

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ
ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ
УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
«СИБИРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
ГЕОСИСТЕМ И ТЕХНОЛОГИЙ»
(СГУГиТ)

XII Международные научный конгресс и выставка

ИНТЕРЭКСПО ГЕО-СИБИРЬ-2016

Международная научная конференция

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

Т. 3

Сборник материалов

Новосибирск
СГУГиТ
2016

Ответственные за выпуск:

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

Доктор геолого-минералогических наук, академик РАН, председатель Президиума
Кемеровского научного центра СО РАН, Кемерово; научный руководитель Института
нефтегазовой геологии и геофизики им. А. А. Трофимука СО РАН, Новосибирск
А. Э. Конторович

Академик РАН, главный научный сотрудник, Институт горного дела
им. Н. А. Чинакала СО РАН, Новосибирск
М. В. Курленя

Кандидат геолого-минералогических наук,
генеральный директор АО «СНИИГГиМС», Новосибирск
А. С. Ефимов

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

Профессор, проректор по научной и инновационной
деятельности СГУГиТ, Новосибирск
В. А. Середович

С26 Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2016. XII Междунар. науч. конгр., 18–22 апреля
2016 г., Новосибирск : Междунар. науч. конф. «Недропользование. Горное
дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки
месторождений полезных ископаемых. Геоэкология» : сб. материалов в 4 т.
Т. 3. – Новосибирск : СГУГиТ, 2016. – 277 с.

ISBN 978-5-87693-916-6 (т. 3)

ISBN 978-5-87693-902-9

ISBN 978-5-87693-901-2

В сборнике опубликованы материалы XII Международного научного конгресса
«Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2016», представленные на Международной научной
конференции «Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска,
разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Геоэкология».

Печатается по решению редакционно-издательского совета СГУГиТ
Материалы публикуются в авторской редакции

УДК 622

ISBN 978-5-87693-916-6 (т. 3)

ISBN 978-5-87693-902-9

ISBN 978-5-87693-901-2

© СГУГиТ, 2016

Научное издание

XII Международные научный конгресс и выставка

ИНТЕРЭКСПО ГЕО-СИБИРЬ-2016

Международная научная конференция

НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЕ. ГОРНОЕ ДЕЛО. НАПРАВЛЕНИЯ И ТЕХНОЛОГИИ ПОИСКА, РАЗВЕДКИ И РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ. ГЕОЭКОЛОГИЯ

Т. 3

Сборник материалов

Материалы публикуются в авторской редакции

Компьютерная верстка *Н. Ю. Леоновой*

Изд. лиц. ЛР № 020461 от 04.03.1997.

Подписано в печать 18.04.2016. Формат 60 × 84 1/16

Печать цифровая.

Усл. печ. л. 16,10. Тираж 100 экз. Заказ

Редакционно-издательский отдел СГУГиТ
630108, Новосибирск, 108, ул. Плахотного, 10.

Отпечатано в картопечатной лаборатории СГУГиТ
630108, Новосибирск, 108, ул. Плахотного, 8.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СМЕЩЕНИЙ В УПРУГОПЛАСТИЧЕСКОЙ ОБЛАСТИ В ЗАДАЧЕ О СЖАТИИ МАССИВА ПОРОД С ЦИЛИНДРИЧЕСКОЙ ВЫРАБОТКОЙ

Ильгизар Маратович Абдулин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, младший научный сотрудник, тел. (383)335-97-50, e-mail: i.m.abdulin@mail.ru

Анвар Исмагилович Чанышев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, доктор физико-математических наук, зам. директора по науке, тел. (383)335-97-50, e-mail: a.i.chanyshev@gmail.com

Решается задача о горной выработке, вокруг которой материал находится в упругопластическом состоянии, описываемом уравнениями идеальной пластичности с условием пластичности Треска (полная пластичность). Контур выработки свободен от напряжений, однако на поверхности производятся измерения смещений. В работе показывается, как по измеренным смещениям на границе выработки определяется деформированное состояние в самом массиве пород, кроме того, находятся его упругопластическая граница и смещения в пластической области деформирования без решения упругопластической задачи.

Ключевые слова: пластичность, осесимметричная деформация, смещения, упругопластическая граница.

DETERMINATION OF DISPLACEMENTS IN ELASTOPLASTIC DOMAIN IN THE PROBLEM ON COMPRESSION OF ROCK MASS WITH CYLINDRICAL CAVITY

Ilgizar M. Abdulin

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Junior Researcher, tel. (383)335-97-50, e-mail: i.m.abdulin@mail.ru

Anvar I. Chanyshev

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Doctor of Physico-Mathematical Sciences, Deputy Director for Science, tel. (383)335-97-50, e-mail: a.i.chanyshev@gmail.com

The authors solve the problem on an underground excavation surrounded by a rock mass in elastoplastic state described with equations of perfect plasticity with the Tresca yield condition (total plasticity). Perimeter of the excavation is free from stresses, and displacements are measured on the excavation surfaces. The paper shows how to use values of displacements measured at the excavation boundary to define deformation state of surrounding rock mass, and how to find the elastoplastic boundary and displacement in plastic deformation domain without solving an elastoplastic problem.

Key words: plasticity, axially symmetric deformation, displacements, elastoplastic boundary.

Традиционно задачи геомеханики решаются либо в постановке Дирихле, либо в постановке Неймана, либо в постановке Робена. В первом случае на всей

границе тела задаются смещения, во втором – на всей границе задается вектор напряжений Коши, в третьем – на части границы задается вектор смещений, на другой вектор напряжений. Ниже предлагается для решения упругопластической осесимметрической задачи использовать постановку Коши, когда на одной и той же границе задаются одновременно и вектор напряжений Коши, и вектор смещений, т.е. одновременно задаются и условие Дирихле, и условие Неймана. Показывается, что решение такой задачи в пластичности существует, единственно и непрерывно зависит от начальных данных.

