарушается, что видно на рис. 2 (см. узел Б на рис. 1). Поэтому в выработанное пространство ранее отработанной лавы через вентиляционные

сбойки, прорезающие междулавный целик, поступление воздуха происходит в течение всего времени, пока по вентиляционному штреку подается воздух для проветривания очистного забоя. По мере подвигания очистного забоя лавы междулавный целик вдоль вентиляционного штрека подвергается повторному воздействию сил опорного горного давления, но уже со стороны обрабатываемого выемочного столба. В результате по обе стороны междулавного целика, на контакте его с выработанными пространствами, возникают зоны разрушения и дезинтеграции в краевых частях междулавного целика. Зоны хрупкого разрушения краевой части целика и упругопластической деформации угля показаны на рис. 3 (см. сечение А-А на рис. 1).

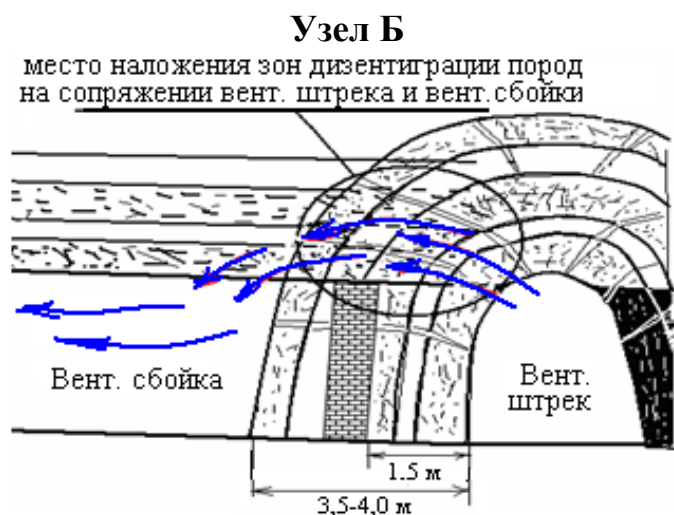


Рис. 2. Воздухопроницаемость углепородного массива в месте возведения изолирующих сооружений

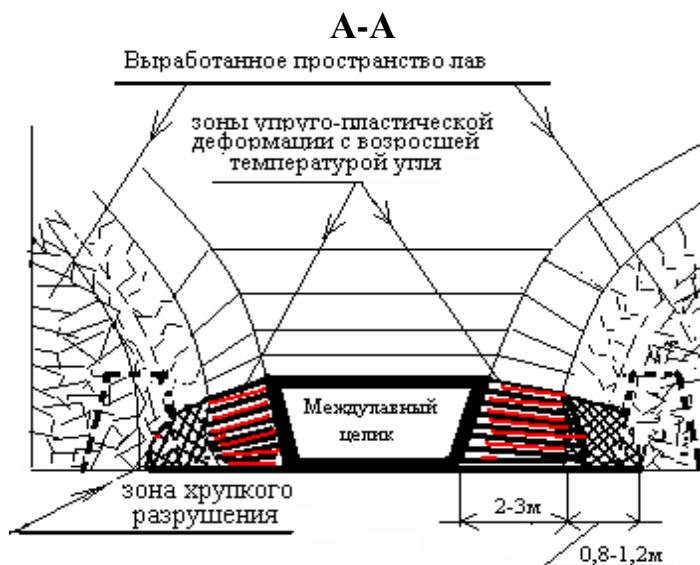


Рис. 3. Процесс деформации и разрушения междулавного целика на контакте с выработанным пространством

В зоне упругопластической деформации угля в процессе механической работы, совершаемой силами опорного горного давления, по разрушению и смещению относительно друг друга угольных пачек, температура угля повышается на 25–30 °С и более. Обычно зона упругопластической деформации угля в краевой части пласта удалена от плоскости его обнажения на 2,5–5,0 м. Поэтому на протяжении междулавного целика нагретый уголь в зоне упругопластических деформаций перекрыт от поступления к нему воздуха не нагретым разрушенным углем, образовавшимся при отжиме и хрупком разрушении внешнего края целика. Однако, в местах сопряжения вентиляционных сбоек со штрекам (с выработанным пространством), краевая часть целика с возникшим в ней очагом самонагрева, становится проницаемой для поступления воздуха к нагретому углю, что показано на рис. 4 (см. узел В на рис. 1).

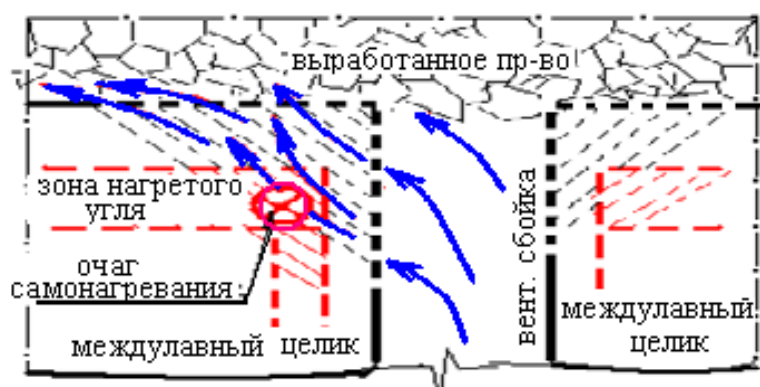


Рис. 4. Очаг самовозгорания угля внутри краевой части междулавного целика

В результате поступления воздуха к нагретому и раздавленному углю внутри краевой части междулавного целика возникает очаг самонагрева угля. По мере поступления воздуха очаг самонагрева угля может развиваться до стадии самовозгорания. От горящего угля воспламенится метан, а при взрывоопасной концентрации метана в выработанном пространстве произойдет и взрыв, который может распространиться по очистному забою и примыкающим горным выработкам, в которых во взрывах принимает участие и угольная пыль.

Причиной возникновения таких аварий является то, что при отработке пологих пластов по многоштрековым технологическим схемам ни очаги самонагрева, ни очаги самовозгорания угля, возникающие в выработанном пространстве, как правило, не обнаруживаются. В большом количестве воздуха, перепускаемом через выработанное пространство, концентрация оксида углерода (СО) снижается настолько, что в отбираемых пробах воздуха СО обычно не выявляется. К тому же нормативными документами регламентировано, что при скоростях подвигания очистных забоев более 90 м в месяц эндогенные пожары не успевают возникать. Все это вводит в заблуждение и шахтеров, и гор-

ный надзор, а в итоге в высокопроизводительных выемочных участках шахт периодически неожиданно происходят взрывы метана.

Для предотвращения эндогенных пожаров и взрывов метана необходимо отказаться от многоштрековой подготовки выемочных столбов и от комбинированного способа проветривания выемочных участков [5]. Кроме того необходимо начать учитывать участие опорного горного давления в возникновении очагов самонагревания угля.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Опарин В. Н., Скрицкий В. А. Причины и возможности предотвращения взрывов метана и эндогенных пожаров в угольных шахтах Кузбасса // Горная промышленность. – 2010. – № 3. – С. 50–56.

2. Об утверждении Технологических схем многоштрековой подготовки выемочных столбов для отработки высокогазоносных и самовозгорающихся пологих угольных пластов, обеспечивающих высокопроизводительную и безопасную работу комплексномеханизированных забоев : приказ Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 22 декабря 2011 г. № 735. – М., 2011.

3. Инструкция по предупреждению и тушению подземных эндогенных пожаров в шахтах Кузбасса. – Кемерово : ВостНИИ, 2007. – С. 82.

4. Опарин В. Н., Скрицкий В. А. О зонально-дезинтеграционных процессах в углепородных массивах и проблеме изоляции выработанного пространства от поступления воздуха // Сб. трудов конференции (28.06–2.07.2010 г.) «Фундаментальные проблемы формирования техногенной среды». Т. II. Геотехнология. – Новосибирск : ИГД СО РАН, 2010. – С. 19–23.

5. Скрицкий В. А. Роль горного давления в возникновении эндогенных пожаров в угольных шахтах // СПАССИБ-СИББЕЗОПАСНОСТЬ-2009. Междунар. науч. конгр. : сб. материалов (Новосибирск, 15–17 сентября 2009 г.). – Новосибирск : СГГА, 2009. – С. 162–164.

© В. А. Скрицкий, 2018

РАЗРАБОТКА КОМПРЕССИОННО-ВАКУУМНЫХ УДАРНЫХ МАШИН ДЛЯ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ В ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ ПРИ ПРОГНОЗИРОВАНИИ ОПАСНЫХ ГОРНО-ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ

Даниил Владимирович Степанов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, аспирант, инженер, тел. (383)205-30-30, доп. 153, (952)903-83-77, e-mail: danila-st@mail.ru

Неля Сахибовна Бондарук

ООО «Сибниииуглеобогашение», 653000, Россия, Кемеровская область, г. Прокопьевск, ул. Горная, 1, начальник отдела правового обеспечения, тел. (384)661-47-02, e-mail: pravo@uy.nsk.su

Представлена возможность применения подземной сейсморазведки для прогнозирования и предотвращения горных ударов в выработках с помощью специально разработанных для угольных шахт автономных компрессионно-вакуумных ударных машин как альтернатива методу прогнозирования по выходу буровой мелочи из пробуриваемых шпуров. Проведен ряд исследований работоспособности сейсмоисточника на базе ударных машин КВУМ.

Ключевые слова: подземная сейсморазведка, прогноз, горные удары, компрессионно-вакуумная машина, разработка, упругие волны, источник.

DEVELOPMENT OF COMPRESSION-VACUUM IMPACT MACHINES FOR THE PREDICTION OF HAZARDOUS ROCK-DYNAMICS EVENTS IN UNDERGROUND MINING AREA

Daniil V. Stepanov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D. Student, Engineer, phone: (383)205-30-30, extension 153, (952)903-83-77, e-mail: danila-st@mail.ru

Nelya S. Bondaruk

ООО «Sibniiiugleobogashenie», 1, Gornaya St., Prokopievsk, 653000, Russia, Head of Regulatory Affairs Department, phone: (384)661-47-02, e-mail: pravo@uy.nsk.su

The possibility of underground seismic usage for predicting and preventing rock bursts in the mining areas by specially developed compression-vacuum impact machines is presented. The machines are employed as an alternative to the method of predicting the output of drill cuttings from drilled holes. A number of studies on the efficiency of a seismic source have been carried out based on compression-vacuum impact machines employment.

Key words: underground seismic survey, prediction, rock burst, compression-vacuum machine, development, elastic waves, source.

Проблема повышения безопасности и эффективности подземной разработки месторождений полезных ископаемых занимает важное место в дальнейшем развитии горнодобывающей промышленности. Неизбежное, при подземных работах, горное давление, особенно в условиях глубоких горизонтов, развитого фронта очистных работ, высокой тектонической напряженности массива пород

и сложности его геологической структуры приводит к опасным последствиям: горные удары, внезапные выбросы угля и газа, геологические нарушения и т. д.

Прогнозирование горных ударов и внезапных выбросов на подземных горнодобывающих предприятиях не позволяет в полной мере исключать и предотвращать внезапное их проявление и, как следствие, обеспечивать безопасность при ведении горных работ. Прогноз удароопасности и выбросоопасности в настоящее время производится по выходу буровой мелочи из пробуриваемых шпуров, на расстоянии вокруг проводимой выработки не более 5 м (по длине шпура), периодичность прогноза удароопасности каждые 75 м, выбросоопасности каждые 5–7 м подвигания. На рис. 1 представлена схема проведения прогноза удароопасности в горной выработке методом выхода буровой мелочи из пробуриваемых шпуров.

Данная методика ограничивает «видимость» и представление о сплошности и однородности массива, а также выявления газодинамических явлений.

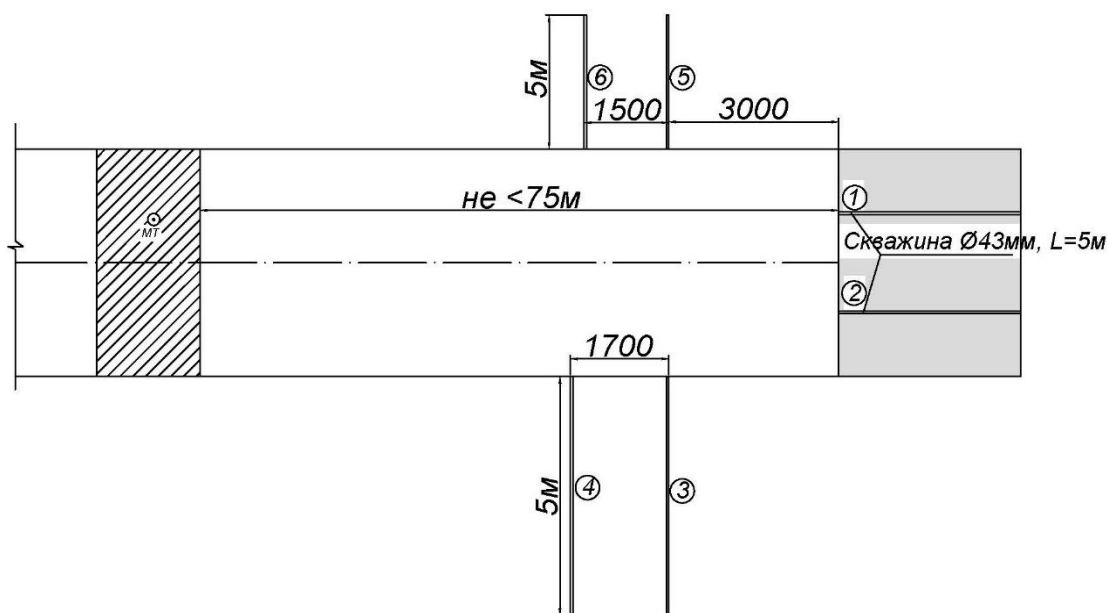


Рис. 1. Примерная схема проведения прогноза удароопасности в горной выработке методом выхода буровой мелочи из пробуриваемых шпуров

Для эффективного управления горным давлением необходимо применение методов и средств оценки и контроля геомеханического состояния массива горных пород, заблаговременно и в полной мере учитывающих особенности геодинамики и условий отработки месторождений в конкретных районах. Надежность прогноза горных ударов во многом зависит от достоверности и оперативности выявления в разрабатываемом массиве горных пород удароопасных зон. Точный учет геомеханического состояния массива горных пород позволяет научно обосновать комплекс мероприятий по предотвращению опасных проявлений горного давления при планировании и ведении горных работ. Решении

данных проблем оказывает прогнозирование горно-динамических явлений подземной сейсморазведкой, которая используется для изучения физико-механических и прочностных свойств пород. Прежде, чем обрушиться, породы кровли должны сначала отслоиться от вышележащего породного массива. Следовательно, вероятность обрушения пород кровли определяется наличием и местонахождением поверхностей потенциального и фактического расслоения пород. Принцип действия состоит в следующем: в объеме горных пород генерируемые волны попадают на границы слоев с различными упругими свойствами, изменяют направление, углы лучей и амплитуду, образуются новые волны. На пути следования волн размещаются пункты приема, где при помощи сейсμοприемников принимаются колебания частиц и преобразуются в электрический сигнал. Из полученных сейсмограмм извлекается геолого-геофизическая информация и обрабатывается в специализированных программах. Следовательно, возможно отследить места, где есть необходимость для принятия комплекса мероприятий по предотвращению горно-динамических явлений.

Преимущество данного метода исследования в том, что он охватывает наиболее широкий диапазон исследования вокруг проводимой выработки, в пределах 200 м и более, а не 5–7 м как при методе выхода буровой мелочи, а это значит, что его целесообразнее применять на подземных горных предприятиях. Таким образом, своевременное обнаружение деформаций горного массива поможет заранее выявить где нужно предпринимать меры, не дожидаясь катастрофы. Создание же дополнительной внутренней службы подземной сейсморазведки для проведения прогноза удароопасности дает возможность самостоятельно, без привлечения сторонних организаций осуществлять этот вид деятельности, а относительная простота и дешевизна не потребует особых затрат.

Основным недостатком сейсморазведки с небольшими глубинами это формирование упругих волн с помощью малых ударов ручными инструментами. При этом возбуждение данных волн основано на человеческой силе и производится ударами кувалды о металлическую подложку в массив, направление удара возможно сформировать только в вертикальном вниз направлении. Получение ударов с одинаковой силой и энергией также является весьма затруднительным и как следствие неточная фиксация волн и обработка данных.

В условиях подземной разработки месторождений полезных ископаемых для проведения сейсморазведочных работ характерны стесненные условия, характеризующиеся ограниченным пространством, наличием препятствий для передвижения, сложным рельефом земной поверхности. Также характерна повышенная влажность, которая влияет на применяемое оборудование, которое, по данной причине, должно быть защищено от агрессивных свойств среды. Электрооборудование должно иметь степень влагозащищенности по классу защиты IP не ниже пятой.

Оборудование для подземной сейсморазведки должно быть компактным. Масса отдельных составляющих комплекса не должна превышать 30 кг и иметь возможность удобной ручной транспортировки при движении по горным выработкам. Поэтому исполнение технических средств должно быть модульным. Вре-

менные затраты на подготовительные работы должны быть также сведены к минимуму (4–6 мин), поскольку в условиях подземной разработки транспортировка сейморазведочного комплекса осуществляется в разобранном состоянии.

В горных выработках одним из ключевых требований к сейсмоисточнику является возможность его автономной работы. Зачастую, подключение к сети электропитания в шахтах и рудниках не всегда возможно. Автономность работы осуществляется за счет использования дополнительного оборудования. В качестве источника электроэнергии в подземных условиях могут применяться съемные аккумуляторные батареи различной емкости.

При проведении подземной сейморазведки большое значение приобретает повторный удар. Здесь последний крайне нежелателен, поскольку ведет к искажению сейсмограмм, снижению их качества и, как следствие, стагнации результатов, проводимых сейсмоисследований.

В настоящее время в лаборатории бурения и технологических импульсных машин ИГД СО РАН продолжается разработка автономных невзрывных мобильных сейсмоисточников на базе компрессионно-вакуумных ударных машин (КВУМ) для ведения подземной сейморазведки.

С одной стороны, конструкция ударной машины должна обеспечивать наибольшую энергию ударного воздействия для увеличения глубины проникновения упругих продольных волн в исследуемый массив геосреды. С другой стороны, очень важным является предотвращение повторного удара, т. е. осуществление «подхвата» ударника при отскоке, что неизбежно связано с подачей рабочей среды (технического вакуума) в верхнюю камеру за некоторое время до события (удара) и, как следствие, его предупредительное торможение. В следствие, возникают противоречащие друг другу задачи, которые выполнялись путем экспериментального определения наиболее рациональных параметров элементов конструкции, обеспечивающих реализацию «компромиссного» решения.

Экспериментальные лабораторные исследования позволили обосновать и определить основные параметры КВУМ-1, относящиеся к автоматизированной системе рабочего цикла, которые представлены в табл. 1.

Таблица 1

Основные параметры КВУМ-1

Поз.	Параметр	Значение
1	Масса груза-переключателя, кг	0,3
2	Коэффициент упругости пружины, Н/м	125
3	Длина фрикционной втулки, мм	85
4	Длина гибкого элемента	$2/3 L_{PX}^*$

* L_{PX} – длина рабочего хода.

С использованием данной компрессионно-вакуумной ударной машины в качестве источника продольных волн динамического возбуждения, технические характеристики которой представлены в табл. 2, проведены эксперимен-

тальные исследования на Восточном участке Таштагольского месторождения на горизонте –350 м от земной поверхности, по результатам которых установлено влияние виброударного воздействия на зарождение, подготовку и проявление геодинамических явлений: в виде толчков с энергетическим классом от 2 до 2,4, изменения удельного электросопротивления от 1 до 31 Ом·м, дисперсии амплитуды электромагнитных сигналов на частотах 1 и 13 кГц с усреднением амплитуды 10 мс. В данных исследованиях ударная машина показала возможность ее использования в подземных условиях.

Таблица 2

Технические характеристики сейсмоисточника

№	Технические характеристики	Показатели
1	Энергия ударного воздействия, Дж	1 200
2	Масса ударного бойка, кг	40
4	Частота ударных воздействий, Гц	0,16–0,5

Поскольку конечной целью разработки сейсмоисточника является генерация в грунте сейсмического импульса, причем в целях увеличения разрешающей способности по возможности более короткого и без повторных ударов, связанных с эффектом «отскока», была также проведена серия экспериментов с регистрацией сигнала на малом (~ 40 см) расстоянии от точки приложения сейсмического импульса. Опыты проводились на городском асфальте, так как на нем хорошо проявляются эффекты «отскока» и отсутствуют отражения, возможные в случае использования бетонной плиты конечных размеров. Использовались серийные сейсмодатчики и АЦП с компьютером.

Испытания позволили получить следующие результаты. В случае одиночного удара по стальной плите (рис. 2) заметен эффект «отскока» с повторным ударом примерно через 0,1 секунды. На осциллограммах режима автоматической работы ударного сейсмоисточника в многоударном режиме (рис. 3) видно, что эффект повторного удара вследствие «подхвата» исчезает. Не наблюдается он и при использовании демпфера (рис. 4).

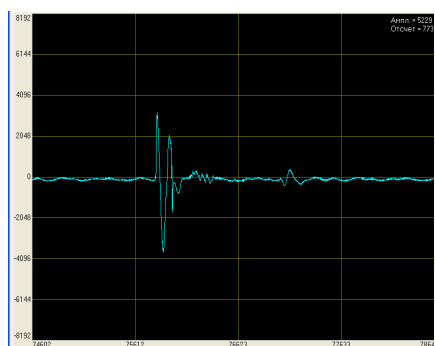


Рис. 2. Режим «с отскоком»

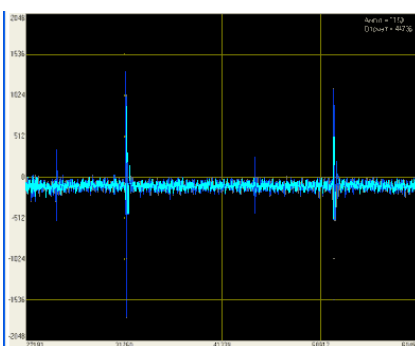


Рис. 3. Многоударный режим с «подхватом» бойка после удара

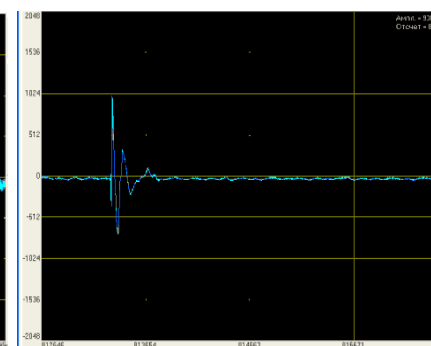


Рис. 4. Режим «без отскока»

Работа КВУМ-1 в подземных условиях подтвердила ее эффективность, надежность и целесообразность применения в качестве невзрывного источника упругих волн. Однако испытания выявили некоторые технические недостатки.

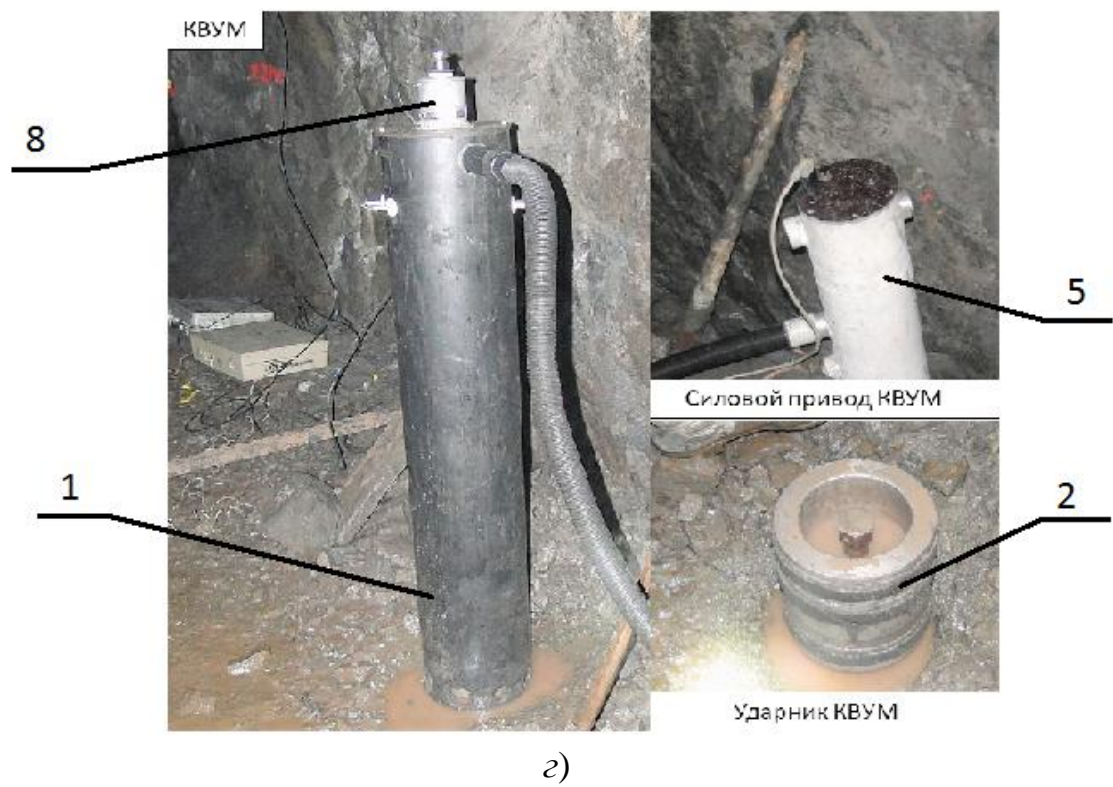
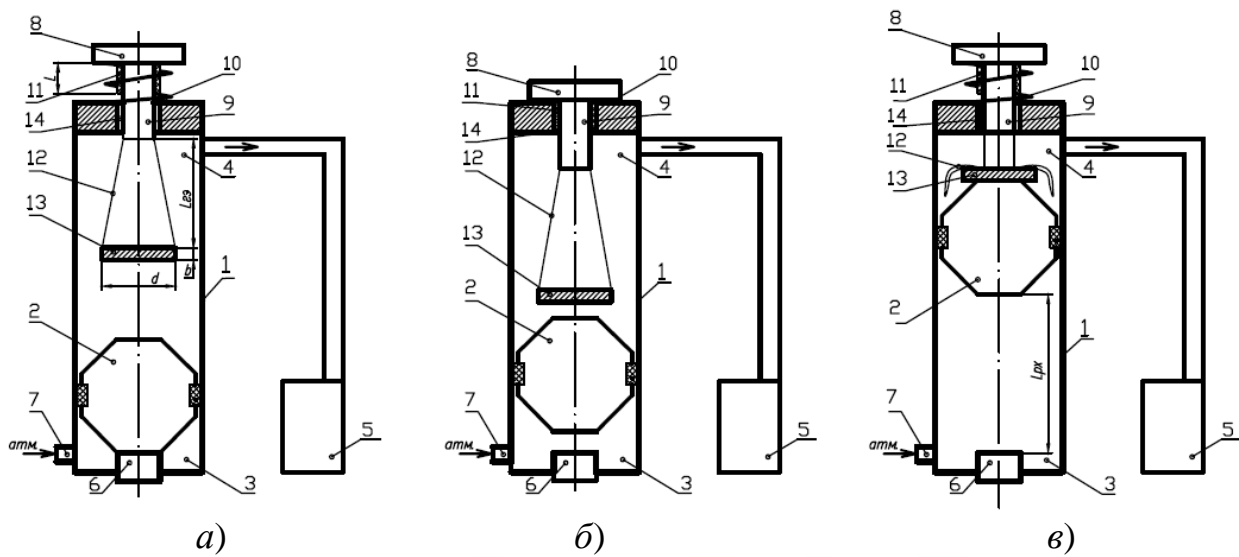


Рис. 5. Компрессионно-вакуумная ударная машина КВУМ:

а) схема КВУМ-1 в исходном положении; б) то же при движении ударника вверх; в) то же в верхнем положении ударника; г) общий вид КВУМ-1; 1 – корпус; 2 – ударник; 3 – нижняя камера, соединенная через канал 7 с атмосферой; 4 – верхняя камера, постоянно соединенная с вакуум-компрессором 5, и периодически через канал 14 с атмосферой; 6 – рабочий инструмент с подложкой; 8 – инерционно-фрикционный клапан; 9 – золотник; 10 – пружина; 11 – втулка-седло; 12 – гибкий элемент (в виде тросиков); 13 – гравитационный переключатель

Для повышения энергетических параметров КВУМ-1, ее надежности, предотвращения отскока ударника были проведены дополнительные лабораторные исследования, которые заключались в экспериментальном уточнении параметров элементов инерционно-фрикционного клапана. В результате проведенных исследований установлено, что преждевременная подача рабочей среды (технического вакуума) в верхнюю камеру снижает энергию единичного ударного воздействия, притормаживает ударник перед наступлением события (удара). Кроме того, немаловажное значение имеет форма и масса грузопереключателя 13. С одной стороны, он должен обеспечивать максимальный рабочий ход ударника, т.е. иметь наименьшую высоту b , при этом свободно перемещаться в верхней камере корпуса, т. е. его диаметр должен исключать возможность заклинивания переключателя 13 в корпусе 1. С другой стороны, масса переключателя 13 не может превышать усилия пружины 10 в исходном положении КВУМ-1, так как это приведет к перекрытию канала 14 и, как следствие, к дестабилизации рабочего цикла. При этом его инерционная масса при падении должна быть достаточна для перекрытия канала 14 фрикционной втулкой-седлом 11, а, значит, и для обеспечения обратного хода ударника. При реализации проекта на Таштагольском месторождении длина гибкого элемента ($L_{гэ}$) КВУМ-1 для получения наибольшей энергии единичного ударного воздействия составляла $0,8 L_{рх}$ (длина рабочего хода ударника), поскольку повторный удар (отскок) не имел негативного последствия на достижение основной цели работы: создание слабых динамических воздействий в шахтном поле.

Принципиальная схема КВУМ-1 запатентована (Пат. на ПМ РФ № 163465, опубл. 20.07.16, бюл. № 20)

По результатам проведенных испытаний внесены изменения в конструкцию компрессионно-вакуумной ударной машины, скорректированы дальнейшие действия по применению и разработке компрессионно-вакуумных ударных машин. Разработан сейсмоисточник, обеспечивающий более широкий диапазон энергетического ударно-циклического воздействия на породный массив 0,5–1,2 кДж. В настоящее время работы в этом направлении продолжаются.

Работа выполнена в рамках проекта ФНИ, № гос. регистрации АААА-А17-117122090003-2.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ивашин В. В., Иванников Н. А., Узбеков К. Х. К вопросу создания переносных импульсных невзрывных сейсмоисточников с индукционно-динамическим приводом // Известия научного центра Российской академии наук. – 2013. – № 4–1, Т. 15. – С. 75–81.
2. Белобородов В. Н., Ткачук А. К. Анализ эффективности конструктивных решений уплотнений ударных машин с полимерными корпусами, позволяющих снизить трение и утечки воздуха // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2014. – № 1, Т. 2. – С. 54–61.
3. Перспективы создания длинноходовых автономных ударных механизмов двойного действия для строительства, ЖКХ, сейсморазведки и горного дела / В. Н. Белобородов, А. А. Репин, А. К. Ткачук, В. Н. Карпов // Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2014. X Междунар. науч.

конгр. : Междунар. науч. конф. «Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Геоэкология» : сб. материалов в 4 т. (Новосибирск, 8–18 апреля 2014 г.). – Новосибирск : СГГА, 2014. Т. 4. – С. 241–246.

4. Разработка и исследование автономного мобильного компрессионно-вакуумного ударного источника продольных волн для сейсморазведки / А. А. Репин, А. А. Ткачук, В. Н. Карпов, В. Н. Белобородов, А. Г. Ярославцев, А. А. Жикин // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2016. – № 1. – С. 144–151.

5. Рекомендации по безопасному ведению горных работ на склонных к динамическим явлениям угольных пластах : приказ Ростехнадзора от 08/21/2017 № 327.

6. Санфиоров И. А., Ярославцев А. Г. Опыт применения сейсморазведки ОПГ для решения инженерно-геологических задач // Геофизика. – 2004. – № 3. – С. 27–30.

7. Методические указания по созданию систем контроля состояния горного массива и прогноза горных ударов как элементов многофункциональной системы безопасности угольных шахт / Д. В. Яковлев, Т. И. Лазаревич, А. Н. Поляков, А. С. Харкевич. – СПб. : ОАО «ВНИМИ», 2012. – 83 с.

8. Ивашин В. В., Иванников Н. А., Узбеков К. Х. К вопросу создания переносных импульсных невзрывных сейсмоисточников с индукционно-динамическим приводом // Известия научного центра Российской академии наук. – 2013. – № 4–1, Т. 15. – С. 75–81.

9. Опыт применения сейсморазведки ОПГ для решения инженерно-геологических задач // Геофизика. – 2004. – № 3. – С. 27–30.

10. Белобородов В. Н., Ткачук А. К. Некоторые способы борьбы с отскоком в ударных импульсных источниках при малоглубинной сейсморазведке. – Новосибирск : ИГД СО РАН, 2012. – Т. 2. – С. 70–73.

11. Ткачук А. К., Степанов Д. В. Разработка автономного невзрывного сейсмоисточника для проведения подземной сейсморазведки // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2016. – № 3, Т. 2. – С. 198–201.

12. Ткачук А. К., Карпов В. Н. Особенности и перспективы развития компрессионно-вакуумных машин ударного действия // Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2016. XII Междунар. науч. конгр. : Междунар. науч. конф. «Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Геоэкология» : сб. материалов в 4 т. (Новосибирск, 18–22 апреля 2016 г.). – Новосибирск : СГУГиТ, 2016. Т. 4. – С. 37–42.

13. Чирков А. В. Сравнительная характеристика источников упругих волн в малоглубинной сейсморазведке. – Пермь : Горный институт УрО РАН, 2010.

14. Влияние энергетических параметров погружного пневмоударника на технико-экономические показатели бурения скважин с одновременной обсадкой / В. В. Тимонин, С. Е. Алексеев, В. Н. Карпов, Е. М. Черниенков // ФТПРПИ. – 2018. – № 1. – С. 61–70.

15. Совершенствование технологии проходки скважин в грунте методом продавливания / Б. Б. Данилов, А. С. Кондратенко, Б. Н. Смоляницкий, А. С. Смоленцев // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2017. – № 3. – С. 57–64.

© Д. В. Степанов, Н. С. Бондарук, 2018

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕМПЕРАТУРНОГО РЕЖИМА РАБОТЫ СКВАЖИННОГО НИЗКОЧАСТОТНОГО ВИБРОИСТОЧНИКА ДЕБАЛАНСНОГО ТИПА

Вячеслав Петрович Ступин

Новосибирский государственный архитектурно-строительный университет (Сибстрин), 630008, Россия, г. Новосибирск, ул. Ленинградская, 113, кандидат технических наук, доцент, тел. (383)266-38-63, e-mail: smae@sibstrin.ru

Андрей Александрович Сергеев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, инженер отдела «Научно-инженерный центр горных машин и геотехнологий», тел. (923)125-12-28, e-mail: inox-93@mail.ru

Роман Александрович Тюгаев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, инженер отдела «Научно-инженерный центр горных машин и геотехнологий», тел. (999)450-91-29, e-mail: tyugaevroman@gmail.com

Арсений Валерьевич Козлов

Новосибирский государственный архитектурно-строительный университет (Сибстрин), 630008, Россия, г. Новосибирск, ул. Ленинградская, 113, магистрант, тел. (953)875-97-95, e-mail: voou@list.ru

Сергей Александрович Куприянов

Новосибирский государственный архитектурно-строительный университет (Сибстрин), 630008, Россия, г. Новосибирск, ул. Ленинградская, 113, магистрант, тел. (923)234-41-02, e-mail: matrix.1995@mail.ru

Приведены результаты исследования температурных режимов работы скважинного источника низкочастотных гармонических колебаний при его продолжительной работе в различных средах. Получены экспериментальные временные зависимости изменений температуры на поверхности подшипниковых узлов источника при его работе с заполненным жидкостью внутренним объемом камеры. Показано, что нагрев подшипниковых узлов при работе источника с заполненной жидкостью внутренней камерой не превышает критической температуры при которой происходят необратимые деформации в материале и его разрушение.

Ключевые слова: нагрев подшипникового узла, температура, дебаланс, виброисточник.

INVESTIGATION OF THE OPERATING TEMPERATURE MODE OF A LOW-FREQUENCY DEBALANCE VIBRATION SOURCE

Vyacheslav P. Stupnin

Novosibirsk State University of Architecture and Civil Engineering (Sibstrin), 113, Leningradskaya St., Novosibirsk, 630008, Russia, Ph. D., Associate Professor, phone: (383)266-38-63, e-mail: smae@sibstrin.ru

Andrey A. Sergeev

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Engineer, Mining Machinery and Geotechniques Research Center, phone: (923)125-12-28, e-mail: inox-93@mail.ru

Roman A. Tyugaev

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Engineer, Mining Machinery and Geotechniques Research Center, phone: (999)450-91-29, e-mail: tyugaevroman@gmail.com

Arseny V. Kozlov

Novosibirsk State University of Architecture and Civil Engineering (Sibstrin), 113, Leningradskaya St., Novosibirsk, 630008, Russia, Graduate, phone: (953)875-97-95, e-mail: voou@list.ru

Sergey A. Kupriyanov

Novosibirsk State University of Architecture and Civil Engineering (Sibstrin), 113, Leningradskaya St., Novosibirsk, 630008, Russia, Graduate, phone: (923)234-41-02, e-mail: matrix.1995@mail.ru

The results of the investigation on the temperature modes of a borehole source with low-frequency harmonic oscillations during its continuous operation in various media are presented. Experimental time dependences of temperature changes on the surface of the source bearing units are obtained during its operation with the internal volume of the chamber filled with liquid. It is shown that heating of the bearing units in case of the source operation with liquid-filled inner chamber does not exceed the critical temperature at which irreversible deformation in the material and its destruction occur.

Key words: heating of a bearing unit, temperature, debalance, vibration source.

Скважинные виброисточники используются для очистки призабойной зоны пласта [1, 2] и интенсификации добычи нефти [3, 4]. Для более эффективного воздействия источник располагается на глубине залегания продуктивного пласта, где температура окружающей среды может достигать 85 °С [5, 6]. Создаваемые источники должны сохранять свою работоспособность при повышенных температурах. Скважинный виброисточник в своем составе имеет подшипниковые узлы, которые при длительной работе могут значительно нагреваться, увеличивая температуру в скважине, что может значительно влиять на работу сопутствующего оборудования. Технология применения виброисточника подразумевает его совместную эксплуатацию с погружными электродвигателями и насосами, охлаждение которых осуществляется потоком жидкости в скважине. Для обеспечения работоспособности всех элементов системы необходимо провести исследование и сравнение температурных режимов, герметизированных виброисточников и с заполненной жидкостью рабочей камерой.

Проведение данного вида исследований на скважинах является очень дорогостоящим процессом и малоинформативным ввиду того, что из-за ограниченного пространства скважины отсутствует возможность размещения в ней полноразмерного измерительного комплекса. Поэтому изучение температурных режимов виброисточника производится в лабораторных условиях с последующим учетом нагрева его пластовой жидкостью.

В Институте горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН разработан стенд [7], для исследования параметров скважинного дебалансного генератора в условиях приближенным к натурным, а именно, при повышенных пластовых дав-

лении и температуре, с возможностью прокачки добываемой смеси через корпус генератора колебаний.

С точки зрения безопасности проведения эксперимента испытательный стенд располагается в отдельной комнате, по периметру которой установлен металлический каркас, который используется в качестве надежного крепления виброисточника. На испытательном стенде вертикально устанавливается гене-

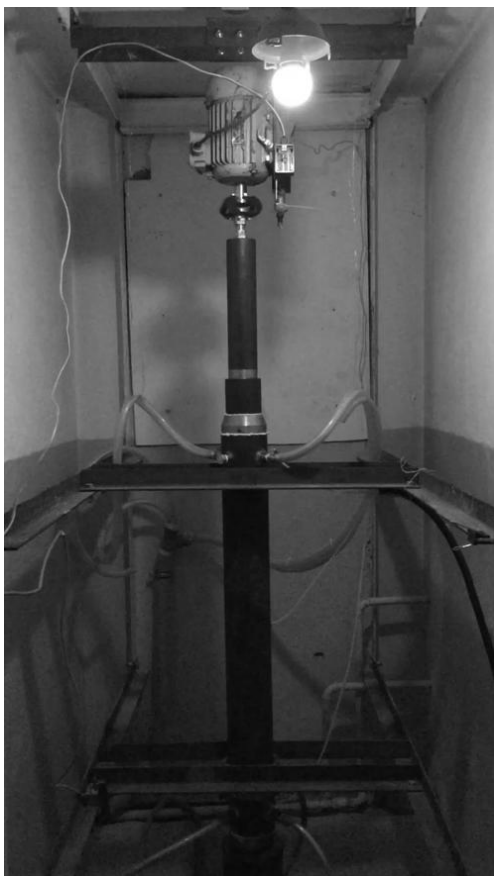


Рис. 1. Внешний вид стенда

Созданный стенд позволяет исследовать основные режимы работы погружных дебалансных генераторов, не прибегая к дорогостоящим измерительным операциям на скважинах, что позволяет избежать возникновения аварийных режимов на нефтепромысле.

Виброисточник был установлен на лабораторный стенд, и присоединен к электродвигателю. Скорость вращения привода генератора составляла 300 об/мин, что соответствует скорости вращения винтового насоса. Исследовался температурный режим двух подшипниковых узлов, один из которых был заполнен жидкостью, а второй эксплуатировался «на сухую».

Для регистрации температуры с поверхности источника использовался промышленный тепловизор производства FlukeThermography серии FlukeTi32, технические характеристики которого приведены в таблице.

ратор и присоединяется к электродвигателю. На корпус источника крепится трехкомпонентный датчик вибрации, регистрирующий горизонтальные и вертикальные колебания. Увеличение нагрузки на вал источника вследствие заполнения внутреннего объема генератора жидкостью отслеживается по изменению потребляемого тока двигателя привода генератора.

Показания со всех датчиков вводятся на аналого-цифровой преобразователь и передаются для дальнейшей записи и обработки в компьютер. При превышении предельных значений вибрации на корпусе генератора или нагрузки на привод происходит аварийное отключение электроэнергии для предотвращения разрушения частей генератора и лабораторного стенда.

Для определения ресурса установки и времени наработки на отказ отдельных ее узлов, на валу двигателя устанавливается счетчик числа оборотов, который после остановки и отключения питания стенда сохраняет свое значение.

**Технические характеристики тепловизора
(производства Fluke Thermography серии Fluke Ti32)**

Тип приемника излучения	Матрица 320 × 240 в фокальной плоскости
Тепловая чувствительность (NETD)	≤ 0,045 °C (45 мК)
Диапазон измеряемых температур	от -20 до +600 °C
Минимальное расстояние фокусировки	46 см
Рабочая температура	от -10 до +50 °C
Коэффициент излучения	0,69

Первое измерение распределения температуры на поверхности рабочей камеры источника проводилось при не работающем генераторе колебаний. Отслеживался нагрев верхнего (рис. 2) и нижнего (рис. 3) подшипникового узлов, а также в середине корпуса виброисточника. Затем источник проработал непрерывно 20 минут и каждые 5 минут регистрировались изменение распределения температуры на подшипниковых узлах. Тепловизор размещался на расстоянии не менее 46 см от поверхности камеры источника, что связано с обеспечением минимального расстояния фокусировки прибора.