Для решения задачи имеем уравнения равновесия:

$$\begin{cases} \frac{\partial \sigma_r}{\partial r} + \frac{\partial \tau_{rz}}{\partial z} + \frac{\sigma_r - \sigma_\varphi}{r} = 0, \\ \frac{\partial \tau_{rz}}{\partial z} + \frac{\tau_{rz}}{r} + \frac{\partial \sigma_z}{\partial z} = 0; \end{cases} \quad (1)$$

соотношения Коши:

$$\varepsilon_r = \frac{\partial u}{\partial r}, \quad \varepsilon_\varphi = \frac{u}{r}, \quad \varepsilon_z = \frac{\partial w}{\partial z}, \quad 2\varepsilon_{rz} = \frac{\partial u}{\partial z} + \frac{\partial w}{\partial r}, \quad (2)$$

где u, w – смещения; r, φ, z – цилиндрические координаты. Тензоры напряжений и деформаций в этом случае имеют вид:

$$T_\sigma = \begin{pmatrix} \sigma_r & \sigma_{rz} & 0 \\ \sigma_{rz} & \sigma_z & 0 \\ 0 & 0 & \sigma_\varphi \end{pmatrix}, \quad T_\varepsilon = \begin{pmatrix} \varepsilon_r & \varepsilon_{rz} & 0 \\ \varepsilon_{rz} & \varepsilon_z & 0 \\ 0 & 0 & \varepsilon_\varphi \end{pmatrix}. \quad (3)$$

Граничные условия для напряжений в данной задаче следующие:

$$\sigma_r|_{r=a} = 0, \quad \tau_{rz}|_{r=a} = 0. \quad (4)$$

Для тензора T_σ главные напряжения

$$\begin{aligned} \sigma_1 &= \frac{\sigma_r + \sigma_z}{2} + \sqrt{\left(\frac{\sigma_r - \sigma_z}{2}\right)^2 + \tau_{rz}^2}, \quad \sigma_2 = \frac{\sigma_r + \sigma_z}{2} - \sqrt{\left(\frac{\sigma_r - \sigma_z}{2}\right)^2 + \tau_{rz}^2}, \\ \sigma_3 &= \sigma_\varphi. \end{aligned} \quad (5)$$

Задачу рассматриваем в следующих предположениях:

$$\tau_{rz} = 0$$

не только на границе выработки, но и всюду в пластической области; главные оси тензоров T_σ и T_ε совпадают так, что

$$2\varepsilon_{rz} = \frac{\partial u}{\partial z} + \frac{\partial w}{\partial r} = 0. \quad (6)$$

Пластическое состояние – это состояние полной пластичности, когда два главных напряжения σ_z и σ_φ равны между собой, что означает то, что мы находимся постоянно на ребре призмы Треска. Среднее напряжение и деформация связаны законом упругого изменения объема:

$$\varepsilon_r + \varepsilon_\varphi + \varepsilon_z = \left(\frac{1-2\nu}{E} \right) (\sigma_r + \sigma_\varphi + \sigma_z). \quad (7)$$

При этом параметры Лодэ-Надаи μ_σ , μ_ε могут не совпадать:

$$\mu_\sigma = \frac{2\sigma_z - (\sigma_r + \sigma_\varphi)}{\sigma_r - \sigma_\varphi} \neq \mu_\varepsilon = \frac{2\varepsilon_z - (\varepsilon_r + \varepsilon_\varphi)}{\varepsilon_r - \varepsilon_\varphi}.$$

Этот факт не противоречит теории идеальной пластичности на ребре призмы Треска, согласно которой вектор приращений пластических деформаций должен находиться внутри угла, образованного нормальными к соседним граням призмы Треска [1].

Обратимся теперь к решению задачи. Полагая

$$\sigma_r - \sigma_\varphi = \sigma_r - \sigma_z = 2k,$$

где k – предел упругости материала на сдвиг, из (1) получаем

$$\sigma_r = -2k \ln \frac{r}{a}, \quad \sigma_\varphi = \sigma_z = -2k - 2k \ln \frac{r}{a}. \quad (8)$$

Отметим, что решение (8) почти такое, как в случае плоской деформации с одним отличием, что в случае плоской деформации $\sigma_z = \frac{1}{2}(\sigma_r + \sigma_\varphi)$.

Далее рассматривается деформированное состояние. Для определения деформированного состояния имеем (6), (7), (2), (8). Подставляя (8), (2) в (6), (7), получаем следующие уравнения для определения смещений u , w :

$$\frac{\partial u}{\partial z} + \frac{\partial w}{\partial r} = 0, \quad \frac{\partial u}{\partial r} + \frac{u}{r} + \frac{\partial w}{\partial z} = \frac{1-2\nu}{E} \left(-4k - 6k \ln \frac{r}{a} \right). \quad (9)$$

Дифференцируя первое уравнение по z , второе – по r , исключая производную $\frac{\partial^2 w}{\partial r \partial z}$ из обоих уравнений, получаем

$$\frac{\partial^2 u}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial u}{\partial r} - \frac{u}{r^2} = \frac{\partial^2 u}{\partial z^2} - \frac{(1-2\nu) 6k}{E r}. \quad (10)$$

Если первое уравнение в (9) продифференцировать по r , а второе – по z , то, исключая здесь $\frac{\partial^2 u}{\partial r \partial z}$, находим

$$\frac{\partial^2 w}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial w}{\partial r} = \frac{\partial^2 w}{\partial z^2}. \quad (11)$$

Решение основного уравнения в (10) ищем в виде произведения двух функций с разделяющимися перемещениями:

$$u = f(r)g(z). \quad (12)$$

Подставляя (12) в (10), получаем

$$\frac{g''(z)}{g(z)} = \frac{f'' + \frac{1}{r} f' - \frac{f}{r^2}}{f} = -\lambda^2. \quad (13)$$

Из (13) следует, что

$$g(z) = C_1 \cos \lambda z + C_2 \sin \lambda z. \quad (14)$$

Функция f при этом удовлетворяет уравнению Бесселя:

$$f'' + \frac{1}{r} f' + \left(\lambda^2 - \frac{1}{r^2} \right) f = 0. \quad (15)$$

Вместо r в (15) удобно ввести новую переменную $\rho = \lambda r$, тогда

$$\frac{\partial f}{\partial r} = \frac{\lambda df}{d\rho}, \quad \frac{\partial^2 f}{\partial r^2} = \frac{\lambda^2 d^2 f}{d\rho^2}, \quad r = \frac{\rho}{\lambda},$$

поэтому

$$f'' + \frac{1}{r} f' + \left(\lambda^2 - \frac{1}{r^2} \right) f = 0. \quad (16)$$

Отсюда следует [2], что функция f , удовлетворяющая (16), есть функция Бесселя первого порядка. Частное решение (10) разыскиваем в виде:

$$u_{\text{частное}} = \frac{(1-2\nu)}{E} 3k r \ln r. \quad (17)$$

Если искать решение (11) в виде (12), то получим, что функция $f(r)$ будет удовлетворять уравнению

$$f'' + \frac{1}{r} f' + \lambda^2 f = 0, \quad (18)$$

и при замене $\rho = \lambda r$ уравнение (18) преобразится в

$$f'' + \frac{1}{\rho} f' + f = 0, \quad (19)$$

т. е. в уравнение Бесселя с нулевым порядком.