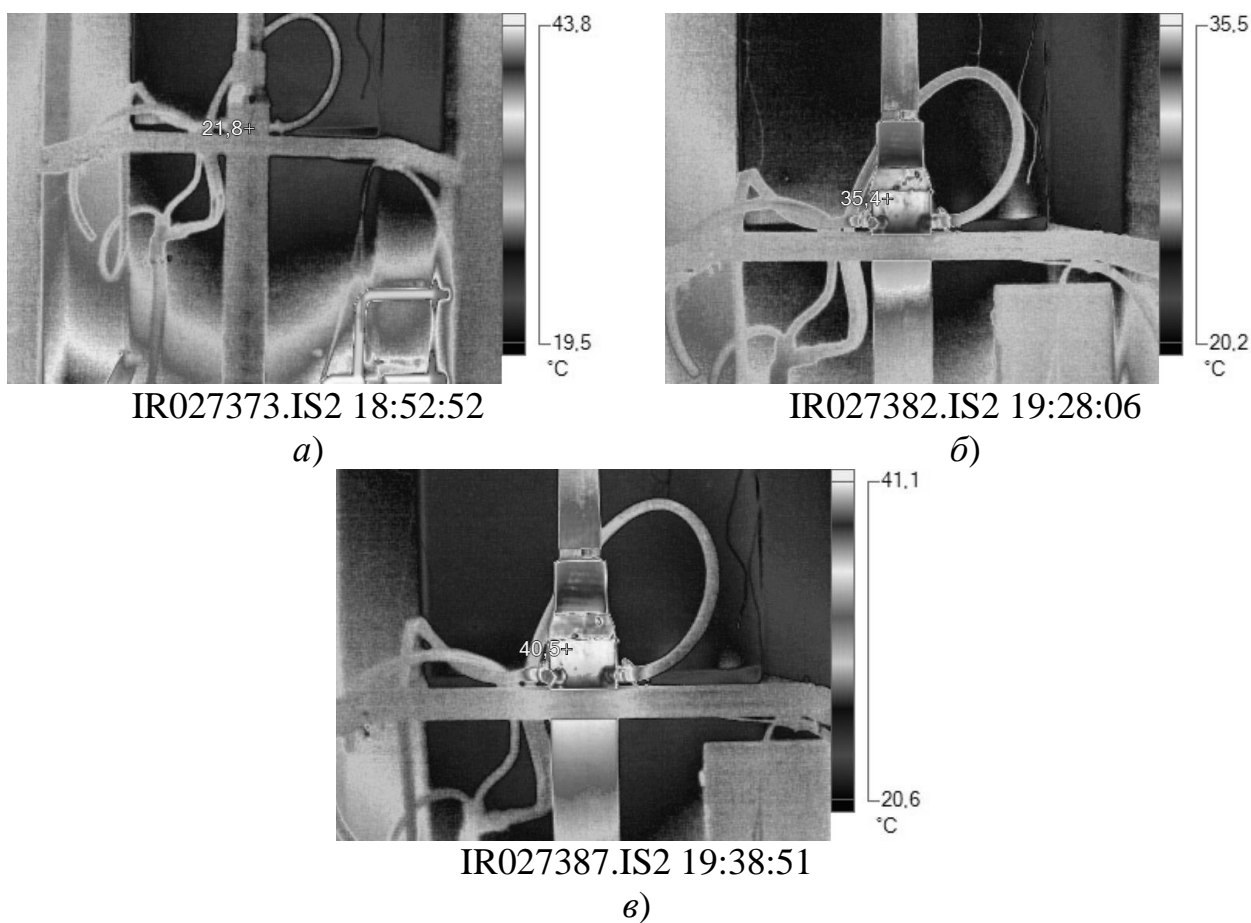


Рис. 2. Режим работы источника без жидкости верхнего подшипника

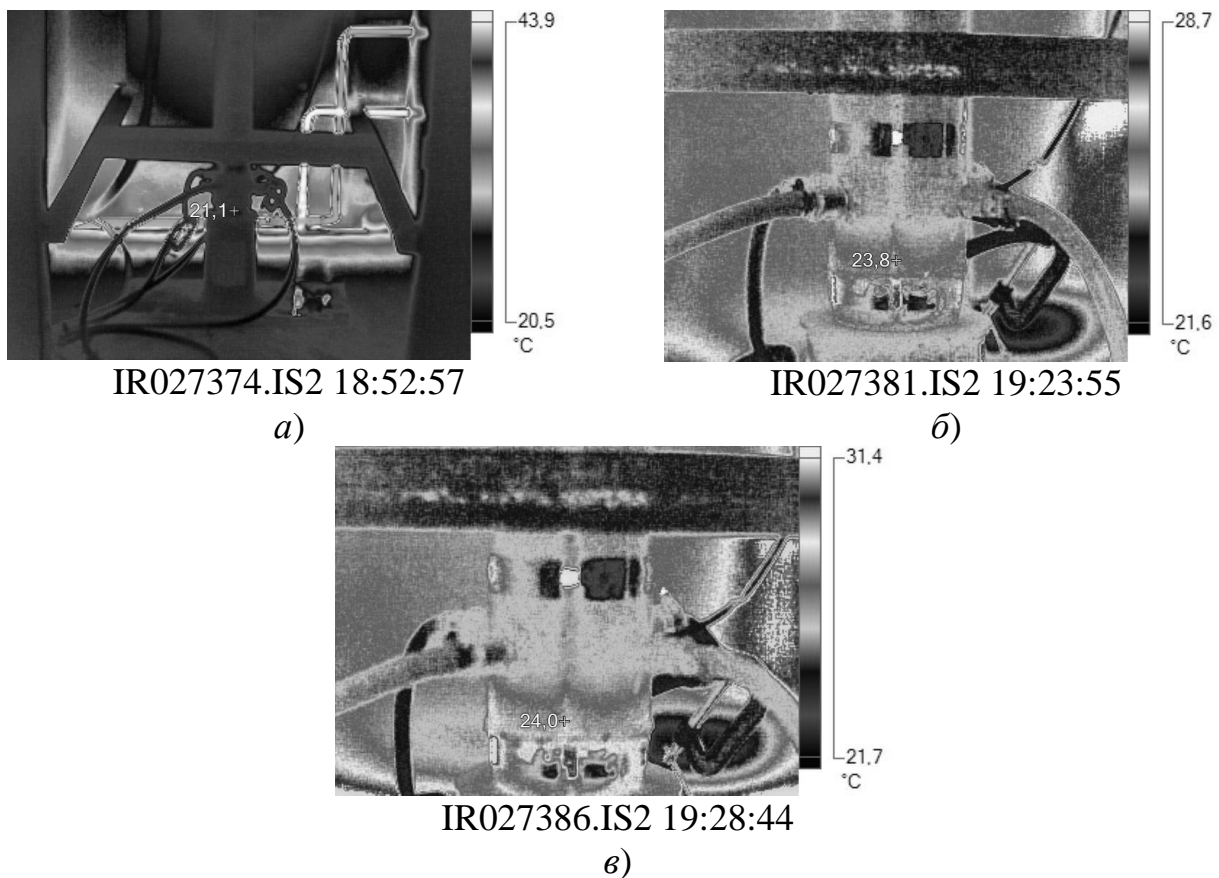


Рис. 3. Режим работы источника в жидкости нижнего подшипника

Данные по распределению температуры, в цифровом виде сохранялись на SD Memory Card и в последующем обрабатывались в программном комплексе SmartView, поставляемом с прибором. Также нами проводились измерения нагрева поверхности корпуса источника, с заполненной жидкостью внутренней рабочей камерой (рис. 4). Область изменений температуры была сосредоточена в средней части рабочей камеры – равно удаленной от подшипниковых узлов, что необходимо для оценки величины нагрева скважинной жидкости, находящейся между источником и внутренней стенкой скважины.

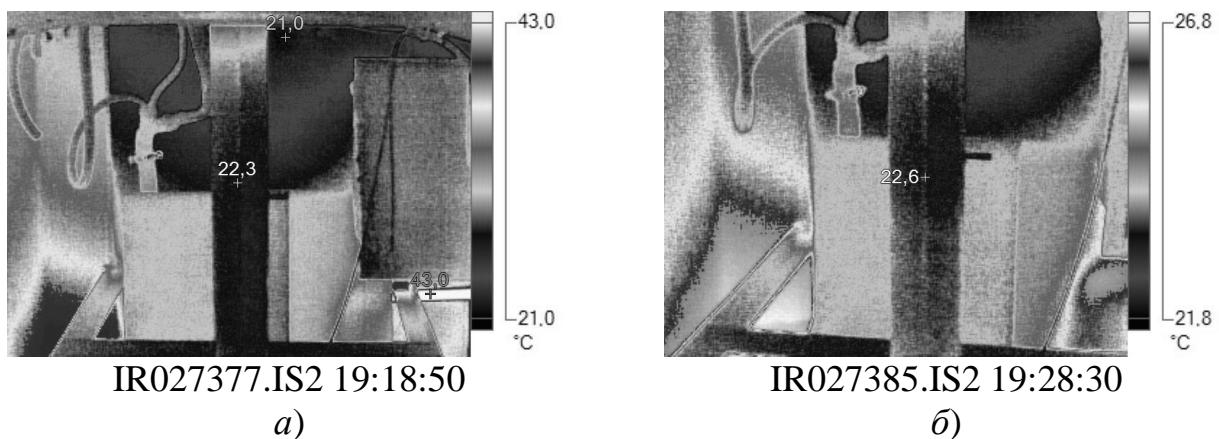


Рис. 4. Нагрев средней части рабочей камеры

Сравнивая рис. 4, *а* и *б*, получим, что нагрев добываемого флюида, прокачиваемого между корпусом генератора и обсадной колонной нагреется незначительно (менее 1 °С) и не приведет к перегреву погружного электропривода и насоса.

На рис. 5 приведен график временной зависимости нагрева поверхности корпуса в области расположения подшипниковых узлов, из которого видно, что выделяемое в процессе работы источника тепло распределяется равномерно во внутренней камере источника в присутствии жидкости. В отсутствии жидкости-теплоносителя температура возросла на 18,7 °С за 20 минут работы источника.

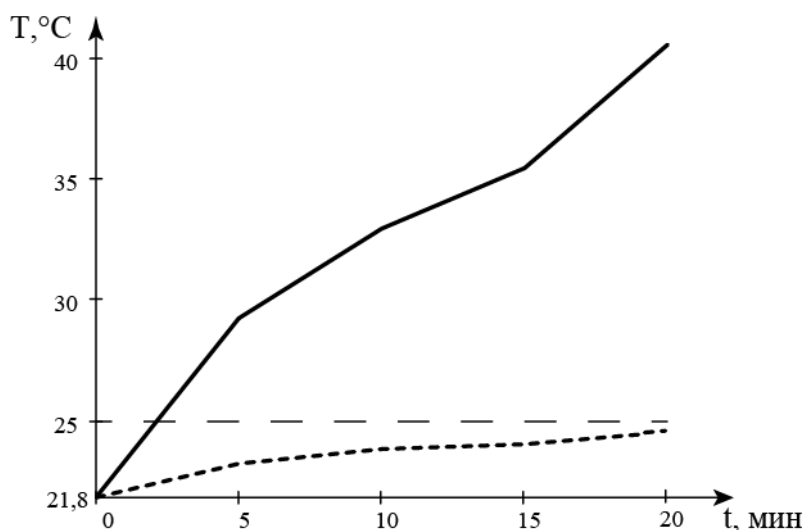


Рис. 5. График временной зависимости нагрева поверхности корпуса для верхнего (—) и нижнего (---) подшипников

Исследования температурного режима источника с заполненной жидкостью внутренней камерой показывают, что эксплуатация виброисточника без отвода тепла от подшипниковых узлов нецелесообразна. Чрезмерный нагрев подшипников приводит к выходу из строя и заклиниванию дебаланса во внутренней камере источника. Наличие жидкости теплоносителя, отводящего тепло от трущихся деталей, позволяет обеспечить равномерный нагрев камеры и гарантировать продолжительный период эксплуатации источника.

Прокачка добываемого флюида, между корпусом генератора и обсадной колонной, обеспечивает охлаждение виброисточника до температуры пласта, тем самым, снижая риск выхода сопутствующего оборудования из строя. Нагрев источника не увеличивает температуру скважинной жидкости, что делает возможным его совместную эксплуатацию с погружными электродвигателями.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Интенсификация нефтедобычи методом вибросейсмического воздействия заглубленными источниками упругих волн : монография / Ю. А. Бурьян [и др.]. – Омск : ОмГТУ, 2014. – 212 с.

2. Ерофеев А. А., Мордвинов В. А. Изменение свойств призабойной зоны скважины в процессе разработки бобриковской залежи Уньвинского месторождения // Вестник ПНИПУ. Геология. Нефтегазовое и горное дело. – 2012. – С. 57–62.
3. Дыбленко В. П. Волновые методы воздействия на нефтяные пласты с трудноизвлекаемыми запасами. Обзор и классификация. – М. : ОАО «ВНИИОЭНГ», 2008. – 80 с.
4. Гадиев С. М. Использование вибрации в добыче нефти. – М. : Недра, 1977. – 159 с.
5. Ковалева Л. А., Зиннатуллин Р. Р., Шайхисламов Р. Р. К исследованию влияния температуры обработки на конечную вязкость нефтяных сред // Теплофизика высоких температур. – 2010. – Т. 48, № 5. – С. 796–798.
6. Гуськова И. А., Гумерова Д. М. Реологические исследования влияния термического воздействия на свойства нефти и промышленных водонефтяных эмульсий // Газовая промышленность. – 2014. – Т. S708 (708). – С. 104–106.
7. Цупов М. Н., Савченко А. В. Разработка сейсмических виброисточников для воздействия на массив горных пород // Машиноведение. – 2016. – Т. 4. – С. 62–67.

© В. П. Ступин, А. А. Сергеев, Р. А. Тюгаев, А. В. Козлов, С. А. Куприянов, 2018

МОДЕЛИРОВАНИЕ РАСПРОСТРАНЕНИЯ МАЯТНИКОВЫХ ВОЛН В БЛОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОДАХ В УСЛОВИЯХ ВНЕШНЕГО СЖАТИЯ

Анатолий Георгиевич Черников

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, старший научный сотрудник, тел. (383)205-30-30

Евгений Николаевич Шер

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор физико-математических наук, главный научный сотрудник, тел. (383)205-30-30, e-mail: ensher@gmail.com

Динамическое деформирование породного массива согласно концепции М. А. Садовского во многом определяется его блочным строением. В настоящей работе приводятся результаты экспериментальных исследований распространения маятниковых волн на примере одномерной сборки мраморных блоков. Отработаны методики определения скорости маятниковых волн, возникающих в блочной среде при импульсном нагружении. Определена зависимость скорости распространения маятниковых волн от величины внешнего сжатия.

Ключевые слова: блочный массив, импульсное нагружение, маятниковая волна, горное давление, физическое моделирование.

MODELING OF PENDULUM WAVE PROPAGATION IN BLOCK ROCKS UNDER EXTERNAL COMPRESSION

Anatoly G. Chernikov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Senior Researcher, phone: (383)205-30-30

Evgeny N. Sher

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Chief Researcher, phone: (383)205-30-30, e-mail: ensher@gmail.com

Dynamic deformation of the rock mass according to the concept of M. A. Sadovsky is largely determined by its block structure. The paper presents the results of experimental studies of the propagation of pendulum waves using the example of a one-dimensional assembly of marble blocks. There are methods used for determining the velocity of pendulum waves occurring in a block medium under the pulse loading. The methods have been developed in the course of the work. The dependencies of the pendulum wave velocities on the value of the external compression have been determined.

Key words: block mass, pulse loading, pendulum wave, rock pressure, physical modeling.

Согласно концепции М. А. Садовского породный массив представляет собой систему вложенных друг в друга блоков разного масштабного уровня [1] разделенных прослойками. Часто прослойки между блоками представлены более слабыми, трещиноватыми породами. Наличие таких податливых прослоек

приводит к тому, что деформирование блочного массива, как в статике, так и в динамике происходит в основном за счет деформации прослоек, что приводит к выделению в сейсмическом отклике на импульсное воздействие низкочастотных волн маятникового типа [2, 3].

Были проведены теоретические и экспериментальные исследования волноводных свойств одномерных моделей блочных сред, представленных цепочкой упругих стержней, разделенных податливыми прослойками [4–6]. Показано, что для описания распространения волн в таких средах хорошим приближением является представление о движении блоков как недеформируемых тел. При этом достаточно точно описываются возникающие при импульсном воздействии низкочастотные составляющие волны. Как показали эксперименты, высокочастотные составляющие волн, определяемые собственными колебаниями блоков достаточно быстро затухают.

Сравнение данных расчетов по разработанным моделям с экспериментом показали, что скорость распространения маятниковых волн, их спектральный состав определяются массой блоков и существенно зависят от реологических свойств прослоек, которые в свою очередь зависят от внешнего, горного давления. Наличие взаимосвязи величины горного давления и скорости распространения сейсмических волн открывает возможность контролировать горное давление по данным сейсмического каротажа [7, 8].

В настоящей работе приводятся результаты экспериментальных исследований влияния внешнего сжатия блочной среды на скорость распространения волн деформации при ударном нагружении в сборках блоков из мрамора. Проводится сравнение с данными аналогичных исследований, проведенных на сборках блоков из оргстекла и блоков из силикатных кирпичей [9, 10].

В качестве моделей блочной среды была использована вертикально расположенная одномерная сборка пяти блоков из мрамора с размерами $150 \times 150 \times 150$ мм, размещенная в гидравлическом прессе. На блоках были установлены акселерометры KD91. Все сборки приводилась в сжатое состояние при помощи гидравлического пресса, что создавало в сборках сжатие до 60 кН, или 2 670 кПа из расчета на площадь грани блока. На верхний блок усилие передавалось через муфту, внутри которой располагался ударник, с закрепленным на нем акселерометром 8309 фирмы Brüel & Kjær для фиксирования интенсивности удара. Все акселерометры были подключены через усилители заряда 2635 фирмы Brüel & Kjær к АЦП Е-1440 и далее к компьютеру, на котором производилась запись сигнала и хранение данных.

Исследования проводились при естественном контакте блоков, полученных в результате выпиливания алмазной пилой, без введения дополнительных прослоек. Пример записи ускорений блоков № 1, 3 и 5 сборке мраморных блоков при разной степени продольного ее сжатия приведен на рис. 1.

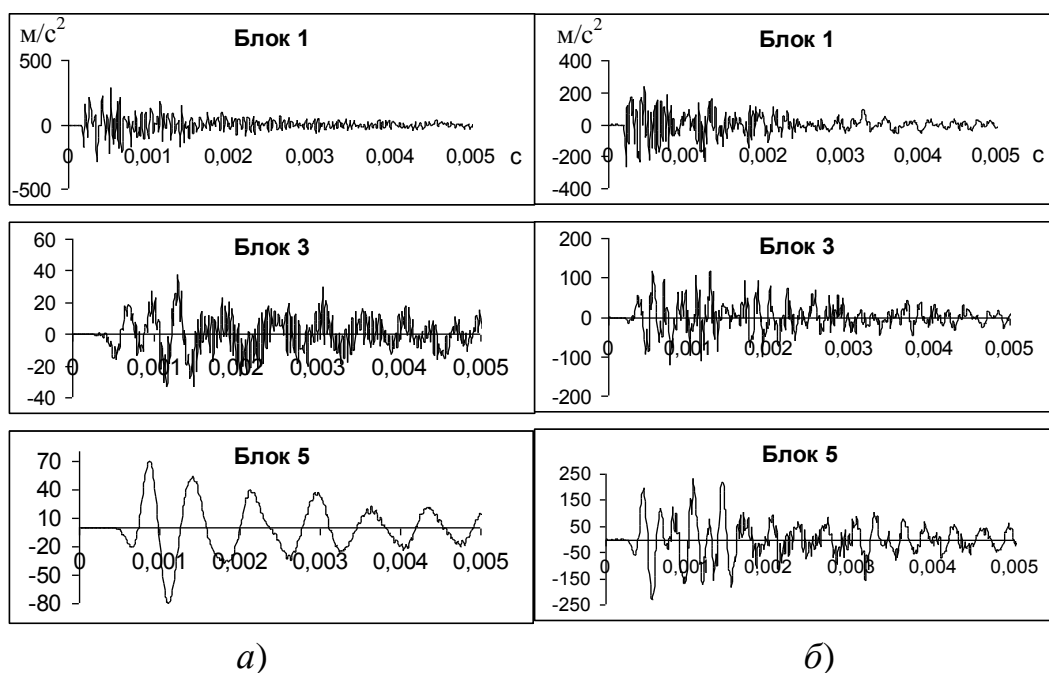


Рис. 1. Осциллограммы ускорений колебаний 1, 3, 5-го мраморных блоков в сборке, сжатой давлением 78 кПа (а) и 2 600 кПа (б) при ударном нагружении

Характерным для движения блоков вблизи точки приложения импульсного нагружения является возбуждение их собственных колебаний. По мере распространения волны возмущения по сборке такие колебания затухают и тем быстрее, чем больше их частота. Дальность распространения высокочастотных колебаний увеличивается с ростом сжатия сборки. Вдали от точки удара в колебаниях блоков выявляется низкочастотная волна маятникового типа, определяемая их взаимодействием через податливые прослойки.

В результате обработки осциллограмм ускорений блоков определялись скорости распространения волн вдоль сборки. Скорость распространения сигнала C_s в эксперименте определялись по моментам его вступления. Скорость низкочастотной маятниковой волны, которая является максимальной групповой скоростью распространения волн в блочной среде C_m , определялась по моментам достижения максимального значения первого пика ускорения. Такая методика следует также из расчетов по простой модели блочной среды – цепочке масс, соединенных пружинами, согласно которым распространение маятниковой волны при больших временах описывается функцией Эри. Для этой функции показано, что распространение первого пика ускорения перемещения происходит со скоростью маятниковой волны.

Проведенные ранее исследования возбуждения маятниковых волн в длинной сборке стальных стержней, разделенных податливыми прослойками, показали, что скорость маятниковой волны, определенная по первому пику, выходит уменьшаясь на стационарное значение по мере роста числа пройденных блоков. При использовании в блочной системе небольшого числа блоков мно-

гократное их прохождение волной можно учесть, анализируя частоты стоячих колебаний системы, которые возникают в ней при ударном возбуждении. Особенно четко такие колебания фиксируются в конце волнового цуга. Для сборки длиной L , опирающейся на жесткое основание, рассматриваемой как стержень с зажатым торцом, скорость распространения волн и основная частота стоячих колебаний ν (Гц) связаны соотношением

$$C_m^v = 4Lv. \quad (1)$$

Для сборки зажатой с обоих торцов

$$C_m^v = 2Lv. \quad (2)$$

Частота ν определяется с большой точностью по спектрограмме сигнала.

Графики зависимостей значений скоростей распространения сигнала C_s и маятниковой волны C_m от степени сжатия сборок блоков из мрамора, кирпичей и блоков из оргстекла без прослоек приведены на рис. 2. Кривые 1 соответствует скоростям C_s , 2 – скоростям маятниковых волн C_m . Ромбиками приведены значения скоростей маятниковых волн, определенные по формулам (1), (2). Видно, что на всех сборках значения скоростей маятниковых волн, определенные по моментам достижения максимального значения первого пика ускорения и по частоте стоячих волн близки. Определение частот стоячих волн является основой геофизических методов исследования приповерхностных свойств грунтов по записям микросейсм [10–13].

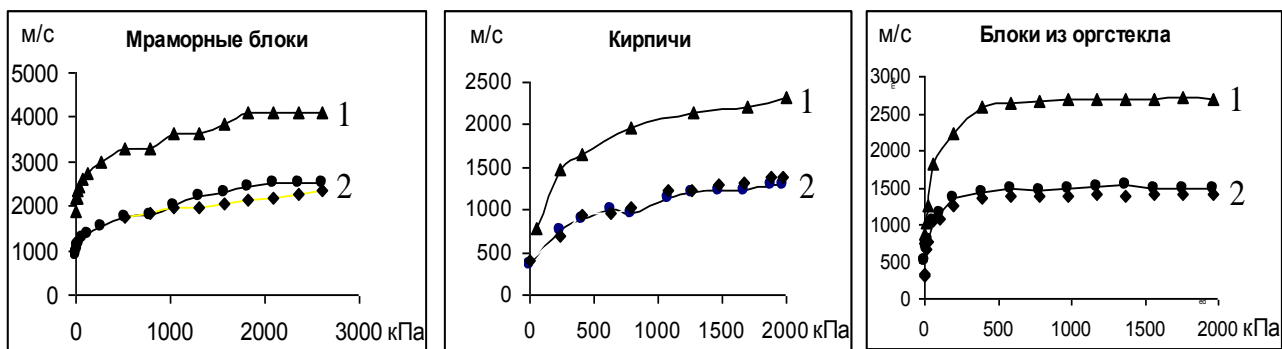


Рис. 2. Зависимости скоростей распространения сигнала C_s (кривые 1) и маятниковой волны C_m (кривые 2) в сборках блоков из разных материалов

Из приведенных данных следует, что скорости распространения сигнала по сборкам блоков из мрамора и из кирпичей (кривые 1) заметно меньше продольных скоростей упругих волн C_0 в мраморе и в материале кирпичей, равных 5 270 и 3 100 м/с. С ростом сжатия сборок до 400 кПа наблюдается быстрый

рост скорости, который при увеличении сжатия постепенно замедляется. В сборках блоков из оргстекла с ростом сжатия большие изменения скорости распространения сигнала так же наблюдаются в интервале давления сжатия сборки от нуля до 400 кПа. При этом величина ее приближается к значению продольной скорости звука в оргстекле $C_0 = 2\,800$ м/с. Дальнейшее увеличение сжатия слабо влияет на величину скорости.

Общим в характере зависимостей скорости распространения маятниковой волны от внешнего сжатия является также ее быстрый рост на начальной стадии увеличения сжатия. Такой рост в сборках блоков из оргстекла наблюдается до сжатия давлением в $P \approx 400$ кПа и при большем сжатии прекращается. В случае сборки блоков из мрамора и из кирпичей (кривые 2) увеличение скорости после начальной стадии роста сжатия наблюдается во всем диапазоне его изменения.

Отличие в поведении волн в разных сборках можно объяснить разной шероховатостью контактирующих поверхностей мраморных блоков, кирпичей и блоков из оргстекла. Подробное изучение контактирующих поверхностей проводится при изучении трения скольжения [14]. Принято различать микро- и макрошероховатость (рис. 3) Очевидно, что поверхности кирпичей больше искривлены и макроотклонения от плоскости более заметны. При соприкосновении кирпичей их взаимодействие происходит в локализованных зонах.

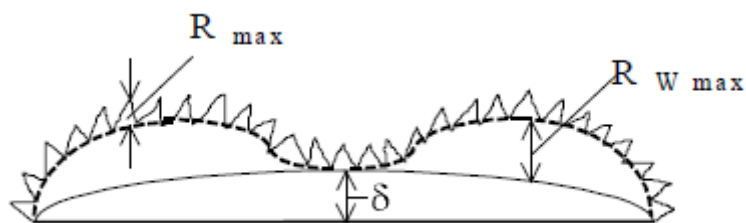


Рис. 3. Основные характеристики геометрии шероховатых поверхностей (шероховатость с максимальной высотой профиля R_{\max} , волнистость с максимальной высотой волны $R_{W \max}$ и макроотклонения от горизонтальной базовой плоскости с размером δ)

По мере роста силы сжатия сборки площадь контактов возрастает, что приводит к росту суммарной жесткости прослойки и соответственно к росту скорости маятниковой волны. В случае блоков из оргстекла такой рост площади контакта с увеличением сжатия происходит быстрее и при сжатии давлением в ≈ 400 кПа площадь контакта достигает, по-видимому, максимума. При этом скорость сигнала сравнивается с продольной скоростью звука, а скорость маятниковой волны стабилизируется на уровне, зависящем от податливости прослойки.

Количественно влияние различных факторов на величину скорости маятниковой волны в блочной среде можно оценить исходя из одномерной модели периодической цепочки упругих стержней с модулем E , длиной H и площадью поперечного сечения S , разделенных упругими прослойками с модулем e , толщиной h и сечением s . Для такой системы скорость маятниковой волны определяется по значениям средних по периоду цепочки модуля Юнга и плотности из соотношения $C_m^2 = \hat{E} / \hat{\rho}$.

Среднее значение модуля Юнга определяется с учетом деформирования стержня и прослойки:

$$\hat{E} = \frac{(H+h)sEe}{Hse+hSE} = \frac{(1+\alpha)E}{1+\alpha/(\mu\gamma)},$$

где $\alpha = h/H$, $\mu = s/S$.

Принимая, что $\hat{\rho}$ приблизительно равно плотности упругого стержня, получаем:

$$\left(\frac{C_m}{C_0}\right)^2 = \frac{(1+\alpha)\beta}{\beta+1},$$

где $\beta = \mu\gamma/\alpha$.

При малой относительной ширине прослоек между блоками α имеем:

$$\left(\frac{C_m}{C_0}\right)^2 = \frac{\beta}{\beta+1}. \quad (3)$$

Отсюда следует, что параметр β в соответствии с данными эксперимента (см. рис. 2) с ростом сжатия увеличивается от 0 до некоторого максимального значения. В случае сборки блоков из оргстекла это происходит при $P_m = 400$ кПа, $(C_m/C_0)_m^2 = 0,29$, $\beta_m = 0,41$, в сборке блоков из мрамора – при $P_m = 2088$ кПа, $(C_m/C_0)_m^2 = 0,2$, $\beta_m = 0,25$, в сборке из кирпичей – при $P_m = 2000$ кПа, $(C_m/C_0)_m^2 = 0,175$, $\beta_m = 0,21$.

Предполагая степенную зависимость роста параметра β от давления сжатия P , получаем: $\beta = \beta_m (P/P_m)^n$. Степень n в этой формуле можно определить из условия совпадения данных теории и эксперимента в какой-нибудь средней точке значения давления от 0 до P_m . В результате таких расчетов были получены следующие зависимости:

$$\begin{aligned} &\text{для сборки блоков из оргстекла } \beta = 0,41(P/400)^{0,45}, 0 < P < 400 \text{ kPa}; \\ &\text{для сборки мраморных блоков } \beta = 0,25(P/2088)^{0,6}, 0 < P < 2088 \text{ kPa}; \\ &\text{для сборки блоков из кирпичей } \beta = 0,21(P/2000)^{0,52}, 0 < P < 2000 \text{ kPa}. \end{aligned} \quad (4)$$

Результаты расчетов зависимости скорости маятниковых волн от величины сжатия по формулам (3), (4) приведены на рис. 4 вместе с экспериментальными данными.

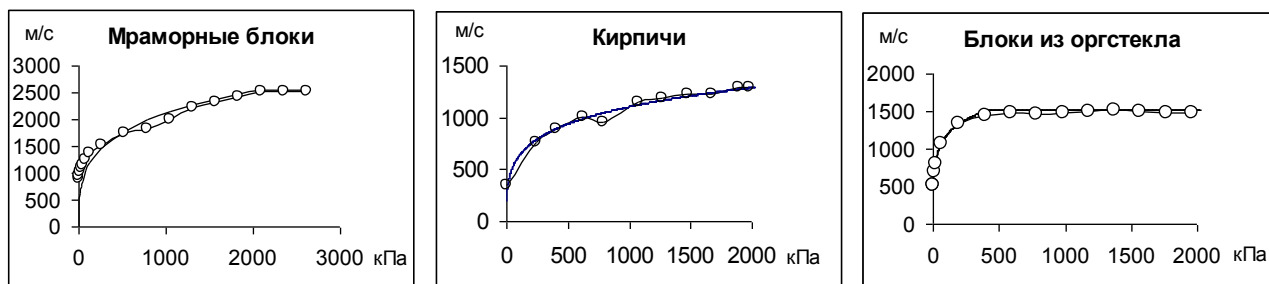


Рис. 4. Зависимости скорости $C_m(P)$, полученные экспериментально (кривые с маркерами) и расчетами по формулам (2), (3) для сборок блоков из разных материалов

Хорошее совпадение кривых на рис. 4 свидетельствует о правильной оценке (4) влияния прижатия блоков на значения параметра $\beta = \mu\gamma / \alpha$, учитывающего изменения относительной площади контактов между блоками μ , относительного значения модуля упругости γ и толщины прослойки α .

Качественно влияние различных факторов на величину скорости маятниковой волны в блочной среде можно понять из структуры формулы, определяющей ее в случае цепочки масс M , соединенных пружинами жесткостью k , имеющей пространственный период l : $C_m = l\sqrt{k/M}$.

Если рассматривать прослойку, как упругий слой толщиной h , площадью s , модулем деформирования e , то для жесткости такой прослойки имеем: $k = es/h$.

Отсюда

$$C_m = l\sqrt{es/(Mh)}.$$

Из этой формулы следует, что скорость маятниковой волны увеличивается с увеличением площади контакта блоков и модуля деформирования их взаимодействующих поверхностных слоев. При сжатии сборки блоков происходит увеличение, как площади контакта, так и значения упругого модуля, что и приводит к росту скорости маятниковых волн.

Влиянием шероховатости можно объяснить и тот факт, что скорости маятниковых волн в сборках из кирпичей заметно меньше таковых в сборках блоков из оргстекла и мрамора. Возможно, при большем сжатии сборки из кирпичей значения скорости распространения сигнала и маятниковой волны выйдут на постоянный уровень. В эксперименте это проверить не удалось из-за растрескивания кирпичей.

Таким образом, внешнее сжатие блочной среды оказывает большое влияние на скорости распространения волн. Объясняется это увеличением с ростом сжатия числа работающих контактов на границах блоков, их суммарной площади и деформационных свойств. Данные об изменении скорости волн могут быть использованы для контроля над изменениями внешнего сжатия.

Работа выполнена в рамках проекта ФНИ, № гос. регистрации АААА-А17-117122090002-5.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Садовский М. А. Естественная кусковатость горной породы // ДАН СССР. – 1979. – Т. 247, № 4. – С. 829–832.
2. Курленя М. В., Опарин В. Н., Востриков В. И. О формировании упругих волновых пакетов при импульсном возбуждении блочных сред. Волны маятникового типа U_{μ} // ДАН СССР. – 1993. – Т. 333, № 4. – С. 3–13.
3. Курленя М. В., Опарин В. Н., Востриков В. И. Волны маятникового типа. Ч. II: Методика экспериментов и основные результаты физического моделирования // ФТПРПИ. – 1996. – № 4. – С. 3–38.
4. Александрова Н. И. О распространении упругих волн в блочной среде при импульсном нагружении // ФТПРПИ. – 2003. – № 6. – С. 38–47.
5. Александрова Н. И., Шер Е. Н. Моделирование процесса распространения волн в блочных средах // ФТПРПИ. – 2004. – № 6. – С. 49–57.
6. Александрова Н. И., Черников А. Г., Шер Е. Н. О затухании маятниковых волн в блочном массиве горных пород // ФТПРПИ. – 2006. – № 5. – С. 67–74.
7. Машинский Э. И., Егоров Г. В. Аномалии скоростей продольных и поперечных волн в образце природного песчаника, составленного из блоков // ФТПРПИ. – 2013. – № 2. – С. 72–81.
8. Mashinskii, E. I. Nonlinear amplitude-frequency characteristics of attenuation in rock under pressure // Journal of Geophysics and Engineering. – 2006. – № 3.
9. Шер Е. Н., Черников А. Г. Экспериментальное исследование влияния сжатия на распространение волн в блочных средах при ударном нагружении // Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2015. XI Междунар. науч. конгр. : Междунар. науч. конф. «Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Геоэкология»: сб. материалов в 3 т. (Новосибирск, 13–25 апреля 2015 г.). – Новосибирск : СГУГиТ, 2015. Т. 3. – С. 287–292.
10. Шер Е. Н., Черников А. Г. Моделирование распространения сейсмических волн в блочных средах при импульсном нагружении // Основные проблемы естественных и математических наук : сб. науч. трудов Междунар. науч.-практ. конф. – Волгоград, 2016. – № 3. – С. 35–42.
11. Колесников Ю. И., Федин К. В. Определение резонансных свойств и коэффициента Пуассона приповерхностных свойств грунтов по записям микросейсм // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2017. – Т. 4. – С. 70–75.
12. Nunziata C. A physically sound way of using noise measurement in seismic microzonation, applied to the urban area of Napoli // Eng Geol. – 2007. – Vol. 93. – P. 17–33.
13. Колесников Ю. И., Федин К. В., Еманов А. Ф. О детальном изучении резонансных свойств верхней части разреза по микросейсам: данные физического моделирования // Технология сейсморазведки. – 2013. – № 3. – С. 52–63.
14. Демкин Н. Б., Рыжов Э. В. Качество поверхности и контакт деталей машин. – М. : Машиностроение, 1981. – 244 с.

© А. Г. Черников, Е. Н. Шер, 2018

РАСЧЕТ ДЕФОРМИРОВАНИЯ И МАСШТАБНЫЙ ФАКТОР В ЗАДАЧАХ ГЕОМЕХАНИКИ

Валерий Алексеевич Шутов

Новосибирский государственный университет архитектуры, дизайна и искусства, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 38, доктор технических наук, профессор, тел. (913)896-74-66, e-mail: va_shutov@mail.ru

Валерий Егорович Миренков

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник лаборатории механики горных пород, тел. (383)217-06-93, e-mail: mirenkov@misd.nsc.ru

Известно, что чем больше радиус выработки, тем больше вероятность начала разрушения. Предлагается феноменологическая теория, зависящая от параметра и позволяющая учитывать собственный вес вмещающих пород при расчетах деформирования в окрестности выработок. В работе приводится доказательство влияния собственного веса вмещающих пород на начало разрушения в зависимости от радиуса выработки.

Ключевые слова: выработка, шпур, разрушение, радиус, вес пород, напряжения, феноменологическая теория.

DEFORMATION CALCULATION AND SCALE FACTOR IN GEOMACHANICS PROBLEMS

Valery A. Shutov

Novosibirsk State University of Architecture, Design and Arts, 38, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Professor, phone: (913)896-74-66, e-mail: va_shutov@mail.ru

Valery E. Mirenkov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Professor, Chief Researcher, Rock Mechanics Laboratory, phone: (383)217-06-93, e-mail: mirenkov@misd.nsc.ru

It is a well-known fact that the larger the radius of the mine working, the greater the probability of failure beginning. In the article a phenomenological theory is proposed. It depends on the parameter, and it provide the opportunity to take into account the weight of the enclosing rocks in calculation of the deformation in the working vicinity. The paper presents evidence of the influence of weight of the enclosing rocks on the failure beginning depending on the radius of the working.

Key words: mine working, hole, failure, radius, rock weight, stress, phenomenological theory.

В геомеханике давно замечено, что отверстия в породах малого диаметра (например, шпур) не разрушаются, а с увеличением его (выработки) начинают разрушаться. В основе предлагаемого объяснения лежит учет собственного веса пород для массива с ослаблением. В механике горных пород принят линейный закон изменения поля напряжений в нетронутом горном массиве прямо пропорциональный удельному весу пород и расстоянию от дневной поверхности

до исследуемой точки [1–5]. Напряженно-деформированное состояние определялось из решения дополнительной задачи для невесомой плоскости с отверстием, т. е. собственный вес пород не учитывался. Приходим к необходимости решения обратных задач в силу или математической некорректности или физической неприемлемости классических решений. Предлагаемая модель отличается от классических, т. е. модель такая, какой ее описывают законы физики и механики.

В исходном состоянии в центре будущей выработки нормальные напряжения будут соответственно равны

$$\sigma_y = -\gamma H; \quad \sigma_x = -\lambda\gamma H, \quad (1)$$

где σ_y – вертикальная составляющая;

σ_x – горизонтальная составляющая напряжений;

γ – удельный вес пород;

H – глубина, заложения выработки;

$\lambda = \text{const}$ – боковой распор.

Отнеся величины, имеющие размерность напряжений к γH , а размерность длины к радиусу R перейдем к безразмерным, так что (1) перепишем в виде

$$\sigma_y = -1; \quad \sigma_x = -\lambda, \quad (2)$$

а радиус выработки будет равен единице. Вот теперь, для решения задачи о деформировании пород в окрестности выработки необходимо иметь решение дополнительной задачи, которое в сумме с (1) или (2) обеспечит нулевые значения напряжений на контуре.

Шпур можно всегда считать, в силу малости диаметра, заглубленным, тогда для сравнения будем рассматривать и случай заглубленной выработки, т. е. при одних и тех же значениях H в (1). Зона влияния шпура пробуренного в массиве пород обозначена пунктирной линией на рис. 1, а заштрихованная область ограниченная шпуром и осредненной линией ℓ , на которой согласно любой теории пластичности может наступить разрушение, определяется из решения дополнительной задачи. В точках $\pm y_0$ (рис. 1) влияние шпура не сказывается и следовательно смещения равны нулю. На контуре шпура граничные условия задаются в виде (1), но с обратным знаком для классической дополнительной задачи без учета веса пород. Вернем каждой точке горного массива собственный вес γ , который вызовет смещения в зоне влияния шпура от действия собственного веса дополнительно к смещениям от γH . Для $0 \leq y \leq y_0$ смещения от γH (рис. 1) обозначим v , а от собственного веса обозначим через v_1 , которые имеют одинаковое направление, т. е. складываются; для $0 \geq y \geq -y_0$ эти направления различны и следовательно вычитаются. Здесь учитывается, что классическое

решение такой дополнительной задачи определяет зону влияния симметрично относительно осей координат (рис. 1).

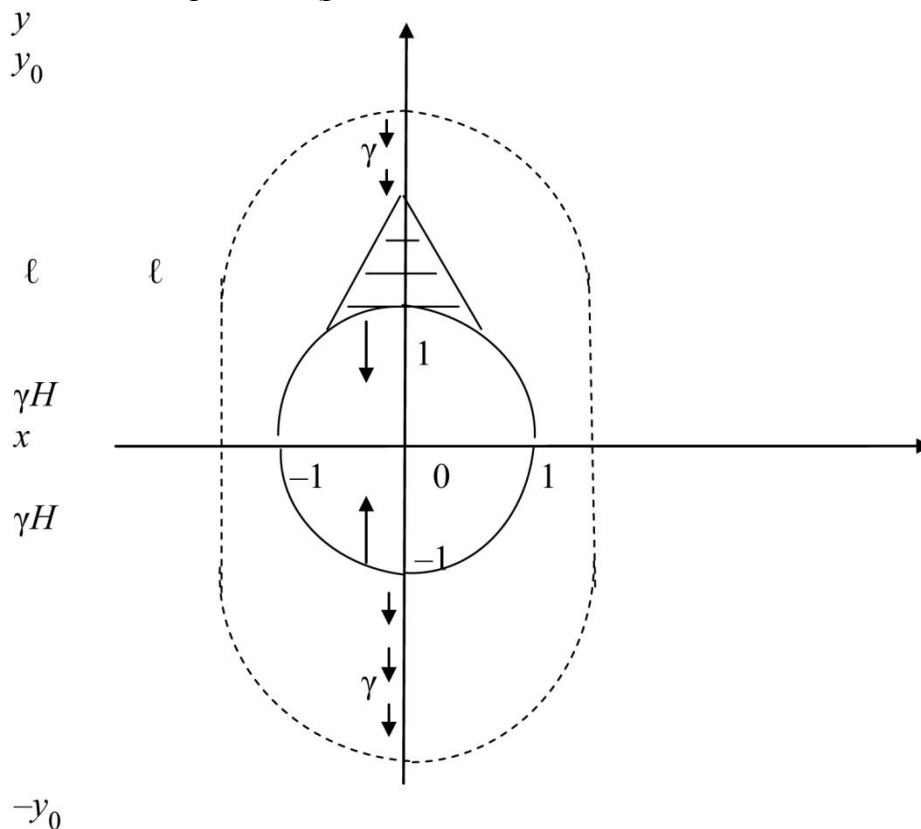


Рис. 1. Цилиндрическая выработка и осредненные линии возможного разрушения ℓ

В результате получим для пород кровли шпура(выработки) полные смещения

$$v_k = v + v_1, \quad (3)$$

а для пород почвы, соответственно,

$$v_{\text{п}} = v - v_1, \quad (4)$$

естественно, по модулю. Из натуральных наблюдений хорошо известно, что [8]

$$v_k = \kappa v_{\text{п}}, \quad (5)$$

где константа $\kappa > 1$. Подставляя (3), (4) в (5) получим

$$v_1 = \frac{\kappa - 1}{\kappa + 1} v, \quad (6)$$

т. е. смещения пород кровли и почвы, вызываемые их весом пропорциональны смещениям из математического решения (дополнительная задача). Окончательно получим из (3) и (4)

$$v_k = \frac{2k}{k+1}v; \quad v_{\Pi} = \frac{2}{k+1}v, \quad (7)$$

конвергенция пород кровли и почвы, как следует из (7)

$$v_k + v_{\Pi} = 2v, \quad (8)$$

т. е. равна удвоенному математическому решению.

Параметр k также определяется с помощью феноменологической теории экспериментально. Нахождение по этим натурным смещениям соответствующих напряжений дополнительная некорректная задача. Без рассмотрения обратных задач управлять горным давлением нельзя. Основное дополнительное условие это смещения, а в массиве пород с выработкой они больше в кровле и меньше в почве, т. е. решать такую задачу в классических формулировках нельзя.

Собственный вес пород учитывается при расчете напряженно-деформированного состояния около выработки и при реализации любого критерия прочности. Если на вычисленной потенциально предельной линии реальные напряжения не достигли необходимой для разрушения величины то, увеличивая исходные напряжения, можно достичь предельных значений. При этом, как хорошо известно, выпадает «замковый» блок – область, ограниченная предельной линией (рис. 1). В наших расчетах напряжений вес пород не учитывается напрямую, а через уточнение исходного поля напряжений и поэтому добавка к напряжениям, учитывая вес блока закономерна и корректна в феноменологической теории по учету собственного веса в процессе разрушения. Если отверстие малого радиуса, значит зона влияния у такого ослабления маленькая при больших γH и собственный вес пород, влияющих на напряжения, небольшой, т. е. влиянием γ можно пренебречь по сравнению с H . Всегда и везде при разрушении участвует вес материала. Когда задается вопрос, а что же инициирует разделение на части, то это и напряжения и вес, которые инициируют все. В предлагаемой теории вес учитывается только в смещениях и влияние веса при разрушении характеризуется объемом возможного сдвижения. Напряжения в модели, по существу, определяются для невесомого материала пород, и проявить себя могут только так. Согласно выбранной теории прочности посчитали предельную линию и, если нет разрушения, то достичь его теперь можно по двум направлениям: при классическом подходе (без учета веса) повышением исходного поля напряжений можно прийти к разрушению или увеличивая геометрический размер полости (не меняя напряжения) приходим к ситуации, когда большой объемный вес просто оторвет «замковый» блок. В определенном смысле эти возможности эквивалентны.

На рис. 2 представлены площади могущих придти в движение пород в процессе разрушения.

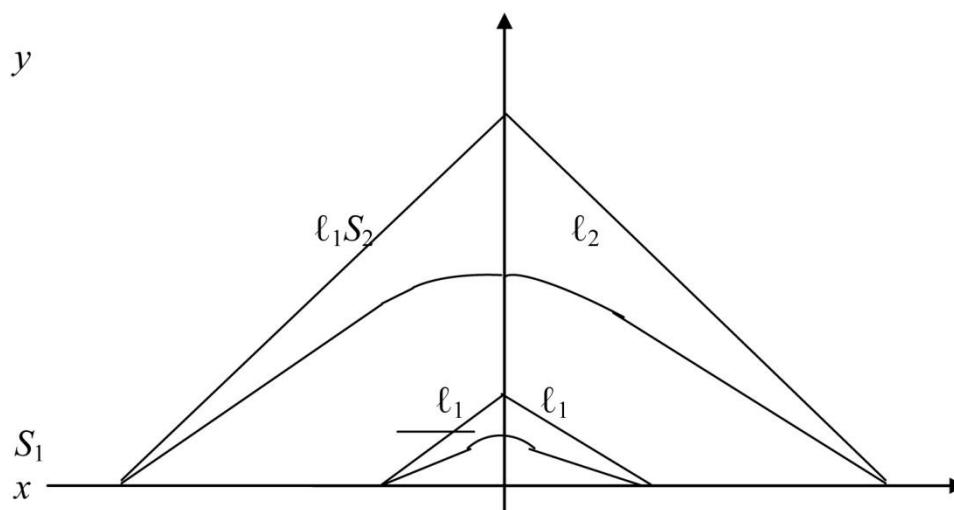


Рис. 2. Области возможного обрушения площадью S_1 для шпура и S_2 для выработки

Разрушение возможно по линиям ℓ_1 и ℓ_2 для шпура и выработки, соответственно. Граничные значения напряжений одинаковы в этих случаях и им отвечают линии ℓ_1 и ℓ_2 с одинаковыми предельными значениями напряжений, если не учитывать вес пород. Согласно классического решения ситуации одинаковы с точки зрения перспективы разрушения, но необходимо выяснить, почему шпур более устойчив по сравнению с выработкой. Оценим, какие усилия добавляются к вычисленным классическим предельным на ℓ_1 и ℓ_2 (рис. 2), если учесть вес пород. Пусть для простоты, линии ℓ_1 и ℓ_2 касаются контуров ослаблений и образуют угол 45° с осью y , тогда площади $S_1 = 0,275R_1^2$, $S_2 = 0,275R_2^2$, где R_1 – радиус шпура, а R_2 – радиус выработки. Вес пород, выделенный на рис. 2, в шпуре $P_1 = S_1\gamma$, а в выработке $P_2 = S_2\gamma$. Вес P_1 и P_2 вызывает на линиях ℓ_1 и ℓ_2 касательные напряжения, которые осредним по длине и обозначим через τ_1 и τ_2 , т. е. вес уравнивается равномерно распределенными касательными напряжениями. В конечном счете, касательные напряжения связаны для шпура и выработки соотношением

$$\tau_2 = \frac{R_2}{R_1} \tau_1.$$

Алгоритм расчета сводится к следующему. Используя классический подход [3–5] (без учета собственного веса пород) априори назначаются величины γH и λ из (1) и рассчитывается напряженно-деформированное состояние в окре-

стности ослабления массива пород, т. е. определяется область влияния выработки (шпура). Если же имеются натурные замеры смещений пород кровли и почвы выработки, т. е. коэффициент k , то по (5) находится нормальная компонента ν , которая однозначно определяет приведенные к натурным замерам смещений ν_k и ν_{II} величины γH и λ . Это и будет уточненное значение исходных напряжений (1), для которых окончательно вычисляется напряженно-деформированное состояние, область влияния выработки и выбирается, по предпочтениям автора, теория прочности, т. е. область возможного разрушения. Добавка напряжений от собственного веса пород малая для шпура и большая для выработки объясняет все варианты возможного разрушения, т. е. масштабный фактор.

Таким образом, в работе предложена феноменологическая теория учета собственного веса пород около выработок. Доказана слабая зависимость деформирования в окрестности шпура и сильная в окрестности выработки от действия собственного веса пород. Установлена закономерность разрушения, называемая масштабным фактором как следствие учета в расчетах деформирования собственного веса пород.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Новожилов В. В. Теория упругости. – Л. : Судпромгиз, 1958. – 370 с.
2. Работнов Ю. Н. Лекции по теории упругости. – М. : Изд-во Московского университета, 1967. 155 с.
3. Михлин С. Г. О напряжениях в породах над угольным пластом // Изв. АН СССР. ОТН. – 1942. – № 7–8. – С. 13–28.
4. Баренблатт Г. И., Христианович С. А. Об обрушении кровли при горных выработках // Изв. АН СССР. ОТН. – 1955. – № 11. – С. 73–86.
5. Johan Cluasen. Bearing capacity of circular footing on a Hork-Brown material // Int. J. rock Mech. Min. Sci. – 2013. – Vol. 57. – P. 34–41.

© В. А. Шутов, В. Е. Миренков, 2018

РАСЧЕТ ДЕФОРМИРОВАНИЯ ПЛАСТИНЫ С ТРЕЩИНАМИ

Валерий Алексеевич Шутов

Новосибирский государственный университет архитектуры, дизайна и искусства, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 38, доктор технических наук, профессор, тел. (913)896-74-66, e-mail: va_shutov@mail.ru

Валерий Егорович Миренков

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник лаборатории механики горных пород, тел. (383)217-06-93, e-mail: mirenkov@misd.nsc.ru

Все известные решения для областей с угловыми точками некорректны, поскольку допускают большие деформации, т. е. не имеют ни математического, ни физического смысла. Предложен метод, исключаящий некорректность. Одной из основных проблем механики является разрушение. Во всех этих вопросах важнейшая роль отводится трещинам, которые либо имеются в пластине, либо образуются в процессе перераспределения давления. Чтобы знать влияние трещин на разрушение и обобщать полученные экспериментальные данные необходимо иметь аналитическое описание напряженно-деформированного состояния в окрестности трещин, моделируемых математическими разрезами.

Ключевые слова: угловые точки, решение, уравнения, граничные условия, некорректность, бесконечность.

CALCULATION OF A PLATE WITH CRACKS DEFORMATION

Valery A. Shutov

Novosibirsk State University of Architecture, Design and Arts, 38, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Professor, phone: (913)896-74-66, e-mail: va_shutov@mail.ru

Valery E. Mirenkov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Professor, Chief Researcher, Rock Mechanics Laboratory, phone: (383)217-06-93, e-mail: mirenkov@misd.nsc.ru

All known solutions for domains with angular points are incorrect due to considerable deformation tolerance, i. e. they have neither mathematical nor physical significance. A method eliminating the incorrectness is proposed. One of the main problems of mechanics is failure. In all these questions the most important role is assigned to cracks, which may be found in a plate or can be formed in the process of pressure redistribution. In order to obtain the cracks influence on the failure and to sum the obtained experimental data up, it is necessary to have an analytical description of the stress-strain state in the vicinity of cracks modeled by mathematical cuts.

Key words: angular points, solution, equations, boundary conditions, incorrectness, infinity.

Рассматривается образец в виде прямоугольной пластины с двумя одинаковыми, лежащими на одной прямой боковыми разрезами. Разрезы сделаны на участках $a \leq |x| \leq d$. Внешние усилия приложены только на части границы

$d \leq |x| \leq c$ в виде нормальных напряжений $\sigma_0(x)$. В силу симметрии задачи будем рассматривать только верхнюю половину образца $h \geq y \geq 0$, так что граница этой части $\Gamma = \Gamma_1 + \Gamma_2 + \Gamma_3 + \Gamma_4$. Граничные условия для области Ω с границей Γ сформулируем в виде

$$\begin{aligned} \sigma_n &= \sigma_0(x), \text{ на } \Gamma_1 \text{ для } c \leq |x| \leq d; \\ \sigma_n &= 0, \text{ на } \Gamma_1 \text{ для } a \leq |x| \leq c; \\ v &= 0, \text{ на } \Gamma_1 \text{ для } |x| \leq a; \\ \tau_n &= 0, \text{ на } \Gamma; \\ \sigma_n &= 0, \text{ на } \Gamma_2 + \Gamma_3 + \Gamma_4; \end{aligned} \quad (1)$$

где σ_n, τ_n – нормальные и касательные напряжения на Γ ;
 v – нормальная компонента смещений.

Система уравнений для границы рассматриваемой области, связывающая значения компонент напряжений и смещений получается с учетом (1). После получения без предположений на процесс деформирования таких соотношений, впервые связывающих граничные значения компонент напряжений и смещений, становится возможным проанализировать поведение напряжений (деформаций) в окрестности сингулярных точек. Математика доставляет в механику специальный класс точных решений при недопустимых для последней предположениях (идеального проскальзывания, абсолютной твердости одного из контактирующих тел, использование конформного отображения с существованием точек, где конформность нарушается и т. п.), которые приятно изучать и которые приводят к вырожденным уравнениям типа Фредгольма первого рода [1, 2]. Как показано в [3], сингулярность напряжений, если свести соответствующую задачу к интегральному уравнению, либо имеет место, либо отсутствует. Эту вторую возможность поведения решения в окрестности угловых точек обычно игнорировали.

Задача об образце с разрезами сводится к рассмотрению прямоугольной области Ω с граничными условиями (1).

Наибольший интерес представляют напряжения $\sigma_y(x)$ на $|x| \leq a$. Сингулярности решения могут возникнуть только в вершинах разрезов при $x = \pm a$, поэтому выпишем уравнение, определяющее нормальную компоненту смещения $v_1(x)$ для части границы Γ_1 . В данном случае имеем:

– на Γ_1

$$t = s, \quad t_0 = x, \quad dt = d, \quad d \frac{\bar{t} - \bar{t}_0}{t - t_0} = 0;$$

– на Γ_2

$$t = d + is, \quad t_0 = x, \quad dt = ids,$$

$$d \frac{\bar{t} - \bar{t}_0}{t - t_0} = -2(d-x) \frac{2s(d-x) + i[(d-x)^2 - s^2]}{[(d-x)^2 + s^2]^2} ds;$$

– на Γ_3

$$t = hi + s, \quad t_0 = x, \quad dt = ds, \quad d \frac{\bar{t} - \bar{t}_0}{t - t_0} = 2h \frac{2h(s-x) + i[(s-x)^2 - h^2]}{[(s-x)^2 + h^2]^2} ds;$$

– на Γ_4

$$t = -d + is, \quad t_0 = x, \quad dt = ids, \quad d \frac{\bar{t} - \bar{t}_0}{t - t_0} = 2(d+x) \frac{-2s(d+x) + i[(d+x)^2 - s^2]}{[(d+x)^2 + s^2]^2} ds.$$

Тогда

$$\begin{aligned} v_1(x) = & \frac{\kappa+1}{4\mu\pi} \int_{-d}^d \frac{f}{s-x} ds - \frac{1}{\pi} \int_0^h \frac{(d-x)v_2 ds}{(d-x)^2 + s^2} + \frac{1}{\pi} \int_d^{-d} \frac{hv_3 ds}{(s-x)^2 + h^2} + \\ & + \frac{1}{\pi} \int_h^0 \frac{(d+x)v_4 ds}{(d+x)^2 + s^2} - \frac{1}{\pi} \int_0^h \frac{h(d-x) \left\{ 2s(d-x)u_2 - [(d-x)^2 - s^2]v_2 \right\}}{[(d-x)^2 + s^2]^2} ds + \\ & + \frac{1}{\pi} \int_d^{-d} \frac{h \left\{ 2h(s-x)u_3 - [(s-x)^2 - h^2]v_3 \right\}}{[(s-x)^2 + h^2]^2} ds - \\ & - \frac{1}{\pi} \int_h^0 \frac{(d+x) \left\{ 2s(d+x)u_4 + [(d+x)^2 - s^2]v_4 \right\}}{[(d+x)^2 + s^2]^2} ds. \end{aligned} \quad (2)$$

Здесь индексы у компонент смещений обозначают отношение к соответствующей части Γ_i , $i = 1, 2, 3, 4$.

Продифференцируем (2) по x и учитывая, что в силу симметрии деформирования $v_2 = v_4$, $u_2 = -u_4$, а $u_3(x)$ – антисимметричная, проведем качественный анализ поведения выражений (2), как функций от x . Все правые части (2) при $x = 0$ обращаются в нуль, а для отрицательных и положительных значений x получаем отличие только в знаке, т. е. они антисимметричны по x . Для функций $i_4(x)$ и $i_6(x)$ сказанное выше не совсем очевидно, поэтому исследуем их допол-

нительно. Рассмотрим функцию $i_4(x)$. Для отрицательных и положительных значений x имеем

$$i_4(x = -x_0) = \int_d^{-d} \frac{(s + x_0)v_3 ds}{[(s + x_0)^2 + h^2]^3} = i_{41}; i_4(x = x_0) = \int_d^{-d} \frac{(s - x_0)v_3 ds}{[(s - x_0)^2 + h^2]^3} = i_{42},$$

откуда следует, что

$$i_{41} = - \int_{-d}^d \frac{(s + x_0)v_3 ds}{[(s + x_0)^2 + h^2]^3}.$$

Произведя замену $s = -s_1$, получим

$$i_{41} = - \int_d^{-d} \frac{-(s_1 - x_0)v_3(s_1)(-1)ds_1}{[(s_1 - x_0)^2 + h^2]^3} = -i_{42},$$

т. е. $i_4(x)$ – антисимметрична.

Согласно общей теории сингулярных интегральных уравнений [1, 2], ограниченное решение уравнения (5) запишется следующим образом

$$\sigma_y(x) = - \frac{4\mu\sqrt{a^2 - x^2}}{(\kappa + 1)\pi} \int_{-a}^a \frac{F(s)ds}{\sqrt{a^2 - s^2}(s - x)}, \quad (3)$$

если выполняется условие [3]

$$\int_{-a}^a \frac{F(s)ds}{\sqrt{a^2 - s^2}} = 0. \quad (4)$$

Условие (4) выполняется автоматически в силу антисимметричности $F(s)$.

В частном случае, когда внешние усилия $\sigma_0(x)$ приложены всюду на разрезе при $a \leq |x| \leq d$ и принимают значения $\sigma_0(\pm a) \neq 0$, сказанное выше сохраняется, если положить $c = a$. При этом, учитывая (4), имеем

$$i_1(x) = \ln \frac{(d - x)(a + x)}{(d + x)(a - x)}.$$

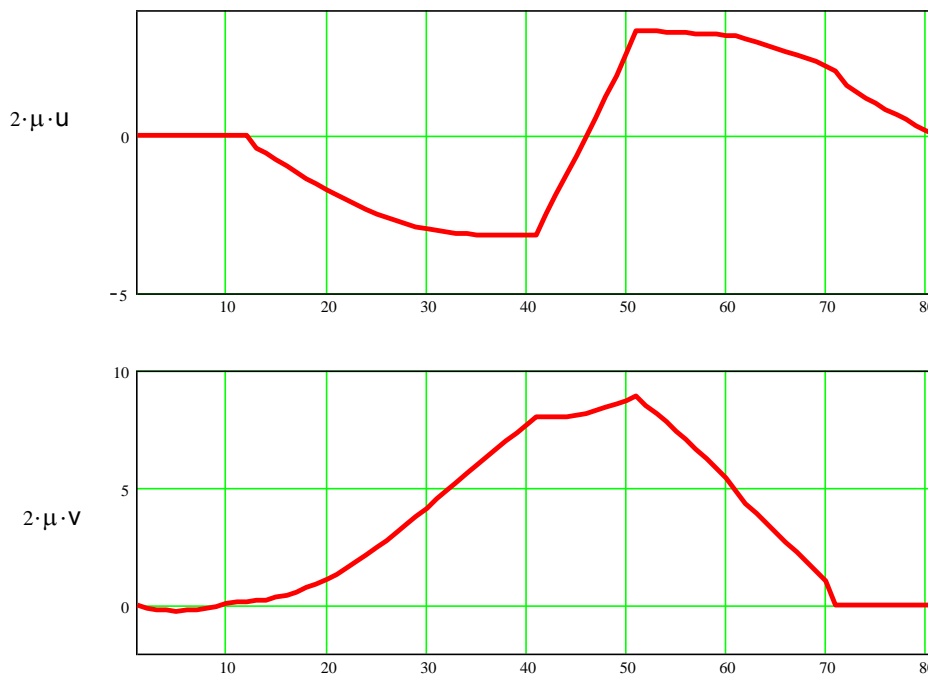
Тогда в правой части уравнения (3) имеем логарифмическую особенность при $x = \pm a$. Чтобы избавиться от нее будем искать решение уравнения (3) в виде

$$\sigma_y(x) = \sigma_0(\pm a) + \sigma_{y1}(x).$$

Следовательно, для определения $\sigma_{y1}(x)$ получим выражение (5), где $F(t) = F(t, c = a)$ и следовательно непрерывность напряжений всюду на Γ_1 , что и лежит в основе вывода уравнений теории упругости.

Таким образом, точное решение задачи по определению нормальных напряжений на продолжении разрезов получается при обращении уравнения (4) и представляется в квадратурах в виде (5). Тем самым снимается вопрос о коэффициентах интенсивности напряжений и их роли в механике разрушения.

В качестве примера получения информации о $F(s)$ для расчета напряжений по формуле (4) рассмотрим случай области Ω (рисунок).



Смещения контура образца с разрезами

Для получения дополнительной информации достаточно провести расчет для половины Ω при $0 \geq x \geq -d$. На части границы $x = 0, 0 \leq y \leq h$, в силу симметрии деформирования, положим

$$u(y) = \tau(y) = 0.$$

Величины, имеющие размерность длины, отнесены к a , размерность напряжений – к σ_0 . В результате безразмерные величины имеют вид: $a = 1, c = 2, d = 3, h = 2, \sigma_0 = 1, \mu = 3,84 \cdot 10^4, \kappa = 2$. На рисунке приведены смещения границы области $-3 \leq x \leq 0, 0 \leq y \leq 2$. Граница рассматриваемого прямоугольника

развернута в прямую линию, так что участку $x = 0$, $0 \leq y \leq 2$ соответствуют точки от 1 до 11, участку $-3 \leq x \leq 0$, $y = 0$ – от 11 до 41, участку $x = -3$, $0 \leq y \leq 2$ – от 41 до 51, $y = 0$, $-3 \leq x \leq 0$ – от 51 до 81. Компонента напряжений $\sigma_x(y)$, $0 \leq y \leq 2$ знакопеременна, обращается в нуль при $y = 1$. При $0 \leq y \leq 1$ имеют место растягивающие напряжения σ_x , а при $1 \leq y \leq 2$ сжимающие, так что напряжения на $0 \leq y \leq 2$ самоуравновешены.

Таким образом, сингулярное интегральное уравнение, определяющее нормальные напряжения на продолжении разрезов. Проведен анализ уравнения и выписано единственное решение его в квадратурах.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Боджи Д. Б. Действие поверхностных нагрузок на систему из двух соединенных вдоль одной из граней упругих клиньев, изготовленных из различных материалов и имеющих произвольные углы раствора // Прикладная механика. Американское общество инженеров механиков. – 1971. – Серия Е. – Т. 38, № 2. – С. 87–96.
2. Мусхелишвили Н. И. Некоторые основные задачи математической теории упругости. – М. : Наука, 1966. – 708 с.
3. Мусхелишвили Н. И. Сингулярные интегральные уравнения. – М. : Наука, 1966. – 606 с.

© В. А. Шутков, В. Е. Миренков, 2018

ДЕФОРМАЦИОННЫЙ МОНИТОРИНГ ОСЕДАНИЙ ГРУНТОВ В БОРТАХ КАРЬЕРА

Владимир Федорович Юшкин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, ведущий научный сотрудник лаборатории горной геофизики, тел. (383)205-30-30, доп. 313, e-mail: L14@ngs.ru

Представлены и обсуждаются результаты мониторинга формирования оползневых смещений эрозионноопасного участка борта карьера твердых полезных ископаемых геодезическими методами. Установлено, что эрозионное разрушение борта активизировалось в период разработки карьера с 2012 г. и представляет собой сложное по морфологии «циркообразное» оседание четвертичных отложений в виде оползней покровного типа, образуемых скольжением глинисто-суглинистых грунтов по уступам песчаника и алевролитов. Фактическая толщина сезонного промерзания грунтов по метеорологическим данным изменяется от 2 м до 2,5 м в зависимости от величины снежного покрова, что влияет на формирование трещин именно краевой части эрозионно-опасного участка. В период мониторинга с апреля по ноябрь 2017 г. максимальное смещение надоползневого уступа на разных участках «цирка» составило от 1,5 до 3 м, а площадь эрозионного формирования трещин и оседания превысила 900 м². В развитии оползня отмечались непродолжительные периоды активизации эрозии на фоне общего ее снижения. Такие периоды связаны с возрастанием выпадения осадков во время затяжных дождей, сопровождаются ростом трещин по протяженности и ширине вдоль кромки борта. Предполагается, что в результате повышения среднегодовой и среднелетней температуры, накопления поверхностных и подземных вод в грунтовых отложениях на территории карьера происходит более существенная активизация оползневых процессов.

Ключевые слова: геомеханический мониторинг, четвертичные отложения, борт карьера, трещиноватость пород, эрозионный процесс, формирование трещин, оседание грунтов.

DEFORMATION MONITORING OF LAND SUBSIDENCE IN QUARRY SIDES

Vladimir F. Yushkin

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Leading Researcher, Mining Geophysics Laboratory, phone: (383) 205-30-30, extension 313, e-mail: L14@ngs.ru

The article presents and discusses monitoring results on the formation of landslide dislocations of the erosion-hazardous section of the quarry side containing solid minerals using geodetic methods. It is established that the erosion destruction of the side has been activated during the development of the quarry since 2012. The erosion destruction is a morphologically complex cirque subsidence of quaternary deposits in the form of landslides of the cover type. The landslides are formed by the slip of clay-loamy soils along the ledges of sandstone and siltstones. According to meteorological data the actual thickness of seasonal earth freezing varies from 2 m to 2,5 m, depending on the amount of snow cover, which affects the formation of cracks namely the marginal part of the erosion-hazardous area. During the monitoring period from April to November 2017, the maximum displacement of the above landslide ledge in different sections of the "cirque" was from 1,5 to 3 m. The area of erosion formation of cracks and subsidence exceeded 900 m². Short periods of activation of erosion were noted against the background of its general decline in the development of the landslide. Such periods are associated with an increase in precipitation during steady rains,

accompanied by the cracks growth along the length and width of the side edge. It is assumed that as a result of an increase in the average annual and average temperature and the accumulation of surface and groundwater in soil sediments in the quarry a more significant activation of landslide processes occurs.

Key words: geomechanical monitoring, quaternary deposit, quarry side, rock fracturing, erosion process, crack formation, land subsidence.

Введение

В связи с производственной необходимостью усиливается изучение влияния структурного фактора на геомеханические процессы в верхних горизонтах четвертичных отложений и полускальных пород бортов карьеров месторождений твердых полезных ископаемых [1–5]. Множатся данные, свидетельствующие о ключевой роли этого фактора в развитии квазистатической и динамической реакции горных пород при их разрушении под влиянием природно-климатических воздействий, образовании подземных полостей, формировании откосов с учетом способов разработки полезных ископаемых [4–10].

Одной из важнейших задач исследования разрушений в четвертичных отложениях бортов карьеров является инструментальное определение параметров развития эрозионных процессов и оседания слабосвязанных грунтов (скорость формирования отслоений, вариации сцепления грунтов и др.), формирования оседаний грунтов под влиянием сезонно-температурных изменений и промерзания, фильтрации и дренажа поверхностных и подземных вод [4, 8–10].

Здесь особую важность приобретают параметры эрозии бортов, определенные по результатам полевых структурно-деформационных исследований оползнеопасного участка, а также измеренные как непосредственно в период оседаний грунта, так и после его завершения. Получение представлений о соотношении и влиянии на динамику эрозионных процессов геологических и температурно-гидрологических факторов обосновывает необходимость и актуальность натурных исследований оседаний грунтов в условиях карьера.

Эксперимент

Измерительный структурно-деформационный мониторинг разрабатываемых открытым способом залежей полезных ископаемых основан на геодезических методах: наземном лазерном сканировании, тахеометрических и GPS измерениях. Лазерное сканирование позволяет создавать реалистичные объемные цифровые модели конкретных участков рельефа геосреды, определять структурные разрезы, осуществлять их интерпретацию, выполнять литологическую привязку. Тахеометрические и GPS измерения позволяют контролировать изменение положений выделенных геоструктур, устанавливать скоростные параметры смещений и деформирования в отложениях пород на разных масштабных уровнях.

Эрозионные оседания грунтов в карьерах формируются в верхних слоях вертикальных откосов бортов четвертичных отложений. Для натуральных исследований был выбран оползнеопасный участок на одном из карьеров. В период с апреля по ноябрь 2017 г. проводились наблюдения развития эрозии и формирования отслоений грунта инструментальными методами, которые включали замеры смещений берегов трещин тахеометром, лазерное сканирование, определение оползневых границ по внешним признакам. В целом площадь эрозионного формирования трещин и оседания грунтов за сезон превысила 900 м².

Твердой составляющей оползня являются суглинки и песчано-глинистые породы, расположенные в верхних горизонтах борта карьера. Оползневый поток сформировался на эрозионно-опасном надоползневом уступе протяженностью по фронту вдоль борта ~300 м по прямой, образуя в плане «цирк» по борту радиусом ~150 м, который постепенно развивается в течение нескольких лет. Длина оползня-потока по уступам карьера достигает 600 м, его ширина не превышает 300 м. В верхней части прослеживается хорошо выраженная в рельефе борта вертикальная стенка срыва оползней протяженностью по «цирку» ~500 м, высотой до 10 м. Крутизна стенки на всем протяжении составляет 85–90°.

Стенка отрыва отдельного фрагмента оползневого отслоения имеет, как правило, сложную форму, состоящую из нескольких дуг, уступы высотой до 6–8 м, в верхней части – вертикальные, в нижней – осыпные, иногда перекрытые грунтом. Сход оползня сопровождается шумом. При ширине зоны аккумуляции оползневых отслоений 2,5–3 м, высоте надоползневого уступа порядка 10 м, протяженность каждого отдельного отслоения по периметру «цирка» не превышает 10 м, дальность начального выброса при отделении достигает 5 м, образуя по кромке борта «цирки» небольшого радиуса. Объем оползневого фрагмента может составлять до 300 м³. Несмотря на небольшой объем, высота осевшего блока достигает 8 м, при этом боковые стенки практически вертикальны.

Как правило, зона аккумуляции оползневых отслоений в краевой части массива в основном согласуется с толщиной сезонного промерзания грунтов, которая по метеорологическим данным достигает 2–2,5 м в зависимости от величины снежного покрова. На размеры зоны отслоения могут влиять дождевые осадки.

Развитие оползня происходит в основном при ослаблении сил сцепления в отслаиваемой части грунта по схеме сжатия-выдавливания. Начальные деформации грунта при образовании поверхности скольжения связаны со снижением сцепления его частиц при увлажнении, образованием расслоений под действием как бокового отпора, так и набухания грунтов в краевой части борта с выдавливанием и осадкой отделяющихся фрагментов под действием собственного веса. При этом по длине отслоения формируются трещины разрыва.

Под весом вышележащих пластов по мере снижения сил бокового сцепления сжимающее давление может превысить прочность грунта нижележащих слоев, в результате возникает горизонтальное распорное давление. В нижних сечениях уступа периодически происходит разгрузка напряжений, и неуравно-

вешенное боковое давление, перераспределяясь, вызывает поперечные распорные деформации грунта в виде выдавливания в сторону откоса. При этом над деформирующимся слоем в покрывающей толще формируются площадки сдвига, преобразующиеся в наклонно-криволинейные поверхности скольжения, по которым в бортовой части массива отделяются оползневые блоки.

По механизму формирования оползень образуется как отслоением по трещинам растяжения, разрезающим надоползневый уступ с отжатию и выбросом блоков сцепленных грунтов, так и скольжением рыхлых грунтов с элементами вязко-мокрого течения по кровле более крепких пород. Оползневый поток, представляющий скольжение грунтовых масс, имеет в основном аструктурную поверхность, сглаженную в присклоновой западине и лотке вязкого течения. В валах выдавливания поверхность мелкоглыбовая, бугристая, ступенчатая, наклоненная, местами сильно, в сторону карьера, в средней части потока – грядо-во-западинная, с ложбинами, осложнена уступами, крупными трещинами растяжения. В ложбинах оползневые массы могут находиться в обводненном состоянии, местами с водопроявлениями озерного типа.

Обсуждение

Оползень может формироваться постепенно как при фактически полном отсутствии атмосферных осадков (до 3 мм за сутки), когда происходит высыхание грунтов, так и вследствие длительного увлажнения грунтов потенциально оползнеопасного участка борта в периоды сезонного таяния снегов и затяжных дождей. В результате увлажнения грунты достигают предела текучести, силы сцепления между частицами на межкристаллическом уровне существенно снижаются, что инициирует развитие трещин в поровом пространстве структур скелета грунта, способствует переходу их в динамическую фазу (оползневый поток). Отложения в оползневом потоке – в основном глинисто-песчаные, местами суглинисто-супесчаные, иногда с дресвяным заполнителем.

В составе фракций оползневых отложений преобладают мелкозернистые глинистые песчаники размером до 1,5 мм, иногда встречаются слабо-окатанные включения дресвы размером от нескольких до 30–50 мм. Оползень вызывает слом и вынос в зону аккумуляции древесных стволов зеленых насаждений.

Скорость оползня на разных участках может рассчитываться на основе материалов полевых наблюдений по двум методикам:

- по величине скорости смещений берегов трещин;
- по размерам цельных фрагментов оползневых отслоений.

Результаты расчета скорости эрозии борта карьера на разных участках наблюдаемого надоползневого уступа, полученные по данным линейных измерений, показали относительно стабильный разброс значений для разных по ширине участков отслоений борта. Скорость эрозии борта четвертичных рыхлых отложений по «цирку» оползня в результате выброса отслаиваемых блоков и оседаний грунта за 6 месяцев наблюдений составила в среднем 16 мм/сут. Ширина ступенчатых отслоений по «цирку» борта практически не превышала

2,5–3 м. В целом скорость движения потока такого оползня оценивается как умеренная.

Заключение

Геодезические измерения с использованием лазерного сканирования позволяют определить характерные размеры оползневых отслоений, скоростные параметры эрозии борта. При этом следует учитывать ступенчатый характер формирования отслоений, когда происходит образование блоков выброса или выдавливания. Здесь работают два механизма: сдвиговые и транспортно-сдвиговые отслоения. Отделившиеся блоки на участке наблюдения разрушаются, преобразуясь в оползень-поток, постепенно смещающийся по поверхности скольжения без потери контакта с несмещаемым ложем.

Сдвиговые отслоения связаны с трещинообразованием в грунтах в периоды сезонного промерзания и протаивания, когда по фронту промерзания влажный грунт находится в двух состояниях: промерзшем и талом. В результате температурного градиента на границе двух состояний возникают микронапряжения, которые на структурно-кристаллическом уровне грунта способствуют развитию микропор и пор, их группированию, срастанию, зарождению и формированию микротрещин, перерастанию их в трещины. На всех уровнях процесса происходит снижение сил сцепления. Возникающие ослабления способствуют перераспределению как весовых нагрузок, так и бокового отпора.

Увлажнение грунтов в периоды таяния снегов, затяжных дождей и высыхания в периоды практически полного отсутствия осадков также способствуют аккумуляции оползневых отслоений, когда снижение сил сцепления происходит в значительном по объему грунтовым теле.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. О новой шкале структурно-иерархических представлений как паспортной характеристике объектов геосреды / В. Н. Опарин, В. Ф. Юшкин, А. А. Акинин, Е. Г. Балмашнова // ФТПРПИ. – 1998. – № 5.
2. Особенности разрушения одномерной модели блочных сред при длительном одноосном нагружении / В. Ф. Юшкин, В. Н. Опарин, В. М. Жигалкин, Б. Ф. Симонов, В. В. Аршавский, А. П. Тапсиен // ФТПРПИ. – 2002. – № 4.
3. Формирование объемной цифровой модели поверхности борта карьера методом лазерного сканирования / В. Н. Опарин, В. А. Середович, В. Ф. Юшкин, С. А. Прокопьева, А. В. Иванов // ФТПРПИ. – 2007. – № 5.
4. Простов С. М., Смирнов Н. А., Гамаюнова Е. В. Прогноз устойчивости участков борта угольного разреза, расположенных в зоне гидродинамического влияния гидроотвала // Физические процессы горного производства. – 2009. – № 5.
5. Юшкин В. Ф. Методы трехмерного моделирования породных массивов в исследованиях геомеханических свойств при ведении горных работ // Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2015. XI Междунар. науч. конгр. : Междунар. науч. конф. «Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Геоэкология» : сб. материалов в 3 т. (Новосибирск, 13–25 апреля 2015 г.). – Новосибирск : СГУГиТ, 2015. Т. 3. – С. 293–297.

6. Открытие № 400. Явление зональной дезинтеграции горных пород вокруг подземных выработок / Е. И. Шемякин, М. В. Курленя, В. Н. Опарин, В. Н. Рева и др. // БИ. – 1992. – № 1.
7. Геомеханический мониторинг временной крепи железнодорожного тоннеля, проходимого в сложных горно-геологических условиях юга Западной Сибири / В. Н. Опарин, В. Ф. Юшкин, Г. Н. Полянкин, А. Н. Гришин, А. О. Кузнецов, Д. Е. Рублев // ФТПРПИ. – 2015. – № 4.
8. Юшкин В. Ф. Методические аспекты мониторинга нарушенности скального массива // Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2016. XII Междунар. науч. конгр. : Междунар. науч. конф. «Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Геоэкология» : сб. материалов в 4 т. (Новосибирск, 18–22 апреля 2016 г.). – Новосибирск : СГУГиТ, 2016. Т. 4. – С. 104–108.
9. Юшкин В. Ф. К проблеме построения 3D моделей структурного мониторинга блочных геосред // Тр. Всеросс. конф. «Проблемы развития горных наук и горнодобывающей промышленности» (3–6 октября 2016 г.). – Новосибирск : Изд-во ИГД СО РАН, 2016.
10. Юшкин В. Ф. О возможном механизме смещений грунтов борта карьера // Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2017. XIII Междунар. науч. конгр. : Междунар. науч. конф. «Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Экономика. Геоэкология» : сб. материалов в 4 т. (Новосибирск, 17–21 апреля 2017 г.). – Новосибирск : СГУГиТ, 2017. Т. 2. – С. 189–193.

© В. Ф. Юшкин, 2018

РАСЧЕТ ДВИЖЕНИЯ ГРУНТОВОГО КЕРНА В ТРУБЕ ПРИ ЕЕ УДАРНОМ ПЕРЕМЕЩЕНИИ

Надежда Ивановна Александрова

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор физико-математических наук, главный научный сотрудник, тел. (383)-205-30-30, доп. 720, e-mail: nialex@misd.ru

Андрей Сергеевич Кондратенко

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, директор, тел. (383)-205-30-30, доп. 100, e-mail: kondratenko@misd.ru

Исследуется процесс перемещения открытой трубы при продольном импульсном воздействии. Предполагается, что труба взаимодействует с грунтовой пробкой по закону сухого трения Кулона. Для механической системы, состоящей из трубы и грунтовой пробки, рассмотрены две модели. Одна модель учитывает распространение продольных волн в осевом направлении. Другая модель не учитывает это явление. Получены аналитические оценки для процесса упругого взаимодействия трубы и грунтовой пробки. Кроме того, для обеих моделей получены конечно-разностные решения с учетом сухого трения Кулона между грунтом и трубой. Показано хорошее соответствие численных и аналитических решений. Показано, что для того, чтобы описать движение трубы и грунтовой пробки, можно использовать более простую модель, в которой не учитывается распространение продольных волн.

Ключевые слова: погружение трубы, грунтовая пробка, сухое трение, сдвиговое напряжение, математическое моделирование, нелинейность, численный метод, аналитическое решение.

CALCULATION OF A CORE SAMPLE MOTION IN A PIPE WITH ITS SHOCK DISPLACEMENT

Nadezhda I. Aleksandrova

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Chief Researcher, phone: (383)-205-30-30, extension 720, e-mail: nialex@misd.ru

Andrey S. Kondratenko

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Director, phone: (383)-205-30-30, extension 100, e-mail: kondratenko@misd.ru

The process of displacement of an open pipe under a longitudinal pulse action is studied. The pipe is supposed to interact with a soil plug according to the Coulomb law of dry friction. For the mechanical system consisting of the pipe and the soil plug, two models are considered. One model takes into account the propagation of the longitudinal waves in the axial direction. The other model does not take this phenomenon into account. Analytic estimates are obtained for the process of elastic interaction between the pipe and the soil plug. In addition, for both models, finite-difference solutions are obtained, which take into account the Coulomb law of dry friction between the soil and the pipe. A good agreement of numerical and analytical solutions is shown. It is shown that, in order

to describe the movement of the pipe and the soil plug, the simpler model can be used, in which the propagation of the longitudinal waves is not taken into account.

Key words: pipe driving, soil plug, dry friction, shear stress, mathematical modeling, nonlinear, numerical method, analytical solution.

Введение

Одним из этапов строительного цикла при возведении новых и реконструкции существующих промышленных и гражданских сооружений является прокладка инженерных коммуникаций различного назначения. Бестраншейные технологии прокладки подземных коммуникаций нашли широкое распространение в строительстве и становятся преобладающими. В настоящее время широко применяется метод, основанный на погружении обсадной трубы в грунтовой массив с открытым передним торцом. В этой технологии во внутреннюю полость трубы поступает разрушенный грунт, который постепенно уплотняется, в конечном счете, образуя грунтовую пробку.

Вопросам горизонтального и вертикального внедрения полой цилиндрической трубы с открытым торцом в грунт посвящены работы [1–10], в которых приведены результаты численного и физического моделирования процесса динамического внедрения труб с открытым торцом и анализируется проблема образования внутренней пробки и ее свойств.

Ниже рассматривается фрагмент процесса ударного погружения открытой трубы в грунт, который освещает взаимодействие оторванной грунтовой пробки с трубой. Применяется конечно-разностный метод расчета взаимодействия трубы с внутренней грунтовой пробкой по закону сухого трения Кулона [11–13]. Аналитически с помощью преобразования Лапласа получены оценки перемещений трубы и сдвиговых напряжений грунта в процессе упругого взаимодействия трубы и пробки.

Постановка задачи. Аналитическое решение

Модель I. Математическая постановка задачи опирается на модель продольных колебаний упругого стержня с учетом бокового сопротивления среды. Внутри трубы (R – внутренний радиус, h – толщина стенки, L – длина) находится грунтовая пробка той же длины. По левому торцу трубы в продольном направлении производится удар с силой F_0 :

$$F_0(t) = Q_0 \sin(\omega_* t) H(t_0 - t) H(t), \quad t_0 = \pi / \omega_* . \quad (1)$$

где Q_0 – амплитуда, ω_* – частота, H – ступенчатая функция Хевисайда.

Обозначим $U(z, t)$ – перемещение трубы, t – время, z – продольная координата. Выберем систему координат так, чтобы ее начало совпадало с ударяемым концом трубы, а ось Z была направлена параллельно оси трубы. Будем полагать,

что взаимодействие на поверхностях контакта трубы и грунта описывается законом сухого трения Кулона.

Движение трубы описывается одномерным волновым уравнением относительно перемещения:

$$\ddot{U} = c^2 U''_{,zz} - \frac{P\tau_2}{\rho_1 S}. \quad (2)$$

Здесь $c = \sqrt{E/\rho_1}$ – скорость продольной волны в стержне; E – модуль Юнга; ρ_1 – плотность материала трубы; $\tau_2(z, \varepsilon_{rz})$ – реакция грунтовой пробки; P – внутренний периметр трубы; $S = \pi h(2R + h)$ – площадь поперечного сечения трубы. Начальные условия нулевые. На торце трубы $z = 0$ задается действующая сила, торец $z = L$ свободен от напряжений:

$$ESU'_{,z}|_{z=0} = -F_0(t); \quad ESU'_{,z}|_{z=L} = 0. \quad (3)$$

Для определения сдвигового напряжения грунта, действующего на трубу, используем двумерную модель среды с одним перемещением $V(r, z, t)$ в направлении z :

$$\ddot{V} = a^2 V''_{,zz} + b^2 \left(V''_{,rr} + \frac{1}{r} V'_{,r} \right); \quad a^2 = \frac{\lambda + 2G}{\rho_2}, \quad b^2 = \frac{G}{\rho_2}. \quad (4)$$

Здесь G – модуль сдвига; λ – коэффициент Ламе; ρ_2 – плотность грунта; r – радиальная координата. Уравнение (4) представляет модель среды, учитывающую сжимаемость грунта вдоль оси трубы (коэффициент a^2), сопротивляемость материала сдвигу (коэффициент b^2) и инерционность грунта при движении его частиц вдоль оси трубы. Граничное условие на оси трубы соответствует отсутствию источников или стоков:

$$V'_{,r}(0, z) = 0.$$

Граничные условия на торцах пробки соответствуют отсутствию напряжений на свободных поверхностях грунта:

$$V'_{,z}(r, 0) = 0, \quad V'_{,z}(r, L) = 0.$$

Зависимость $\tau_2(z, \varepsilon_{rz})$ определяется следующим образом. На упругом участке, когда сдвиговое напряжение в грунте τ_2 меняется от 0 до τ_0 ($\tau_2 = G\varepsilon_{rz}$, $\varepsilon_{rz} = V'_{,r}(R, z)$, $\text{abs}(\tau_2) < \tau_0$), труба и среда сцеплены и движутся с одинаковой скоростью ($\dot{V}(R, z) = \dot{U}(z)$). При достижении предельного сдвигового напряжения τ_0 , т. е. $\text{abs}(\tau_2) > \tau_0$, происходит проскальзывание. Направление действия

сил трения определяется в зависимости от знака скорости в этих волнах ($\tau_2 = -k_2\tau_0$, $k_2 = \text{sign}[\dot{U}(z) - \dot{V}(R, z)]$). Поскольку при проскальзывании силы трения, действующие на трубу и грунт, совпадают по величине и различны по направлению, то для среды имеем граничное условие: $GV'_{,r}(R, z) = k_2\tau_0$. Когда относительная скорость проскальзывания трубы и грунта становится равной нулю, вновь происходит сцепление с грунтом, которое в дальнейшем опять может быть нарушено приходом волн напряжений.

С целью тестирования конечно-разностных алгоритмов получим аналитические оценки более простой постановки данной задачи.

Модель II. Рассмотрим одномерную задачу. Пусть имеется труба, внутри которой находится упругий грунт. Будем исследовать влияние распространения волн в радиальном направлении, пренебрегая распространением волн в направлении оси Z . Движение грунта описывается одномерным волновым уравнением по радиальной координате r , которое получено из (4) в предположении, что производными по оси z можно пренебречь:

$$\ddot{V} = b^2 \left(V''_{,rr} + \frac{V'_{,r}}{r} \right). \quad (5)$$

Уравнение движения трубы получаем из (2), также предполагая, что зависимостью перемещения от переменной z можно пренебречь:

$$\ddot{U} = \frac{F_0 - PL\tau_2}{m_1}; \quad m_1 = LS\rho_1. \quad (6)$$

Здесь m_1 – масса трубы.

Для получения аналитических оценок предположим, что на всем этапе движения выполняется условие $\text{abs}(\tau_2) < \tau_0$, т. е. труба и грунт взаимодействуют упруго. В этом случае имеем:

$$\tau_2 = GV'_{,r}(R), \quad \dot{V}(R) = \dot{U}, \quad V'_{,r}(0) = 0.$$

Применяя преобразование Лапласа по времени, и предполагая, что $\omega_* \ll \beta$, получим асимптотику решения при $t \rightarrow \infty$:

$$\dot{U} = \frac{Q_0[(1 - \cos \omega_* t)H(t_0 - t) + 2H(t - t_0)]}{(m_1 + m_2)\omega_*}; \quad \beta = \frac{b}{R} \sqrt{\frac{8(m_1 + m_2)}{2m_1 + m_2}}, \quad (7)$$

$$\tau_2 = \tau_* H(t_0 - t) \sin \omega_* t; \quad \tau_* = \frac{Q_0 R \rho_2}{m_1 + m_2}, \quad m_2 = \pi R^2 L \rho_2. \quad (8)$$

Здесь m_2 – масса грунтовой пробки.