Относительно функций u и w предполагаем, что на границе $r = a$ функция u представляет собой полусинусоиду с уравнением вида:

$$u = A \sin \frac{\pi z}{L} + C, \text{ где } C = -\frac{(1-2\nu)}{E} 3k a \ln a.$$

Здесь $[0, L]$ – интервал, на котором изменяются функции u , w . При этом w будет иметь на этом отрезке вид:

$$w = B \cos \frac{\pi z}{L},$$

где в точках $z = 0$ и $z = L$ значения w будут иметь разные знаки.

Исходя из описанного представления поведения функций u и w , а также из общей теории решения уравнения Бесселя [2], будем искать решения u и w как произведения следующих функций

$$\begin{aligned} u &= [C_1 J_1(\lambda r) + C_2 Y_1(\lambda r)] \sin \lambda z - \frac{(1-2\nu)}{E} 3k r \ln r, \\ w &= [D_1 J_0(\lambda r) + D_2 Y_0(\lambda r)] \cos \lambda z, \end{aligned} \quad (20)$$

где C_1, C_2, D_1, D_2 – константы, $\lambda = \frac{\pi}{L}$, L – длина, на которой изменяются смещения u , w .

Для определения связей между константами C_1, C_2, D_1, D_2 , используем уравнение (9). Подстановка (20) в (9) дает:

$$C_1 = D_1, C_2 = D_2. \quad (21)$$

Константы C_1 и C_2 в (20) находим из граничных условий

$$u|_{r=a} = u_0(z), \quad w|_{r=a} = w_0(z).$$

В нашем случае при $r = a$ имеем

$$\begin{aligned} u|_{r=a} &= [C_1 J_1(\lambda a) + C_2 Y_1(\lambda a)] \sin \lambda z - \frac{(1-2\nu)}{E} 3K a \ln a, \\ w|_{r=a} &= [C_1 J_0(\lambda r) + C_2 Y_0(\lambda a)] \cos \lambda z. \end{aligned} \quad (22)$$

Обозначим коэффициент при $\sin \lambda z$ в (22) как α , коэффициент при $\cos \lambda z$ как β . Тогда

$$C_1 = \frac{\alpha Y_0(\lambda a) - \beta Y_1(\lambda a)}{\Delta}, \quad C_2 = \frac{\beta Y_1(\lambda a) - \alpha Y_0(\lambda a)}{\Delta},$$

где $\Delta = J_1(\lambda a)Y_0(\lambda a) - J_0(\lambda a)Y_1(\lambda a)$.

Теперь остается найти упругопластическую границу, исходя из (20) и условия

$$\varepsilon_r - \varepsilon_\varphi = 2\gamma_s = \frac{\partial u}{\partial r} - \frac{u}{r},$$

где $2\gamma_s$ – предел упругости. На основании (20) получаем

$$\left[C_1 \left(\lambda J_0(\lambda r) - \frac{2J_1(\lambda r)}{r} \right) + C_2 \left(\lambda Y_0(\lambda r) - \frac{2Y_1(\lambda r)}{r} \right) \right] \sin \lambda z - \frac{1-2\nu}{E} 3k = 2\gamma_s.$$

Данное уравнение служит для определения упругопластической границы: при заданном z находим отсюда соответствующее r . При этом упругопластическая граница может не примыкать к точкам, где $z = 0$, $\lambda z = \pi$.

Приводятся примеры конкретных расчетов.

Выводы.

Дано определение упругопластической границы в задаче о сжатии массива пород с цилиндрической выработкой.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Качанов Л. М. Основы теории пластичности. – М.: Наука. – 1969. – 420 с.
2. Корн Г., Корн Т. Справочник по математике (для научных работников и инженеров). – М.: Наука. – 1977. – 831 с.

© И. М. Абдулин, А. И. Чанышев, 2016

МОДЕЛИРОВАНИЕ ТОЧЕЧНЫХ ИСТОЧНИКОВ МИКРОСЕЙСМИЧЕСКОГО ИЗЛУЧЕНИЯ В АНИЗОТРОПНЫХ ГОРНЫХ ПОРОДАХ

Антон Витальевич Азаров

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, аспирант, тел. (383)335-96-42, e-mail: antonazv@mail.ru

Александр Сергеевич Сердюков

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат физико-математических наук, младший научный сотрудник, тел. (383)335-96-42, e-mail: aleksanderserdyukov@ya.ru

В работе рассматривается задача моделирования микросейсмического излучения от источников точечного типа в анизотропных горных породах. В качестве примера рассматривается анизотропия, связанная с трещиноватостью горных пород. Для описания распространения упругих волн в таких породах предлагается использовать систему уравнений упругости для трансверсально-изотропных сред. Также в работе описана схема получения формул компонент тензора сейсмического момента описывающего точечные источники в случае трансверсально-изотропной среды с горизонтальной осью симметрии. Приведены численные результаты моделирования упругих волн для трехмерной неоднородной модели среды с анизотропным слоем.

Ключевые слова: уравнения упругости, упругие волны, микросейсмический источник, анизотропия горных пород, численное моделирование.

SIMULATION OF MICRO-SEISMICITY OF POINT SOURCES OF RADIATION IN ANISOTROPIC ROCKS

Anton V. Azarov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Postgraduate student, tel. (383)335-96-42, e-mail: antonazv@mail.ru

Alexander S. Serdyukov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Physico-Mathematical Sciences, Junior Researcher, tel. (383)335-96-42, e-mail: aleksanderserdyukov@ya.ru

In the article we study the problem of modelling of microseismic propagation from the point sources in anisotropic rock mass. As an example, we study the anisotropy which appears due to rock mass fracturing. To describe the elastic waves' propagation in the rock mass we suggest using the system of elastic equations for transversely isotropic mediums. Also, scheme of obtaining seismic moment tensor component describing point sources in the case of a transversely isotropic medium with the horizontal axis of symmetry is given in the article. The numerical results of the elastic waves' modelling for three-dimensional inhomogeneous medium model with an anisotropic layer are presented in the work.

Key words: elastic equation, elastic waves, microseismic source, rock anisotropy, numerical modeling.

Использование простых моделей вмещающих сред является одним из недостатков современных алгоритмов обработки данных микросейсмического мониторинга. По причине того, что горные породы обладают анизотропией, то учет данного свойства может повысить точность определения параметров сейсмических источников.

Известно, что порода в угольных пластах содержит множество трещин. При этом размеры данных неоднородностей много меньше длин волн, соответствующих регистрируемому частотному диапазону. При разработке угольных пластов типична ситуация наличия системы трещин вертикального падения, ориентированных вдоль простирания пластов. Не ограничивая общности, рассмотрим систему трещин, параллельных плоскости $(y; z)$ в декартовой системе координат x, y, z (где z – глубина). Процесс распространения сейсмических волн в такой ситуации хорошо описывается в рамках модели эффективной трансверсально-изотропной модели (ТИ) [1], параметры которой зависят от объемной плотности трещин и инвариантны относительно поворота вокруг оси x (ось симметрии ТИ). Закон Гука в матричной форме в такой среде имеет вид:

$$\begin{pmatrix} \sigma_{11} \\ \sigma_{22} \\ \sigma_{33} \\ \sigma_{23} \\ \sigma_{13} \\ \sigma_{12} \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} C_{11} & C_{13} & C_{13} & 0 & 0 & 0 \\ C_{13} & C_{33} & C_{33} - 2C_{44} & 0 & 0 & 0 \\ C_{13} & C_{33} - 2C_{44} & C_{33} & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & C_{44} & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & C_{66} & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & C_{66} \end{pmatrix} \begin{pmatrix} \varepsilon_{11} \\ \varepsilon_{22} \\ \varepsilon_{33} \\ 2\varepsilon_{23} \\ 2\varepsilon_{13} \\ 2\varepsilon_{12} \end{pmatrix} \quad (1)$$

где σ_{ij} , ε_{ij} – компоненты тензоров напряжений и деформаций, а ненулевые компоненты матрицы жесткости могут быть выражены через параметры Томсона, широко используемые для описания упругих свойств трансверсально-изотропных сред:

$$\begin{aligned} C_{33} &= \rho Vp^2(2\varepsilon + 1); \quad C_{44} = \rho Vs^2(2\gamma + 1); \quad C_{66} = \rho Vs^2; \quad C_{11} = \rho Vp^2; \\ C_{13} &= \rho(\sqrt{(Vp^2 - Vs^2)((2\delta + 1)Vp^2 - Vs^2)} - Vs^2); \end{aligned} \quad (2)$$

Для построения зависимости элементов матрицы жесткости C_{ij} трансверсально-изотропной среды (1) от объемной плотности трещин можно использовать дифференциального приближения А.С.Вавакина и Р.Л.Салганика [2]. Учет трещиноватой структуры породы производится внесением поправок в тензор податливости $S = C^{-1}$. Предполагается, что влияние трещин проявляется только в компонентах тензора податливости, связывающих нормальные напряжения и деформации, направленные перпендикулярно трещинам, а также

касательные напряжения и деформации в их плоскости. Для рассматриваемой задачи это предположение формально записывается следующим образом:

$$S_{11}^{eff} = S_{11} \cdot Q(\rho_{fr}), \quad S_{55}^{eff} = S_{55} \cdot P(\rho_{fr}), \quad S_{66}^{eff} = S_{66} \cdot P(\rho_{fr}) \quad (3)$$

где S_{ij}^{eff} , S_{ij} - соответственно, компоненты тензора податливости эффективной модели и вмещающей среды, Q и P - поправочные коэффициенты, задаваемые системой дифференциальных уравнений:

$$\frac{dQ}{dw} = \frac{8\sqrt{2}}{3} \sqrt{B(Q-v^2)}, \quad \frac{dP}{dw} = \frac{16}{3} \frac{P\sqrt{B(1-v^2)}}{\sqrt{2(1+v)P + \sqrt{BP(1-v^2)}}}, \quad (4)$$

$$B = (P-v)(1-v)\sqrt{(Q-v^2)(1-v^2)}, \quad Q(0) = 1, \quad P(0) = 1,$$

где ν - коэффициент Пуассона вмещающей сред, w - переменная, изменяющаяся в пределах от нуля до заданного значения объемной плотности трещин ρ_{fr} .

Для создания эффективной модели трещиноватой среды необходимо построить решение системы (4) при $w = \rho_{fr}$. В промежуточных точках $w \in [0, \rho_{fr}]$ оно соответствует моделям с плотностью трещин равной w . Это означает, что поправочные коэффициенты, компоненты матрицы жесткости C_{ij} и параметры анизотропии могут быть вычислены, как функции плотности трещин путем решения системы (4).

Микросейсмические источники любой природы проще всего описывать как разрывы поля смещений в сплошной упругой среде [3]. Рассмотрим разрыв поля смещений $[u]$ вдоль поверхности Σ с нормалью ν , расположенной в области D , заполненной упругой средой с тензором жесткости c_{ijpq} . Компоненты поля смещений в точке x области D дается формулой:

$$u_n(\mathbf{x}, t) = \iint_{\Sigma} [u_i] \nu_j c_{ijpq} * \frac{\partial}{\partial \xi_q} G_{np} d\Sigma_{\xi}, \quad (5)$$

где G_{np} компоненты тензора Грина.

Полю смещений, определяемому (5), соответствует набор моментов сил:

$$M_{pq} = [u_i] \nu_j c_{ijpq} d\Sigma \quad (6)$$

Заметим, что формулы (5)-(6) не предполагают изотропности среды. В частности они остаются справедливыми и в случае трансверсально-изотропной среды, в которой закон Гука имеет вид (1). Компоненты тензора жесткости c_{ijpq} преобразуются в элементы матрицы жесткости C_{kl} путем замены пар индексов $(i, j) \rightarrow k$, $(p, q) \rightarrow l$ по формуле:

$$k = i\delta_{ij} + (9 - i - j)(1 - \delta_{ij}), \quad l = p\delta_{pq} + (9 - p - q)(1 - \delta_{pq}), \quad (7)$$

где δ_{ij} - символ Кронекера.

В случае трансверсально-изотропной среды с горизонтальной осью симметрии осью симметрии, используя формулы (5), (6), (7) получаем следующие выражения для ненулевых компонент тензора жесткости с использованием параметров Томпсона [1]:

$$\begin{aligned} c_{1111} &= \rho V p^2, & c_{2222} &= c_{3333} = \rho V p^2 (2\varepsilon + 1), \\ c_{2233} &= c_{3322} = \rho V p^2 (2\varepsilon + 1) - 2\rho V s^2 (2\gamma + 1), \\ c_{1122} &= c_{1133} = c_{3311} = c_{2211} = (\sqrt{(Vp^2 - Vs^2)((2\delta + 1)Vp^2 - Vs^2)} - Vs^2), \\ c_{2323} &= c_{3223} = c_{3232} = c_{2332} = \rho V s^2 (2\gamma + 1), \\ c_{2112} &= c_{2121} = c_{1221} = c_{1212} = c_{1331} = c_{1313} = c_{3113} = c_{3131} = \rho V s^2. \end{aligned} \quad (6)$$

Для получения моментов эквивалентных пар сил для микросейсмических источников в трансверсально-изотропной среде необходимо подставить выражения в выражения (5), (6).