Как видно из решения (8), если $\tau_0 > \tau_*$, то на всем этапе движения труба и грунт взаимодействуют упруго, т. е. $\tau_2 < \tau_0$. Если же $\tau_0 < \tau_*$, то сначала происходит упругое взаимодействие трубы и грунта, пока τ_2 не достигнет значения τ_0 , затем происходит взаимодействие по закону сухого трения.

Сравнение численных и аналитических решений

На рис. 1 приведены примеры расчета по модели II при импульсном продольном воздействии на трубу в случае $\tau_0 > \tau_*$: (а) зависимость от времени сдвиговых напряжений грунта на поверхности трубы τ_2 ; (б) зависимость от времени скорости трубы \dot{U} . Параметры разностной сетки: $h_r = 0.01R$, $h_t = h_r / b$ – шаги сетки по радиусу и времени. Остальные параметры: $Q_0 = 23 \text{ кН}$, $E = 1.95 \cdot 10^5 \text{ МПа}$, $h = 0.003 \text{ м}$, $R = 0.035 \text{ м}$, $\rho_1 = 7800 \text{ кг/м}^3$, $\rho_2 = 1800 \text{ кг/м}^3$, $b = 0.373 \text{ м/мс}$, $L = 1 \text{ м}$, $t_0 = 1 \text{ мс}$. Сплошные кривые соответствуют конечно-разностному решению, штриховые – решение (8) на рис. 1а и решение (7) на рис. 1б, штрихпунктирная линия – значение τ_* .

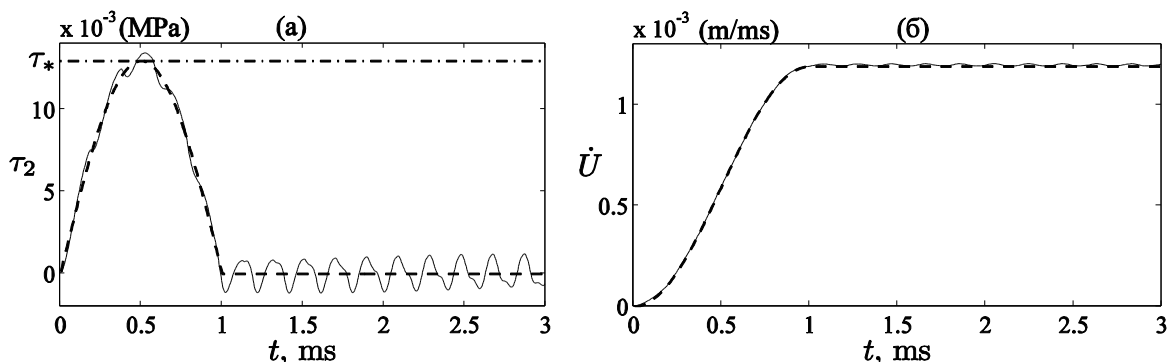


Рис. 1. Зависимость от времени τ_2 (а) и \dot{U} (б). Модель I

На рис. 2 представлены графики зависимости от времени скорости перемещений трубы и грунта при различных значениях $\tau_0 < \tau_*$: (а) $\tau_0 = 0.02 \text{ МПа}$ (модель II); (б) $\tau_0 = 0.04 \text{ МПа}$ (модель II); (в) $\tau_0 = 0.02 \text{ МПа}$ (модель I, $z = 0.5 \text{ м}$, $h_z = 0.01 \text{ м}$ – шаг сетки по координате z). Остальные параметры те же, что и на рис. 1. Сплошные кривые – конечно-разностное решение (толстые кривые – скорость трубы, тонкие кривые – скорость грунта на поверхности трубы), штриховые кривые – решение (7).

Обсуждение

Сравнение аналитических решений и численных расчетов на рис. 1 показывает, что максимальные сдвиговые напряжения грунта на поверхности трубы

и скорость трубы, рассчитанные конечно-разностным методом в случае упругого взаимодействия трубы и грунта, и качественно и количественно верно описываются аналитическими решениями (7), (8).

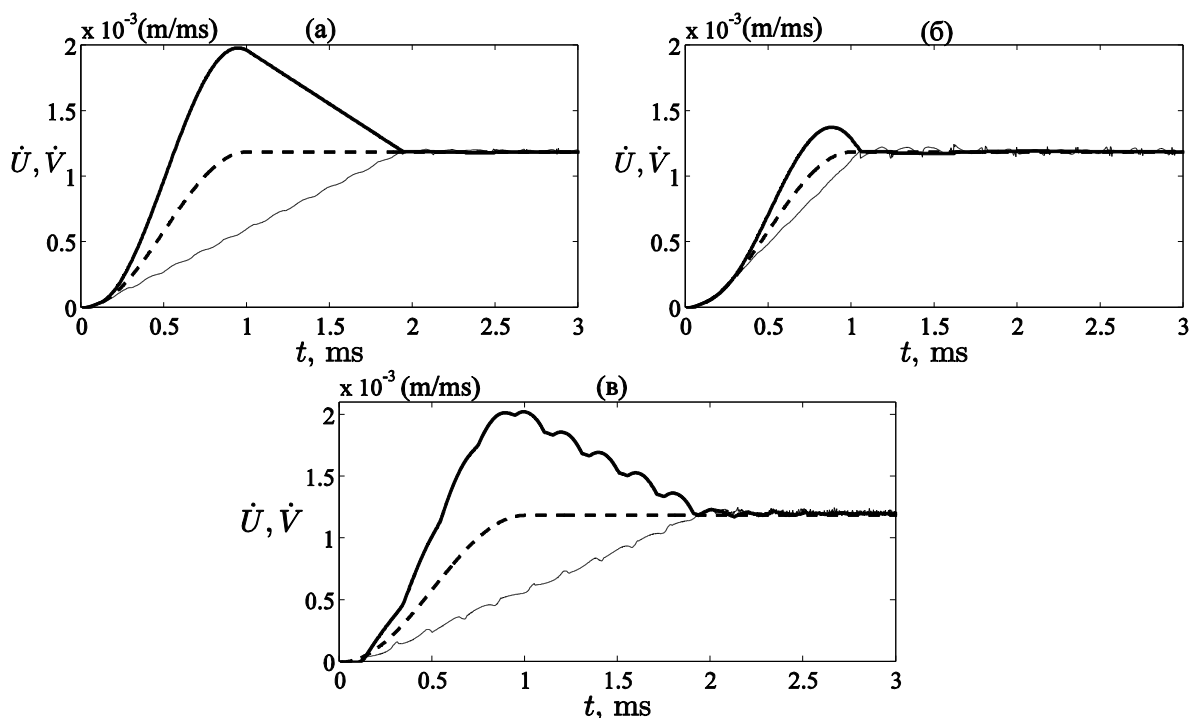


Рис. 2. Зависимости от времени скорости перемещений трубы и грунта:
а, б) модель II; в) модель I

Анализ расчетов, представленных на рис. 2, а и рис. 2, б, показывает следующее. Чем больше значение τ_0 , тем меньше различаются скорости трубы и пробки на этапе их взаимного проскальзывания, и тем раньше их значения начинают совпадать между собой и с аналитическим решением (8), полученным в предположении, что взаимодействие трубы и грунта на всем временном интервале упругое. Сравнение расчетов, полученных по модели II (рис. 2а) и по модели I (рис. 2в), показывает, что в случае, когда длительность импульса больше времени пробега продольной волны по трубе туда и обратно ($t_0 > 2L/c$), можно использовать более простую модель II, в которой пренебрегается распространением продольных волн.

Заключение

Исследован процесс перемещения открытой трубы, взаимодействующей с внутренней грунтовой пробкой по закону сухого трения Кулона при продольном импульсном воздействии на трубу. Получены аналитические оценки для процесса упругого взаимодействия трубы с грунтовой пробкой и конечно-разностное решение с учетом внешнего сухого трения Кулона. Показано, что численные и аналитические решения хорошо согласуются. Из расчетов следует,

что можно использовать более простую модель для описания движения трубы и грунтовой пробки, в которой не учитывается распространение продольных волн.

Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (проект №17-77-20049).

This work was supported by the Russian Science Foundation, project no. 17-77-20049.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Fattah M. Y., Al-Soudani W. H. S. Bearing Capacity of Open Ended Pipe Piles with Restricted Soil Plug // *Ships and Offshore Structures*. – 2015. – V. 11. – P. 501–516. doi: 10.1080/17445302.2015.1030247.
2. Grabe J., Pucker T. Improvement of bearing capacity of vibratory driven open-ended tubular piles // *Frontiers in Offshore Geotechnics III*, London (UK): Taylor & Francis Group. – 2015. – P. 551–556.
3. Henke S. Large deformation numerical simulations regarding soil plugging behaviour inside open-ended piles // *Proceedings of ASME*. – 2012. 31st International Conference on Ocean, Offshore and Arctic Engineering (OMAЕ2012), Rio de Janeiro/Brazil.
4. Ko J., Jeong S., Lee J. K. Large deformation FE analysis of driven steel pipe piles with soil plugging // *Computers and Geotechnics*. – 2016. – V. 71. – P. 82–97. doi: 10.1016/j.compgeo.2015.08.005.
5. Kondratenko A. S., Petreev A. M. Features of the earth core removal from a pipe under combined vibro-impact and static action // *Journal of Mining Science*. – 2008. – V. 44. – No. 6. – P. 559–568. doi: 10.1007/s10913-008-0063-5.
6. Labenski J., Moormann C., Aschrafi J., Bienen B. Simulation of the Plug inside Open Steel Pipe Pile with Regards to Different Installation Methods // *Proceedings of 13th Baltic Sea Geotechnical Conference*. Lithuania, 22–24 September – 2016. – P. 223–230. doi: 10.3846/13bsgc.2016.034.
7. Meskele T., Stuedlein A. Attenuation of Pipe Ramming-Induced Ground Vibrations // *Journal of Pipeline Systems Engineering and Practice*. – 2015. – V. 150. 04015021. doi: 10.1061/(ASCE)PS.1949-1204.0000227.
8. Yong Jie Xiao, Fu Quan Chen, Yi Zhi Dong. Numerical investigation of soil plugging effect inside sleeve of cast-in-place piles driven by vibratory hammers in clays // *Springerplus*. – 2016. – 5(1): 755. doi: 10.1186/s40064-016-2423-y.
9. Кондратенко А. С. Особенности очистки обсадной трубы от грунтового керна // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. – 2008. – № 7. – С. 327–331.
10. Кондратенко А. С., Тимонин В. В., Абирова А. А., Госманов М. К., Есенов Б. У., Жаркенов Е. Б. Технология безопасного сооружения бестраншейных горизонтально-наклонных скважин // *Вестник КузГТУ*. – 2014. – № 1. С. 40–44.
11. Aleksandrova N. I. Numerical-Analytical Investigation into Impact Pipe Driving in Soil with Dry Friction. Part I: Nondeformable External Medium // *Journal of Mining Science*. – 2012. – V. 48. – No.53. – P. 856–869. doi: 10.1134/S1062739148050103.
12. Aleksandrova N. I. Numerical-Analytical Investigation into Impact Pipe Driving in Soil with Dry Friction. Part II: Deformable External Medium // *Journal of Mining Science*. – 2013. – V. 49. – No. 3. – P. 413–425. doi: 10.1134/S106273914903009X.
13. Александрова Н. И. О влиянии внутренней грунтовой пробки на процесс ударного забивания трубы // *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. – 2017. – № 6, С. 114–126. doi: 10.15372/FTPPI20170611.

REFERENCES

1. Fattah, M. Y., & Al-Soudani, W. H. S. (2015). Bearing capacity of open ended pipe piles with restricted soil plug. *Ships and Offshore Structures*, 11, 501–516. doi: 10.1080/17445302.2015.1030247.
2. Grabe, J., & Pucker, T. (2015). Improvement of bearing capacity of vibratory driven open-ended tubular piles. In *Frontiers in Offshore Geotechnics III* (pp. 551–556). London: Taylor & Francis.
3. Henke, S. (2012). Large deformation numerical simulations regarding soil plugging behavior inside open-ended piles. *Proceedings of ASME. 31st International Conference on Ocean, Offshore and Arctic Engineering (OMAE2012)*, Rio de Janeiro/Brazil.
4. Ko, J., Jeong, S., & Lee, J. K. (2016). Large deformation FE analysis of driven steel pipe piles with soil plugging. *Computers and Geotechnics*, 71, 82–97. doi: 10.1016/j.compgeo.2015.08.005.
5. Kondratenko, A. S., & Petreev, A. M. (2008). Features of the earth core removal from a pipe under combined vibro-impact and static action. *Journal of Mining Science*, 44(6), 559–568. doi: 10.1007/s10913-008-0063-5.
6. Labenski, J., Moormann, C., Aschrafi, J., & Bienen, B. (2016). Simulation of the plug inside open steel pipe pile with regards to different installation methods. *Proceedings of 13th Baltic Sea Geotechnical Conference, 2016* (pp. 223–230). Vilnius, Lithuania. doi: 10.3846/13bsgc.2016.034.
7. Meskele, T., & Stuedlein, A. (2015). Attenuation of pipe ramming-induced ground vibrations. *Journal of Pipeline Systems Engineering and Practice*, 150, 04015021. doi: 10.1061/(ASCE)PS.1949-1204.0000227.
8. Yong Jie Xiao, Fu Quan Chen, & Yi Zhi Dong. (2016). Numerical investigation of soil plugging effect inside sleeve of cast-in-place piles driven by vibratory hammers in clays. *SpringerPlus*, 5(1), 755. doi: 10.1186/s40064-016-2423-y.
9. Kondratenko, A. S. (2008). Osobennosti ochistki obsadnoi truby ot gruntovogo kerna [Features of a casing pipe cleaning from a ground core]. *Gornyy Informatsionno-Analiticheskiy Byulleten' [Mining Information and Analytical Bulletin]*, (7), 327–331 [in Russian].
10. Kondratenko, A. S., Timonin, V. V., Abirov, A. A., Gosmanov, M. K., Esenov, B. U., & Zharkenov, E. B. (2014). Tekhnologiya bezopasnogo sooruzheniya bestranschejnyh gorizontol'no-naklonnyh skvazhin [Technology of safe construction of trenchless horizontal-inclined wells]. *Vestnik Kuzbasskogo Gosudarstvennogo Tekhnicheskogo Universiteta [Bulletin of the Kuzbass State Technical University]*, (1), 40–44 [in Russian].
11. Aleksandrova, N. I. (2012). Numerical-analytical investigation into impact pipe driving in soil with dry friction. Part I: Nondeformable external medium. *Journal of Mining Science*, 48(5), 856–869. doi: 10.1134/S1062739148050103.
12. Aleksandrova, N. I. (2013). Numerical-analytical investigation into impact pipe driving in soil with dry friction. Part II: Deformable external medium. *Journal of Mining Science*, 49(3), 413–425. doi: 10.1134/S106273914903009X.
13. Aleksandrova, N. I. (2017). O vliyanii vnytrennej gruntovoj probki na protsess udarnogo zabivaniya truby [Influence of soil plug on impact pipe driving process]. *Fiziko-Tekhnicheskie Problemy Razrabotki Poleznykh Iskopaemykh [Physical and Technical Problems of Mining]*, (6), 114–126 [in Russian; an English translation will appear in *Journal of Mining Science*, 53(6)]. doi: 10.15372/FTPRPI20170611.

© Н. И. Александрова, А. С. Кондратенко, 2018

К ВОПРОСУ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОГО ОПРЕДЕЛЕНИЯ НАПРЯЖЕНИЙ ВО ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОДАХ РУДНИКА «АЙХАЛ» АК «АЛРОСА»

Василий Дмитриевич Барышников

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, зав. лабораторией диагностики механического состояния массива горных пород, тел. (913)924-00-73, e-mail: v-baryshnikov@yandex.ru

Дмитрий Васильевич Барышников

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, научный сотрудник лаборатории диагностики механического состояния массива горных пород, тел. (383)291-90-89, e-mail: v-baryshnikov@yandex.ru

Алексей Павлович Хмелинин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, научный сотрудник лаборатории диагностики механического состояния массива горных пород, тел. (923)234-50-01, e-mail: khmelininap@gmail.com

Выполнена экспериментальная оценка величин напряжений в окрестности подготовительных выработок вне зоны влияния очистных работ на руднике «Айхал». Анализ результатов исследований показал, что экспериментальные значения напряжений в приконтурной зоне выработок на глубине ведения горных работ носят локальный характер и не позволяют корректно их использовать для определения напряженного состояния нетронутого массива горных пород.

Ключевые слова: породный массив, горная выработка, метод параллельных скважин, деформометр, нагрузочное устройство, модуль упругости, напряженно-деформированное состояние.

EXPERIMENTAL DETERMINATION OF STRESSES IN ENCLOSING ROCKS OF “AYKHAL” MINE, “ALROSA” ENTERPRISE

Vasily D. Baryshnikov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Head of Mechanical Rock Mass State Diagnostics Laboratory, phone: (913)924-00-73, e-mail: v-baryshnikov@yandex.ru

Dmitry V. Baryshnikov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Researcher, Mechanical Rock Mass State Diagnostics Laboratory, phone: (383)291-90-89, e-mail: v-baryshnikov@yandex.ru

Aleksey P. Khmelinin

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Researcher, Mechanical Rock Mass State Diagnostics Laboratory, phone: (923)234-50-01, e-mail: khmelininap@gmail.com

An experimental evaluation of the stress values has been carried out in the vicinity of the preliminary workings outside the influence zone of the cleaning at the Aykhal mine. Analysis of the

research results shows that the experimental values of stresses at the working border zone at the mining depth are localized. The research results cannot be used correctly to determine the stress state of an untouched rock mass.

Key words: rock mass, mine working, parallel borehole method, strain meter, loading device, elastic modulus, stress-strain state.

Введение

Естественное напряженное состояние массива горных пород месторождения является определенным силовым фактором при оценке условий ведения очистных работ, устойчивости горных выработок и параметров их крепления. Использование в качестве граничных условий при численном моделировании напряженно-деформированного состояния (НДС) горных выработок существующих гипотез распределения напряжений Динника или Гейма не всегда оправданно и требует инструментального подтверждения. Единственным надежным средством оценки параметров исходного поля напряжений в тектонически активных районах являются результаты экспериментальных исследований.

В настоящее время отработка подкарьерных запасов на руднике «Айхал» АК «АЛРОСА» осуществляется на глубинах 350–400 м ромбовидными камерами в шахматном порядке с нисходящей выемкой и применением твердеющей закладки. В процессе понижения горных работ определение оптимального размещения и поддержания подготовительных выработок во вмещающих породах при сложной морфологии рудного тела [1] требует более детального обоснования. Из-за отсутствия сведений о начальном поле напряжений месторождения кимберлитовой трубки «Айхал» вопрос экспериментальной оценки напряжений является актуальным.

Применяемые методы и подходы

В 2017 г. был проведен начальный цикл исследований напряжений методом параллельных скважин. Данный метод [2] и технические средства для его реализации [3] разработаны в ИГД СО РАН. Апробация разработанного автоматизированного измерительного комплекса успешно проведена при исследовании НДС в соляном массиве на руднике «Мир» [4].

Схема расположения станций замера напряжений (СЗН) в горных выработках на горизонте ± 0 м (глубина около 400 м от поверхности) приведена на рис. 1. Вмещающие породы представлены доломитами с прослоями мергелей. Прочность пород на глубине измерений составляет $3.5 \div 4.5$ по шкале Протодьяконова [5].

Бурение измерительной и возмущающей скважин осуществлялось алмазными коронками $\varnothing 77$ мм и $\varnothing 112$ мм буровой машиной Husqvarna. Данная малогабаритная буровая машина обеспечивает бурение скважин глубиной до 275 м. Выбор глубин установки скважинного деформометра в измерительной скважине осуществлялся по результатам видеосъемки состояния ее контура с помо-

щью скважинного видеозонда для исключения нарушения и трещин на участке измерений.

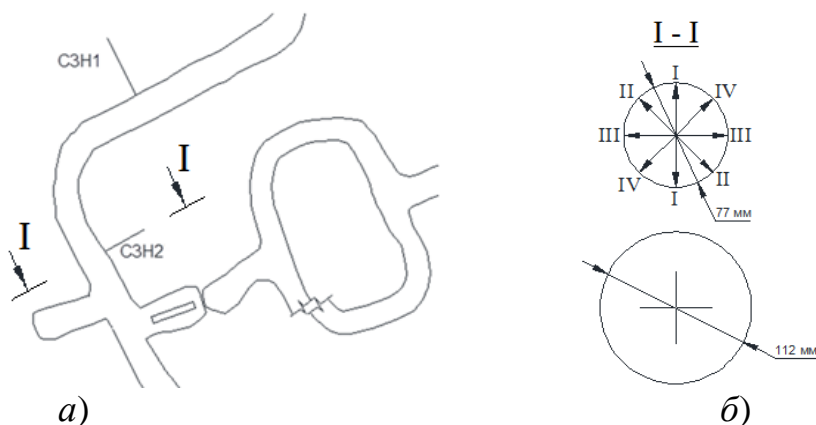


Рис. 1. Схема расположения СЗН на гор. ± 0 м (а) и скважин с ориентацией измерительных направлений деформометра (б)

Обсуждение результатов исследований

На рис. 2 приведен график радиальных смещений контура измерительной скважины на СЗН1, вызванных ступенчатым нагружением равномерным давлением возмущающей скважины. Анализ экспериментальных данных свидетельствует о линейной зависимости радиальных смещений от давления, отсутствии остаточных смещений при ее разгрузке, что позволяет корректно использовать аппарат теории упругости для оценки деформационных свойств и величин напряжений.

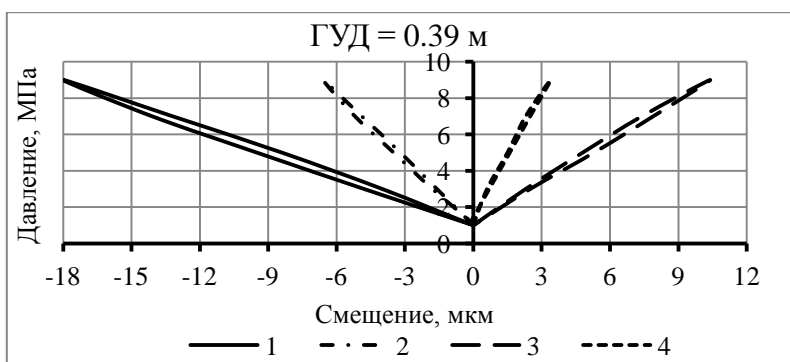


Рис. 2. Графики радиальных смещений измерительной скважины при нагрузке и разгрузке возмущающей скважины

Результаты определения напряжений на глубине установки деформометра (ГУД) 0.39 м от контура выработки приведены в табл. 1 и на рис. 3.

Величины напряжений (МПа) на СЗН1

ГУД, м	σ_B	σ_Γ	$\tau_{B\Gamma}$	σ_1	σ_2	$\Gamma\sigma_2$, град.
0.39	-6.6	-2.6	1.1	-2.4	-6.9	76

σ_B – вертикальная компонента напряжений;

σ_Γ – горизонтальная компонента напряжений;

$\tau_{B\Gamma}$ – касательная компонента напряжений;

σ_1, σ_2 – квазиглавные величины напряжений в вертикальной плоскости, перпендикулярной оси скважины

$\Gamma\sigma_2$ – угол направления действия максимального квазиглавногo напряжения относительно горизонта

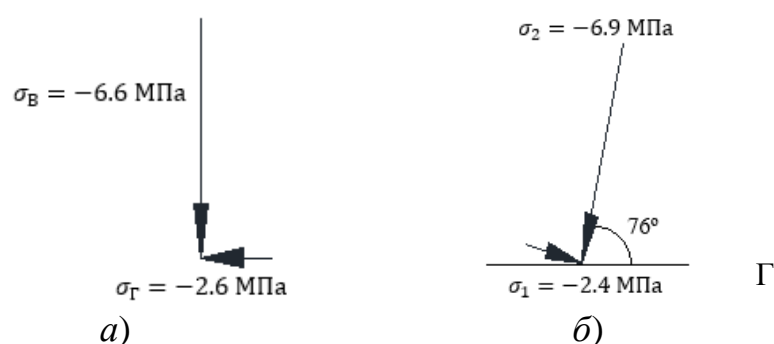


Рис. 3. Направления и величины компонент (а) и квазиглавных (б) напряжений

Согласно расчетам, вертикальная составляющая напряжений на гор. ± 0 м, вызванная весом налегающей толщи пород, составила $\gamma H = 10 \text{ МПа}$. Коэффициент концентрации вертикальной компоненты на $\text{ГУД} = 0.39 \text{ м}$, определенный по результатам численных расчетов распределения напряжений в окрестности выработки, составил $K = 1.62$. С учетом коэффициента расчетная величина вертикальной компоненты напряжений $\sigma_B^p = 10 \text{ МПа} \times 1.62 = 16.2 \text{ МПа}$, что существенно (в 2.5 раза) больше определенного в эксперименте значения $\sigma_B = 6.6 \text{ МПа}$. Это свидетельствует о разгрузке приконтурного массива, что не позволяет корректно интерпретировать экспериментальные данные и определять напряженное состояние нетронутого массива.

Измерения напряжений на СЗН2 выполнены на удалениях 0.6 м и 1.1 м. На рис. 4 приведены графики зависимостей радиальных смещений контура измерительной скважины при нагрузке-разгрузке возмущающей скважины.

Величины экспериментально определенных напряжений (МПа) приведены в табл. 2 и на рис. 5.

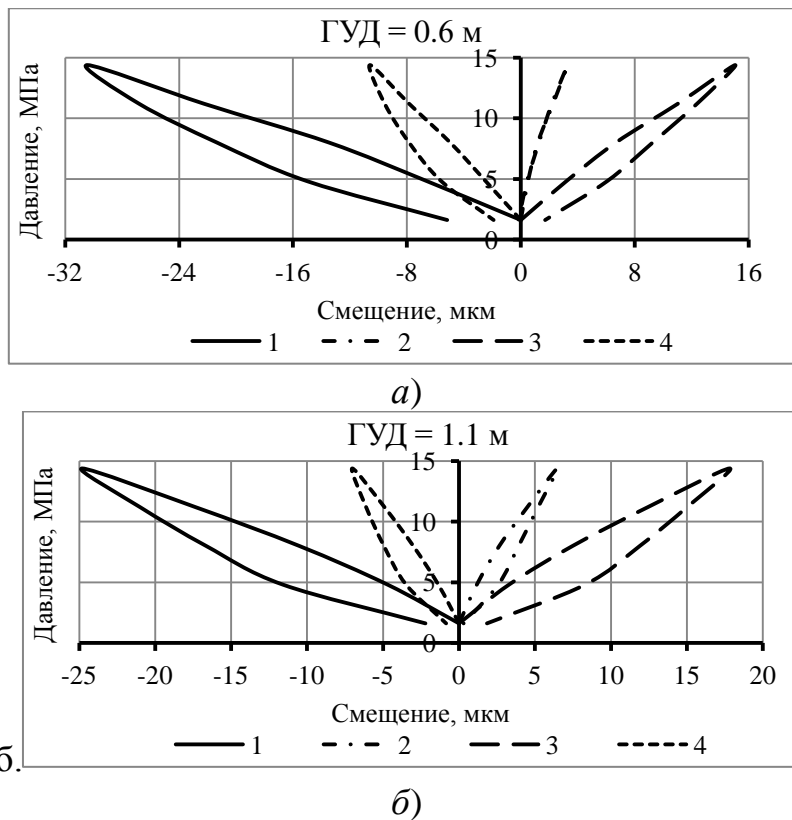


Рис. 4. Графики радиальных смещений измерительной скважины при нагружении возмущающей скважины на ГУД = 0.6 м (а) и ГУД = 1.1 м (б)

Таблица 2

Величины напряжений (МПа) на СЗН2

ГУД, м	σ_B	σ_Γ	$\tau_{B\Gamma}$	σ_1	σ_2	$\Gamma\sigma_2$, град.
0.6	-12.8	-3.4	2.6	-2.7	-13.5	76
1.1	-16.8	-7.2	1.3	-7.0	-16.9	82

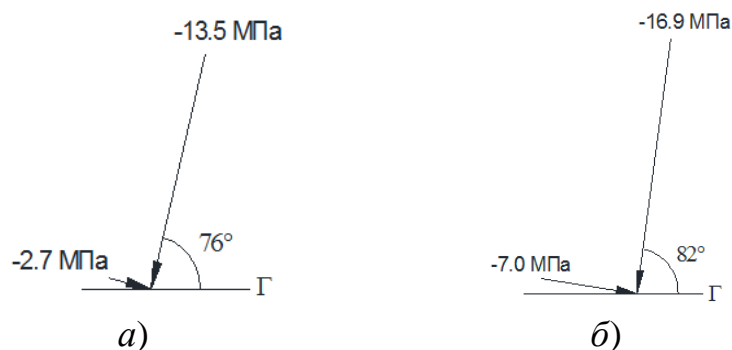


Рис. 5. Величины и направления действия квазиглавных напряжений на СЗН2: а) на глубине 0,6 м; б) на глубине 1,1 м

Коэффициенты концентрации вертикальных напряжений σ_B на глубинах 0.6 м и 1.1 м от контура выработки равны 1.66 и 1.58. Расчетные значения вертикальной составляющей напряжений от веса налегающих пород (σ_B^p) составили -16.7 МПа и -15.9 МПа. Сравнение расчетных и экспериментальных величин вертикальных компонент напряжений показывает, что на ГУД = 0.6 м $\sigma_B = -12.8$ МПа меньше расчетного $\sigma_B^p = -16.7$ МПа, а на ГУД = 1.1 м $\sigma_B = -16.8$ МПа незначительно превышает $\sigma_B^p = -15.9$ МПа. Величины горизонтальных составляющих напряжений вдоль оси выработок позволяют сделать предварительное заключение об отсутствии тектонических напряжений.

Характер горизонтальных напряжений в наибольшей степени отвечает гипотезе Динника. Такое расхождение расчетных и экспериментальных данных вызвано частичным ослаблением приконтурной части выработок, проводимых буровзрывным способом, о чем свидетельствует нарушения контуров скважин (рис. 6).



Рис. 6. Нарушения контура скважин на СЗН1 (а) и СЗН2 (б)

Заключение

Проведенные исследования показали, что информация о напряжениях, полученная вблизи контура выработки, не позволяет корректно интерпретировать полученные результаты и определять напряженное состояние нетронутого массива, а характеризует лишь их точечные значения на участке исследования.

Для объективной оценки параметров исходного поля напряжений измерения следует проводить на удалениях от ослабленного и частично нарушенного контура выработки за зоной ее влияния, что требует применения соответствующих методов и обеспечения исследований буровыми работами.

Работа выполнена в рамках научного проекта ФНИ № гос. регистрации АААА-А17-117121140065-7 и при финансовой поддержке АК «АЛРОСА».

This work was supported by project no. АААА-А17-117121140065-7 and by “ALROSA” Enterprise.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Гензель Г. Н., Воропаев Б. П., Якушенко М. В., Зельберг А. С., Крамсков Н. П., Лобанов В. В. Консервация карьера «Мир» и защита рудника от затопления в период перехода на подземный способ добычи // Сб. докладов Междунар. научно-практической конференции «Мирный-2001». – М. : Рудаиметаллы, 2002. – 400 с.
2. Курленя М. В., Барышников В. Д., Попов С. Н. и др. Способ определения НДС в массиве горных пород // Открытия и изобретения. – 1981. – № 40.
3. Барышников В. Д., Качальский В. Г. Автоматизированный измерительный комплекс приборов для определения напряжений в массиве горных пород методом параллельных скважин // ФТПРПИ. – 2010. – № 3. – С. 115–120.
4. Барышников В. Д., Барышников Д. В. Результаты экспериментальных исследований напряженного состояния в окрестности выработки в соляном массиве // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – Новосибирск : ИГД СО РАН. – 2017. – № 2. – Т. 4. – С. 32–36.
5. Коноваленко В. Я. Справочник физико-механических свойств горных пород алмазных месторождений Якутии. – Новосибирск, 2012. – 276 с.

REFERENCES

1. Genzel G.N., Voropaev B.P., Yakushenko M.V., Zelberg A.S., Kramskov N.P., Lobanov V.V. Deactivation of Mir open pit mine and flooding protection of underground mine transition period, Proc SciConf Mirny-2001. Moscow: RudaMetally, 2002. – 400 p.
2. Kurlenya M.V., Baryshnikov V.D., Popov S.N. et al. Method to determine stress and strains in rocks, OtkrytIzobret, 1981, no.40.
3. Baryshnikov V.D., Kachalsky V.G. Automation instrumentation to measure rock mass stresses in parallel-drilled holes, Journal of Mining Science, 2010, vol.46, no.3, pp. 338–342.
4. Baryshnikov V.D., Baryshnikov D.V. Experimental research data on stress state in salt rock mass around an underground excavation. Fundamentalnye I prikladnye voprosy gornyh nauk, 2017, vol. 4, issue 2, pp. 32-36.
5. Konovalenko V.Ya. Reference book on physical properties of rocks at diamond deposits in Yakutia, Novosibirsk, 2012, 276 p.

© В. Д. Барышников, Д. В. Барышников, А. П. Хмелинин, 2018

ОБОСНОВАНИЕ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ СКВАЖИННОГО ИНКЛИНОМЕТРИЧЕСКОГО ЗОНДА

Дмитрий Васильевич Барышников

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, научный сотрудник лаборатории диагностики механического состояния массива горных пород, тел. (383)291-90-89, e-mail: v-baryshnikov@yandex.ru

Для повышения эффективности и расширения диапазона использования инклинометрического метода контроля вертикальных сдвижений закладочного массива при его подработке обоснованы параметры скважинного зонда. С учетом диаметра обсадной трубы и кривизны упругого ее прогиба выполнена оценка геометрических размеров конструктивных элементов зонда, обеспечивающих его свободное прохождение вдоль оси обсаженной субгоризонтальной скважины. Определены высота и ширина зонда, высота скользящих опор в основании корпуса и допустимый свободный ход верхних пружин для его прижима к стенкам обсадной трубы. Для прогнозируемого искривления обсадной трубы, вызванного прогибом закладочного массива, выбрана база зонда (0,5 м), обеспечивающие максимальную точность и детальность определения осадки закладочного массива по глубине скважины длиной 40–100 м.

Ключевые слова: скважина, инклинометр, зонд, угол наклона, осадка, погрешность.

JUSTIFICATION OF GEOMETRIC PARAMETERS OF A BOREHOLE INKLINOMETER PROBE

Dmitry V. Baryshnikov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Researcher, Mechanical Rock Mass State Diagnostics Laboratory, phone: (383)291-90-89, e-mail: v-baryshnikov@yandex.ru

In order to improve the efficiency and to expand the range of use of the inclinometric method for controlling the filling mass vertical displacements, the parameters of the borehole probe are justified when it is worked on. Taking into account the diameter of the casing pipe and the curvature of its elastic deflection, the geometric dimensions of the probe structural elements are estimated. The structural elements provide the probe free passage along the axis of the cased sub horizontal borehole. The height and width of the probe are determined as well as the height of the slide bearings in the probe base and the permissible free movement of the upper springs for its hold-down against the walls of the casing pipes are. The probe base (0.5 m) is selected for the predicted curvature of the casing pipe caused by the deflection of the filling mass. They provide the maximum accuracy and amount of detail of the determination of the filling mass settlement along the 40–100 m long borehole depth.

Key words: borehole, inclinometer, probe, tilt angle, settlement, error.

Введение

Для контроля вертикальных сдвижений закладочного массива при его подработке ИГД СО РАН предложил использовать инклинометрическую систему

и скважинный зонд, обеспечивающие проведение наблюдений в обсаженных субгоризонтальных скважинах [1].

Применяемые методы и подходы

С целью экспериментальной апробации данной системы разработан опытный образец скважинного инклинометрического зонда и регистрирующей аппаратуры [2]. Инклинометрический метод контроля заключается в последовательном определении углов наклона обсаженной скважины по ее длине через равные интервалы для последующего восстановления высотных отметок профиля методом усреднения углов, рекомендуемыми нормативными документами [3,4], на момент проведения цикла измерений:

$$z_n = z_0 + x \sum_{i=1}^n \sin \left(\frac{\alpha_i + \alpha_{i-1}}{2} \right), \quad (1)$$

где z_0 – вертикальная отметка устья скважины по данным маркшейдерских наблюдений;

x – шаг передвижки;

n – количество измерений ($n = l_{\text{скв}}/x$);

α_i – угол наклона обсадной трубы в точке i .

Периодически проводимые циклы наблюдений позволяют определить изменения профиля обсадной трубы относительно ее исходного состояния, вызванные прогибом (осадкой) закладочного массива при его подработке.

Практический опыт применения созданных программно-технических средств на руднике «Интернациональный» АК «АЛРОСА» свидетельствует об эффективности предложенного варианта реализации инклинометрического метода при проведении геомеханического мониторинга сдвижений закладочного массива [5]. По результатам лабораторных и натуральных испытаний получена погрешность определения осадок массива [6, 7].

Для повышения точности определения кривой оседания контролируемого участка массива и расширения диапазона использования метода выполним обоснование геометрических параметров скважинного зонда.

Конструктивные параметры зонда определяются геометрическими размерами датчиков, диаметром и ожидаемой кривизной измерительной скважины, а также шагом передвижки.

Величина прогнозируемого прогиба закладочного массива (обсадной трубы) принимается согласно [8, 9] или может быть определена по результатам прогнозных оценок с учетом усадки массива и допустимого технологического недозаклада отработываемых нижележащих слоев (камер).

В общем случае, профиль скважины можно представить в виде плавной кривой, которая в каждой точке характеризуется радиусом кривизны. Для реального закладочного массива радиус кривизны упругого прогиба меняется от

координаты точки отсчета. Поэтому для оценки диапазона изменения радиуса кривизны была использована эпюра жестко закрепленной по краям балки длиной 100 м (рис. 1).

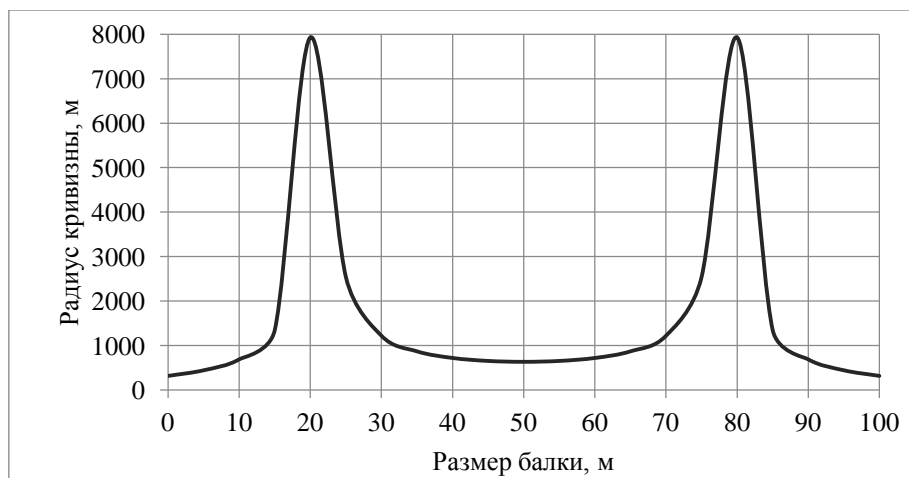


Рис. 1. Изменение радиуса кривизны упругого прогиба жестко закрепленной по краям балки

Определение радиуса кривизны (R) производилось по формуле [11]:

$$R = \frac{\left(\sqrt{1 + \left(\frac{dz}{dx} \right)^2} \right)^3}{\frac{d^2z}{dx^2}}. \quad (2)$$

Обсуждение результатов исследований

Как видно на рис. 1, радиус кривизны обсадной трубы меняется значительно (300–8 000 м). Для расчетов геометрических параметров зонда использовался радиус кривизны в 6 раз меньше расчетного, обеспечивающий значительный запас проходимости зонда по скважине.

Параметрами для определения оптимальной базы зонда являются минимальный радиус кривизны обсадной трубы (R_{\min}), ее внутренний диаметр ($d_{\text{тр}}$) и геометрические размеры инклинометрического зонда: расстояние между скользящими лыжами в основании зонда (L), их высота ($h_{\text{л}}$), ширина (w_3) и высота (h_3) зонда.

При положительной кривизне скважины (рис.2а) требование проходимости зонда по скважине определяет максимально допустимое расстояние между скользящими лыжами:

$$L \leq 2\sqrt{2R_{\min} \cdot h_{\text{Л}} - h_{\text{Л}}^2}; \quad (3)$$

$$L \leq 2\sqrt{2R_{\min}(d_{\text{ТР}} - h_3 - h_{\text{Л}}) + d_{\text{ТР}}^2 - (h_{\text{Л}} + h_3)^2}. \quad (4)$$

При отрицательной кривизне (рис. 2, б), при условии, что расстояние между лыжами равно длине верхней грани зонда, требование проходимости зонда совпадает с (4).

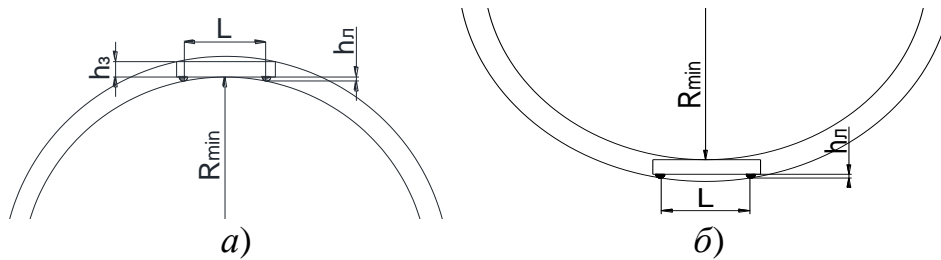


Рис. 2. Схема определения оптимального расстояния между скользящими лыжами и их высотой:

а) для скважины с положительной кривизной; б) для скважины с отрицательной кривизной

Условие (3) определяется из требования жесткого контакта лыж с поверхностью скважины, а условие (4) – для бесконтактного прохождения верхней грани зонда по скважине.

Для обеспечения жесткого контакта лыжи с поверхностью скважины необходимо учесть фактическую ширину зонда (w_3). На рис. 3 показано положение инклинометрического зонда в скважине, которое используется для расчета предельных значений высоты скользящей лыжи.

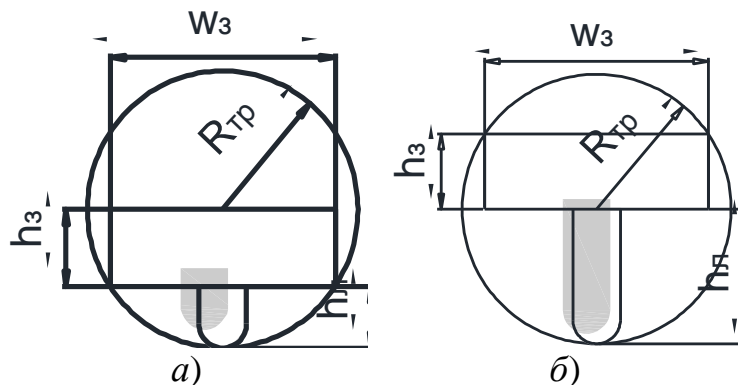


Рис. 3. Схема определения минимальной и максимальной высоты скользящей лыжи:

а) минимальное значение высоты лыжи; б) максимальное значение высоты лыжи

Минимальное значение высоты лыжи определяется из выражения (рис. 3, а):

$$h_{л\min} = R_{тр} - \sqrt{R_{тр}^2 - \left(\frac{w_3}{2}\right)^2}. \quad (6)$$

Максимальное значение высоты лыжи определяется из выражения (рис. 3, б):

$$h_{л\max} = 2R_{тр} - h_3 - h_{л\min}. \quad (7)$$

Учитывая h_3 и w_3 , для снижения затрат на бурение измерительной скважины принят минимально допустимый диаметр обсадной полихлорвиниловой трубы 90 мм в соответствии с ГОСТ [10].

На рис. 4 представлена диаграмма зависимости максимальной базы зонда от радиуса кривизны скважины при ширине зонда 70 мм и его высоте 40 мм для $h_{л\min} = 20$ мм и $h_{л\max} = 30$ мм.

Для обеспечения упругой работы прижимных пружин, располагающихся на верхней грани зонда в условиях возможного изменения диаметра скважины вызванного деформацией контролируемого массива в результате прогиба, следует предусмотреть как можно больший зазор между корпусом инклинометрического зонда и верхней поверхностью обсадной трубы. Поэтому целесообразно принять в конструкции зонда минимальную высоту ($h_{л\min} = 20$ мм) в основании его корпуса.