В качестве примера, рассмотрим модель точечного источника типа трещина отрыва. Этот источник может подходить для описания сейсмической эмиссии, связанной с фильтрационными процессами. Пусть подвижка при трещине отрыва проходит в направлении нормали к поверхности отрыва. Углы ϕ, δ, λ определяющие ориентацию плоскости разрыва и направление вектора смещения показаны на рис. 1.

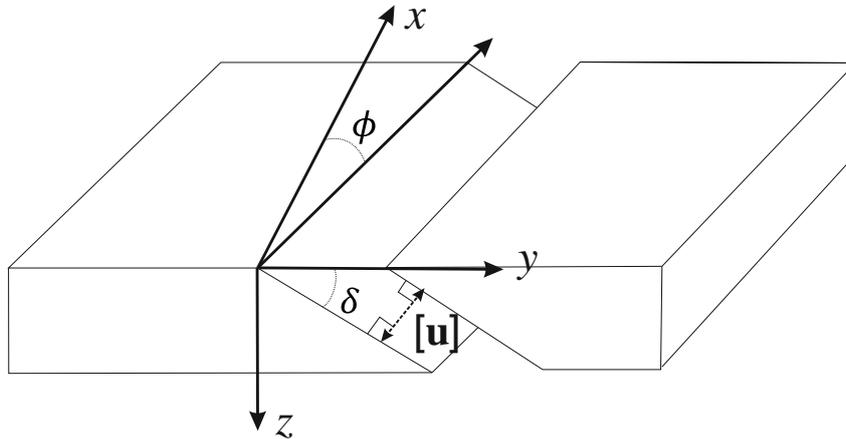


Рис. 1. Источник типа трещина отрыва

Компоненты вектора нормали ν к поверхности разрыва и вектора смещения $[u]$, определяются для рассматриваемого типа источника по формулам:

$$\begin{aligned}
[u_1] &= -u \sin \delta \sin \phi, \quad [u_2] = u \sin \delta \cos \phi, \quad [u_3] = -u \cos \delta, \\
v_1 &= -\sin \delta \sin \phi, \quad v_2 = \sin \delta \cos \phi, \quad v_3 = -\cos \delta,
\end{aligned}
\tag{7}$$

где, индекс 1 соответствует оси x , 2 – y , 3 – z , а u есть модуль вектора смещения. Подставляя (7) в (6), для трансверсально-изотропной среды получаем:

$$\begin{aligned}
M_{11} &= uAC_{11} \sin^2 \delta \sin^2 \phi + uAC_{13} \sin^2 \delta \cos^2 \phi c_{2211} + uAC_{13} \cos^2 \delta \\
M_{12} &= -uAC_{66} \sin^2 \delta \sin 2\phi = M_{12} \\
M_{13} &= uAC_{66} \sin 2\delta \sin \phi = M_{31} \\
M_{22} &= uAC_{13} \sin^2 \delta \sin^2 \phi + uAC_{33} \sin^2 \delta \cos^2 \phi + uA(C_{33} - 2C_{44}) \cos^2 \delta \\
M_{23} &= -uAC_{44} \sin 2\delta \cos \phi = M_{32} \\
M_{33} &= uAC_{13} \sin^2 \delta \sin^2 \phi + uA(C_{33} - 2C_{44}) \sin^2 \delta \cos^2 \phi + uAC_{33} \cos^2 \delta
\end{aligned}$$

где A есть площадь поверхности разрыва $d\Sigma$, а u модуль вектора разрыва смещений, а элементы. По аналогии выводятся компонент тензора сейсмического для чистого сдвига, но из-за громоздкости здесь не приводятся.

Далее в работе проводилось моделирование волновых полей от точечных источников расположенных в анизотропных горных породах. Для численных расчетов использовалась трехмерная скоростная модель среды изображенная на рис. 2а). Анизотропия вводилась только в слое, выделенного на рис. 2а) черным цветом.

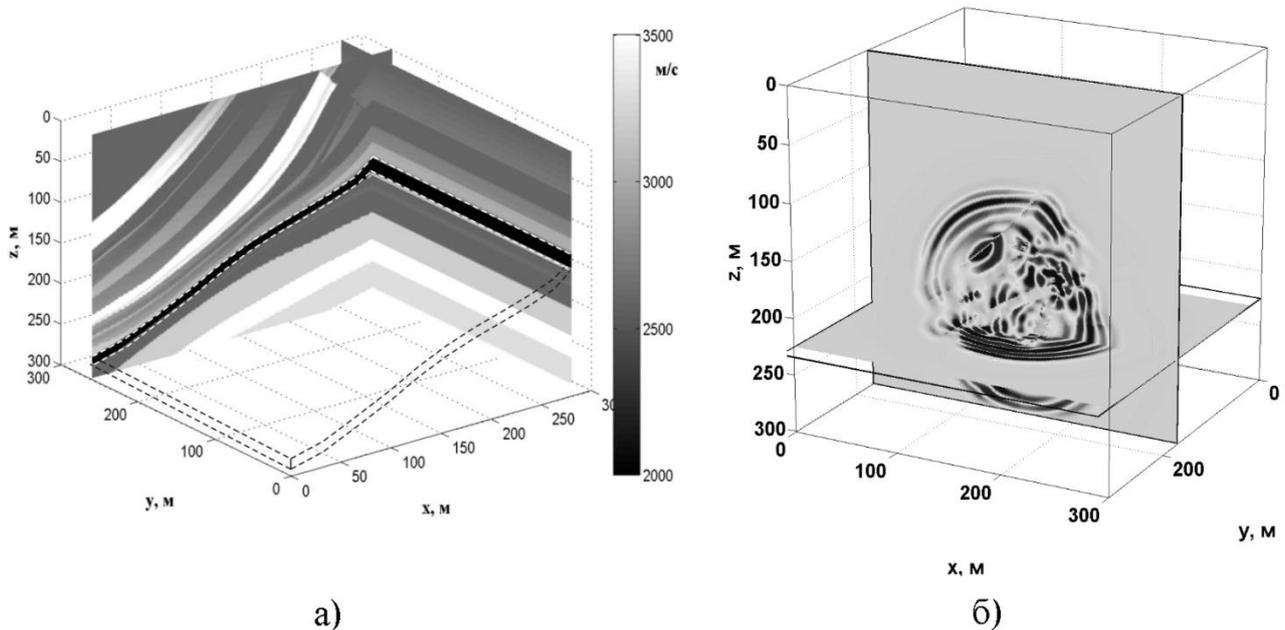


Рис. 2. а) скоростная модель среды;
б) снимок волнового поля в момент времени $t=0.045$ с

Решения уравнений упругости проводилось конечно-разностным методом, используя схему Вирье на сдвинутых сетках[4]. За основу при моделировании был взят программный пакет Sophi3d[5]. В качестве примера, на рис. 2б) приводится снимок волнового поля, от источника сдвигового типа, который был расположен в анизотропном слое в момент времени 0.045 секунд.

Выводы.

Предложена схема моделирования сейсмических полей от точечных источников в анизотропных горных породах. Выведены формулы компонент тензора сейсмического момента, в случае трансверсально-изотропной среды. Проведено численное моделирование сейсмических полей от точечных источников в трехмерной неоднородной среде с анизотропным слоем. Полученные результаты могут быть использованы для построения синтетических сейсмограмм.

Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 16-35-00513 мол_а.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Thomsen L. Weak elastic anisotropy // Geophysics. – Т.51. - № 10. – С. 1954-1966.
2. Салганик А.С., Вавакин Р.Л. Эффективные упругие характеристики тел с изолированными трещинами, полостями и жесткими неоднородностями // Известия АН СССР, Механика твердого тела. – 1978. – С. 95-107.
3. Аки К., Ричардсон П. Количественная сейсмология. Теория и методы: в 2-х томах. – М., 1983.
4. Virieux J. P-SV wave propagation in heterogeneous media: Velocity-stress finite-difference method // Geophysics. – 1986. – Т. 51. – №. 4. – С. 889-901.
5. Bohlen T. Parallel 3-D Viscoelastic finite difference seismic modelling // Computers & Geosciences. – 2002. – Т. 28. – №. 8. – С. 887-899.

© А. В. Азаров, А. С. Сердюков, 2016

УДК 622. 233. 53

ПОВЫШЕНИЕ НАДЕЖНОСТИ ПОГРУЖНОГО ПНЕВМОУДАРНИКА С ТРЕХСТУПЕНЧАТЫМ УДАРНИКОМ

Сергей Евгеньевич Алексеев

Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, старший научный сотрудник, тел. (383)217-09-63, e-mail: Alex@misd.nsc.ru

Даньяр Иванович Кокоулин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, старший научный сотрудник, тел. (383)217-01-13, e-mail: konstruktor430@yandex.ru

Описаны особенности погружных пневмоударников для бурения скважин в породах средней и высокой крепости. Рассмотрены некоторые конструктивные элементы этих машин. Показаны возможности повышения надежности пневмоударников в различных условиях эксплуатации. Приведены примеры конкретных конструкций машин и некоторые результаты их исследований.

Ключевые слова: скважина, энергия удара, мощность, надежность, энергоноситель, рабочая площадь, воздухораспределение, ударник, схема.

IMPROVEMENT OF RELIABILITY OF DOWNHOLE AIR HAMMER WITH THREESTEP STRIKING PART

Sergei E. Alekseev

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Senior Researcher, tel. (383)217-09-63, e-mail: Alex@misd.nsc.ru

Dan'yar I. Kokoulin

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, Senior Researcher, tel. (383)217-01-13, e-mail: konstruktor430@yandex.ru

The authors describe features of downhole air hammers for medium and hard rock drilling. Some structural elements of the machines are examined. It is shown how to improve reliability of air hammers in different operating conditions. Examples are given of specific designs of the machines, and some testing results are reported.

Key words: hole, blow energy, capacity, reliability, energy-carrier, effective area, air distribution, striking part, scheme.

В различных отраслях промышленности и, особенно, в горном деле широко применяются машины ударного действия, которые способны создавать в контакте инструмента с обрабатываемой породой силы в сотни раз превышающие усилия в опорных устройствах машин. Это достигается преобразованием энергии, подводимой к машине в дискретную последовательность ударных импульсов. Такие машины принято считать силовыми импульсными системами.

Наибольшее распространение при добыче полезных ископаемых, как в нашей стране, так и за рубежом получили импульсные системы ударного действия, работающие на текучем энергоносителе – сжатом воздухе, жидкости под давлением или их смеси. Они используются при бурении скважин в прочных породах на подземных и открытых горных работах (погружные пневмо-, гидроударники и расширители скважин), для селективного отделения полезного ископаемого от массива (экскаваторные ковши активного действия), для разрушения негабаритов и проведения специальных строительных и демонтажных работ (пневмо- и гидромолоты), а также во многих других.

В России до настоящего времени на большинстве горнодобывающих предприятиях рабочим давлением сжатого воздуха остается давление 0,4 – 0,6 МПа. Развитие буровой техники, в частности пневмоударников, осуществляется в основном за счет совершенствования их конструкции. Несмотря на большое количество разработок в этой области, конструктивные резервы существенного повышения мощности остаются. Для повышения мощности погружных пневмоударников большое значение имеет величина рабочей площади ударника для осуществления как холостого, так и рабочего хода. Поскольку диаметр буримой скважины жестко лимитирует величину диаметра корпуса пневмоударника, увеличение рабочей площади ударника не простая задача. В этой связи представляется важным, насколько полно используется площадь поперечного сечения полости корпуса для образования рабочих площадей ударника при осуществлении холостого и рабочего ходов. В большинстве конструкций это использование отнюдь не полное и составляет 50 ... 90 %.

Для более полного использования пространства скважины для создания рабочих площадей ударника нужно чтобы ударник хотя бы в одном своем сечении имел площадь равную площади поперечного сечения полости корпуса. Однако в пневмоударнике необходимо образование камер холостого и рабочего хода, системы подвода и выхлопа воздуха. Конструктивно это может быть выполнено с созданием ударника ступенчатой формы.

Ударник это наиболее ответственная деталь пневмоударника. Он находится под давлением сжатого воздуха со стороны рабочих камер и должен иметь хорошую подвижность при достаточно высоких скоростях движения (9-11 м/с). Поэтому в конструкции посадочные поверхности ударника и ответных деталей должны быть выполнены с возможностью достаточной герметизации рабочих камер и обеспечения надежной подвижности при работе в трудных

загрязненных условиях. При увеличении числа ступеней ударника предъявляются повышенные требования к несоосности их поверхностей и, как следствие, повышение требований к точности изготовления, что влечет к существенному удорожанию изготовления. При наличии у ударника трех ступеней и более эти проблемы стоят более остро.