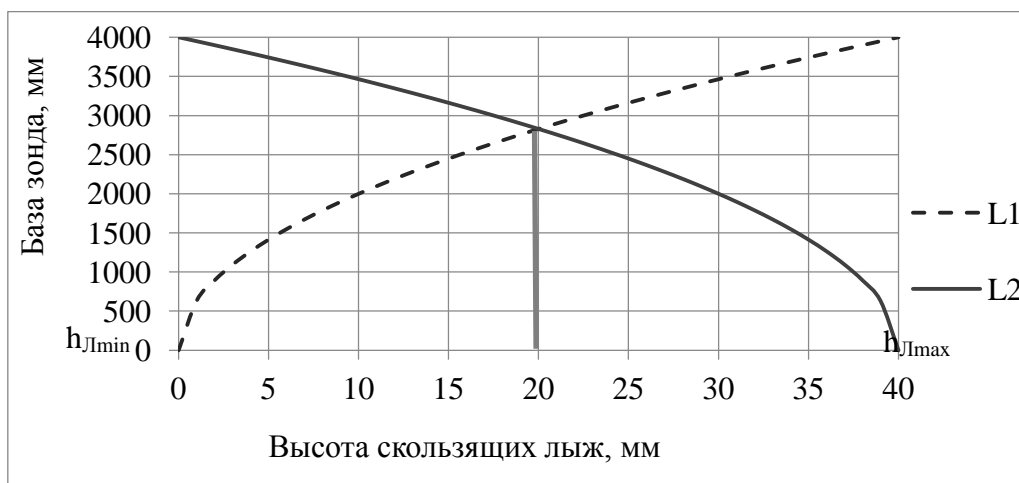


Рис. 4. Диаграмма зависимости максимальной базы зонда от высоты скользящих лыж при радиусе кривизны скважины 50 м

Заключение

Определены аналитические зависимости между диаметром обсадной трубы, максимально возможной ее кривизной, базой и высотой конструктивных

элементов зонда с использованием которых возможно оптимизировать его параметры. Для повышения детализации построения кривой оседаний закладочного массива по скважинам глубиной до 100 м при минимально допустимом диаметре обсадной трубы Ø90 мм и высоте скользящих лыж 20 мм принята база зонда равная 0,5 м.

Работа выполнена в рамках научного проекта ФНИ № гос. регистрации АААА-А17-117121140065-7и при финансовой поддержке АК «АЛРОСА».

This work was supported by project no. АААА-А17-117121140065-7 and by “ALROSA” Enterprise.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Патент на изобретение № 2558556. Скважинный инклинометрический зонд и скважинная инклинометрическая система для определения вертикальных сдвижений горных пород и закладочного массива с его использованием. Авторы: Барышников В.Д., Качальский В.Г., Барышников Д.В. Дата регистрации 6.07.2015 г.
2. Барышников В. Д., Качальский В. Г., Барышников Д. В. Опыт применения инклинометрии для контроля сдвижений закладочного массива при подземной разработке месторождений // ГЕО-Сибирь-2007. III Междунар. науч. конгр. : сб. материалов в 6 т. (Новосибирск, 25–27 апреля 2007 г.). – Новосибирск : СГГА, 2007. Т. 5, ч. 4. – С. 225–228.
3. РД 153-39.0-072-01 «Техническая инструкция по проведению геофизических исследований и работ приборами на кабеле в нефтяных и газовых скважинах» (утв. Приказом Минэнерго РФ от 07.05.2001 г. № 134).
4. Реестр стандартов ЕАГО Системы сертификации геофизической продукции [Электронный ресурс]. – http://eago.1gb.ru/ru/uploads/files/Cert_EAGO_Standards.pdfwww.eago.ru
5. Барышников В. Д., Барышников Д. В. Организация и проведение наблюдений за сдвигами закладочного массива при его подработке // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – № 12. – С. 256–261.
6. Барышников Д. В., Сабуров А. С. Анализ погрешностей определения кривой оседания скважины инклинометрическим методом // Труды Всероссийской научной конференции «Геодинамика и напряженное состояние недр Земли». – Новосибирск, 2011. – С. 115–119.
7. Барышников Д. В. Определение погрешностей скважинного инклинометрического комплекса в лабораторных испытаниях // Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2013. IX Междунар. науч. конгр. : Междунар. науч. конф. «Недропользование. Горное дело. Новые направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Геоэкология» : сб. материалов в 3 т. (Новосибирск, 15–26 апреля 2013 г.). – Новосибирск : СГГА, 2013. Т. 3. – С. 75–80.
8. СНиП 2.01.07-85 «Нагрузки и воздействия».
9. СНиП 2.03.04-84 «Бетонные и железобетонные конструкции».
10. ГОСТ 18599-2001 Трубы напорные из полиэтилена. Технические условия. Изменение № 1.
11. Корн Г., Корн Т. Справочник по математике (для научных работников и инженеров). – М. : Наука, 1974.

REFERENCES

1. Patent of Russian Federation 2558556. Well directional probe and well directional survey system to determine subsidence of vertical rocks and filling mass with its use, Baryshnikov V.D., Kachalskiy V.G., Baryshnikov D.V.

2. Baryshnikov V.D., Kachalskiy V.G., Baryshnikov D.V. Results of using directional survey to control the subsidence of filling mass in underground mining. Proceedings of International Scientific Conference “GEO-SIBIR – 2007”, Novosibirsk, SSGA, pp. 225–229.
3. RD 153-39/0-072-01 “Technical manual of geophysical experimentation and operations with serviced with cable in oil and gas wells”.
4. Register of standards of System of certifying geophysical production, http://eago.1gb.ru/ru/uploads/files/Cert_EAGO_Standards.pdf www.eago.ru.
5. Baryshnikov V.D., Baryshnikov D.V. Organizing and carrying out observations of subsidence of filling mass with undermining. Mining Information and Analytical Bulletin, is. 12, 2008, pp. 256–261.
6. Baryshnikov D.V., Saburov V.S. Analysis of errors of detecting the curve of subsidence of the borehole by directional survey. Proceedings of All-Russian Scientific Conference “Geodynamics and Stressed State of Bowels of the Earth”, Novosibirsk, 2011, pp. 115–119.
7. Baryshnikov D.V. Directional survey system error estimation in laboratory tests. Proceedings of International Scientific Conference “GEO-SIBIR – 2013”, Novosibirsk, SSGA, pp. 232–237.
8. SNIP 2.01.07-85 “Loads and Impacts”.
9. SNIP 2.03.04-84 “Concrete and reinforced concrete constructions”.
10. GOST 18599-2001 “Forced-feed polythene pipes. Technical conditions”. Changes 1.
11. Korn G., Korn T. Mathematics reference book. Nauka, Moscow, 1974.

© Д. В. Барышников, 2018

ГЕОМЕХАНИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА И КОНТРОЛЬ СОСТОЯНИЯ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНОГО ЦЕЛИКА ПРИ ЕГО ПОДРАБОТКЕ

Василий Дмитриевич Барышников

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, зав. лабораторией диагностики механического состояния массива горных пород, тел. (383)205-30-30, доп. 116, e-mail: vbar@misd.nsc.ru

Дмитрий Васильевич Барышников

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, научный сотрудник лаборатории диагностики механического состояния массива горных пород, тел. (383)291-90-89, e-mail: v-baryshnikov@yandex.ru

Лидия Николаевна Гахова

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, старший научный сотрудник лаборатории диагностики механического состояния массива горных пород, e-mail: gahoval@mail.ru

С использованием численных методов установлены особенности и прогнозная оценка формирования напряженно-деформированного состояния предохранительного целика при подземной разработке запасов рудника «Интернациональный» АК «АЛРОСА» под метегероичерским водоносным комплексом. Для контроля и прогноза состояния предохранительного целика предложена комплексная система наблюдений за сдвижением вмещающих пород и складчатого массива, формируемого при слоевой нисходящей системе разработки запасов ниже его границы, позволившая уточнить показатели процесса сдвижений породного и складчатого массивов по мере развития горных работ и дать оценку критических параметров деформирования массива. По данным экспериментальных наблюдений и численных расчетов выполнена корректировка численной геомеханической модели массива.

Ключевые слова: водоносный комплекс, предохранительный целик, напряженно-деформированное состояние, осадка, инклинометр.

GEOMECHANICAL ASSESSMENT AND CONTROL OF A SAFETY PILLAR STATE DURING PROCESSING

Vasily D. Baryshnikov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Head of Mechanical Rock Mass State Diagnostics Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 116, e-mail: vbar@misd.nsc.ru

Dmitry V. Baryshnikov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Researcher, Mechanical Rock Mass State Diagnostics Laboratory, phone: (383)291-90-89, e-mail: v-baryshnikov@yandex.ru

Lidiya N. Gakhova

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Senior Researcher, Mechanical Rock Mass State Diagnostics Laboratory, e-mail: gahoval@mail.ru

With the help of numerical methods the work provides predictive assessment of the stress-strain state of a safety pillar during underground development of ore deposits “Internacionalny” AK “ALROSA” under a water-bearing complex. In order to predict and control the safety pillar state there is a proposed comprehensive system of observations of the enclosing rock and filling mass movements. The filling mass is formed if a layered descending system of deposits development is lower than the safety pillar’s boundary. The system of observations provides the opportunity to specify the indices of rock and filling mass displacements in the course of mining and to estimate the critical parameters of the mass deformation. According to the experimental data and calculations the numerical geomechanical mass model has been corrected.

Key words: aquifer system, safety pillar, stress–strain state, subsidence, directional survey tool.

Потеря устойчивости наиболее ответственных конструктивных элементов систем разработки, таких как подкарьерные потолочины, предохранительные и охранные целики, может привести к крупным авариям, социальным и экономическим потерям. В этой связи геомеханический контроль состояния элементов горных конструкций, особенно под водоносными объектами, имеет особое значение.

Отработка подкарьерных запасов рудника «Интернациональный» АК «АЛРОСА» для защиты подземных горных выработок от прорыва воды из недренированного метегеро-ичерского водоносного комплекса (МИВК) предусмотрена под защитой рудного предохранительного целика (рис.1). По уточненным данным почва водоносного комплекса расположена на отм. –97 м. Граница безопасного ведения очистных работ установлена по расчетам НТЦ «НОВОТЭК» (г. Белгород) на отм. –150 м.

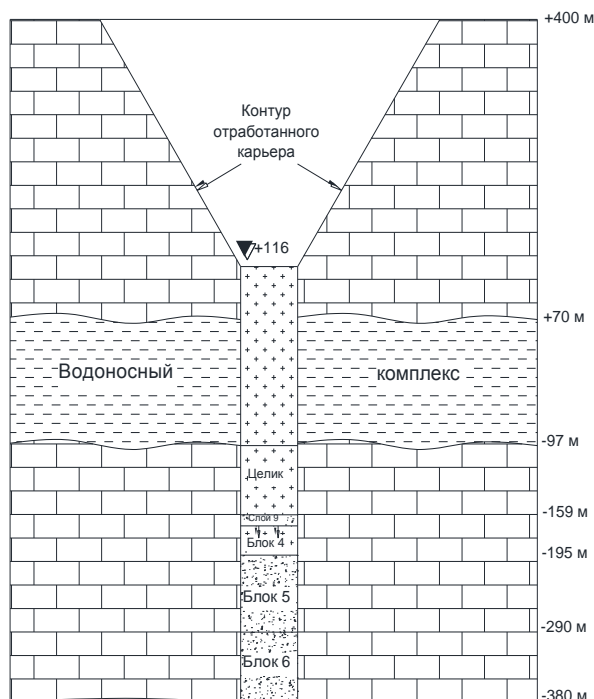


Рис. 1

На рис. 1 представлена схема вертикального сечения рудного тела трубки «Интернациональная». После последовательной отработки блоков 6 и 5 с применением слоевой системы разработки и твердеющей закладкой на руднике планируется выемка запасов ниже отм. –150 м. Отработка разрезного слоя 9 блока 4 начата в 2013 г. Запасы в нижней части блока 4 (слои 8→1) отработываются до кровли блока 5 с применением слоевой нисходящей системы разработки с закладкой по камерно-целиковой схеме. Ширине очистных заходок 5 м; высота в разрезном слое –4 м, а в нижележащих слоях – 5 м.

Контроль состояния подрабатываемого рудного целика осуществляется согласно проекту геомеханического мони-

торинга, являющегося составной частью гидромеханического мониторинга (ГГМ) [1]. Создание системы геомеханического мониторинга основывается на прогнозных оценках напряженно-деформированного состояния (НДС) подрабатываемого массива в процессе развития очистных работ, полученных с использованием результатов численного моделирования изменений НДС в зоне влияния горных работ [2].

Расчеты выполнялись на основе решения плоской задачи теории упругости методом граничных интегральных уравнений с учетом влияния на НДС отработанного и заложеного нижележащего блока 5. Параметры естественного поля напряжений приняты следующие: $\sigma_z^0 = -\gamma H$, $\sigma_x^0 = \sigma_y^0 = -\lambda\gamma H$, где σ_z^0 – вертикальная, σ_x^0 , σ_y^0 – горизонтальные компоненты напряжений, γ – объемный вес пород, H – глубина разработки, λ – коэффициент бокового распора; из-за преобладания галита в составе вмещающих пород принято $\lambda=1,0$. Модуль упругости пород $E = 10$ ГПа, коэффициент Пуассона $\nu = 0,25$. В нетронутом массиве на отметках нижней части блока 4 $\sigma_z^0 = \sigma_y^0 = \sigma_x^0 = -14$ МПа. Предельная величина сдвигающих напряжений рудного массива $\sigma_{сд} = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2\cos\varphi} + \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2}\text{tg}\varphi$ (где φ – угол внутреннего трения, $\sigma_1 \geq \sigma_2 \geq \sigma_3$), превышение которой приводит к неупругому деформированию пород, ранее установлена для условий блок № 6 рудника «Интернациональный» и принята $\sigma_{сд}^k = 4$ МПа [3].

В качестве иллюстрации результатов расчета НДС на рис. 2 приведены смещения массива (мм) под МИВК в горизонтальном (рис. 2, а) и вертикальном (рис. 2, б) направлениях при отработанных блоках 5 и 6 и выемке разрезного слоя 9 блока 4.

Рис. 3 отражает оседание кровли слоя 9 при отработке запасов блока 4. На рис. 4 представлены границы зон неупругих деформаций в толще пород на различных этапах ведения очистных работ ниже подошвы МИВК: после отработки блока 5 (рис. 4, а), разрезного слоя 9 (рис. 4, б) и отработки в нисходящем порядке слоев 9–5 (рис. 4, с) блока 4.

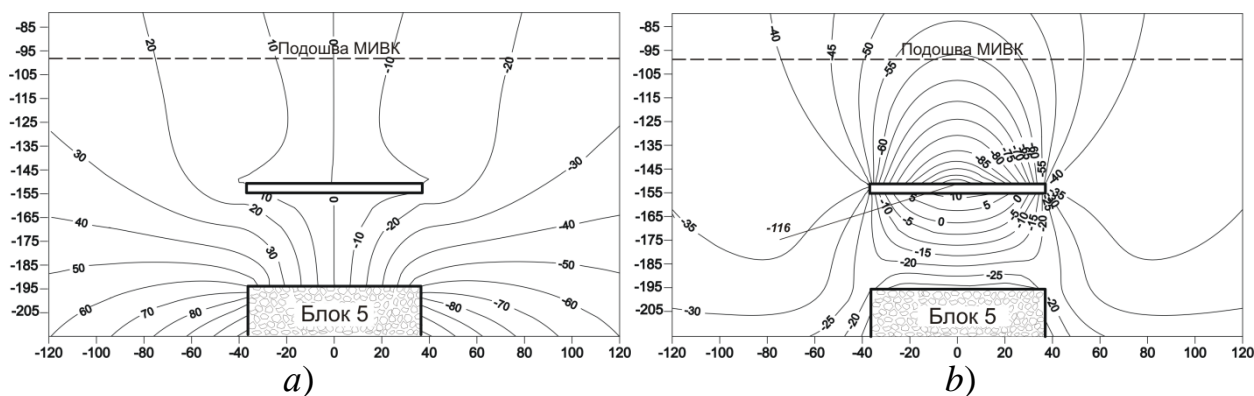


Рис. 2

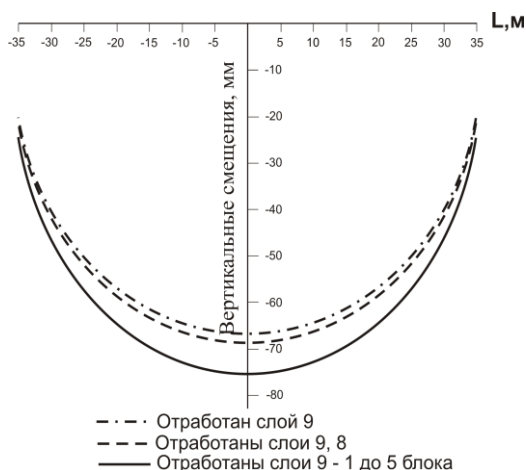


Рис. 3

На удалении $40 \div 60$ м от оси трубки ожидаемые горизонтальные смещения пород в кровле слоя 9 составляют $10 \div 20$ мм (рис. 2, а). Максимальное упругое оседание кровли слоя 9 при его выемке произойдет в центральной части трубки и составит 66 мм, а после отработки нижней части блока 4 до кровли блока 5 – 75 мм (рис. 3). Прогнозируемая верхняя граница зоны неупругих деформаций по критерию Кулона – Мора достигает отметки -125 м, что на 28 м ниже отметки подошвы МИВК (см. рис. 4).

Полученные результаты ожидаемых смещений послужили основой при выборе методов и средств измерений, конструкций наблюдательных станций и схем их расположения в доступных для этих целей горных выработках. Схемы расположения станций на гор. -145 м представлены на рис. 5, а; гор. -159 м – на рис. 5, б. Схема станций в закладочном орте на гор. -159 м – на рис. 6.

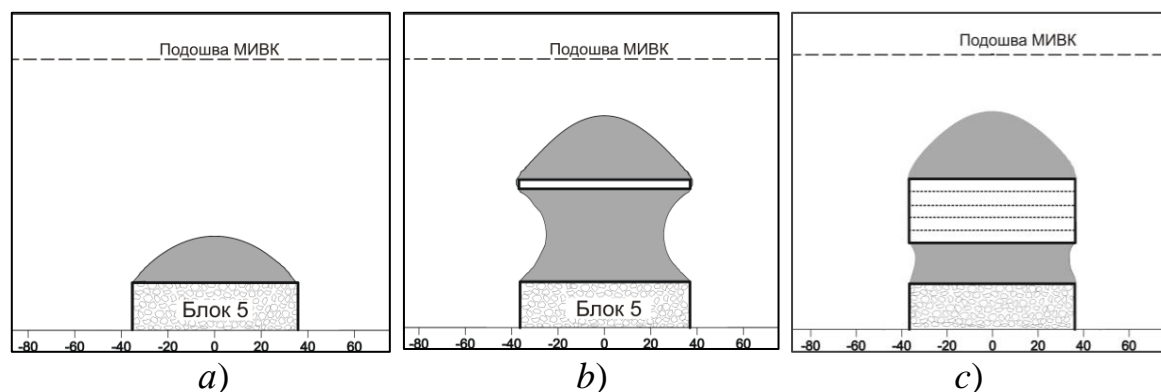


Рис. 4

При создании системы геомеханического мониторинга предусмотрено использование комплекса инструментальных и визуальных методов [1, 4]. Инструментальные наблюдения осуществляются по схеме типовых станций: контурных и глубинных реперов (СКР и СГР), инклинометрических наблюдений (СИН) в обсаженных субгоризонтальных скважинах [5] для контроля сдвижений рудного целика и закладочного массива разрезного слоя 9, являющегося его основанием (упором).

Инструментальные определения смещений массива дополняются визуальными наблюдениями с помощью скважинного эндоскопа за состоянием контуров скважин (шпуров), пробуренных параллельно измерительным скважинам. Полученная информация на комплексной станции наиболее полно характеризует процесс деформирования контролируемого участка массива: с помощью инструментальных наблюдений оцениваются поинтервальные смещения и де-

формации пород вдоль оси скважины, а с помощью визуальных устанавливается глубина участка возможного раскрытия трещин, их ориентация и характер образования (раскрытие по имеющемуся нарушению или техногенная трещина). Таким образом, численные характеристики процесса деформирования дополняются видимыми признаками разрушений.

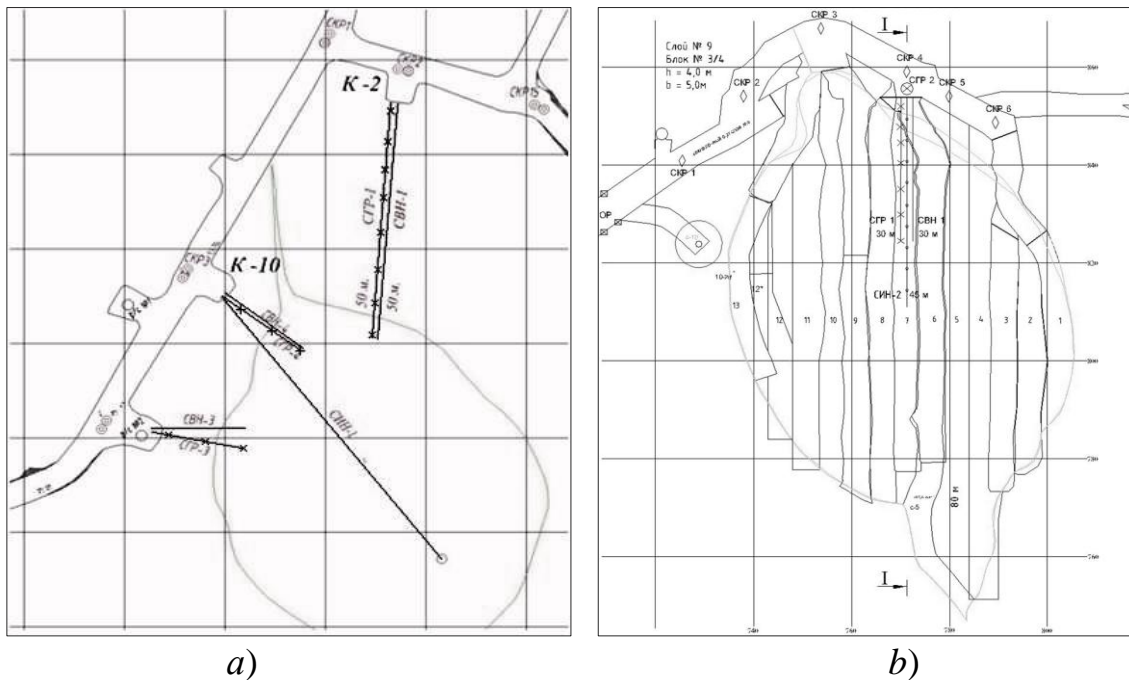


Рис. 5



Рис. 6

Предложенная и реализованная на руднике система геомеханического мониторинга позволяет решать основные задачи контроля и прогнозирования состояния предохранительного целика под МИВК:

- уточнение показателей деформационных и прочностных свойств горных пород на основе определения рейтинга массива при анализе керна наблюдательных скважин и его лабораторных испытаний;

- определение показателей процесса сдвижений породного и закладочного массивов по мере развития горных работ;
- оценка критических параметров деформирования массива по данным инструментальных и визуальных наблюдений;
- корректировка расчетной геомеханической модели по данным экспериментальных наблюдений и прогноз на ее основе границ зон неупругих деформаций в предохранительном целике.

Работа выполнена в рамках научного проекта ФНИ № гос. регистрации ААА-А17-117121140065-7 и при финансовой поддержке АК «АЛРОСА».

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Барышников В. Д., Барышников Д. В. Геомеханический контроль предохранительного целика под водоносным горизонтом // Proceedings of the Vth International Geomechanics Conference 18-21 June 2012, – Publ.: International House of Scientists «Fr.J.Curie», Varna, Bulgaria. – P. 329–334.
2. Барышников В. Д., Гахова Л. Н. Прогнозная оценка напряженно-деформированного состояния предохранительного целика под водоносным горизонтом // Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2014. X Междунар. науч. конгр. : Междунар. науч. конф. «Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Геоэкология» : сб. материалов в 4 т. (Новосибирск, 8–18 апреля 2014 г.). – Новосибирск : СГГА, 2014. Т. 2. – С. 42–47.
3. Курленя М. В., Барышников В. Д., Гахова Л. Н. Развитие экспериментально-аналитического метода оценки устойчивости горных выработок // ФТПРПИ. – 2012. – № 4.
4. Барышников Д. В. Определение сдвижений закладочного массива разрезного слоя после его подработки // // Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2014. X Междунар. науч. конгр. : Междунар. науч. конф. «Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Геоэкология» : сб. материалов в 4 т. (Новосибирск, 8–18 апреля 2014 г.). – Новосибирск : СГГА, 2014. Т. 2. – С. 247–251.
5. Барышников В. Д., Качальский В. Г., Барышников Д. В. Определение сдвижений закладочного массива разрезного слоя после его подработки / Proceedings of the IVth International Geomechanics Conference 3–6 June 2010, – Publ: International House of Scientists «Fr.J.Curie», Varna, Bulgaria. – P. 127–135.

REFERENCES

1. Baryshnikov V.D. and Baryshnikov D.V., Geomechanical control of a protective pillar under the water-bearing strata, Proc. 5th Int. Geomechanics Conf., Varna, Bulgaria, 2012, pp. 329–334.
2. Baryshnikov V.D., Gakhova L.N. Predictive estimate of stress–strain state of safety pillar under aquifer, Proc. X Int. Conf. GEO-Sibir–2014, Novosibirsk: SGGGA, 2014, pp. 42–47. (in Russian).
3. Kurlenya M.V., Baryshnikov V.D., Gakhova L.N. Experimental and analytical method for assessing stability of slopes, Journal of Mining Science, 2012, Vol. 48, No. 4, pp. 609–615.
4. Baryshnikov D.V. Determination of displacement of undermined backfilled stope on access cut level, Proc. X Int. Conf. GEO-Sibir–2014, Novosibirsk: SGGGA, 2014, pp. 247–251. (in Russian).
5. Baryshnikov V.D., Kachalsky V.G., Baryshnikov D.V. Determination of displacements in backfill of initial cut layer after its undermining, Proc. 4th Int. Geomechanics Conf., Varna, Bulgaria, 2010, pp. 127–135.

© В. Д. Барышников, Д. В. Барышников, Л. Н. Гахова, 2018

ВЛИЯНИЕ ДЕФЕКТА В БЛОЧНОЙ СТРУКТУРЕ НА РАСПРОСТРАНЕНИЕ ВОЛН***Кайсин Ван***

Ляонинский технический университет, 123000, Китай, г. Фусинь, кандидат технических наук, преподаватель факультета механики и инженерии, e-mail: kaixing_wang@163.com

Ишан Пан

Ляонинский технический университет, 123000, Китай, г. Фусинь, доктор физико-математических наук, профессор, факультет механики и инженерии, e-mail: panyish_cn@sina.com

Виктор Николаевич Опарин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор физико-математических наук, профессор, член-корреспондент РАН, зав. отделом экспериментальной геомеханики, тел. (383)-205-30-30, e-mail: oparin@misd.ru

Надежда Ивановна Александрова

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор физико-математических наук, главный научный сотрудник, тел. (383)205-30-30, e-mail: nialex@misd.ru

Экспериментально исследуется поведение блочной среды при динамическом воздействии, когда один из блоков имеет дефект, например, трещина перпендикулярная или параллельная к направлению приложенной нагрузки. Блочная среда моделируется вертикально расположенной стопкой гранитных блоков, в которой в одном из блоков имеет место указанный дефект. Блоки разделены резиновыми прослойками. По данной системе блоков производится динамический удар. С помощью датчиков акселерометров записываются осциллограммы ускорений двух блоков в стойке. Исследуется характер изменения осциллограмм ускорения и их спектральных свойств при распространении волны по физической модели блочной среды с дефектом. Мы анализируем скорость волны маятникового типа и структуру сигнала, проходящего через блочную среду, в следующих трех случаях: (а) дефекта вообще нет, (б) дефект реализуется как трещина, перпендикулярная к направлению приложенной нагрузки, и (в) дефект реализуется как трещина, параллельная направлению наложенной нагрузки. Показано, что при появлении дефекта скорость маятниковой волны в блочной среде уменьшается.

Ключевые слова: блочная среда, ударная нагрузка, дефект блока, маятниковая волна, скорость волны, спектр ускорения.

EFFECT OF A DEFECT IN A BLOCK MEDIUM ON PROPAGATION OF WAVES***Kaixing Wang***

Liaoning Technical University, Fuxin, 123000, China, Ph. D., Lecturer, Department of Mechanics and Engineering, e-mail: kaixing_wang@163.com

Yishan Pan

Liaoning Technical University, Fuxin, 123000, China, D. Sc., Professor, Department of Mechanics and Engineering, e-mail: panyish_cn@sina.com

Victor N. Oparin

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Professor, Corresponding Member of the RAS, Head of Department of Experimental Geomechanics, e-mail: oparin@misd.nsc.ru

Nadezhda I. Aleksandrova

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Chief Researcher, e-mail: nialex@misd.ru

The behavior of a block medium under a dynamic load is investigated experimentally in the case when one of the blocks has a defect, for example, a crack which is perpendicular or parallel to the direction of the load applied. The block medium is modeled by a vertically disposed stack of granite blocks in which the above described defect occurs in one of the blocks. The blocks are separated by rubber interlayers. This system of blocks is subject for a dynamic impact. Oscillograms of the accelerations of two blocks in the stack are recorded with the help of the sensors of accelerometers. We study the character of changes of the oscillograms of accelerations and their spectral properties of the propagation of a wave in the physical model of the block medium with a defect. We analyze the velocity of the pendulum-type wave and the structure of the signal, passing through the block medium, in the following three cases: (a) there is no defect at all, (b) the defect is realized as a crack perpendicular to the direction of the load applied, and (c) the defect is realized as a crack parallel to the direction of the load applied. It is shown that when a defect appears, the velocity of the pendulum-type wave in the block medium decreases.

Key words: block medium, impact load, defect of a block, pendulum-type wave, velocity of wave, spectrum of acceleration.

Introduction

The contemporary geomechanical and geophysical sciences describe a rock mass as a block structure of complex hierarchy. As per this concept, a rock mass consists of blocks of various scale that are nested in one another and mutually linked by intermediate layers composed of weaker and fractured rocks [1, 2]. In such a block medium, a specific phenomenon of dynamic response, called pendulum-type waves, was discovered in [3]. Pendulum-type waves occur due to deformation of intermediate layers while the blocks move as rigid bodies. They are closely related to geomechanical structure of the rock mass. Pendulum-type waves in a block-structure medium were studied theoretically and experimentally in [3–9]. But dynamic response of a block medium will be changed if any block is broken. In this article, we experimentally study the effect of a block failure in the horizontal direction (or in the vertical direction) on the dynamic response of the block medium.

Description of the laboratory experiment

In this article, a stack of granite blocks separated by rubber interlayers is used as a physical model of a one-dimensional block medium. A photograph of the installation on which the experiment was conducted is shown in Fig. 1 (a). The dimensions of an individual granite block are equal to (100×100×100) mm. Its weight M is

equal to 2.8 kg. The longitudinal velocity of sound V_p in granite is equal to 5400 m/s. The Young's modulus of the rubber interlayers is determined experimentally at a press and is equal to 2.2 MPa. The process of the propagation of the elastic waves in this block medium is recorded by accelerometers with sensitivity 1 mV/g, measuring range ± 500 g, and maximum frequency 100 kHz. The sensors of the accelerometers are mounted at the block 3 (measuring point 1) and the block 9 (measuring point 2), see Fig. 1(a). As a wave exciter, a ball of mass $m = 0.3$ kg is used, which falls on the block 1 from the height $h = 200$ mm. In theory, pendulum-type waves arise if the energy of impact $W = mgh$ satisfies the conditions $4 \cdot 10^{-11} < k < 4 \cdot 10^{-9}$, where $k = W / (MV_p^2)$ [3]. With the above parameters of the physical model, $k = 1.84 \times 10^{-9}$ and therefore the conditions for the energy of impact are satisfied.

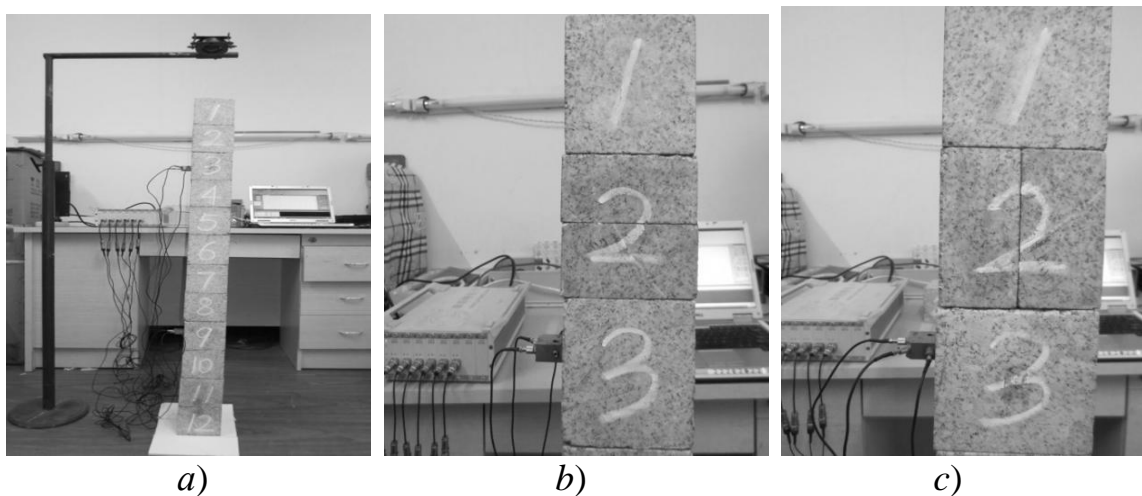


Fig. 1. Physical model of a one-dimensional block medium

We experimentally study the following three cases:

- (a) block 2 is not destroyed, see Fig. 1(a);
- (b) block 2 is destroyed by a horizontal crack as shown in Fig. 1(b); and
- (c) block 2 is destroyed by a vertical crack as shown in Fig. 1(c).

Experimental data and their analysis

Fig. 2 and 3 show typical oscillograms of accelerations of the block 3 (measuring point 1) and accelerations of the block 9 (measuring point 2) for the above mentioned cases (a)–(c). These oscillograms demonstrate the passage of a pendulum-type wave through the physical model of the block medium.

The main parameters that determine the behavior of the pendulum-type wave as it passes through the block medium are the wave propagation velocity and the attenuation of the maximum and minimum amplitudes of the accelerations. The wave propagation velocity is defined as the ratio of the distance between the sensors to the difference in the initial moments of the elastic wave arrival at the sensors.

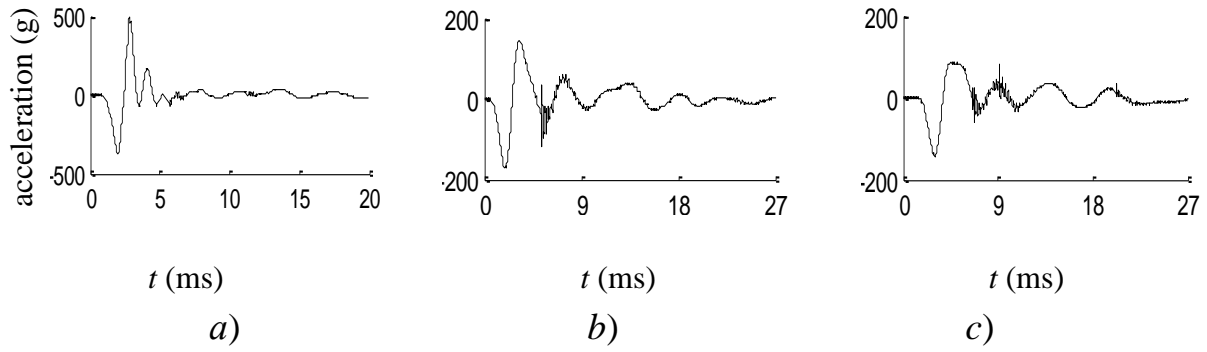


Fig. 2. Accelerations of the measuring point 1

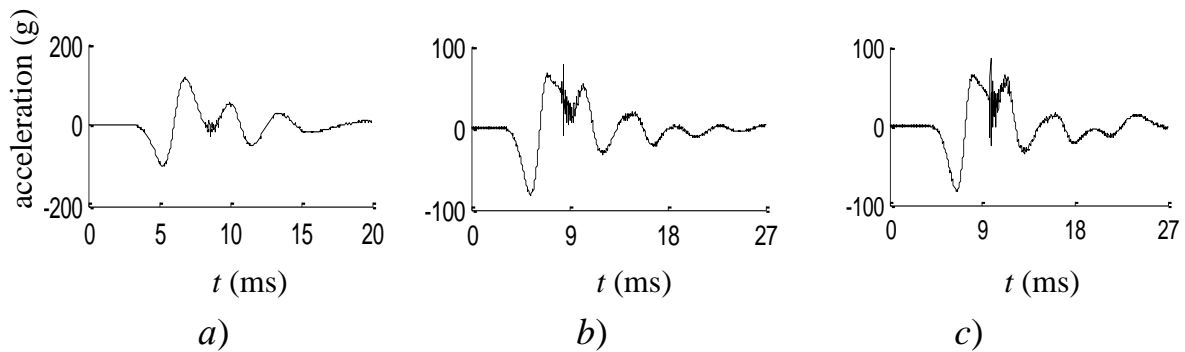


Fig. 3. Accelerations of the measuring point 2

The wave propagation velocity takes the following values:

- (a) 272 m/s, if the block 2 is not destroyed;
- (b) 241 m/s, if the block 2 is destroyed by a horizontal crack; and
- (c) 224 m/s, if the block 2 is destroyed by a vertical crack.

Observe that, the velocity of propagation of the pendulum-type wave in the case (c) is less than in the case (b) and is less than in case (a).

Denote time by t ; the displacement of a block at the time moment t by $x(t)$; the acceleration of a block at the time moment t by $\ddot{x}(t)$. For the whole period of time of the wave propagation, the energy E of the acceleration signal may be calculated by the formula

$$E_t = \int |\ddot{x}(t)|^2 dt. \quad (1)$$

The time width σ_t of the acceleration signal may be calculated by the formula

$$\sigma_t = \left[\frac{1}{E_t} \int (t - \langle t \rangle)^2 |\ddot{x}(t)|^2 dt \right]^{1/2}, \quad (2)$$

$$\text{where } \langle t \rangle = \frac{1}{E_t} \int t |\ddot{x}(t)|^2 dt .$$

The dynamic response of the physical model of the block medium at the measuring points 1 and 2 is given in Tab. 1. The values of E and σ_t are obtained according to formulas (1) and (2) by numerical integration of the experimental data.

Table 1

Dynamic response of the physical model of the block medium

Measuring points	Cases	Energy E_t (m^2/ms^3)	Time width σ_t (ms)	Maximum $\ddot{x}(t)$ (g)	Minimum $\ddot{x}(t)$ (g)
Measuring point 1	(a)	175.0	1.7	488.8	-374.3
	(b)	52.5	3.8	145.3	-171.8
	(c)	37.0	4.6	86.3	-142.2
Measuring point 2	(a)	28.7	2.6	116.2	-100.7
	(b)	18.0	3.1	76.5	-82.3
	(c)	20.0	3.6	86.5	-83.3

From Tab. 1, we conclude that, in the cases (b) and (c), the energy E at the measuring points 1 and 2 is less than in the case (a), while the time width σ_t is bigger than in the case (a). Moreover, the changes in the values of E are more significant at the measuring point 1 rather than at the measuring point 2. We conclude also that, in the case (c), the time width σ_t is bigger than in the case (b).

Let us analyze the spectral properties of the acceleration $\ddot{x}(t)$. The spectrum of the acceleration is computed by the formula

$$F(\omega) = \int \ddot{x}(t) e^{-i\omega t} dt . \quad (3)$$

The spectra $F(\omega)$ of the accelerations $\ddot{x}(t)$, represented in Fig. 2 and Fig. 3, are shown in Fig. 4 and Fig. 5.

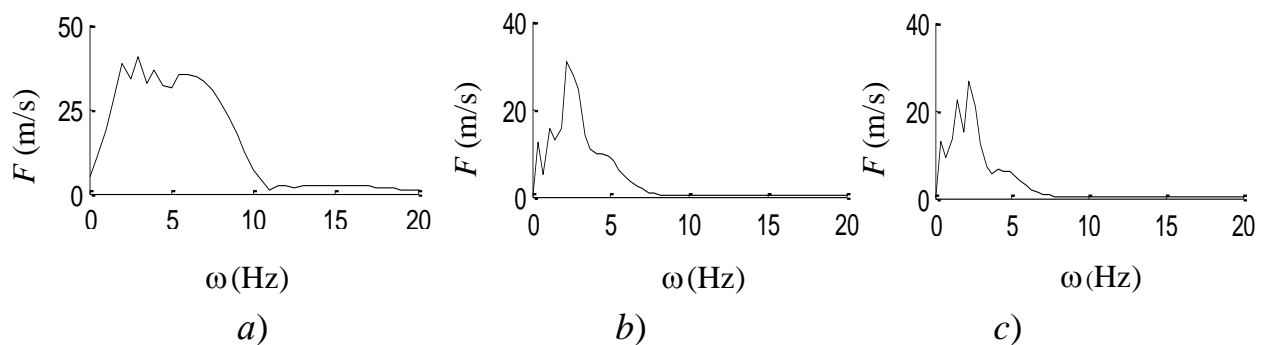


Fig. 4. The spectrum of the acceleration at the measuring point 1

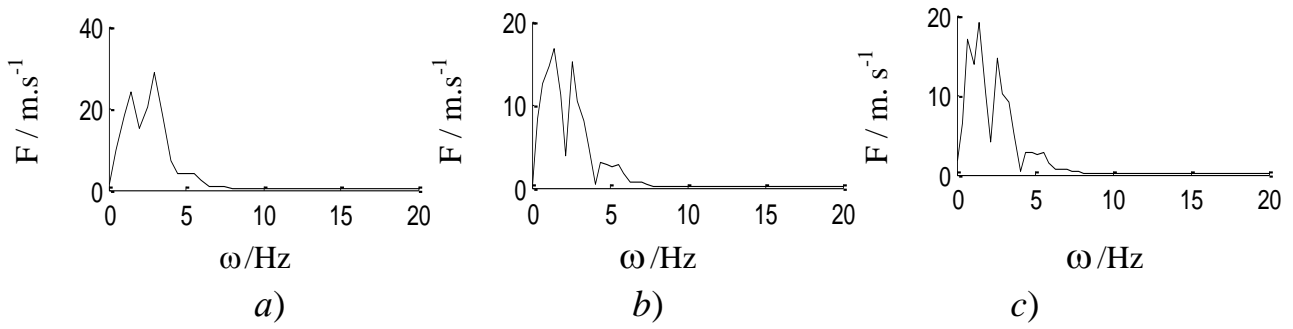


Fig. 5. The spectrum of the acceleration at the measuring point 2

The center of the spectrum of acceleration is calculated by the following formula

$$\langle \omega \rangle = \frac{1}{E_{\omega}} \cdot \int \omega |F(\omega)|^2 d\omega, \quad (4)$$

where $E_{\omega} = \int |F(\omega)|^2 d\omega$. The bandwidth of the spectrum of acceleration is calculated by the following formula

$$\sigma_{\omega} = \left[\frac{1}{E_{\omega}} \int (\omega - \langle \omega \rangle)^2 |F(\omega)|^2 d\omega \right]^{1/2}. \quad (5)$$

The dynamic response in frequency domain at the measuring points 1 and 2 is given in Tab. 2. The values of the frequency center $\langle \omega \rangle$ and the bandwidth of the spectrum of acceleration σ_{ω} are obtained according to the formulas (3)–(5) by numerical integration of the experimental data.

Table 2

The dynamic response in frequency domain at the measuring points 1 and 2

Measuring points	Cases	Frequency center $\langle \omega \rangle$ (Hz)	Bandwidth of frequency σ_{ω} (Hz)	Main frequency $\bar{\omega}$ (Hz)
Measuring point 1	(a)	4.8	2.3	3.0
	(b)	2.6	1.1	2.2
	(c)	2.1	1.0	2.2
Measuring point 2	(a)	2.4	1.0	3.0
	(b)	1.9	1.0	1.5
	(c)	1.8	1.0	1.5

Here, we say that $\bar{\omega}$ is the main frequency if $F(\omega)$ takes the maximum value at $\omega = \bar{\omega}$.

From Tab. 2, we conclude that, at the measuring point 1, in the cases (b) and (c), all the values of $\langle \omega \rangle$, σ_{ω} , and $\bar{\omega}$ are significantly less than the same values in the case (a). At the measuring point 2, in the cases (b) and (c), the values of $\langle \omega \rangle$ and $\bar{\omega}$

are less than the same values in the case (a). This means that both of the measuring points are vibrating with a lower frequency in the cases (b) and (c).

Conclusions

1. If the block 2 is destroyed by a horizontal or vertical crack,
 - the energy of the acceleration signal and the amplitude of acceleration of the blocks 3 and 9 decrease, while the time width of the acceleration signal increases;
 - the blocks 3 and 9 are vibrating with a lower frequency.
2. The dynamic response of the physical model at the measuring point 1 changes more significantly for the case of a vertical crack rather than for the case of a horizontal crack.
3. The velocity of propagation of the pendulum-type wave in the case when the block 2 is destroyed by a vertical crack is less than in the case when the block 2 is destroyed by a horizontal crack and is less than in the case when the block 2 is not destroyed.

This work was supported by project no. AAAA-A17-117122090002-5.

REFERENCES

1. Sadovsky, M. A. (1979). Natural block size of rock and crystal units. *Dokl. Earth Sci. Sect.*, 247(4), 22–24.
2. Kurlenya, M. V., Oparin, V. N., & Eremenko, A. A. (1993). Relation of linear block dimensions of rock to crack opening in the structural hierarchy of masses. *Journal of Mining Science*, 29(3), 197–203. doi:10.1007/BF00734666.
3. Kurlenya, M. V., Oparin, V. N., & Vostrikov, V. I. (1996). Pendulum-type waves. Part II: Experimental methods and main results of physical modeling. *Journal of Mining Science*, 32(4), 245–273. doi:10.1007/BF02046215.
4. Oparin, V. N., & Simonov, B. F. (2010). Nonlinear deformation-wave processes in the vibrational oil geotechnologies. *Journal of Mining Science*, 46(2), 95–112. doi:10.1007/s10913-010-0014-9.
5. Bagaev, S. N., Oparin, V. N., Orlov, V. A., Panov, S. V., & Parushkin, M. D. (2010). Pendulum waves and their singling out in the laser deformograph records of the large earthquakes. *Journal of Mining Science*, 46(3), 217–224. doi:10.1007/s10913-010-0028-3.
6. Aleksandrova, N. I. (2014). The discrete Lamb problem: elastic lattice waves in a block medium. *Wave Motion*, 51, 818–832. doi:10.1016/j.wavemoti.2014.02.002.
7. Aleksandrova, N. I. (2016). Seismic waves in a three-dimensional block medium. *Proc. R. Soc. A*, 472(2192). p. 16. Article ID 20160111. doi:10.1098/rspa.2016.0111.
8. Wang Kai-xing, Pan Yi-shan, & Dou Lin-ming, (2016). Energy transfer in block-rock mass during propagation of pendulum-type waves. *Chinese Journal of Geotechnical Engineering*, 38(12), 2309–2314.
9. Wang Kai-xing, Pan Yi-shan, Dou Lin-ming, & Kiryaeva, T. A. (2017). Study of tunnel roof anti-impact and energy absorption effect on block overburden rock mass failure. *Journal of China University of Mining & Technology*, 46(6), 1211–1217 [In Chinese].

© Kaixing Wang, Yishan Pan, V. N. Oparin, N. I. Aleksandrova, 2018

РАСПРОСТРАНЕНИЕ УПРУГИХ ВОЛН В МОДЕЛЯХ СЛОИСТЫХ СРЕД

Владимир Иванович Востриков

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, зав. лабораторией горной геофизики, тел. (383)205-30-30, доп. 117, e-mail: vvi.49@mail.ru

При исследовании земной коры в геофизике принято считать положение пластов перпендикулярными относительно направления распространения излучаемых упругих колебаний. При этом скорость распространения волн рассчитывается как средняя по слоям. В геосредах с пластами, расположенными под углом, проявляется зависимость скорости распространения от угла наклона пластов, а также от соотношения длины волны к толщине слоя. Теоретически этот эффект достаточно хорошо анализируется теоретически в литературе. Экспериментальные исследования проводятся на тонких многослойных структурах при распространении колебаний высоких частот. В данной работе проведены исследования скоростей распространения упругих продольных и поперечных колебаний от импульсного источника частотой 250 кГц в моделях многослойных сред с различным углом напластования: 0, 30, 40, 45, 60, 70, 90°. Физические модели выполнены из песчано-цементной смеси с плотностями слоев 1,85 и 2,02 г/см³. Эксперименты показали, что наименьшая величина скоростей распространения продольных и поперечных колебаний регистрируется при угле напластования слоев равном 60°. При этом скорость продольных колебаний уменьшается на 20 %, а поперечных – на 14 %. Уменьшается также и отношение этих скоростей с 1,78 до 1,65.

Ключевые слова: физическое моделирование, измерительный стенд, многослойные среды, угол напластования, скорость распространения, упругие колебания, продольные и поперечные волны.

ELASTIC WAVES PROPAGATION IN LAYER MEDIUM MODELS

Vladimir I. Vostrikov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Head of Mining Geophysics Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 117, e-mail: vvi.49@mail.ru

In geophysical studies on the earth's crust it is assumed that position of the strata is perpendicular to the direction of the elastic oscillations propagation. In this case, the velocity of wave propagation is calculated as the average from all the layers. In geo-environments with layers located angle-wise the dependence of the propagation velocity on the bedding angle, as well as on the ratio of the wavelength to the layer thickness of the layer is expressed. This effect is theoretically analyzed in specialized literature. Experimental studies on thin multilayer structures with the propagation of high-frequency oscillations are carried out. In this paper the authors have investigated the propagation velocities of elastic longitudinal and transverse oscillations from a 250 kHz pulse source in models of multilayer media with different bedding angles: 0, 30, 40, 45, 60, 70, 90°. The physical models are made of a sand-cement mixture with a layer density of 1.85 and 2.02 g/cm³. The experiments have shown that the lowest value of the propagation velocity of longitudinal and transverse oscillations is recorded at the bedding angle equal to 60°. In this case, the velocity of longitudinal oscillations decreases by 20 %, and the transverse – by 14 %. The ratio of these velocities decreases from 1.78 to 1.65.

Key words: physical modeling, measurement bench, multi-layer media, bedding angle, propagation velocity, elastic oscillations, longitudinal and transverse waves.

Введение

Массив горных пород на геологическом разрезе имеет многослойное строение, причем слои массива различаются как своей толщиной, так и физическими характеристиками. При решении разного рода исследовательских и технологических задач необходимо знать динамические характеристики, в частности, скорость и амплитуду упругих волн, прошедших через многослойную среду. Наиболее важной особенностью последней является сложность волновой картины, возникающей в ней при распространении даже самых простых – плоских гармонических волн. Это связано с тем, что на каждой границе между соседними слоями может возникнуть четыре новые волны – две отраженные (продольная и поперечная) и две преломленные, каждая из которых, попадая на другую границу, станет причиной аналогичного процесса отражения-преломления.

В геофизике принято понятие средней скорости при прохождении волны через среду с горизонтальными границами раздела. В районах с наклонными границами пластов среднюю скорость рассчитывают в предположении горизонтального залегания пластов. Такое предположение оправдано тем, что среднюю скорость определяют по материалам сейсмических наблюдений в скважинах. Средняя скорость представляет собой некоторую расчетную величину, которую затем используют при построении глубинных сейсмических разрезов.

Следует отметить, что теория неоднородных сред со слоистой и блочной микроструктурой – область механики, интенсивно развивающаяся в течение более чем полувека. К настоящему времени в этой области построены адекватные математические модели, развиты эффективные аналитические методы исследования, разработаны численные алгоритмы для решения квазистатических и динамических задач, основанные на конечно-элементной аппроксимации непрерывных моделей [1, 2]. Однако в задачах о распространении в слоистых средах высокочастотных волн, длины которых сравнимы с размерами блоков и прослоек, такие методы оказываются практически непригодными из-за методических погрешностей, обусловленных влиянием аппроксимационной вязкости, нередко превосходящей вязкость физическую, подлежащую учету в рамках используемой математической модели [2]. В работе [3] рассматриваетсяхождение упругих волн в слоистой среде, содержащей хаотически внедренные слои-примеси иного состава. Выявлены особенности трансформации спектров элементарных возбуждений, обусловленные концентрацией дефектов в неидеальных кристаллах, что позволяет получить искомый спектр акустических возбуждений. Исследование скорости и затухания упругих колебаний изучалось в работах [4, 5]. Использовались модели, собранные из пластин различной толщины. Эксперименты проводились под квазистатической нагрузкой на прессе. В работах [6–9] исследовалось распространение упругих волн через среду с ортогональными наборами трещин. Из данных, представленных в этой статье, следует, что трещины вызывают до-

полнительные временные задержки и затухание волны. В работах [10–12] выполнена серия экспериментов по распространению ультразвуковых колебаний в различных по размеру моделях с прорезанными щелями под различными углами. Регистрировалось волновое поле (значение задержки упругих колебаний) по всей площади модели. Распространение продольных колебаний частот 100–300 кГц в составной модели исследовалось в работе [13].

Описание экспериментальных работ

Прохождение упругих волн через перпендикулярно расположенную многослойную среду достаточно хорошо изучено теоретически и практически. Через наклонную хорошо изучен теоретически, а исследований на физических моделях геоматериалов практически нет. Исследования по этому вопросу делятся на два основных момента: исследование скорости и затухания при распространении упругих колебаний в слоистых средах. Исследование затухания – это отдельный вопрос, который в данной работе не рассматривается.

Для проведения исследований по изучению скорости распространения упругих колебаний в многослойных средах была проведена серия экспериментов на физических моделях геосреды с использованием стенда, функциональная схема которого представлена на рис. 1.

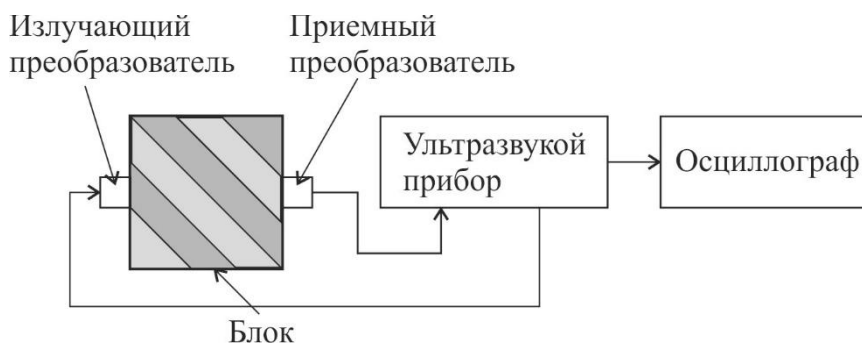


Рис. 1. Функциональная схема измерительного стенда

В качестве ультразвукового прибора использовался прибор PunditLab+. Применялись преобразователи продольных и поперечных колебаний частотой 250 кГц, входящие в состав этого прибора. Скорость продольных колебаний определялась по прибору в автоматическом режиме, а поперечных – по осциллографу. Фотография стенда представлена на рис. 2.

Физические модели представляли собой слоистые блоки размерами 200×200×200 мм, изготовленные из песчано-цементной смеси в соотношениях по слоям «песок : цемент» 3 : 1 и 6 : 1. Измеренные значения плотности слоев составили: для слоя с соотношением «песок : цемент» 6 : 1 – 1,85 г/см³, а для соотношения 3 : 1 – 2,02 г/см³. Толщина каждого слоя составляет 4–5 см. Угол напластования слоев: 0, 30, 40, 45, 60, 70, 90°. Фотографии блоков представлены на рис. 3.

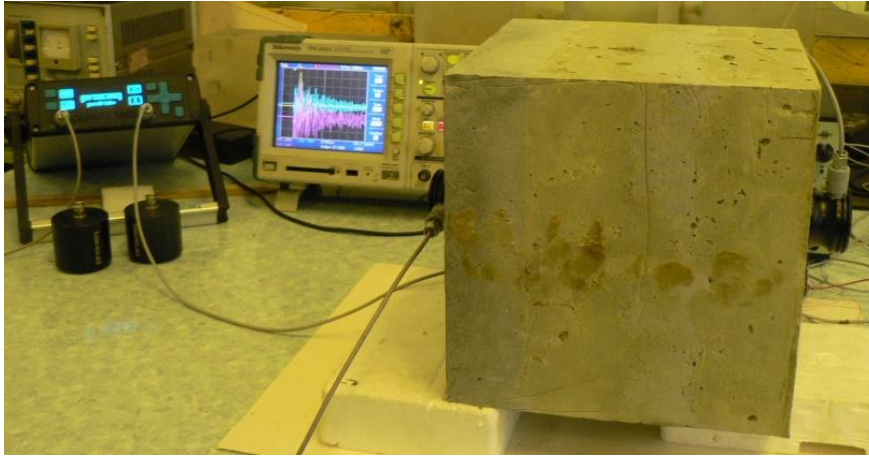


Рис. 2. Измерительный стенд

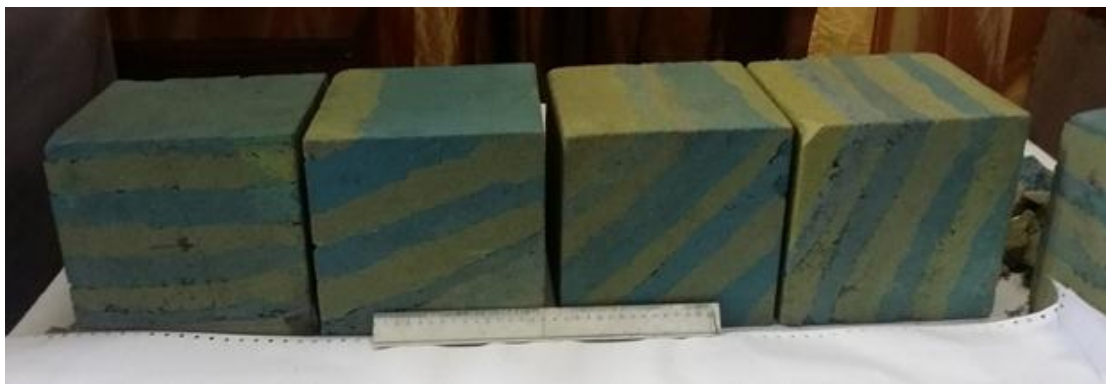


Рис. 3. Вид физических моделей

Результаты экспериментов

Измерения скоростей по слоям в слоистом блоке с 4-мя слоями, расположенными параллельно основанию (рис. 4), показали средние значения, которые приведены ниже:

слои 1, 3 – $V_p = 3\,750$ м/сек, $V_s = 2\,090$ м/сек;

слои 2, 4 – $V_p = 3\,810$ м/сек, $V_s = 2\,140$ м/сек.

Скорость распространения упругих колебаний V_{cp} в блоке с углом напластования, перпендикулярным вектору распространения, определяется по:

$$V_{cp} = \frac{h_1 + h_2 + h_3 + \dots}{t_1 + t_2 + t_3 + \dots},$$

где h_1, h_2, h_3, \dots – мощности отдельных слоев в данной слоистой среде;

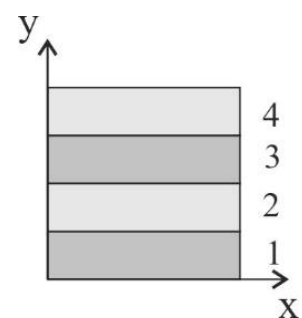


Рис. 4. Схема 4-слойного блока

$t_1, t_2, t_3 \dots$ – времена пробега волны в каждом слое, измеренные вдоль луча, перпендикулярного слоистости.

Значения измеренных и рассчитанных скоростей в блоке с углом напластования 90° , т. е. слои расположены перпендикулярно направлению распространения упругих колебаний, практически совпадают и равны: $V_p = 3\,760$ м/сек и $V_s = 2\,130$ м/сек.

При этих скоростях в исследуемых физических моделях длина волны λ продольных колебаний частотой 250 кГц составит примерно 1,5 см.

В случае импульсного источника волновая картина, возникающая в массиве, содержащем слой, в значительной мере зависит от толщины слоя. При малой его толщине по сравнению с длиной волны внутри слоя возможно образование сложной интерференционной картины, так как в течение одного периода происходит наложение волн, отразившихся от верхней и нижней границ. Поэтому при решении задач отражения – преломления слои, подразделяются на толстые и тонкие. Если отношение толщины слоя h к длине волны, распространяющейся внутри его, $\lambda_{\text{сл}}$ меньше двух ($h/\lambda_{\text{сл}} < 2$), то слой считается тонким, а в другом случае – толстым. В толстом слое отражение падающих волн как от верхней, так и от нижней границы происходит аналогично падению волны на границу из полупространства [3].

Произведение плотности пород на скорость упругой волны принято называть удельным волновым сопротивлением $z = r \times V$ (удельным акустическим импедансом). Эта величина связана со способностью материала горных пород отражать и преломлять упругие волны. Для силикатных и некоторых других материалов с плотностью r до 3,5–4,0 г/см³ наблюдается прямая корреляционная зависимость между V_p и r .

Проведенная в данной работе серия экспериментов по исследованию распространения продольных и поперечных упругих колебаний на блоках с углами напластования 0, 30, 40, 45, 60, 70 и 90° показали значение скоростей, которые приведены на графиках рис. 5.

Из графиков следует, что значения скоростей распространения упругих колебаний изменяется в зависимости от угла напластования слоев с различной плотностью. Наименьшие значения скорости приобретают при угле напластования 60° . При этом скорость продольных колебаний с 3 720 м/сек уменьшается до 3 005 м/сек, почти на 20 %, а поперечных – с 2 090 м/сек до 1 826 м/сек, на 14 %. Изменяется также и отношение этих скоростей с 1,78 до 1,65 (рис. 5, в).

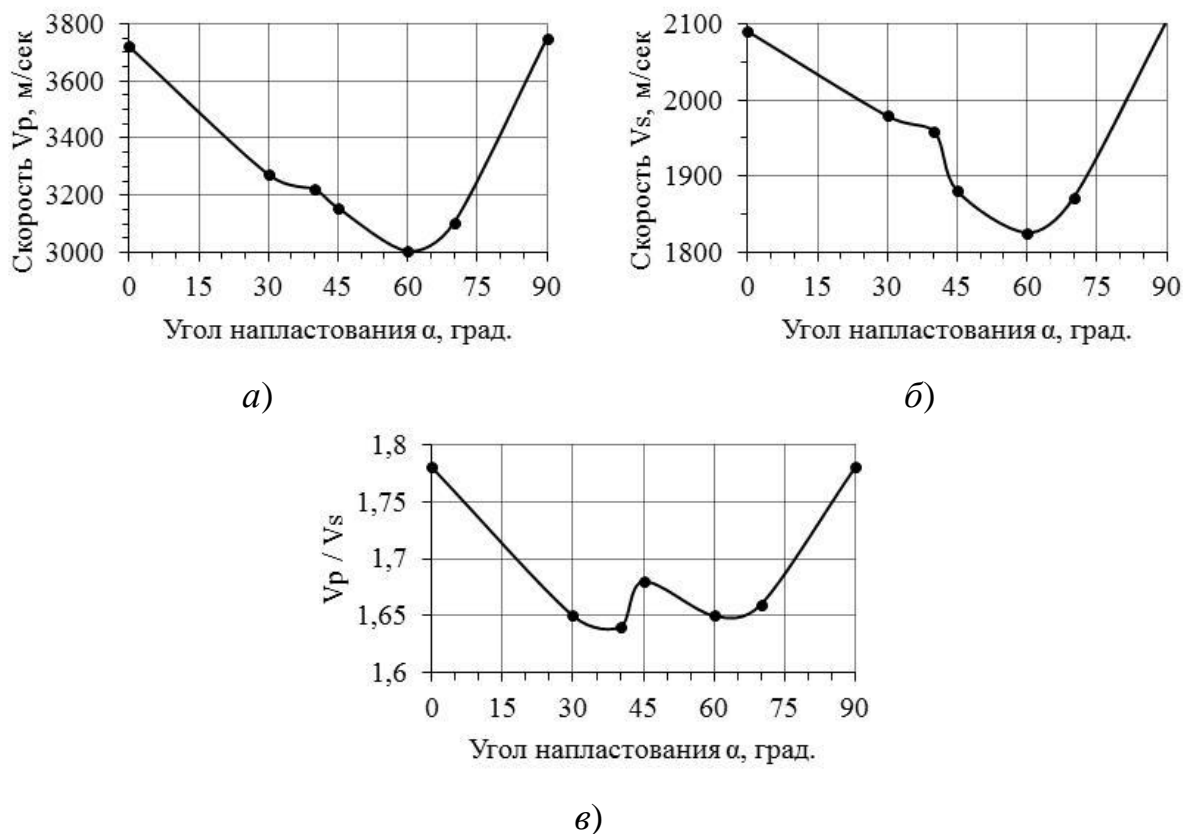


Рис. 5. Зависимости скоростей распространения продольных V_p и поперечных V_s колебаний от угла напластования α (а, б) и отношение этих скоростей (в)

Заключение

Анализ результатов экспериментов по исследованию распространения упругих колебаний в слоистых средах показывает, что значения скоростей продольных и поперечных волн изменяются в зависимости от угла напластования слоев с различной плотностью. Наименьшие значения скорости приобретают при угле напластования 60° . При этом скорость продольных колебаний уменьшается на 20%, а поперечных – на 14%. Изменяется также и отношение этих скоростей.

Благодарности

Автор выражает благодарность ведущим специалистам лаборатории горной геофизики Института горного дела Сидорову Д.В. и Капустиной Н.В. за техническую помощь при выполнении экспериментальных работ и обработке полученных результатов.

Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ № 16-05-00992.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Похабова М. А. Численное моделирование распространения упругих волн в слоистых средах с податливыми прослойками. Образовательные ресурсы и технологии. Механика. 2014'1(4), с. 188–193.
2. Хмелевской В. К. Геофизические методы земной коры. Книга 1. Методы прикладной и скважинной геофизики. Международный университет природы, общества и человека “Дубна”, 1999 г. – 204 с.
3. Румянцев В. В., Федоров С. А., Юрченко В. М. Распространение упругих волн в неидеальной слоистой среде. Журнал технической физики, 2013. – Т. 83, вып. 2. – С. 111–114.
4. Huang X., Qi S., Guo S., Dong W. Experimental Study of Ultrasonic Waves Propagating Through a Rock Mass with a Single Joint and Multiple Parallel Joints. *Rock Mech Rock Eng.* 2013.
5. Kurtulus C.U., Uckardes M., Sari U., Guner S. Experimental studies in wave propagation across a jointed rock mass. *Bull Eng Environ.* 2012. Vol. 71. P. 231–234.
6. Shao S., Pyrak-Nolte L.J. Wave Propagation in Isotropic Media with Two Orthogonal Fracture Sets. *Rock Mechanics and Engineering.* Vol. 1, 2017.
7. Cai J.G., Zhao J. Effects of multiple parallel fractures on apparent attenuation of stress waves in rock masses. *Int J Rock Mech Min Sci.* 2000. Vol. 37(4). P. 661–682.
8. Li J., Ma G.W., Zhao J. An equivalent viscoelastic model for rock mass with parallel joints. *J Geophys Res.* 2010. Vol. 115.
9. Li Y.X., Zhu Z.M., Li B.X., Deng J.H., Xie H.P. Study on the transmission and reflection of stress waves across joints. *Int J Rock Mech Min Sci.* 2011. Vol. 48:P. 364–371.
10. Onur A. H., Bakraz S., Karakus D. Ultrasonic Waves in Mining Application. *Ultrasonic Waves.* Edited by Dr Santos. – 2012. Hard cover, P. 282. ISBN 978-953-51-0201-4.
11. Galaa A. M., Thompson B. D., Grabinsky M. W. Bawden W. F. 2011, Characterizing stiffness development in hydrating mine backfill using ultrasonic wavemeasurements, *Canadian Geotechnical Journal*, Published on the web, 10.1139/t11-026.
12. Gladwin M. T., 2011, Ultrasonic stress monitoring in underground mining, *Journal of Applied Geophysics*, Vol. 73, Issue 4, P. 357-367.
13. Butt S. D. Experimental measurement of P-wave attenuation due to fractures over the 100 to 300 kHz bandwidth. *Pure Appl Geophys.* 2001. Vol. 158. P. 1783–1796.

REFERENCES

1. Pohabova M. A. (2014). Chislennoe modelirovanie rasprostraneniya uprugih voln v sloistyh sredah s podatlivymi prosloykami. *Obrazovatelnye resyrsy i tehnologii. Mehanika.* 1(4), 188–193 [in Russian].
2. Hmelevskoy V. K. (1997) *Geofizicheskie metody zemnoy kory.* Uchebnoe posobie – Dubna. [in Russian].
3. Rumyantsev V.V., Fyodorov S.A., Yurchenko V.M. (2013). Rasprostraneniye uprugih voln v neidealnoy sloistoy srede. *Zhurnal tehnikeskoy phiziki.* 83 (2), 111-114 [in Russian].
4. Huang X., Qi S., Guo S., Dong W. (2013). Experimental Study of Ultrasonic Waves Propagating Through a Rock Mass with a Single Joint and Multiple Parallel Joints. *Rock Mech Rock Eng.*
5. Kurtulus C.U., Uckardes M., Sari U., Guner S. (2012). Experimental studies in wave propagation across a jointed rock mass. *Bull Eng Environ.* Vol. 71. P. 231–234.
6. Shao S., Pyrak-Nolte L.J. (2017). Wave Propagation in Isotropic Media with Two Orthogonal Fracture Sets. *Rock Mechanics and Engineering.* Vol. 1.
7. Cai J.G., Zhao J. (2000). Effects of multiple parallel fractures on apparent attenuation of stress waves in rock masses. *Int J Rock Mech Min Sci.* Vol. 37(4). P. 661–682.

8. Li J., Ma G.W., Zhao J. (2010). An equivalent viscoelastic model for rock mass with parallel joints. *J Geophys Res.* Vol. 115.
9. Li Y.X., Zhu Z.M., Li B.X., Deng J.H., Xie H.P. (2011). Study on the transmission and reflection of stress waves across joints. *Int J Rock Mech Min Sci.* Vol. 48:P. 364–371.
10. Onur A. H., Bakraz S., Karakus D. (2012). Ultrasonic Waves in Mining Application. Ultrasonic Waves. Edited by Dr Santos. Hard cover. P. 282. ISBN 978-953-51-0201-4.
11. Galaa A.M., Thompson B.D., Grabinsky M.W. Bawden W.F. (2011). Characterizing stiffness development in hydrating mine backfill using ultrasonic wave measurements, Canadian Geotechnical Journal, Published on the web, 10.1139/t11-026.
12. Gladwin M.T.(2011). Ultrasonic stress monitoring in underground mining. *Journal of Applied Geophysics.* Vol. 73, Issue 4, P. 357-367.
13. Butt S.D. (2001). Experimental measurement of P-wave attenuation due to fractures over the 100 to 300 kHz bandwidth. *Pure Appl Geophys.* Vol. 158. P. 1783–1796.

© B. И. Воспругов, 2018

ИССЛЕДОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ МОДЕЛЕЙ, ИМЕЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОЛОСТИ, ПРИ КВАЗИСТАТИЧЕСКИХ И ЦИКЛИЧЕСКИХ НАГРУЗКАХ

Владимир Иванович Востриков

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, зав. лабораторией горной геофизики, тел. (383)205-30-30, доп. 117, e-mail: vvi.49@mail.ru

Ольга Михайловна Усольцева

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат физико-математических наук, зав. ЦКП ГГГИ СО РАН, тел. (383)330-96-41, e-mail: usoltseva57@mail.ru

Павел Александрович Цой

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54; Новосибирский государственный технический университет, 630073, Россия, г. Новосибирск, пр. К. Маркса, 20, кандидат физико-математических наук, научный сотрудник, тел. (383)330-96-41, e-mail: paveltsoy@mail.ru

Кайсин Ван

Ляонинский технический университет, 123000, Китай, г. Фусинь, кандидат технических наук, преподаватель факультета механики и инженерии, e-mail: kaixing_wang@163.com

Эксперименты на моделях с полостями в виде: круга, усеченного эллипса различных размеров, при действии на них вертикальных квазистатических и циклических воздействий показали, что в моделях формируются четыре зоны: две по бокам полости, которые воспринимают основную нагрузку, и две – в центральной части моделей сверху и снизу от полости. При этом температура теплового поля в нагруженных зонах возрастает на 1,8 °С, а на финальной части эксперимента – на 2,2 °С. Непосредственно в месте разрыва температура кратковременно возрастает на 2,8 °С, которая затем быстро рассеивается в окружающее тело модели. Разнонаправленная деформация модели в горизонтальной плоскости приводит к тому, что разрывные нарушения сплошности происходят сначала по центру центральных зон с малым уровнем напряжений. С повышением нагрузки, разрывные нарушения возникают на границах ненапряженных и напряженных зон. Прямые углы полостей, имеющих вид усеченных эллипсов, служат инициаторами разрывных нарушений сплошности. При циклическом воздействии нагрузки на модель направления деформаций зон, несущих основную нагрузку, меняются в каждом цикле с одного направления на противоположное, что приводит к «раскачиванию» зон трещиноватости. В этом случае разрывные нарушения сплошности происходят при значительно меньших нагрузках. В момент времени начала потери устойчивости модели наблюдается резкое формирование разрывов, которое объясняется обратными деформационными процессами с выбросом накопленной энергии.

Ключевые слова: физическое моделирование, тепловое поле, технологическая полость, нагрузка, деформация, разрывное нарушение.

INVESTIGATION OF THE GEOMECHANICAL STATE OF PHYSICAL MODELS HAVING TECHNOLOGICAL CAVITIES UNDER THE ACTION OF QUASISTATIC AND CYCLIC LOAD

Vladimir I. Vostrikov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Head of Mining Geophysics Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 117, e-mail: vvi.49@mail.ru

Olga M. Usol'tseva

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Head of the Shared Use Center for Geomechanical, Geophysical and Geodynamic Measurements SB RAS, phone: (383)330-96-41, e-mail: usoltseva57@mail.ru

Pavel A. Tsoi

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia; Novosibirsk State Technical University, 20, Prospect K. Marx St., Novosibirsk, 630073, Russia, Ph. D., Researcher, phone: (383)330-96-41, e-mail: paveltsoy@mail.ru

Kaixing Wang

Liaoning Technical University, Fuxin, 123000, China, Ph. D., Lecturer, College of Mechanics and Engineering e-mail: kaixing_wang@163.com

Experiments on models with cavities of different forms including a truncated ellipse of different sizes have been carried out. When the cavities are acted upon by vertical quasistatic and cyclical loading it is shown that four zones are formed in the models: two on the sides of the cavity that perceive the main load, and two in the central part of the models above and below the cavity. The temperature of the thermal field in the loaded zones increases by 1.8 °C, and at the final part of the experiment by 2.2 °C. Directly at the fracture the temperature briefly increases by 2.8 °C, which then quickly dissipates into the surrounding body of the model. Multidirectional deformation of the model in the horizontal plane leads to the fact that the fault discontinuities firstly occur in the center of the central zones with a low stress. As the load increases, the discontinuities occur at the boundaries of unstress and stress zones. The straight angles of the cavities, which look like truncated ellipses, cause the fault discontinuities. When the load acts upon the model of the deformation zones direction carrying the basic loading, they change from one direction to the opposite in each cycle, which leads to "rocking" of the fracturing zones. In this case, the fault discontinuities occur at much lower levels of loads. When the model is losing its stability, a sharp formation of discontinuities is observed, which is explained by inverse deformation processes with the release of accumulated energy.

Key words: physical modeling, thermal field, technological cavity, loading, deformation, discontinuity.

1. Введение

Существует два вида тепловых эффектов, регулирующих изменение температурного поля в процессе загрузки – термоупругое действие и эффект трения. На ранней стадии нагрузки температурное поле в основном контролируется термоупругим эффектом, изменение температуры линейно связано с суммарным изменением основных напряжений, растягивающих или сжимающих,

вызывающих уменьшение или повышение температуры. Небольшие деформации на ранней стадии нагружения приводят к неочевидным изменениям температурного поля. На данном этапе может появиться высокопрочное трение скольжения на локальном участке, поэтому некоторые локальные области будут обладать высокой температурой из-за эффекта трения.

При пластической стадии проявляется необратимое пластическое искажение, изменение деформации становится больше, а температурное поле, контролируемое эффектом трения, имеет более высокую температуру. При этом наблюдаются сигналы акустической эмиссии с большой энергией. Эта основа может быть применена для раннего прогноза развития трещиноватости горных пород и предупреждения тектонической активности [1].

Экспериментальные результаты показывают, что поле деформации, температурное поле и поле акустической эмиссии все время изменяются в пространстве [2]. Область концентрации напряжений соответствует площади изменяющейся температуры, деформации сжатия и площади растяжения соответствуют области высокой или низкой температуры, где соответственно возрастают сигналы акустической эмиссии. Появление и перенос больших напряженных точек соответствует изменению высокотемпературных точек [1].

В работе [3] приведены результаты экспериментов по разрыву сплошности на цилиндрических моделях, выполненных из различных материалов. Квазистатическая нагрузка осуществлялась на горизонтально расположенные модели. Предварительно на модели по диаметру прорезалась иницирующая щель. Регистрировалось поле микросейсмической эмиссии и тепловое поле. Показано, что при повышении нагрузки температура образца постепенно повышается, сигналы микросейсмической эмиссии имеют малую энергетiku. В моменты разрывов сплошности температура в местах разрыва резко повышается, интенсивность микросейсмической эмиссии увеличивается.

В работах [4, 5] были проведены эксперименты по исследованию взаимосвязи между изменениями температуры теплового инфракрасного излучения (МДП), внешним видом деформированной модели на различных видах горной породы, а также на моделях выполненных из эпоксидной смолы. Высокая температура соответствует областям сжатия, а низкая – областям разгрузки.

Эксперименты на физических моделях с полостями в виде щелей, различной формы отверстий [6–8] выявили закономерности формирования теплового поля в зависимости от формы полости.

Установлены и исследованы общие закономерности развития локализации деформации на стадии предразрушения при сжатии горных пород [9]. Обоснована применимость спекл-фотографических методов к проблеме деформирования и разрушения горных пород.

В данном цикле работ исследуется зависимость характеристик теплового поля от квазистатической нагрузки на физических моделях, выполненных в виде параллелепипедов, с различным видом полости: в виде круглого отверстия и в виде усеченного эллипса, имитирующего форму горной выработки.

В качестве материала для моделей выбран полиметилметакрилат (оргстекло), как наиболее удобный по техническим характеристикам и для визуализации процессов нарушения сплошности.

Эксперименты проводились на многопараметрическом стенде ЦКП геомеханических, геофизических и геодинамических измерений СО РАН, Институт горного дела СО РАН [10].

2. Эксперимент на модели с полостью в виде круглого отверстия

В [2] приведено описание эксперимента на керне размерами: диаметр 50,8 мм и высота 127 мм. По середине цилиндра выполнено отверстие диаметром 5,2 мм. Регистрировалось теплое поле и поле микросейсмической эмиссии.

В данной работе эксперименты проводились на модели размерами 52×52×25 мм с полостью в виде круглого отверстия диаметром 15 мм посередине. Нагружение осуществлялось в режиме постоянного смещения 0,1 мм/мин. На рис. 1 приведены фотографии модели и соответствующие температурные поля при различных значениях нагрузки.

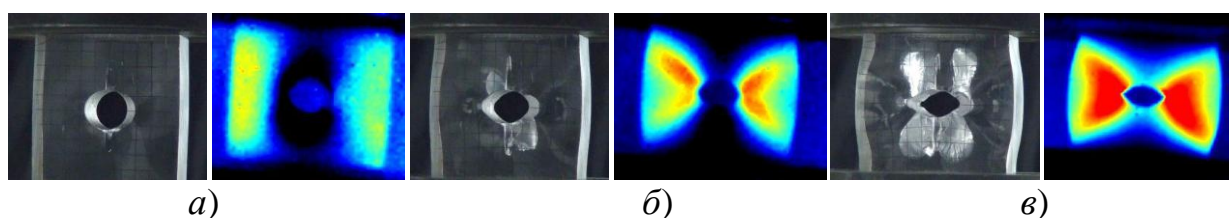


Рис. 1. Результаты эксперимента при одноосном сжатии модели из оргстекла с круглым отверстием: фотография модели (слева) и соответствующее температурное поле (справа) при значениях нагрузки:

а) 5,5 т; б) 6,4 т; в) 10,2 т

При повышении нагрузки до 5,5 т наблюдается постепенное повышение температуры в боковых от отверстия зонах модели, т. е. эти области принимают на себя основную нагрузку (рис. 1, а). Температура в этих областях повышается на $1,5 \div 2$ °С. Исходная температура модели 22 °С. Центральные области снизу и сверху от отверстия не подвергаются напряжениям за счет свободной границы с полостью. Разнонаправленная деформация слева и справа от отверстия приводит к началу разрывных нарушений сплошности по центру вверх и вниз.

Затем с повышением нагрузки (рис. 1, б) до 6,4 т формируется диагональный разрыв сплошности под углом 45°, температура в боковых зонах повышается до 24,7°. При дальнейшем увеличении нагрузки области повышенной температуры трансформируются в лепестковую структуру, при этом температура в них повышается до 25 °С. Размер разрывных нарушений увеличивается, меняется их направление на вертикальное, соответственно, вверх и вниз. Таким образом, разрывы «устраиваются» в зоны, подвергающиеся меньшим нагрузкам. Величина разрывов по центры практически не увеличивается. Происходит

процесс «залечивания» этих разрывов, за счет формирования существенных диагональных разрывов.

При дальнейшем увеличении нагрузки до 10,2 т (рис. 1, в) лепестки трансформируются в «крылья бабочки», температура при этом возрастает до 25,33 °С. Необходимо отметить, что вид теплового поля, генерируемого в эксперименте, полностью идентичны виду и характеру теплового поля, полученного в работе [2].

При разгрузке модели, при переходе в отрицательный наклон нагрузочной характеристики, обратная деформация модели под действием уменьшающейся вертикальной статической нагрузки привела к образованию второй пары вертикальных разрывных нарушений сплошности по боковым сторонам отверстия (фотография на рис. 1, в), которые разделили модель на четыре области: две расположенные по центру сверху и снизу отверстия, и две – справа и слева от отверстия. При этом разрывы по центру модели своих размеров не увеличили.

Таким образом, при действии на модель вертикальной квазистатической нагрузки, диаметрально расположенные от отверстия зоны напряжения и, соответственно, разнонаправленная деформация модели в горизонтальных направлениях, приводят к разрывам сплошности в центральной области модели. В модели с полостью в виде круглого отверстия образуется четыре характерные зоны: две – не подвержены нагрузке за счет наличия свободной границы, и две – несущие основную нагрузку. Разрывные нарушения образуются по центру ненапряженных зон, а также на границах ненапряженных и напряженных зон.

Характер изменения температурного поля при различных значениях нагрузки позволяет определить местоположение зон локализации микродеформаций, а также места выхода основных разрывов на поверхность образца при нагрузках, меньших пика, когда образец сохраняет еще свою целостность.

3. Эксперимент на модели с полостью в виде усеченного эллипса с размерами по осям 40 × 40 мм

Модель выполнена также из оргстекла размерами 100 × 100 × 25 мм с полостью в виде усеченного эллипса, имитирующей форму горной выработки, с осями 40 × 40 мм. На рис. 2 приведена нагрузочная характеристика.

На рис. 3 приведены выборочные фотографии вида модели и, соответствующие им, снимки теплового поля.

При небольшой нагрузке, точка 1 на графике нагрузки, что соответствует 3,1 т, температура модели составляет примерно 23,4 °С. Это состояние принимаем за исходное. Затем, с повышением нагрузки, точка 2 – 11 т, боковые зоны модели, как и в случае с круглым отверстием, начинают принимать нагрузку. Температура повышается до 24,1 °С. Также начинают формироваться четыре зоны. Слевой стороны основания полуэллипса происходит разрыв сплошности. Этот угол послужил инициатором разрыва. В месте разрыва температура резко возросла до 25 °С. Момент разрыва фиксируется отрицательным скачком нагрузки (точка 2 на нагрузочной характеристике).

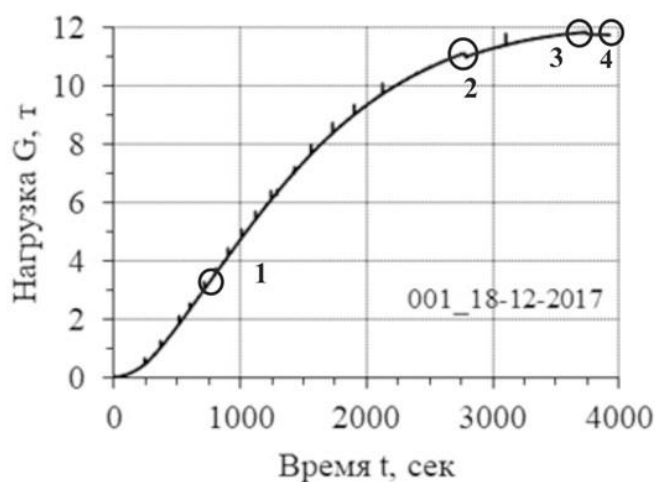


Рис. 2. Нагрузочная характеристика

Повышение нагрузки до 11,8 т (точка 3) приводит к прорастанию трещины, которая приобретает серповидный вид. Левый край горизонтальной плоскости начинает выпирать в свободное пространство полости. Направление развития разрыва сплошности стремится в зону пониженного напряжения. Этот момент также регистрируется на нагрузочной кривой. Дальнейшее повышение нагрузки приводит к образованию трещины в верхней части эллипса и к потере устойчивости модели, что приводит к снижению нагрузки до 11,7 т, точка 4.

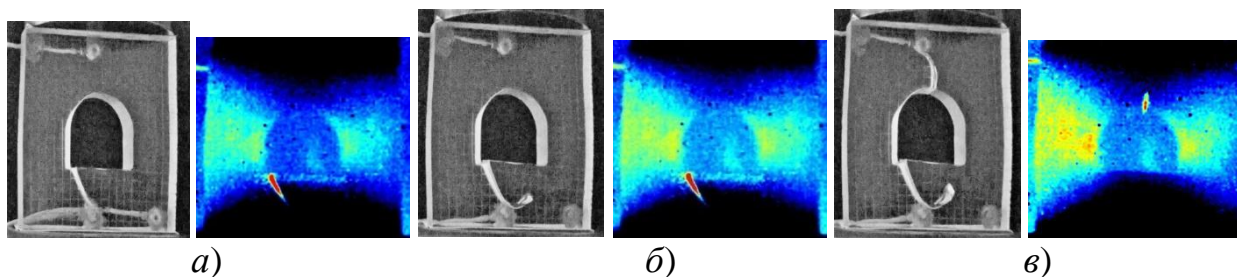


Рис. 3. Выборочные результаты эксперимента на модели с полостью 40×40 мм:
а) 11 т; б) 11,8 т; в) 11,7 т

4. Эксперимент на моделях с полостью в виде усеченного эллипса с размерами по осям 20×20 мм при действии циклической и квазистатической нагрузки

Полость имеет вид усеченного эллипса с размерами по осям 20×20 мм. Нагружение осуществлялось циклически в автоматическом режиме. График нагружения приведен на рис. 4. На рис. 5 приведены выборочные фотографии вида модели и, соответствующие им, снимки теплового поля.

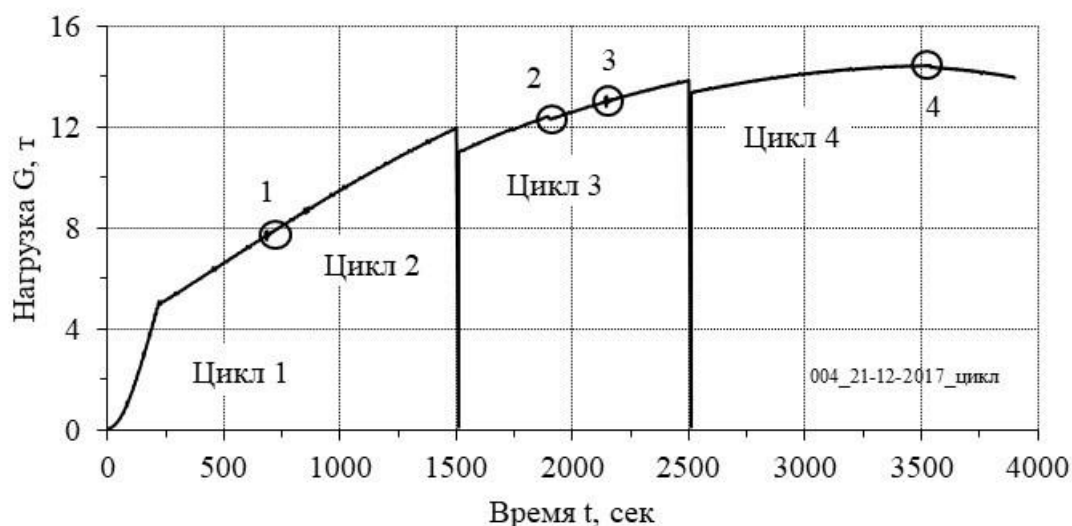


Рис. 4. Циклическая нагрузочная характеристика

Увеличение нагрузки до 7,9 т, точка 1 рис. 4, привело к разрыву сплошности в верхней части полости, рис. 5, а. Боковые зоны служат опорными элементами, воспринимающими основную нагрузку. Разнонаправленные деформационные процессы приводят к образованию разрывов в средней части модели, где напряжения небольшие.

Далее производится разгрузка модели и следующая нагрузка производится по циклу 3. При 12,3 т, точка 2, разрыв модели происходит уже посередине горизонтальной плоскости полости, рис. 5, а. Полость деформируется. Размер в горизонтальном направлении увеличивается, а в вертикальном уменьшается.