В ИГД СО РАН разработана принципиальная схема, обеспечивающая 100 %-е использование площади поперечного сечения полости корпуса для создания рабочих площадей ударника, как на холостом, так и на рабочем ходу, что является основой повышения мощности погружного пневмоударника (рис. 1) [1, 2]. Это схема беззолотниковой машины закрытого типа, обладающей наилучшей износостойкостью и имеющий выхлоп всего отработанного воздуха на забой скважины. Закрытый беззолотниковый тип пневмоударника, как показала мировая практика, в настоящее время наиболее востребован.

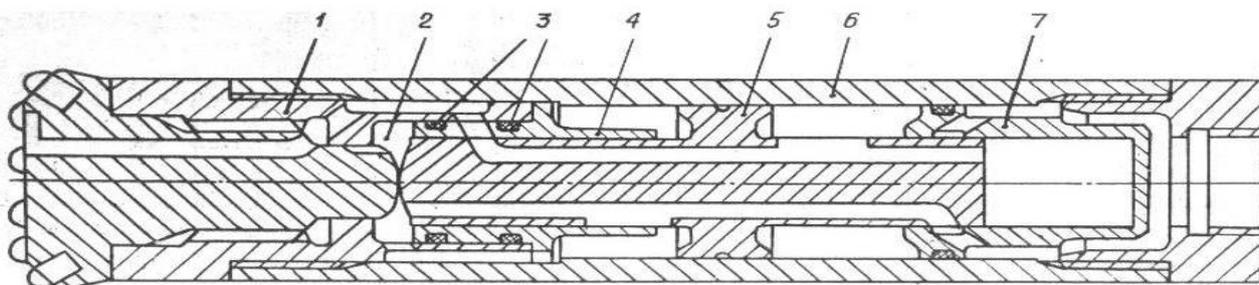


Рис. 1. Схема пневмоударника П150:

- 1 – букса; 2 – камера холостого хода; 3 – уплотнительные кольца;
4 – гильза; 5 – гильза; 6 – корпус; 7 – стакан.

По данной схеме спроектирован погружной пневмоударник П150, серийно выпускаемый АО «Серовский механический завод». Ударник машины имеет три ступени с посадочными поверхностями.

Для повышения надежности пневмоударника в конструкцию введена гильза 4, охватывающая переднюю ступень ударника 5 и имеющая в этом месте подвижную, но достаточно плотную посадку H8/e7. Наружная поверхность гильзы 4, контактирующая с поверхностью буксы 1, выполнена по посадке H9/s8 с гораздо большим зазором, обеспечивающим возможность некоторого перемещения гильзы 4 в радиальном направлении при движении ударника 5. Гильза 4 имеет люфт и в осевом направлении. Это позволяет избежать образование задиров на поверхности ударника, обеспечить более надежную его работу, а также снизить требования к точности выполнения посадочных поверхностей ударника 5, корпуса 6, стакана 7. Для герметизации камеры холостого хода 2 гильза 4 снабжена уплотнительными кольцами 3.

В ИГД СО РАН также разработана принципиальная схема погружного пневмоударника, с полной площадью ударника для осуществления рабочего хода. Ударник машины также имеет три ступени с посадочными поверхностями (рис. 2) [3,4,5]. Это схема закрытого беззолотникового пневмоударника с выхлопом всего отработанного воздуха на забой скважины. Беззолотниковый тип воздухораспределения позволяет рационально использовать энергию расширения сжатого воздуха. Система адаптирована к использованию повышенного рабочего давления энергоносителя до 1,8 МПа. 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 [6].

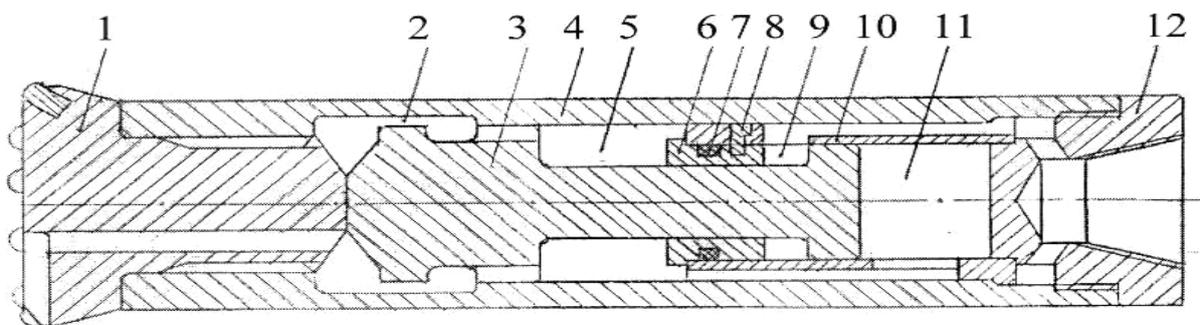


Рис. 2. Схема пневмоударника П165:

1 – буровая коронка; 2 – расточка; 3 – ударник; 4 – корпус; 5 – кольцевая полость камеры рабочего хода; 6 – разрезная втулка; 7 – уплотнительное кольцо; 8 – стопор; 9 – камера холостого хода постоянного давления; 10 – воздухораспределительная гильза; 11 – торцевая полость камеры рабочего хода; 12 – переходник

По данной схеме разработан малогабаритный пневмоударник АШ43 [7] и пневмоударник П165, нашедший применение при геологоразведочном бурении у условий ООО «Комплексная геология и бурение».

Во время работы сжатый воздух через каналы в переходнике 12 и воздухораспределительной гильзе 10 поступает в камеру холостого хода постоянного давления 9. В зависимости от положения ударника 3 происходит периодический впуск в полости камеры рабочего хода (полости 5 и 11) через камеру холостого хода 9 и периодический выхлоп из них через расточку 2 в корпусе 4 и далее через канал в буровой коронке 1 на забой скважины. Во время опорожнения камеры рабочего хода, сила, действующая на ударник 3 со

стороны камеры холостого хода 9, 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. Разрезная втулка 6 охватывает среднюю меньшую ступень ударника 3 по достаточно плотной, но подвижной посадке Н8/е7. Контакт разрезной втулки 6 с поверхностью воздухораспределительной гильзы 10 осуществляется по посадке Н9/с8 с гораздо большим зазором, обеспечивающим возможность некоторого перемещения разрезной втулки 6 в радиальном направлении при движении ударника 3. Избежать перетекания сжатого воздуха из камеры холостого хода 9 в полость 5 позволяет уплотнительное кольцо 7. От выдавливания разрезной втулки 6 в полость 5 предотвращает стопор 8. Такое устройство обеспечивает надежную работу пневмоударника.