Температура в нижней части отверстия повышается. В этом же цикле при нагрузке 13 т, точка 3, происходит дальнейшее увеличение разрывов и начало образования разрывов в виде «лепестков» в нижней части полости, рис. 5, в.

Цикл 4, процесс пластичности, начинается с 13,4 т. При 14,4 т, точка 4 на графике нагрузки, происходит дальнейшее изменение размеров полости. Увеличение размера полости в горизонтальном направлении приводит к увеличению размеров «лепестков», рис. 5, в.

В момент образования «лепестков» модель теряет устойчивость, нагрузка «падает» до 14,3 т (отрицательная ветвь нагрузочной характеристики). Возникает процесс обратной деформации, который приводит к образованию разрывов из угловых точек полости по направлению вверх. Температура резко повышается до 25,2 °С.

Для сравнения процессов деформирования на такой же модели был проведен эксперимент с квазистатическим нагружением с постоянным смещением 0,1 мм/мин.

Характер деформационных процессов при квазистатическом нагружении в этом эксперименте идентичен, что и в эксперименте с циклическим нагружением, поэтому, чтобы не нагружать объем статьи, фотографии не приводятся.

Различие состоит в том, что при квазистатическом нагружении потеря устойчивости произошла при нагрузке 16,05 т, т. е. практически на 1,4 т больше, чем при циклическом нагружении. Очевидно, при циклическом воздействии нагрузки на модель направления деформаций зон, несущих основную нагрузку, меняются в каждом цикле с одного направления на противоположное, что приводит к «раскачиванию» зон трещиноватости и, как следствие, к уменьшению сопротивляемости этих зон нагрузкам.

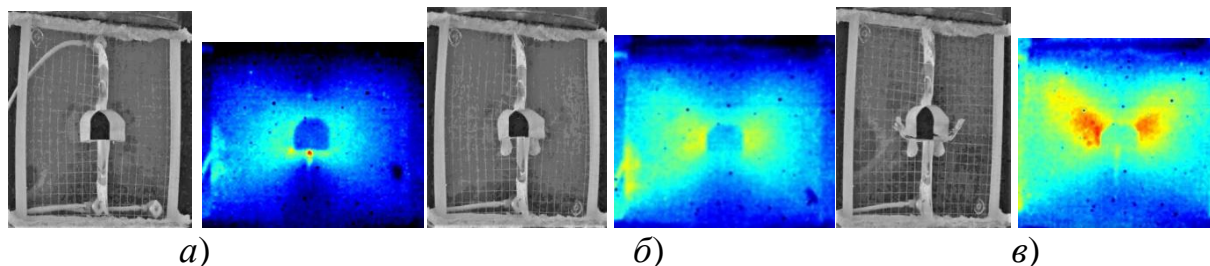


Рис. 5. Выборочные фотографии результатов эксперимента на модели с полостью 20×20 мм

5. Заключение

Проведенные эксперименты на моделях с полостями в виде круга и усеченного эллипса разных размеров при действии на них вертикальных квазистатических и циклических воздействий показали, что в моделях формируются четыре зоны: две по бокам полости, которые воспринимают основную нагрузку, и две в центральной части моделей сверху и снизу от полости. При этом температура теплового поля в нагруженных зонах возрастает на $1,8$ °С, а на финальной части эксперимента – на $2,2$ °С. В месте разрыва температура кратковременно достигает величины $25,3$ °С, что на $2,8$ °С выше исходной температуры, которая затем быстро рассеивается в окружающее тело модели.

Разнонаправленная деформация модели приводит к тому, что разрывные нарушения сплошности происходят сначала по центру центральных зон с малым уровнем напряжений. Затем, с повышением нагрузки, разрывные нарушения возникают на границах ненапряженных и напряженных зон.

Прямые углы в полостях, имеющих вид усеченных эллипсов, служат инициаторами разрывных нарушений сплошности.

При циклическом воздействии нагрузки на модель направления деформаций зон, несущих основную нагрузку, меняются в каждом цикле с одного направления на противоположное, что приводит к «раскачиванию» зон трещиноватости и, как следствие, к уменьшению сопротивляемости этих зон нагрузкам. В этом случае разрывные нарушения сплошности происходят при значительно меньших нагрузках.

В момент времени начала потери устойчивости модели наблюдается резкое формирование разрывов, которое объясняется обратными деформационными процессами с выбросом накопленной энергии.

Благодарности

Авторы выражают благодарность ведущим специалистам ЦКП Института горного дела и лаборатории горной геофизики Семенову В. Н., Персидской О. А. и Сидорову Д. В. за техническую помощь при выполнении экспериментальных работ и обработке полученных результатов.

Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ № 16-05-00992.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Shi Y., He Q., Liu S., Wu L. The Time-space Relationship between Strain, Temperature and Acoustic Emission of Loaded Rock. // Progress In Electromagnetics Research Symposium Proceedings. Xi'an, China. – 2010. – March 22–26.
2. Aker E., Kuhn D., Vavrycuk V., Soldat M., Oye V. Experimental investigation of acoustic emissions and their moment tensors in rock during failure. // International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. – 2014. – Vol. 70. – С. 286–295.
3. Nejati H.R., Ghazvinian A. Brittleness Effect on Rock Fatigue Damage Evolution. // Rock Mechanics Department, School of Engineering, TarbiatModares University. – Tehran, Iran. – 2013. – 24 October.
4. Geng, N. G., Cui C. Y., Deng M. D. Remote sensing detection of rock fracturing experiment and the beginning of remote rock mechanics. // ActaGeoscientiaSinica. – 2002. – Vol. 14. – С. 645–652.
5. Zhang D. S., An L. Q. Stress distribution and variation on infrared thermograph and photoelastic technique. Journal of Jiaozuo Institute of Technology. – 2001. – Vol. 20. – No. 3. – С. 225–228.
6. Ma, J., Ma S. P., Liu P. X. et al. Thermal field indicators for identifying active fault and its instability from laboratory experiments. // Seismology and Geology. – 2008. – Vol. 30. – No. 2. – С. 364–381.
7. Ma, J., L. Liu Q., Liu P. X. et al. Thermal precursory pattern of fault unstable sliding. An experimental study of EN echelon faults. // Chinese Journal of Geophysics. – 2007. – Vol. 50. – No. 4. – С. 1141–1149.
8. Liu, P. X., Ma J., Liu L. Q. et al. An experimental study on variation of thermal fields during the deformation of a compressive en echelon fault set. // ProgressinNaturalScience. – 2007. – Vol. 17. – No. 3. – С. 298–304.
9. Zuev L.B., Barannikova S.A., Nadezhkin M.V., Gorbatenko V.V. Localization of deformation and prognostibility of rock failure. // Journal of Mining Science. – 2014. –vol.50. – iss. 1. – С.43–49. doi.org/10.1134/S1062739114010074.
10. Oparin V.N., Vostrikov V.I., Tsoi P.A., Semenov V.N. Measuring Equipment and Test Bench to Control Evolution of Acoustic-Deformation and Heat Fields Induced in Solids under Failure by Fluids. // Journal of Mining Science. – 2015. – vol. 51. –iss. 3. –С. 624-633. doi: 10.1134/S106273911503028X.

REFERENCES

1. Shi Y., He Q., Liu S., Wu L.(2010). The Time-space Relationship between Strain, Temperature and Acoustic Emission of Loaded Rock. *Progress In Electromagnetics Research Symposium Proceedings*. Xi'an, China, March 22–26.
2. Aker E., Kuhn D., Vavrycuk V., Soldat M., Oye V. (2014). Experimental investigation of acoustic emissions and their moment tensors in rock during failure. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, Vol. 70, pp. 286–295.
3. Nejati H.R., Ghazvinian A. (2013). Brittleness Effect on Rock Fatigue Damage Evolution. *Rock Mechanics Department, School of Engineering, Tarbiat Modares University, Tehran, Iran*, 24 October.
4. Geng, N. G., Cui C. Y., Deng M. D. (2002). Remote sensing detection of rock fracturing experiment and the beginning of remote rock mechanics. *Acta Geoscientia Sinica*, Vol. 14, pp. 645–652.
5. Zhang D. S., An L. Q. (2001). Stress distribution and variation on infrared thermograph and photoelastic technique. *Journal of Jiaozuo Institute of Technology*, Vol. 20, No. 3, pp. 225–228.
6. Ma, J., Ma S. P., Liu P. X. et al. (2008). Thermal field indicators for identifying active fault and its instability from laboratory experiments. *Seismology and Geology*, Vol. 30, No. 2, pp. 364–381.
7. Ma, J., L. Liu Q., Liu P. X. et al. (2007). Thermal precursory pattern of fault unstable sliding. An experimental study of EN echelon faults. *Chinese Journal of Geophysics*, Vol. 50, No. 4, pp. 1141–1149.
8. Liu, P. X., Ma J., Liu L. Q. et al. (2007). An experimental study on variation of thermal fields during the deformation of a compressive en echelon fault set. *Progress in Natural Science*, Vol. 17, No. 3, pp. 298–304.
9. Zuev L.B., Barannikova S.A., Nadezhkin M.V., Gorbatenko V.V. (2014). Localization of deformation and prognostibility of rock failure. *Journal of Mining Science*, vol. 50, iss. 1, pp.43–49. doi.org/10.1134/S1062739114010074.
10. Oparin V.N., Vostrikov V.I., Tsoi P.A., Semenov V.N. (2015). Measuring Equipment and Test Bench to Control Evolution of Acoustic-Deformation and Heat Fields Induced in Solids under Failure by Fluids. *Journal of Mining Science*, vol.51, iss. 3, pp. 624-633. doi: 10.1134/S106273911503028X.

© В. И. Востриков, О. М. Усольцева, П. А. Цой, Кайсин Ван, 2018

ОСОБЕННОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ МНОГОСЛОЙНОГО СТАЛЕЖЕЛЕЗОБЕТОННОГО ВОДОВОДА В СТРОИТЕЛЬНЫЙ ПЕРИОД

Лидия Николаевна Гахова

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, старший научный сотрудник лаборатории диагностики механического состояния массива горных пород, тел. (383)217-03-37, e-mail: gahoval@mail.ru

В строительный период в водоводах возникают значительные температурные напряжения, являющиеся следствием экзотермического разогрева бетона в формируемых сталежелезобетонных конструкциях. С использованием результатов численного моделирования термонапряженного состояния сталежелезобетонного водовода непрямым методом граничных интегральных уравнений для кусочно-однородных областей установлено влияние изменения температурных режимов на напряженно-деформированное состояние водоводов, подверженных естественным и технологическим температурным воздействиям. Исследовано значение коэффициента теплоотдачи опалубки на характер напряженного состояния конструктивных элементов водовода. Дана оценка эффективности формирования напряженного состояния в летний и зимний периоды, а также целенаправленного формирования остаточных напряжений конструктивных элементов сталежелезобетонного водовода на примере турбинного водовода Саяно-Шушенской ГЭС.

Ключевые слова: сталежелезобетонный водовод, численное моделирование, квазистатическая термоупругость, напряженное состояние.

FEATURES OF STRESS STATE FORMATION IN MULTILAYERED COMPOSITE WATER CONDUIT DURING CONSTRUCTION

Lidiya N. Gakhova

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Senior Researcher, Mechanical Rock Mass State Diagnostics Laboratory, phone: (383)217-03-37, e-mail: gahoval@mail.ru

The results of numerical modeling of the thermal stress state of a composite water conduit and the indirect method of boundary integral equations for piecewise uniform media has been used to determine the influence of temperature regime changes on the stress-strain state of water conduits. The water conduits are subjected to natural and technological temperature influences. The value of the heat transfer coefficient of the formwork on the nature of the stress state of the constructive elements of the water conduit is studied. The evaluation of the effectiveness of stress formation in summer and winter periods, as well as the purposeful formation of residual stresses of structural elements of a composite water conduit are exemplified by the Sayano-Shushenskaya HPP turbine pipeline.

Key words: composite water conduit, numerical modelling, quasistatic thermoelasticity, stress state.

Исследования напряженно-деформированного состояния (НДС) конструктивных элементов крупномасштабных железобетонных конструкций в строи-

тельный период свидетельствуют о том, что в них формируются напряжения, вызванные температурным воздействием как естественного (температура наружного воздуха), так и технологического (экзотермический разогрев бетона) характера [1, 2]. Возникающие при этом остаточные напряжения оказывают существенное влияние на характер распределения НДС конструктивных элементов в эксплуатационный период.

К наиболее ответственным конструктивным элементам бетонные плотины гидротехнических сооружений относятся железобетонные водоводы, размещаемые в бетоне плотины или проложенные на ее низовой грани. железобетонные оболочки которых в строительный и эксплуатационный периоды могут быть подвержены интенсивному трещинообразованию.

Для повышения долговечности, трещиностойкости и прочности железобетонных конструкций используется предварительное напряжение конструкций путем обжата бетона с использованием целенаправленного регулирования температуры и влажности бетона [2, 3]. Для предотвращения трещинообразования в железобетонных облицовках турбинных водоводов при строительстве высоконапорных плотин проводятся и технологические мероприятия по воздействию на термонапряженное состояние бетона, в частности, используется цемент с умеренным тепловыделением, осуществляется регулирование температуры бетонной смеси, применяются опалубки с теплозащитными свойствами, проводится теплозащита горизонтальных граней блоков в зимнее время года. В холодный период года осуществляется определенный порядок распалубливания боковых граней блоков.

Исследовалось термонапряженное состояние сталежелезобетонного водовода формируемого с применением опалубки, имеющей различные теплозащитные свойства, при его бетонировании в летний и зимний периоды.

Расчеты выполнены с использованием непрямого метода граничных интегральных уравнений (МГИУ) для кусочно-однородных областей, позволяющего формулировать задачу только для границ блоков исследуемой структуры или области [4, 5]. Задача термоупругости решалась в квазистатической постановке с шагом 15 суток [5].

Оценка остаточных напряжений в конструктивных элементах водовода, выполнялась по результатам анализа температурного поля в металлической оболочке, бетоне и арматурных кольцах водовода, подверженного естественным и технологическим температурным воздействиям, а также НДС конструкции после ее остывания.

Исследования выполнялись на примере сталежелезобетонного водовода Саяно-Шушенской ГЭС, представляющего в поперечном сечении многослойное кольцо, состоящее из стальной оболочки, железобетонной обделки с двумя слоями кольцевой арматуры и трех слоев бетона [5]. Предполагалось, что металл оболочки, бетон и арматурные кольца – линейно деформируемые материалы. В табл. 1 приведены исходные данные для расчета напряженного состояния сталежелезобетонного турбинного водовода. Рис. 1 отражает сезонное колебание температуры воздуха в районе СШ ГЭС.

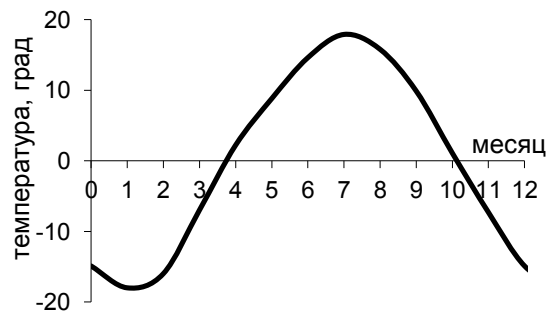


Рис. 1

В строительный период водовод опорожнен, поэтому температура наружного воздуха и внутри водовода одинакова. Расчеты выполнены для двух вариантов коэффициента теплоотдачи опалубки ($\beta_1 = 0,87$; $\beta_2 = 3,51$ Вт/(м²·град. С) [3]) и двух вариантов температуры экзотермического разогрева бетона ($t_1 = 35$ °С; $t_1 = 50$ °С).

Таблица 1

Физико-механические свойства конструктивных элементов сталежелезобетонных водоводов

Физические параметры массива	Стальная оболочка	Бетон	Материал арматурных колец
Модуль упругости, E , МПа	$2,1 \cdot 10^5$	$2,9 \cdot 10^4$	$2,1 \cdot 10^5$
Плотность, ρ , кг/м ³	7 794	2 400	7 784
Коэффициенты:			
Пуассона ν	0,28	0,17	0,25
линейного теплового расширения α , 1/град	$1,2 \cdot 10^{-5}$	$0,95 \cdot 10^{-5}$	$1,1 \cdot 10^{-5}$
теплопроводности k , Вт/(м·град)	35	1	30
температуропроводности α , м ² /сек	$7,32 \cdot 10^{-6}$	$0,54 \cdot 10^{-6}$	$0,84 \cdot 10^{-6}$
теплоотдачи α_1 , Вт/(м ² ·град)	3,51	0,87	2,1

Рис. 2 отражает динамику температурного поля и распределение температуры в радиальном направлении при коэффициенте теплопередачи опалубки $\beta_1 = 0,87$ Вт/(м²·град.) в зимнее и летнее время без разогрева и после экзотермического разогрева бетона до 35 °С. В летний период бетонирования после экзотермического разогрева бетона температура внутреннего слоя бетона увеличивается на 12–14 °С, наружного – на 9–11 °С; в зимний – на 16–17 °С и 8–10 °С соответственно.

На рис. 3. представлено распределение температур по сечению водовода и динамика температурного поля в летний период (май – июль) после экзотермического разогрева бетона до +35 °С для двух вариантов коэффициента тепло-

передачи опалубки. При бетонировании в опалубке с низким коэффициентом теплопередачи ($\beta_2 = 0,87 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{град.})$) в летний период наблюдается менее интенсивное остыванию наружного слоя бетона (рис. 3).

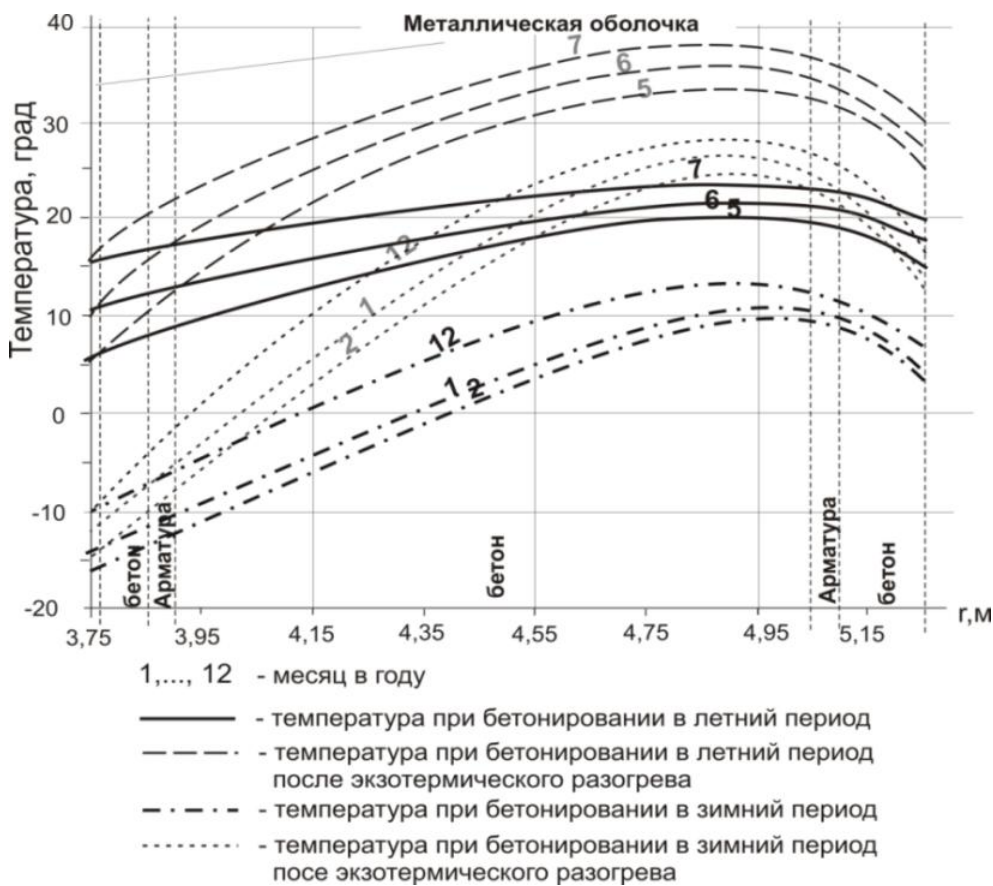


Рис. 2

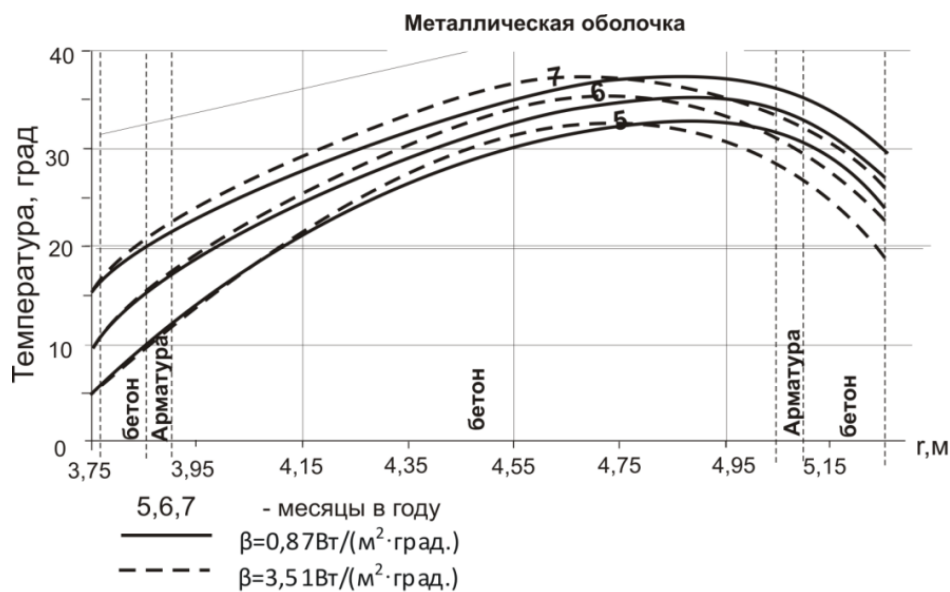


Рис. 3

При остывании конструкции в металлической оболочке появляются значительные сжимающие напряжения ($\sigma_{сж}$) – до $-32,3$ МПа при бетонировании в летний период и до $-24,3$ МПа при бетонировании в зимний (табл. 2). Во внутреннем арматурном кольце $\sigma_{сж}$ достигают $-10,2$ МПа (летом) и $-6,1$ МПа (зимой). Во внешнем арматурном кольце появляются растягивающие напряжения (σ_p): $6,5$ МПа (летом) и $8,1$ МПа (зимой).

Бетонирование в менее теплой опалубке снижает $\sigma_{сж}$ в металлической оболочке на $\approx 11\%$ в летний и на $\approx 13\%$ в зимний периоды, при этом σ_p во внешнем арматурном кольце возрастают на $\approx 40\%$ в летний и более чем на $\approx 45\%$ в зимний периоды (табл. 2).

Таблица 2

Тангенциальные напряжения (МПа) конструктивных элементов сталежелезобетонного водовода после остывания конструкции. Экзотермический разогрев бетона до $+35\text{ }^\circ\text{C}$

Коэффициент теплоотдачи опалубки	Тангенциальные напряжения, МПа		
	Металлическая оболочка	Внутреннее арматурное кольцо	Внешнее арматурное кольцо
Бетонирование в летний период $\beta_1 = 0,87 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{град.})$ $\beta_2 = 3,51 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{град.})$	$-32,3$ $-28,7$	$-10,2^*$ $-6,4^*$	$6,5^*$ $9,1^*$
Бетонирование в зимний период $\beta_1 = 0,87 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{град.})$ $\beta_2 = 3,51 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{град.})$	$-26,3$ $-22,9$	$-6,1^*$ $-3,9^*$	$8,1^*$ $11,7^*$

* Напряжения приведены непосредственно в арматуре.

Наибольшие остаточные $\sigma_{сж}$ в металлической оболочке формируются вследствие использования теплой опалубки, достигая при экзотермическом разогреве бетона до $+50\text{ }^\circ\text{C}$ в летнее время $-46,3$ МПа (табл. 3).

Во внешнем арматурном кольце σ_p в полтора раза меньше, чем в аналогичных условиях при экзотермическом разогреве до $+35\text{ }^\circ\text{C}$. Наибольшие σ_p во внешнем арматурном кольце – при бетонировании в зимнее время в «холодной» опалубке с $\beta_1 = 0,87 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{град.})$ (табл. 2).

Тангенциальные напряжения (σ_θ , МПа) конструктивных элементов сталежелезобетонного водовода после остывания конструкции. Экзотермический разогрев бетона до +50 °С.

Коэффициент теплоотдачи опалубки	Тангенциальные напряжения, МПа		
	Металлическая оболочка	Внутреннее арматурное кольцо	Внешнее арматурное кольцо
Бетонирование в летний период			
$\beta_1 = 0,87 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{град.})$	-46,3	-18,2*	4,2*
$\beta_2 = 3,51 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{град.})$	-42,4	-13,5*	5,4*
Бетонирование в зимний период			
$\beta_1 = 0,87 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{град.})$	-29,1	-12,1*	5,7*
$\beta_2 = 3,51 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{град.})$	-25,2	-7,4*	7,8*

* Напряжения приведены непосредственно в арматуре.

Заключение

Наиболее эффективно технологическое обжатие конструктивных элементов водовода в летний период, так как замедленное остывание конструкции летом способствует росту сжимающих напряжений металлической оболочки, при этом во внешнем арматурном кольце снижаются растягивающие напряжения, способствующие трещинообразованию. При нагружении водовода гидростатическим давлением суммарные растягивающие напряжения металлической оболочки и внутреннего арматурного кольца вследствие технологического обжатия снижаются.

Пользуясь результатами оценки предварительного обжатия конструктивных элементов водовода можно влиять на выбор толщины металлической оболочки и арматурных стержней, а также параметров технологического режима бетонирования.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Александров Ю. Н. Об измерениях напряжений в арматуре массивных железобетонных конструкций // Гидротехническое строительство.– 2011. – № 2. – С. 19–23.
2. Пермякова Л. С., Рассказчиков В. А., Уляшинский В. А., Елифанов А. П., Кузнецова Ю. А. Напряженно-деформированное состояние элементов напорного тракта турбин Саяно-Шушенской ГЭС // Гидротехническое строительство.– 2008. – № 11. – С. 11–18.
3. Гаркун Л. М., Елифанов А. П., Идельсон В. Б., Сильницкий В. И., Старшинов С. Н., Уляшинский В. А. Методы воздействия на напряженное состояние бетонных массивов гидротехнических сооружений – М.: Энергоатомиздат, – 1987. – 112 с.
4. Гахова Л. Н., Кузнецова Ю. А. Оценка напряженного состояния турбинных водоводов методом граничных интегральных уравнений // Известия вузов. Строительство. – Новосибирск. – 2011. – № 8-9. – С. 32–37.

5. Гахова Л. Н. Решение плоской задачи квазистатической термоупругости для сталежелезобетонных турбинных водоводов // Известия вузов. Строительство. – 2010. – № 9. – С. 46–52.

REFERENCES

1. Aleksandrov Yu.N. Variation in stresses in reinforcement of concrete structures, *Gidrotekhnich. Stroit.*, 2011, No. 2, pp. 19–23.

2. Permyakova L.S., Rasskazchikov V.A., Ulyashinsky V.A., Epifanov A.P., Kuznetsova Yu.A., Stress state of elements in power tunnels of Sayano-Shushenskaya Hydroelectric Power Station, *Gidrotekhnich. Stroit.*, 2008, No. 11, pp. 11–18.

3. Garkun L.M., Epifanov A.P., Idelson V.B., Silnitsky V.I., Starshinov S.N., Ulyashinsky V.A., *Methods to Affect Stress State of Concrete Hydroengineering Structures*. Moscow: Energoatomizdat, 1987. (in Russian)

4. Gakhova L.N., Kuznetsova Yu.A. Stress estimation in power conduits by the method of boundary integral equations, *Izv. vuzov. Stroit.*, 2011, Nos. 8–9, pp. 32–37.

5. Gakhova L.N. Plane quasi-static thermal elasticity problem solution for steel and concrete power conduits, *Izv. vuzov. Stroit.*, 2010, No. 9, pp. 46–52.

© Л. Н. Гахова, 2018

О СОВЕРШЕНСТВОВАНИИ ПРОЦЕССА ВИБРОВЫПУСКА ИЗ ЕМКОСТИ СЫПУЧИХ И СВЯЗНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Людмила Ивановна Гендлина

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории вибротехники, тел. (383)205-30-30, доп. 317, e-mail: gen@misd.ru

Владимир Михайлович Усольцев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, научный сотрудник лаборатории вибротехники, тел. (383)205-30-30, доп. 168, e-mail: vovchik_big@list.ru

Евгения Григорьевна Куликова

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, научный сотрудник лаборатории вибротехники, тел. (383)205-30-30, доп. 169, e-mail: shevchuk@ngs.ru

Для выпуска сыпучих материалов из накопительных емкостей в горном и строительном производстве часто используются вибрационные питатели. Отмечены особенности и недостатки вибропитателей, созданных в Институте горного дела СО РАН. В этих вибромашинах в качестве источника колебаний используется инерционный вибровозбудитель, который осуществляет силовое возбуждение колебаний. В этом случае амплитуда вибрации является функцией параметров системы, в частности, она зависит от массы материала на грузонесущей поверхности. Снижение этой массы и связанное с ним увеличение амплитуды колебаний рабочего органа может вывести вибровозбудитель из строя.

Показано, что при использовании в конструкции вибропитателя упругих опорных элементов сила натяжения рабочего органа и амплитуда его колебаний на участке приложения вынуждающей силы сохраняются постоянными, что позволяет обеспечить стабильные условия работы вибровозбудителя и всей колебательной системы.

Приведены технические характеристики вибропитателей, выполненных по разным конструктивным схемам.

Ключевые слова: вибропитатель, вибровыпуск, связный материал, нерастяжимая нить, провисание нити, растягивающая сила.

ON IMPROVEMENT OF VIBRORELEASE OF LOOSE AND COHESIVE MATERIALS FROM CAPACITY

Lyudmila I. Gendlina

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Senior Researcher, Vibro Equipment Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 317, e-mail: gen@misd.ru

Vladimir M. Usol'tsev

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Researcher, Vibro Equipment Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 168, e-mail: vovchik_big@list.ru

Evgeniya G. Kulikova

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Researcher, Vibro Equipment Laboratory, phone: (383)205-30-30, extension 169, e-mail: shevchyk@ngs.ru

Virbofeeders are often used in mining and construction to release loose materials from accumulation capacity. Features and disadvantages of vibrofeeders created at the Institute of Mining SB RAS are noted. In these vibrators an inertial vibration exciter is used as an oscillation source, which performs forced excitation of oscillations. In this case, the vibration amplitude is a function of the system parameters. It depends on the material's mass on the load-bearing surface. The reduction of this mass and the associated increase in the amplitude of the vibrations of the working element can disrupt the exciter.

The paper shows that if elastic supporting elements are used in vibrofeeder construction, tensile force of vibrofeeder member and its oscillation amplitude remains the same in the area of driving force application. This fact provides the stable mode.

Technical characteristics of vibrofeeders made according to different design schemes are presented.

Key words: vibrofeeder, vibrorelease, cohesive material, inextensible cord, cord sagging, tensile force.

Вибрация и связанные с ней эффекты в настоящее время широко применяются в различных отраслях промышленности. Некоторые технологические процессы эффективно осуществляются только при использовании вибрации. Вибрация может существенно интенсифицировать процесс и повысить его качественные показатели [1]. Именно поэтому изучению колебательных процессов вообще и вибрации, как одному из видов колебаний, в частности, уделяется серьезное внимание [2–5].

В горном и строительном производстве технологическими линиями часто предусматривается временное хранение сыпучих материалов в накопительных емкостях. Последующая выгрузка осуществляется либо гравитационным способом, либо с помощью питателей различных конструкций, в частности, широко используются вибропитатели [6, 7].

Среди разнообразных конструктивных схем вибрационных питателей можно выделить класс машин, созданных в ИГД СО РАН. Их основная особенность заключается в том, что перемещение материала осуществляется упругим рабочим органом, совершающим волновое движение [8]. В настоящее время существует несколько конструкций таких машин. Для горнорудных и строительных предприятий созданы вибропитатели типа «Волна», которые эффективно используются для разгрузки емкостей различного назначения. Эти питатели имеют упругий рабочий орган в виде тонкого металлического листа, свободно уложенного на основание, в качестве привода используется инерционный электрический вибровозбудитель с круговой вынуждающей силой. В таблице приведена техническая характеристика вибрационного питателя «Волна 1.5», который предназначен для выпуска сыпучей массы из емкостей, например бункеров, и может быть использован в различных отраслях промышленности.

Техническая характеристика питателей

Тип питателя	Волна 1,5	С опорными элементами
Габаритные размеры, мм:		
длина	1 535	1 500
ширина	570	664
высота	600	1 050
Тип вибровозбудителя	ИВ-98	MVE 1200/3
Вынуждающая сила, кН	4.0	2.4
Частота колебаний, Гц	50	35
Масса, кг	115	160
Производительность, м ³ /ч	до 60	55–60

Недостаток вибромашин этого класса заключается в том, что из-за потерь, в основном, за счет внешнего трения колебания существенно затухают в обе стороны от источника. Как следствие, амплитуда колебаний на загрузочном участке рабочего органа существенно меньше, чем у вибровозбудителя, из-за чего снижается скорость перемещения материала. Кроме того, используемый в рассматриваемых вибромашинах инерционный вибровозбудитель осуществляет силовое возбуждение колебаний [9], при этом амплитуда вибрации является функцией параметров системы, в частности, она зависит от массы материала на грузонесущей поверхности. Снижение этой массы и связанное с ним увеличение амплитуды колебаний рабочего органа может вывести вибровозбудитель из строя.

Для устранения отмеченных недостатков была принципиально изменена конструктивная схема вибропитателя [10]. В новой конструкции рабочий орган малой поперечной жесткости в подвешенном состоянии опирается на упругие опорные элементы, которые установлены на концевых участках грузонесущей поверхности и работают на изгиб. Такая схема позволила устранить трение между рабочим органом и основанием и существенно увеличить вибрацию загрузочного участка виброустройства.

Определим условия, при которых интенсивность вибрации на участке приложения вынуждающей силы не зависит от массы выпускаемого материала. Для этого введем следующие допущения:

- представим рабочий орган в виде предварительно растянутой, не обладающей жесткостью на изгиб нити, которая может свободно колебаться в поперечном направлении;

- нить нагружена равномерной распределенной нагрузкой, а концы ее жестко закреплены;

Известно, что колебания такой системы описываются одномерным волновым уравнением. Воспользуемся решением этого уравнения, приведенным в [3]. Динамические перемещения, обусловленные действием сосредоточенной силы $P(t)$, приложенной в точке x_1 , при использовании интеграла Дюамеля определяются выражением

$$y = \frac{2}{l} \sum_{i=1}^{\infty} \frac{1}{p_i} \sin \frac{i\pi x}{l} \sin \frac{i\pi x_1}{l} \int_0^t q_1(t') \sin p_i(t-t') dt', \quad (1)$$

где l – длина нити;

$p_i = \frac{i\pi c}{l}$ – частоты собственных форм колебаний, $i = 1, 2, 3, \dots, \infty$;

$c = \sqrt{N/m}$ – скорость распространения поперечных волн в продольном направлении;

N – растягивающая сила;

m – масса единицы длины нити с присоединенной погонной массой нагрузки;

$$q_1(t) = \frac{P(t)}{m}.$$

Если предположить, что вынуждающая сила изменяется по гармоническому закону, приложена на расстоянии $l/2$ от опор, и перемещение нити ищется в этой же точке, то имеем

$$y = \frac{2P}{ml} \sum_{i=1}^{\infty} \frac{1}{p_i} \int_0^t \sin \omega t' \sin p_i(t-t') dt' \quad (2)$$

и после вычисления интеграла получаем

$$y = \frac{2P}{ml} \sum_{i=1}^{\infty} \frac{1}{p_i^2} \left(\sin \omega t - \frac{\omega}{p_i} \sin p_i t \right) \beta_i, \quad (3)$$

где $\beta_i = \frac{1}{1 - \omega^2 / p_i^2}$;

ω – частота вынуждающей силы.

Используя выражение (3), находим перемещение нити в точке $x = l/2$ при ее вынужденных колебаниях

$$y = \frac{2Pl}{\pi^2 N} \sin \omega t \sum_{i=1}^{\infty} \frac{1}{i^2 \left(1 - \omega^2 / p_i^2 \right)}. \quad (4)$$

Из (4) следует, что перемещение нити в точке приложения вибровоздействия при неизменных параметрах вынуждающей силы не будет зависеть от массы в том случае, если от нее не зависят собственные частоты и растягивающая сила N .

Этот результат, а также условия, при выполнении которых он может быть получен, проверены экспериментально на физической модели питателя. Было установлено, что увеличение или уменьшение статической нагрузки на рабочий орган вызывает изменение его кривизны, при этом собственные частоты меняются несущественно. Результат измерения частоты основной собственной формы приведен на рис. 1, из графика следует, что при увеличении массы почти в 4 раза частота изменилась менее чем на 2 Гц.

Для выбранной расчетной модели питателя показано [4], что изменение статической нагрузки, создаваемой выпускаемым материалом, не оказывает влияния на горизонтальную составляющую растягивающей силы, возникающей в рабочем органе, только в том случае, если эта нагрузка и вызванное ею провисание рабочего органа связаны между собой линейной зависимостью. Линейная связь между этими параметрами обеспечивается работой опорных элементов, что подтверждается результатами экспериментов.

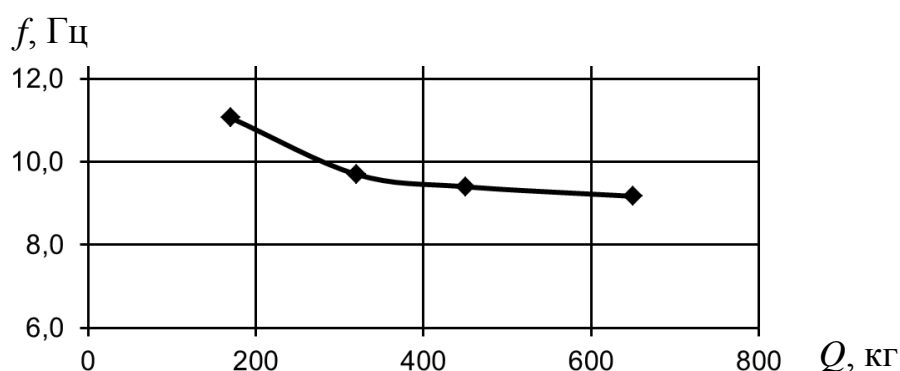


Рис. 1. Зависимость частоты собственной формы колебаний от массы

На рис. 2 для обеих конструктивных схем показаны осциллограммы виброскорости колебаний рабочего органа, записанные на участке приложения вынуждающей силы в течение всего времени выпуска из емкости мерного объема материала, масса которого на рабочем органе постепенно уменьшалась от 650 кг до 0. Как следует из осциллограмм, амплитуда колебаний питателя, выполненного по основной конструктивной схеме (рис. 2, *а*), растет с уменьшением массы выпускаемого материала. Колебания же рабочего органа питателя с упругими опорными элементами в течение всего периода выпуска существенно не изменялись по величине (рис. 2, *б*).

Изложенные факты подтверждают возможность реализации стабильного режима колебаний рабочего органа на участке приложения вынуждающей силы независимо от изменений нагрузки.

На основе полученных результатов изготовлен экспериментальный образец вибропитателя для выпуска сыпучих и связных материалов, техническая характеристика которого приведена в таблице.

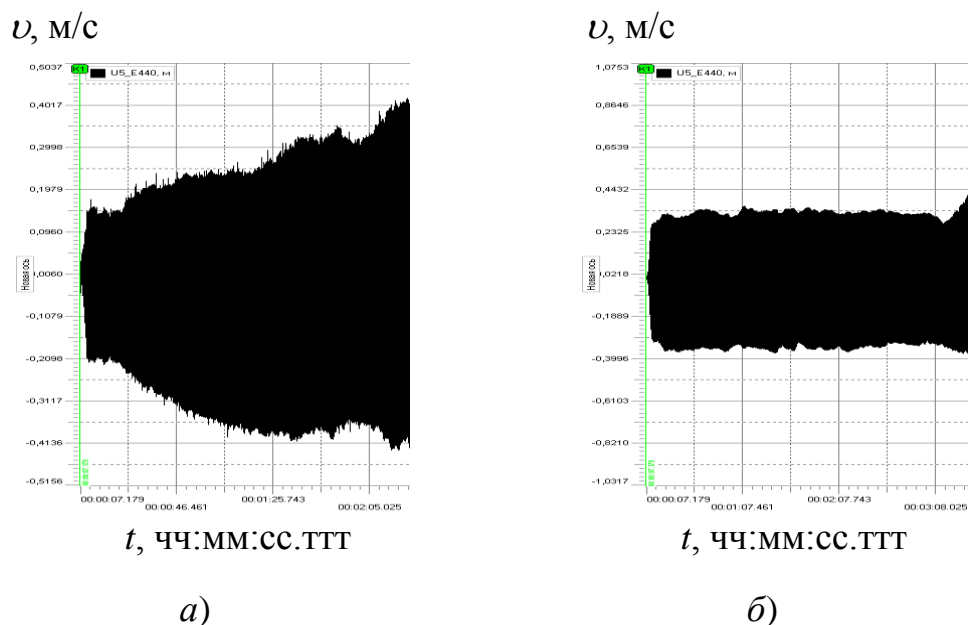


Рис. 2. Осциллограммы виброскорости колебаний рабочего органа на участке приложения вынуждающей силы:

а) питатель выполнен по основной схеме; б) питатель с упругими опорными элементами

Таким образом, установлено и подтверждено экспериментально, что при использовании упругих опорных элементов можно реализовать режим колебаний, амплитуда которых на участке приложения вынуждающей силы практически не зависит от изменения массы сыпучей среды на грузонесущей поверхности, что обеспечивает стабильные условия работы вибровозбудителя и всей колебательной системы.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Блехман И. И. Эффекты вибрационного перемещения в процессах переработки минерального сырья – полезные применения и аварийные ситуации // Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении и переработке минерального сырья (Плаксинские чтения – 2016) Материалы международной конференции – СПб., 2016. – С. 65–67.
2. Rajasekaran S., Khaniki H. B. Bending, buckling and vibration of small-scale tapered beams // International Journal of Engineering Science – 2017. – No. 120 – Pp. 172–188.
3. Farghaly S. H., El-Sayed T. A. Exact free vibration analysis for mechanical system composed of Timoshenko beams with intermediate eccentric rigid body on elastic supports: An experimental and analytical investigation // Mechanical Systems and Signal Processing – 2017. – No. 82 – Pp. 376–393.
4. Ansari R., Faghieh Shojaei M., Rouhi H. Small-scale Timoshenko beam element // European Journal of Mechanics, A/Solids – 2015. – No. 53 – Pp. 19–33.
5. Di Paola M., Failla G., Sofi. A., Zingales M. On the vibrations of a mechanically based non-local beam model // Computational Materials Science – 2012. – No. 64 – Pp. 278–282.

6. Батраков Д. В. Применение вибрационных питателей для выпуска руды в условиях железорудных шахт Криворожского бассейна // Вестник Криворожского Национального Университета – 2013. – 34 (1) – С. 104–108
7. Блехман И. И., Блехман Л. И., Васильков В. Б. О механизме износа и аварийности оборудования, работающего в условиях ударных и вибрационных нагрузок // Обогащение руд. – 2016. – № 6 (366) – С. 32–39
8. Левенсон С. Я., Гендлина Л. И., Глотова Т. Г., Алесик М. Ю., Морозов А. В. Энергосберегающие вибрационные устройства для выпуска связных материалов из емкостей на предприятиях горной промышленности // Горное оборудование и электромеханика. – 2010. – № 10 – С. 8–12.
9. Блехман И. И., Блехман Л. И., Ярошевич Н. П. К динамике привода вибрационных машин с инерционным возбуждением // Обогащение руд – 2017. – № 4. – С. 49–53.
10. Гендлина Л. И., Левенсон С. Я., Алесик М. Ю., Куликова Е. Г. О влиянии параметров вибрационного устройства на процесс выпуска связных материалов из емкости // Горное оборудование и электромеханика. – 2013. – № 1. – С. 43–46.
11. Тимошенко С. П., Янг Д. Х., Уивер У. Колебания в инженерном деле. – М.: Машиностроение, 1985. – 472 с.
12. Гендлина Л. И., Куликова Е. Г., Усольцев В. М. Обоснование расчетной схемы вибрационного питателя для выпуска связных материалов // Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2016. XII Междунар. науч. конгр. : Междунар. науч. конф. «Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Геоэкология» : сб. материалов в 4 т. (Новосибирск, 18–22 апреля 2016 г.). – Новосибирск : СГУГиТ, 2016. Т. 3. – С. 68–73.

REFERENCES

1. Blechman I. I. (2016). Effects of vibration displacement in the processing of mineral raw materials – useful applications and emergency situations. In *Resursosberezheniye i ochrana okruzhayushchey sredi pri obogashenii i pererabotke mineral'nogo cir'ya (Plaksinsky chteniya – 2016). Materiali mezhdunarodnoy konferensii [Resource conservation and environmental protection in the enrichment and processing of mineral raw materials (Plaksinsky readings– 2016), Proceedings of International Conference]* (pp 65–67). St. Petersburg [in Russian].
2. Rajasekaran S., Khaniki H. B. (2017). Bending, buckling and vibration of small-scale tapered beams. *International Journal of Engineering Science*, 120, 172–188. doi: 10.1016/j.ijengsci.2017.08.005.
3. Farghaly S. H., El-Sayed T. A. (2017). Exact free vibration analysis for mechanical system composed of Timoshenko beams with intermediate eccentric rigid body on elastic supports: An experimental and analytical investigation. *Mechanical Systems and Signal Processing*, 82, 376–393. doi: 10.1016/j.ymsp.2016.05.029.
4. Ansari R., Faghieh Shojaei M., Rouhi H. (2015). Small-scale Timoshenko beam element. *European Journal of Mechanics, A/Solids*, 53, 19–33. doi: 10.1016/j.euromechsol.2015.02.005.
5. Di Paola M., Failla G., Sofi. A., Zingales M. (2012). On the vibrations of a mechanically based non-local beam model. *Computational Materials Science*, 64, 278–282. doi: 10.1016/j.commatsci.2012.03.031.
6. Batrakov D. V. (2013). Application of vibrating feeders for mineral release in conditions of iron-ore mines of the Krivoy Rog basejn. In *Vestnik Krivirogskogo Nacional'nogo Universiteta [Bulletin of the Krivoy Rog National University]*, 34(1), 104–108 [in Ukraine].
7. Blechman I. I., Blechman L. I., Vasil'kov V. B. (2016). About the process of wear and failure of equipment operating under shock and vibration loads. In *Obogasheniye rud [Ore processing]*, 6(366), 32–39 [in Russian].

8. Levenson S. Ya., Gendlina L. I., Glotova T. G and over. (2010). Energy-conservation vibrating mechanisms for coherent rock materials discharge from the bunker at mining facility. In *Gornoe oborudovanie I electromechanika [Mining equipment and electromechanics]*, 10, 68–73 [in Russian].

9. Blechman I. I., Blechman L. I., Yaroshevich N. P. (2017). About the dynamics of the drive of vibration machines with inertial excitation, In *Obogashyeniye rud [Ore processing]*, 4, 49–53 [in Russian].

10. Gendlina L. I., Levenson S. Ya., Alesik M. Yu., Kulikova E. G. (2013). About vibratory equipment parameters affects to the process of coherent rock materials discharge from the bunker. In *Gornoe oborudovanie I electromechanika [Mining equipment and electromechanics]*, 1, 43–46 [in Russian].

11. Timoshenko S. P., Young D. H., Weaver W. (1985). *Vibration problems in engineering*. Moscow: Mashinostroenie [in Russian].

12. Gendlina L. I., Kulikova E. G., Usol'tsev V. M. (2016). Evaluation of analytical model of a vibratory feeder for coherent materials. In *Sbornik materialov Interexpo Geo-Sibir'-2016: Mezhdunarodnoy nauchnoy konferentsii: T. 3. Nedropol'zovanie. Gornoe delo. Napravleniya b tehnologii poiska, razvedki I razrabotkimestorogdenij poleznych iskopaemih. Geoekologiya-2017 [Proceedings of Interexpo GEO-Siberia-2016: International Scientific Conference: Vol. 3. Subsoil use. Mining. Directions and technologies of prospecting, exploration and development of mineral deposits. Geoecology -2016]* (pp. 68–73). Novosibirsk: SSUGT [in Russian].

© Л. И. Гендлина, В. М. Усольцев, Е. Г. Куликова, 2018

ОБ ЭФФЕКТИВНОСТИ БУРЕНИЯ СКВАЖИН ПОГРУЖНЫМИ ГИДРОУДАРНЫМИ УСТРОЙСТВАМИ

Леонид Владимирович Городилов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, доктор технических наук, зав. лабораторией моделирования импульсных систем, тел. (383)205-30-30, доп. 118, e-mail: gor@misd.ru

Дается анализ современного состояния развития техники и технологий бурения скважин погружными ударниками. Рассмотрены достоинства пневмоударных машин, отмечено их ограниченность по глубине бурения и низкий КПД. Обсуждаются преимущества погружных гидроударников: возможность бурения в прочных породах, большая по сравнению с пневмоударным методом глубина скважин (до 2 000 метров и выше), прямолинейность траектории, низкие энергозатраты, экологическая чистота. Отмечено, что погружные гидроударники относятся к динамическому типу машин, в которых движение исполнительного элемента (бойка) реализуется за счет явления гидроудара, генерируемого вследствие прерывания текущего с большой скоростью потока жидкости. Использование объемных гидроударных устройств позволит существенно повысить КПД погружных гидроударников и эффективность бурения. В работе на модели гидроударной системы объемного типа проведены расчеты рабочих циклов погружного гидроударника и влияния на его интегральные характеристики глубины скважин.

Ключевые слова: гидроударник, энергия и частота ударов, КПД, скважина.

ON EFFECTIVENESS OF BOREHOLE DRILLING BY DOWNHOLE HYDRAULIC TOOLS

Leonid V. Gorodilov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, D. Sc., Head of Laboratory of Impulse Systems Modeling, phone: (383)205-30-30, extension 118, e-mail: gor@misd.ru

An analysis of the current state of technology development for borehole drilling with downhole hydraulic hammers is provided. The pros and cons of pneumatic impact machines are considered, their limited depth of drilling and low efficiency are also noted. The benefits of downhole hydraulic hammers are discussed: their drilling capacity in solid rocks, significant drilling depths in comparison with the pneumatic impact method (wells up to 2 000 meters deep and more), straight trajectory, low energy consuming, ecological cleanliness. It is noted that downhole hydraulic hammers belong to the dynamic type of machines, in which the motion of the impact tool (striker) is made by hydraulic shock phenomenon generated due to the interruption of liquid flow of high speed. The use of positive-displacement hydraulic hammers increases the efficiency of downhole hydraulic hammers and drilling. The calculations of downhole hydraulic hammers duty cycles and calculations of the impact of well depth on its integral characteristics are conducted on a model of positive-displacement hydraulic hammers.

Key words: hydraulic hammer, percussion energy and frequency, efficiency coefficient, borehole.

Одно из направлений развития буровых технологий, где можно ожидать существенный прогресс, является технология с применением погружных ударных машин [1]. Их достоинства: компактность (легко вписываются в подземные выработки малого сечения), обеспечение достаточной точности бурения по направлению и минимальные потери при передаче энергии удара на забой скважины (ударная машина максимально приближена к забою).

Первые погружные машины ударного действия работали на воздухе (пневмоударники) и появились в конце 30-х гг. прошлого века, а начало их широкого распространения при бурении скважин относится к 50-м гг. и связано с работами Института горного дела СО РАН. Только в 60-х гг. они стали применяться в зарубежной практике. Преимущество пневмоударного способа бурения заключается в том, что энергоноситель – сжатый воздух – доступен и экологически чист. Пневмоударные машины конструктивно просты и не требуют высокой точности в изготовлении. Их развитие и совершенствование идет и в настоящее время, см. например, [2–4].

Однако следует отметить основной недостаток пневмоударников: низкий коэффициент полезного действия – 6...8 %. Поэтому повышение давления сжатого воздуха более чем 1.8 МПа для расширения технологических возможностей, например, по глубине бурения – путь экономически не выгодный. Это доказано зарубежной практикой бурения на высоких давлениях ~3...4 МПа. Основная область его применения – бурение неглубоких (150...200 метров) скважин в широком диапазоне диаметров (60...500 мм) [3, 4]

Другой широко распространенный тип погружных ударных машин – гидроударники – работает на жидкости, его первые конструкции появились в 40–50-х гг. прошлого века [5]. Для бурения скважин в настоящее время используют гидроударники динамического типа, принцип действия которых основан на эффекте гидроудара, проявляющемся при прерывании потока жидкости [6, 7]. Обзор работ в этом направлении в СКБ «Геотехника» представлен в [7], где указаны области его применения (геологоразведка, крепкие и средней крепости породы, скважины малого диаметра, большие глубины), также сообщается, что «найжены пути создания гидроударных машин с КПД, превышающим 50 %», но вместе с тем отмечается, что КПД существующих машин, замеренные в условиях стенда, моделирующего глубину 2000 м, не превышают 8 %. Разработанные ими гидроударники серий Г59 и Г76 (глубины бурения 700, 800, 1500, 2000 м, энергия удара 5...45 Дж, частота 20...75 Гц) предлагаются на рынке, например, фирмой Финком, Санкт-Петербург.

Работы в этом направлении ведутся и в настоящее время, в отечественной литературе, литературе стран СНГ появляются публикации, посвященные погружным гидроударникам, например [8, 9], однако они не носят столь систематический характер, как это было до 90-х гг. в СКБ «Геотехника».

В последние два десятилетия направление разработки и исследования погружных гидроударников (DTH – Down The Hole) достаточно интенсивно развивается за рубежом. Об этом свидетельствует большое количество новых патентов и исследовательских работ, см. например, [10–14] по этой проблеме.

Отмечается, что 1/10 часть всех буровых работ целесообразно производить с помощью погружных гидроударников.

Шведская фирма Wassara AB разработала типоразмерный ряд гидроударников двухстороннего действия (боек в течение рабочего цикла всегда движется под действием жидкости) для бурения скважин диаметром от 60 до 254 мм. Известны применения гидроударников Wassara для бурения скважин по всему миру для геотермальных технологий, добычи углеводородного сырья и буровых работ в горном деле. В [12] приводятся результаты испытаний гидроударника Wassara W-150, сравнение его показателей с показателями погружного пневмоударника, данные по расходу воды и ее распределению на собственно бурение и очистку скважины, установка по сбору и очистке воды для ее рециркуляции. Показан более высокий КПД гидроударников и качество пробуренных скважин по сравнению с пневмоударниками. В [13] приводятся результаты математического моделирования в предположении о несжимаемости жидкости гидроударника Wassara W-100. Разработан специальный гаситель ударных волн в воде, колебания давления в которых в течение цикла (по экспериментальным данным) достигает 30 МПа и выше. В [13] описано применение техники гидроударного бурения для проходки геотермальных скважин. Отмечается пионерская роль советских конструкторов в разработке погружных гидроударников.

Перспективы в повышении эффективности погружных гидроударных устройств связывают с увеличением их частоты до 100 и даже 200 Гц [12], что должно увеличить скорость бурения. Одной из проблем таких ударников является то, что их эффективная работа возможна лишь на «чистой» воде. В настоящее время разработаны системы рециркуляции, которые позволяют очищать отработанный буровой раствор и таким образом подавать к ударному устройству чистую воду. Способом, обеспечивающим чистоту подаваемой к устройству жидкости, является разделение потоков жидкости, подаваемых к устройству и для очистки скважин от бурового шлама. Исследования [19] также показывают, что наиболее приемлемый режим работы гидроударных устройств при перепаде давлений, меньшем 6 МПа. Испытания в Южной Корее при бурении в прочных породах (гранитах) показали, что в этом случае существенного улучшения выноса бурового шлама и повышения производительности бурения можно достичь при добавления к промывочной жидкости небольших объемов сжатого воздуха.

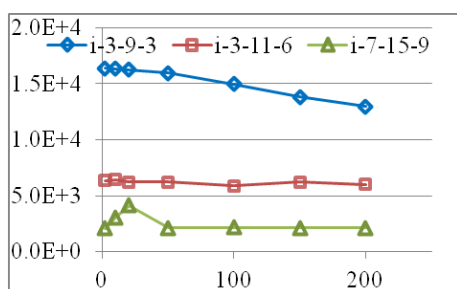
Основной недостаток гидродинамических ударных устройств – их низкий КПД, не превышающий 10%, увеличенный расход рабочей жидкости, что в ряде случаев противоречит условиям бурения, например, приводит к размыву стенок скважины в зонах слабых пород. В этом смысле перспективным на наш взгляд является разработка погружных гидроударников объемного типа, принципиальной особенностью которых заключается в наличии в их составе гидроаккумулятора, что несколько усложняет конструкцию, особенно в вертикально направленных вниз скважинах при значительных глубинах бурения. Однако высокий КПД таких машин (до 60–75 %) делает задачу их реализации достаточно привлекательной. Типичным представителем гидроударников объемного типа являются бурильные

головки [5]. Однако они выносные, энергия удара передается на забой скважины через штангу, что ограничивает глубину бурения 20–25 м. Обычно объемные гидроударные устройства имеют замкнутую циркуляцию и работают на минеральном масле или эмульсиях, для выноса шлама из скважины используется отдельный очистной агент, например, вода, воздух или смесь.

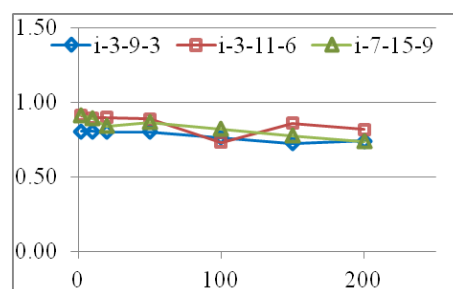
В ИГД СО РАН предпринимались попытки создания погружных объемных гидроударников [4,15], работающих на воде или глинистом растворе, однако в связи с недостатком финансирования они были в определенное время прекращены. В последние десятилетия проведен комплекс фундаментальных исследований объемных гидроударных систем, разработаны основы их теории, созданы оригинальные конструкции гидроударных и распределительных устройств [17–19]. Применение результатов этих исследований для разработки погружных гидроударников объемного типа представляется целесообразным и может привести к существенному продвижению в этом направлении.

Отличие функционирования погружных гидроударников от выносных заключается в сложных внешних условия работы первых: возможном высоком гидростатическом давлении (до 50 атм и выше), значительной протяженности напорной и сливной линий, переменном сопротивлении на выходе жидкости из устройства, в том числе связанное и с выносом разрушенного материала, конструктивные ограничения на геометрические размеры. В настоящей работе, с использованием программы имитационного моделирования гидроимпульсных систем [20], были проведены численные исследования влияния глубины скважин (длины напорной и сливной линий L) на характеристики погружного гидроударного устройства (была использована расчетная схема гидроударной системы двухстороннего действия [21]). Общие параметры системы были взяты из отчета [4]: насос расходом 90 л/мин, КПД = 0.9 при давлении 10 МПа, напорная линия – труба диаметром 30 мм, сливная – кольцевая труба внутренним и внешним диаметром соответственно 60 и 90 мм, боек массой 6 кг с площадями со сторон камер обратного и прямого хода, длинами фаз обратного хода, соответственно, 3 и 9 см², 3 см (3-9-3); 3 и 11 см², 6 см (3-11-6); 7 и 15 см², 9 см (7-15-9). Направление скважин – горизонтальное. Расчетные зависимости характеристик от L представлены на рис.

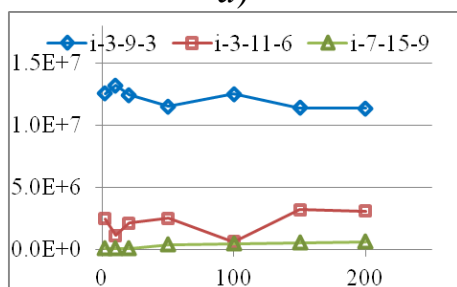
Заметим, что значения показателей гидроударных устройств зависят от объема их рабочих камер, с его увеличением они снижаются. Некоторые из зависимостей имеют не монотонный характер, что может быть следствием колебательных процессов жидкости в гидравлических линиях. Этот эффект больше проявляется при больших размерах рабочих камер, его следует учитывать при проектировании и выборе параметров устройства и системы распределения. КПД и другие характеристики системы снижаются при увеличении длины гидравлических линий L , однако не столь значительно, как например, реальная скорость бурения (ROP) в [12]. В последнем случае эффективность определяется не только собственно работой гидроударной системы, но и процессами очистки скважины, что не учитывается в расчетах. Вследствие этого в расчетах получены и завышенные значения КПД.



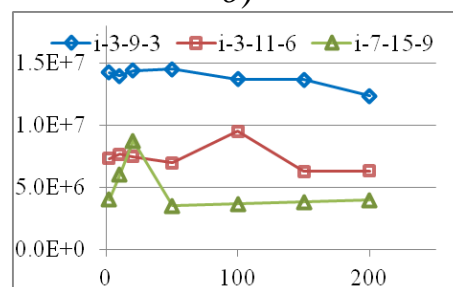
а)



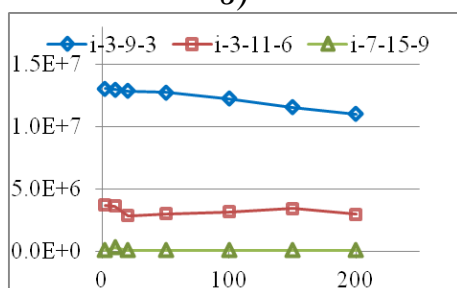
б)



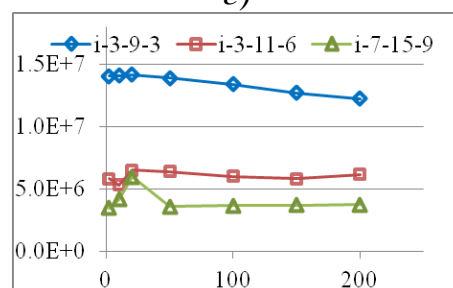
в)



г)



д)



е)

Зависимости ударной мощности (Вт) (а) и КПД (б), минимальных и максимальных давлений (Па) за насосом (в, г) и в аккумуляторе (д, е) от длины напорной и сливной линий (длины скважины) L (м)

Проведенный анализ показывает перспективность развития технологии бурения скважин с помощью погружных гидроударников. Трудности, с которыми приходится сталкиваться при их применении (необходимость очищения воды, волновые процессы в жидкости в длинных гидравлических линиях и др.) компенсируются их преимуществами по сравнению с другими видами бурения: большой глубиной скважин, прямолинейностью, малыми вибрациями в буровом стае, высоким КПД. Численное исследование и анализ влияния процессов в гидравлических линиях на динамику и интегральные характеристики гидроударных устройств представляется важной задачей, которая поможет при проектировании таких устройств.

Работа выполнена в рамках проекта ФНИ № гос. регистрации АААА-А17-117122090003-2.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Кардыш В. Г. Расширение области эффективного применения базовых технологий бурения // Разведка и охрана недр. – 1991. – № 7. – С. 3–6.
2. Липин А. А. Бурение скважин погружными пневмогидроударными машинами // Изд. Вузов, Строительство. – 2000. – № 12. – С. 62–68.
3. Повышение эффективности и долговечности импульсных машин для сооружения протяженных скважин в породных массивах / Б. Н. Смоляницкий, А. А. Репин, Б. Б. Данилов и др. – Новосибирск : Изд-во СО РАН, 2013. – 204 с.
4. Отчет о научно-исследовательской работе «Разработка погружного гидроударника буровой установки для проходки технологических и дегазационных скважин в крепких породах». «Разработка технической документации на оборудование для лабораторных и стендовых испытаний и изготовление погружного гидроударника». (промежуточный). Государственный контракт 137- ОП – 04п от 09.12.2004 г. – Новосибирск: ИГД СО РАН, 2004.
5. Алимов О. Д., Басов С. А. Гидравлические виброударные системы. – М.: Наука, 1990.
6. Граф Л. Э., Коган Д. И. Гидроударные машины и инструмент. – М. : Недра, 1972. – 206 с.
7. Киселев А. Т., Меламед Ю. А. Гидроударное бурение – итоги и перспективы // Разведка и охрана недр. – 1996. – № 9. – С. 19–22.
8. Калиниченко О. И., Зыбинский П. В., Каракозов А. А. Гидроударные буровые снаряды и установки для бурения скважин на шельфе. – Донецк: «Вебер» (Донецкое отделение), 2007. – 270 с.
9. Латыпов А. С. Перспективы совершенствования гидроударников двойного действия. Труды Международного форума «Наука и инженерное образование без границ». Т. 1. – Алматы : КазНТУ им. К. И. Сатпаева, 2009. – С. 306–309.
10. Пат. 7681664 США. Internally dampened percussion rock drill / William N. Patterson, Glenn R. Patterson ; Sandvik Mining And Construction Oy (Финляндия). № 12/150908 ; заявл.01.05.2008 ; опубл. 23.03.2010. URL: <http://www.google.com.tr/patents/US7681664>.
11. Пат. 9108311 США. Percussion device / Markku Keskiniva, Juha Piispanen, Mauri Esko; Sandvik Mining And Construction Oy (Финляндия). № 13/259793 ; заявл.24.03.2010 ; опубл. 18.08.2015. URL: <http://www.google.com.tr/patents/US9108311>.
12. Volker Wittig; Rolf Bracke; Yoon Hyun-Ick. Hydraulic DTH Fluid / Mud Hammers with Recirculation Capabilities to Improve ROP and Hole Cleaning For Deep, Hard Rock Geothermal Drilling// Proceedings World Geothermal Congress 2015 Melbourne, Australia, 19-25 April 2015. pp. 1–9.
13. TUOMAS GÖRAN. Water Powered Percussive Rock Drilling – Process Analysis, Modelling and Numerical Simulation. PHD Thesis. Luleå University of Technology. Luleå, Dep. of Civil and Environmental Engineering, 2004.
14. Thomson M.J. Hydraulic Hammer Technology to Replace Air Hammer Drilling in Deep BHE Design. Master Thesis. University of Island & University of Akureyri & Technical Univesitat Darmstadt. Akureyri. 2011
15. Липин А. А., Белоусов А. В. Погружной гидроударник. // Патент РФ № 2230873. Опубл. БИ – 2004. – № 17.
16. Городилов Л. В. Разработка основ теории гидроударных систем объемного типа для исполнительных органов горных и строительных машин : автореф. дис. ... д-ра техн. наук. – Новосибирск, 2010.
17. Городилов Л. В. Исследование динамики гидроударных объемных систем двухстороннего действия. Ч. I. Основные свойства // ФТПРПИ. – 2012. – № 3. – С. 91–101.
18. Голдобин В. А., Городилов Л. В., Маттис А. Р. Способ управления рабочим циклом гидравлической ударной машины // Патент РФ №2182967. Опубл. БИ. – 2002. – № 15.

19. Городилов Л. В., Кудрявцев В. Г., Пашина О. А. Распределитель гидравлических ударных устройств // Патент РФ № 165144. Оpubл. БИ. – 2016. – № 28.
20. Городилов Л. В., Вагин Д. В. Архитектура программного обеспечения для моделирования гидравлических приводов горных и строительных машин // Проблемы недропользования. – 2016. – Вып. 3 (10). – С. 48–52.
21. Городилов Л. В. Анализ динамики и характеристик основных классов автоколебательных гидроударных систем объемного типа // Проблемы машиностроения и надежности машин. – 2018. – № 1. – С. 22–30.

REFERENCES

1. Kardisch V.G. Expansion of field of effective use of basic technologies of drilling. //J. «Investigation and protection of subsoil». – 1991. – № 7. – P. 3–6.
2. Lipin A. A. Well-drilling by submersible pneumohydroshock cars/Prod. Higher education institutions, Construction. – 2000. – № 12. – P. 62–68.
3. Increase in efficiency and durability of pulse machines for a construction of extended wells in pedigree massifs / B.N. Smolyanitsky, A. A. Repin, B. B. Danilov, etc. Novosibirsk: Prod. Siberian Branch of the Russian Academy of Science, 2013. – 204 p.
4. The report on research work "Development of the submersible hydrodrummer of the drilling rig for a driving of technological and vent wells in strong breeds". "Development of technical documentation on the equipment for laboratory and bench researches and production of the submersible hydrodrummer". (intermediate). The public contract 137-OP – 04p of 09.12.2004 Novosibirsk: IGD Siberian Branch of the Russian Academy of Science. 2004.
5. Alimov O.D., Basov S.A. Hydraulic vibroshock systems. M.: Science. – 1990.
6. Graf, L. E., Kogan D. I. Hydroshock machines and tool. M.: Subsoil, 1972. – 206 p.
7. Kiselyov, A. T., Melamed, Yu. A. Hydroshock drilling – results and prospects / //Investigation and protection of a subsoil. – 1996. – № 9. – P. 19–22.
8. Kalinichenko, O. I., Zybinsky, P. V., Karakozov, A. A. Hydroshock boring shells and installations for well-drilling on the shelf. Donetsk: "Weber" (Donetsk office), 2007. 270 p.
9. Latypov, A.P. Prospects of improvement of hydrodrummers of double action. Works of the International forum "Science and Engineering Education without Borders". Т. 1. – Almaty, 2009, p. 306–309.
10. Pat. 7681664 USA. Internally dampened percussion rock drill / William N. Patterson, Glenn R. Patterson ; Sandvik Mining And Construction (Finland). № 12/150908, – 23.03.2010. – URL: <http://www.google.com.tr/patents/US7681664>.
11. Pat. 9108311 USA. Percussion device / Markku Keskiniva, Juha Piispanen, Mauri Esko; Sandvik Mining And Construction (Finland). № 13/259793. – 18.08.2015.
12. Volker Wittig; Rolf Bracke; Yoon Hyun-Ick. Hydraulic DTH Fluid / Mud Hammers with Recirculation Capabilities to Improve ROP and Hole Cleaning For Deep, Hard Rock Geothermal Drilling// Proceedings World Geothermal Congress 2015 Melbourne, Australia, 19–25 April 2015. pp. 1–9.
13. Tuomas Göran. Water Powered Percussive Rock Drilling – Process Analysis, Modelling and Numerical Simulation. PHD Thesis. Luleå University of Technology. Luleå, Dep. of Civil and Environmental Engineering, 2004.
14. Thomson M.J. Hydraulic Hammer Technology to Replace Air Hammer Drilling in Deep BHE Design. Master Thesis. University of Iseland & University of Akureyri & Technical Univesitat Darmstadt. Akureyri, 2011.
15. Lipin, A.A. and Belousov, A.V., RF Patent 2230873 IPC 7 E21V 4/14, Byull. Izobret., 2004, no. 17.
16. Gorodilov L. V. Development of bases of the theory of hydroshock systems of volume type for executive bodies of mining and construction machines: dissertation – Novosibirsk, 2010.

17. Gorodilov L.V. Analysis of the Dynamics of Two-Way Hydropercussion Systems. Part I: Basic Properties, *Jornal of Mining Science*, 2012, vol. 48, no. 3. pp. 487–496.
18. Goldobin VA., Gorodilov L. V., Mathis A. R. RF Patent 2182967. IPC 7 E21C 37/00, E02D 7/10, *Byull. Izobret.*, 2002, no. 15.
19. Gorodilov, L. V., Kudryavtsev, V. G., Pashina, O. A. RF Patent 165144. IPC 7 F15B 21/12 B25D 9/18 E21V 4/14, *Byull. Izobret.*, 2016, no. 28.
20. Gorodilov L.V., Vagin D.V. Software architecture for simulation the executive bodies hydraulice drives of mining and construction machinery, *Problemi nedropolzovaniya*. 2016. Vipusk 3(10). – P. 48 – 52.
21. Gorodilov L. V. Analysis of Dynamics and Characteristics of Main Classes of Self-Oscillating Volume-Type Hydraulic Impact Systems, *Journal of Machinery Manufacture and Reliability*, 2018, Vol. 47, No. 1, pp. 19–27.

© Л. В. Городилов, 2018

СОДЕРЖАНИЕ

1. С. Е. Алексеев, Д. И. Кокоулин. Повышение качества очистки забоя скважины при использовании погружных пневмоударников.....	3
2. Л. В. Городилов, Д. В. Вагин. Моделирование переходных процессов в каналах гидроимпульсных систем	9
3. Л. В. Городилов, В. Г. Кудрявцев. Экспериментальное исследование падения давления в сопротивлениях гидроударной системы.....	14
4. Б. Б. Данилов, Б. Н. Смоляницкий, Д. О. Чецин. Экспериментальное исследование процесса поворота пневмопробойника в грунте под действием отклоняющего усилия.....	20
5. Б. Б. Данилов, Д. О. Чецин, Д. А. Воротников. Результаты полевых испытаний управляемого пневмопробойника	26
6. А. А. Еременко. Оценка состояния массива горных пород геофизическими методами при действии техногенных факторов в условиях разработки удароопасных месторождений твердых полезных ископаемых Сибири	32
7. Д. В. Зедгенизов. К вопросу снижения активной мощности, потребляемой на тоннельную вентиляцию метрополитена	39
8. Т. А. Киряева. Применение метода масс-спектрометрии для исследования структуры углей до и после их нагревания.....	44
9. Т. А. Киряева. Исследование параметров структуры углей Кузбасса методом рентгеновской дифракции.....	49
10. Л. А. Кияница, И. В. Лугин. К вопросу создания комплексной модели процесса теплообмена подземных сооружений метрополитенов мелкого заложения с окружающим грунтовым массивом.....	53
11. И. В. Колыхалов, П. А. Мартынюк. Влияние свойств рабочего флюида на форму образующихся трещин при поинтервальном гидроразрыве пласта	57
12. С. А. Кондратьев, И. А. Коновалов. Физическая форма сорбции и ее влияние на активацию флотации сфалерита ионами тяжелых металлов	66
13. А. О. Кордубайло, Б. Ф. Симонов. Исследование тяговых характеристик электромагнитов для скважинного виброисточника.....	74
14. А. О. Кордубайло, Б. Ф. Симонов. Исследование тепловых процессов в электромагнитном ударном узле скважинного виброисточника	80
15. А. А. Красновский. Особенности деформирования блоков пород с дефектами при сжатии	85

16. <i>А. М. Красюк, И. В. Лугин, О. А. Куликова.</i> Исследование термодинамических процессов в теплообменнике при использовании турбореактивного двигателя для подогрева воздуха в железнодорожных тоннелях.....	91
17. <i>В. Г. Кудрявцев.</i> Способы регулирования характеристик гидроударных систем объемного типа.....	96
18. <i>Г. И. Кулаков, М. Д. Шаранова.</i> Пример дегазации угольного целика между отработанными блоками выемочного участка шахты.....	102
19. <i>Г. И. Кулаков, М. Д. Шаранова.</i> Дегазация крутопадающих угольных пластов (на примере шахты «Красногорская»).....	108
20. <i>Н. Г. Кю.</i> Проблема формирования сплошных трещин поперек скважины флюидоразрывом и пути ее решения	117
21. <i>В. Н. Лабутин.</i> Буровзрывная проходка горных выработок с удлинённым циклом.....	125
22. <i>Н. В. Ланкевич.</i> Технологии и комплекты оборудования для бестраншейной замены водонесущих трубопроводов	133
23. <i>М. А. Ланцевич, Л. И. Гендлина, С. Я. Левенсон.</i> Использование вибровозбудителей возвратно-поворотного действия для уплотнения дисперсных материалов.....	139
24. <i>С. Я. Левенсон, М. А. Ланцевич, Л. И. Гендлина.</i> Повышение эффективности разработки глубоких карьеров с использованием инерционно-ударной и вибрационной техники	144
25. <i>А. В. Леонтьев.</i> Стенд для моделирования процесса гидро-разрыва: модельные образцы и инструментарий.....	149
26. <i>И. В. Лугин, Е. Л. Алферова.</i> Исследование аэродинамических процессов при движении поезда в протяженных железнодорожных тоннелях.....	155
27. <i>А. В. Морозов, Л. И. Гендлина, С. Я. Левенсон, В. М. Усольцев.</i> Формирование массива дисперсного материала, содержащего слои разной плотности.....	161
28. <i>Л. А. Назаров, Л. А. Назарова, А. В. Панов, Н. А. Мирошниченко.</i> Определение реологических свойств и внешних напряжений в породном массиве по данным кавернометрии	167
29. <i>С. А. Павлов.</i> Влияние поршневого действия поездов на тепловой режим тупиковых станций метрополитена в холодный период года	172
30. <i>С. А. Павлов.</i> О способе управления потоками воздуха в вестибюле станции метрополитена мелкого заложения в холодный период года	178
31. <i>К. К. Размахнин, Я. Ю. Блиновская.</i> Геоэкологические аспекты функционирования природно-технических систем при переработке цеолитсодержащих пород.....	183
32. <i>В. И. Ростовцев, С. А. Кондратьев, О. Р. Кулагин, Р. А. Кулагин, Б. Б. Сиволап.</i> Исследования энергии разрушения керновых образцов гранита, обработанных ускоренными электронами.....	188

33. <i>Е. В. Рубцова.</i> О конструктивных особенностях скважинных зондов для выполнения измерительного гидроразрыва.....	194
34. <i>Д. В. Семьянова.</i> Связь флотационной активности карбоновых кислот со строением их углеводородного фрагмента.....	199
35. <i>В. М. Серяков.</i> Влияние последовательности горных работ на напряженное состояние крепи и окружающего массива при проходке двух смежных выработок	204
36. <i>В. А. Скрицкий.</i> Возникновение очагов самовозгорания угля и взрывов метана в выработанном пространстве действующих выемочных участков.....	211
37. <i>Д. В. Степанов, Н. С. Бондарук.</i> Разработка компрессионно-вакуумных ударных машин для использования в подземных горных выработках при прогнозировании опасных горно-динамических явлений	216
38. <i>В. П. Ступин, А. А. Сергеев, Р. А. Тюгаев, А. В. Козлов, С. А. Куприянов.</i> Исследование температурного режима работы скважинного низкочастотного виброисточника дебалансного типа.....	224
39. <i>А. Г. Черников, Е. Н. Шер.</i> Моделирование распространения маятниковых волн в блочных горных породах в условиях внешнего сжатия	231
40. <i>В. А. Шутов, В. Е. Миренков.</i> Расчет деформирования и масштабный фактор в задачах геомеханики	239
41. <i>В. А. Шутов, В. Е. Миренков.</i> Расчет деформирования пластины с трещинами	245
42. <i>В. Ф. Юшкин.</i> Деформационный мониторинг оседаний грунтов в бортах карьера.....	251
43. <i>Н. И. Александрова, А. С. Кондратенко.</i> Расчет движения грунтового керна в трубе при ее ударном перемещении	257
44. <i>В. Д. Барышников, Д. В. Барышников, А. П. Хмелинин.</i> К вопросу экспериментального определения напряжений во вмещающих породах рудника «Айхал» АК «АЛРОСА»	265
45. <i>Д. В. Барышников.</i> Обоснование геометрических параметров скважинного инклинометрического зонда	272
46. <i>В. Д. Барышников, Д. В. Барышников, Л. Н. Гахова.</i> Геомеханическая оценка и контроль состояния предохранительного целика при его подработке.....	279
47. <i>Кайсин Ван, Ишан Пан, В. Н. Опарин, Н. И. Александрова.</i> Влияние дефекта в блочной структуре на распространение волн	285
48. <i>В. И. Востриков.</i> Распространение упругих волн в моделях слоистых сред	292
49. <i>В. И. Востриков, О. М. Усольцева, П. А. Цой, Кайсин Ван.</i> Исследование геомеханического состояния моделей, имеющих технологические полости, при квазистатических и циклических нагрузках	300

50. <i>Л. Н. Гахова.</i> Особенности формирования напряженного состояния многослойного сталежелезобетонного водовода в строительный период	310
51. <i>Л. И. Гендлина, В. М. Усольцев, Е. Г. Куликова.</i> О совершенствовании процесса вибровыпуска из емкости сыпучих и связанных материалов.....	317
52. <i>Л. В. Городилов.</i> Об эффективности бурения скважин погружными гидроударными устройствами	325

CONTENTS

1. <i>S. E. Alekseev, D. I. Kokoulin.</i> Improvement of Bottomhole Cleaning Using Downhole Hammers	3
2. <i>L. V. Gorodilov, D. V. Vagin.</i> Simulation of Transition Processes in Channels of Hydro-Pulse Systems	9
3. <i>L. V. Gorodilov, V. G. Kudryavtsev.</i> Experimental Investigation of Pressure Drop in Resistance of Hydraulic Impact System	14
4. <i>B. B. Danilov, B. N. Smolyanitsky, D. O. Cheshchin.</i> Experimental Study of a Pneumatic Punch Turning in Soil under Steering Effort Influence	20
5. <i>B. B. Danilov, D. O. Cheshchin, D. A. Vorotnikov.</i> Results of Controllable Pneumatic Punch Field Testing	26
6. <i>A. A. Eremenko.</i> State Evaluation of Rock Mountain Mass by Geophysical Methods under the Action of Technogenic Factors in Shock Hazardous Conditions of Development of Solid Mineral Deposits in Siberia.....	32
7. <i>D. V. Zedgenizov.</i> On Reduction of Active Power Consumed by Subway Tunnel Ventilation.....	39
8. <i>T. A. Kiryaeva.</i> Investigation of Coal Structure Before and After Heating by Mass Spectrometry	44
9. <i>T. A. Kiryaeva.</i> Survey of Parameters of Kuzbass Coal Structure by X-Ray Diffraction.....	49
10. <i>L. A. Kiyanitsa, I. V. Lugin.</i> A Complex Model of Heat Exchange in Shallow Subway Tunnels with Soil Mass	53
11. <i>I. V. Kolykhalov, P. A. Martynyuk.</i> Influence of Working Fluid Properties on Crack Form During Interval Hydraulic Fracturing	57
12. <i>S. A. Kondratyev, I. A. Konovalov.</i> Physical Form of Sorption and its Influence on Activation of Sphalerite Floatation by Heavy Metals Ions	66
13. <i>A. O. Kordubaylo, B. F. Simonov.</i> Research of Electromagnets Tractive Characteristics for Borehole Vibration Source.....	74
14. <i>A. O. Kordubaylo, B. F. Simonov.</i> Research of Thermal Processes in the Electromagnetic Shock Node of a Borehole Vibration Source.....	80
15. <i>A. A. Krasnovsky.</i> Specific Aspects of Rock Blocks Deformation under Compression.....	85
16. <i>A. M. Krasnyuk, I. V. Lugin, O. A. Kulikova.</i> Investigation of Thermodynamic Processes in a Heat Exchanger Using a Turbofan Engine for Air Heating in Railway Tunnels	91
17. <i>V. G. Kudryavtsev.</i> Methods Regulating Characteristics of Hydraulic Impact Systems of Volume Type	96
18. <i>G. I. Kulakov, M. D. Sharapova.</i> Degassing of Coal Pillar Between Processed Blocks of Working Area.....	102

19. <i>G. I. Kulakov, M. D. Sharapova.</i> Degassing of Steeply Pitching Coal Seams (on the Example of «Krasnogorskaya» Mine)	108
20. <i>N. G. Kyu.</i> The Problem of Formation of the Soluble Crops of the Well Bending the Fluid-Fluid and the Ways of its Solution	117
21. <i>V. N. Labutin.</i> Drivage with Blasting Technique Applied to Mine Working with Extended Cycle	125
22. <i>N. V. Lankevich.</i> Technologies and Equipmentkits for No-Dig Replacement of Water-Supplying Pipelines	133
23. <i>M. A. Lantsevich, L. I. Gendlina, S. Ya. Levenson.</i> Use of a Vibration Exciter of Reversible-Rotary Action for Dispersed Materials' Consolidation	139
24. <i>S. Ya. Levenson, M. A. Lantsevich, L. I. Gendlina.</i> Improvement of Efficiency of Open Pit Development Using Inertial Shock and Vibration Equipment.....	144
25. <i>A. V. Leontiev.</i> Bench for Hydraulic Fracturing Modeling: Model Samples and Tools.....	149
26. <i>I. V. Lugin, E. L. Alferova.</i> Investigation of Aerodynamics Processes in Case of a Train Moving in Extended Subway Tunnels	155
27. <i>A. V. Morozov, L. I. Gendlina, S. Ya. Levenson, V. M. Usol'tsev.</i> Formation of Dispersed Material Mass Containing Layers of Various Densities.....	161
28. <i>L. A. Nazarov, L. A. Nazarova, A. V. Panov, N. A. Miroshnichenko.</i> Determination of Rheological Properties and External Stresses in Rock Mass Based on the Data of Caliper Log Measurements.....	167
29. <i>S. A. Pavlov.</i> Influence of Train Piston Action on Thermal Conditions of Subway Terminal Stations in a Cold Season	172
30. <i>S. A. Pavlov.</i> On Method Controlling Air Distribution in a Hall of Subsurface Line Subway Station in a Cold Season	178
31. <i>K. K. Razmakhnin, Y. Yu. Blinovskaya.</i> Geo-Ecological Aspects of Natural-Technical System Functioning in Processing of Zeolite-Bearing Rocks	183
32. <i>V. I. Rostovtsev, S. A. Kondratiev, O. R. Kulagin, R. A. Kulagin, B. B. Sivolap.</i> Investigations of the Energy of Destruction of Granite Core Samples Processed by Accelerated Electrons	188
33. <i>E. V. Rubtsova.</i> On Design Features of Borehole Sondes Used for Measurement Hydraulic Fracturing	194
34. <i>D. V. Sem'yanova.</i> Connection of Carboxylic Acids' Floatation Activity with its Hydrocarbon Fragment Structure.....	199
35. <i>V. M. Seryakov.</i> Influence of the Mine Working Sequence on Mass and Support Stress State During Drilling of Two Adjacent Workings	204
36. <i>V. A. Skritsky.</i> Emergency of Places of the Coal Spontaneous Combustion and Methane Explosion in the Mined-Out Zone of the Extraction Area	211

37. <i>D. V. Stepanov, N. S. Bondaruk</i> . Development of Compression-Vacuum Impact Machines for the Prediction of Hazardous Rock-Dynamics Events in Underground Mining Area	216
38. <i>V. P. Stupnin, A. A. Sergeev, R. A. Tyugaev, A. V. Kozlov, S. A. Kupriyanov</i> . Investigation of the Operating Temperature Mode of a Low-Frequency Debalance Vibration Source	224
39. <i>A. G. Chernikov, E. N. Sher</i> . Modeling of Pendulum Wave Propagation in Block Rocks Under External Compression.....	231
40. <i>V. A. Shutov, V. E. Mirenkov</i> . Deformation Calculation and Scale Factor in Geomechanics Problems	239
41. <i>V. A. Shutov, V. E. Mirenkov</i> . Calculation of a Plate with Cracks Deformation.....	245
42. <i>V. F. Yushkin</i> . Deformation Monitoring of Land Subsidence in Quarry Sides	251
43. <i>N. I. Aleksandrova, A. S. Kondratenko</i> . Calculation of a Core Sample Motion in a Pipe with Its Shock Displacement.....	257
44. <i>V. D. Baryshnikov, D. V. Baryshnikov, A. P. Khmelinin</i> . Experimental Determination of Stresses in Enclosing Rocks of “Aykhal” Mine, “Alrosa” Enterprise	265
45. <i>D. V. Baryshnikov</i> . Justification of Geometric Parameters of a Borehole Inclinometer Probe	272
46. <i>V. D. Baryshnikov, D. V. Baryshnikov, L. N. Gakhova</i> . Geomechanical Assessment and Control of a Safety Pillar State During Processing.....	279
47. <i>Kaixing Wang, Yishan Pan, V. N. Oparin, N. I. Aleksandrova</i> . Effect of a Defect in a Block Medium on Propagation of Waves	285
48. <i>V. I. Vostrikov</i> . Elastic Waves Propagation in Layer Medium Models.....	292
49. <i>V. I. Vostrikov, O. M. Usol'tseva, P. A. Tsoi, Kaixing Wang</i> . Investigation of the Geomechanical State of Physical Models Having Technological Cavities under the Action of Quasistatic and Cyclic Load	300
50. <i>L. N. Gakhova</i> . Features of Stress State Formation in Multilayered Composite Water Conduit During Construction	310
51. <i>L. I. Gendlina, V. M. Usol'tsev, E. G. Kulikova</i> . On Improvement of Vibrorelease of Loose and Cohesive Materials from Capacity	317
52. <i>L. V. Gorodilov</i> . On Effectiveness of Borehole Drilling by Downhole Hydraulic Tools	325

Научное издание

ИНТЕРЭКСПО ГЕО-СИБИРЬ

XIV Международный научный конгресс

Международная научная конференция

**«НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЕ. ГОРНОЕ ДЕЛО. НАПРАВЛЕНИЯ
И ТЕХНОЛОГИИ ПОИСКА, РАЗВЕДКИ И РАЗРАБОТКИ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.
ЭКОНОМИКА. ГЕОЭКОЛОГИЯ»**

Т. 5

Сборник материалов

Материалы публикуются в авторской редакции

Компьютерная верстка *Е. М. Федяевой*

Изд. лиц. ЛР № 020461 от 04.03.1997.

Подписано в печать 20.09.2018. Формат 60 × 84 1/16.

Усл. печ. л. 19,76. Тираж 100 экз. Заказ 116.

Гигиеническое заключение

№ 54.НК.05.953.П.000147.12.02. от 10.12.2002.

Редакционно-издательский отдел СГУГиТ
630108, Новосибирск, ул. Плахотного, 10.

Отпечатано в картопечатной лаборатории СГУГиТ
630108, Новосибирск, ул. Плахотного, 8.