Рис. 3. Исследование пневмоударника П165 на вертикальном стенде ГД251
Опытный образец пневмоударника П165 прошел исследования в лабораторных условиях. Исследования осуществлялись на вертикальном стенде (рис. 3) путем записи осциллограмм давлений в полостях камеры рабочего хода и в камере холостого хода постоянного давления. Использовался также удароотметчик

При обработке диаграмм по известной методике [8]. были определены основные энергетические параметры пневмоударника, которые составили: диаметр буримой скважины – 165 мм, диаметр корпуса – 140 мм, длина без коронки – 740 мм, масса без коронки – 53 кг, масса ударника – 16 кг, рабочее давление – 0,6 ... 1,2 Мпа, энергия удара (при 0,6 Мпа) – 250 Дж, частота ударов (при 0,6 Мпа) – 20 с⁻¹, ударная мощность (при 0,6 Мпа) – 5 кВт, расход воздуха (при 0,6 Мпа) – 10 м³/мин.

После доводки пневмоударник П165 передан ООО «Комплексная геология и бурение» для эксплуатации. В декабре 2015 г. набурено 1312 пог. метров

скважин с сохранение работоспособности. Отмечались хороший запуск и устойчивая работа пневмоударника.

Таким образом, создание в одной из посадок трехступенчатого ударника возможности радиального перемещения в период его движения позволяет обеспечить надежную работу пневмоударника.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. А.с. № 977756 СССР, МКИ E21C 3/24. Погружной пневмоударник / С.Е. Алексеев, В.Д. Петухов и др.// Бюл. № 44, 1982.
2. П.м. № 16376 РФ, МКИ E21B 1/30. Погружной пневмоударник / С.Е. Алексеев, Г.А. Пятнин и др.// Бюл. № 36, 2000.
3. Патент. РФ № 2090730. Погружной пневматический ударный механизм / С.Е. Алексеев // Оpubл. в БИ – 1997.- № 26.
4. Патент. РФ № 2343266. Погружной пневмоударник / А.А. Репин, С.Е. Алексеев, Г.А. Пятнин //Оpubл. В БИ – 2009. - № 1.
5. П.м. № 121854 РФ. Погружной пневмоударник. / А.А. Репин, С.Е. Алексеев, В.Н. Карпов // Оpubл. БИ – 2012. - № 31.
6. Repin A.A., Alekseev S.E., Timonin V.V., Karpov V. N. Analysis of the compressed air distribution in down-the-hole. Reports of the XXIII international scientific symposium «MINER'S WEEK – 2015», 26-30 January, 2015, pp.475-482.
7. Алексеев С.Е., Тимонин В.В., Кокоулин Д.И., Шахторин И.О., Кубанычбек Б. Создание малогабаритного погружного пневмоударника для проходки исследовательских скважин // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2015. - № 2.
8. Есин Н.Н. Методика исследования и доводки пневматических молотков. Новосибирск. Редакционно-издательский отдел Сибирского отделения АН СССР. 1965.

© С. Е. Алексеев, Д. И. Кокоулин, 2016

УДК 550.34+622.831

РЕЗУЛЬТАТЫ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ НДС ПРИКОНТУРНОЙ ЗОНЫ ВЫРАБОТКИ В СОЛЯНОМ МАССИВЕ

Василий Дмитриевич Барышников

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, заведующий лабораторией диагностики механического состояния массива горных пород, тел. (383)217-05-41, e-mail: vbar@misd.ru

Дмитрий Васильевич Барышников

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, научный сотрудник лаборатории диагностики механического состояния массива горных пород, тел. (383)217-05-15, e-mail: vbar@misd.ru

В статье приведены результаты экспериментальной апробации метода параллельных скважин при определении НДС в окрестности выработки, пройденной на глубине 655 м от поверхности в соляном массиве рудника «Мир» АК «Алроса». Выполнены исследования упругих констант соли на участках измерений напряжений. Получена количественная оценка компонент и величин квазиглавных напряжений в приконтурной зоне выработки.

Ключевые слова: соляной массив, горная выработка, метод параллельных скважин, деформометр, нагрузочное устройство, модуль упругости, напряженно-деформированное состояние.

EXPERIMENTAL RESEARCH FINDINGS ON STRESSES IN SALT ROCK MASS AROUND AN EXCAVATION

Vasily D. Baryshnikov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, Head of Laboratory for Diagnostics of Mechanical Condition of Rocks, tel. (383)217-05-41, e-mail: vbar@misd.ru

Dmitry V. Baryshnikov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Researcher, Laboratory for Diagnostics of Mechanical Condition of Rocks, tel. (383)217-05-15; e-mail: vbar@misd.ru

The paper describes experimental testing of parallel drilling method in estimation of stresses in salt rock mass around an excavation driven at a depth of 655 m below surface in Mir Mine, ALROSA. Elastic constants of salt in the stress measurement areas are investigated. The authors estimate quantitatively quasi-principal stresses in the adjacent rock mass in the zone of the excavation.

Key words: salt rock mass, underground excavation, parallel drilling method, deformation meter, loading device, elasticity modulus, stress–strain state.

Обоснование рациональных параметров системы разработки при проектировании и ведении подземных горных работ во много определяется достоверностью исходной информации по состоянию и механическим свойствам массива горных пород. Надежность оценки параметров действующих в массиве напряжений обеспечивается экспериментальными методами исследований. На ранней стадии отработки месторождений целесообразно использовать скважинные методы, основанные на измерении деформаций и смещений контура измерительной скважины, вызванные полной или частичной разгрузкой массива.

В ИГД СО РАН предложен способ определения НДС массива, получивший название метода параллельных скважин [1]. Суть метода заключается в бурении измерительной скважины, в которой устанавливается на определенной глубине многокомпонентный скважинный деформометр. После измерений начальных показаний осуществляется бурение на некотором удалении соседней (возмущающей) скважины, параллельной измерительной. Вызванные при этом смещения контура измерительной скважины характеризуют величины квазиглавных (главных в плоскости измерения) напряжений в массиве.

Важным достоинством метода является то, что деформационные свойства массива, необходимые для пересчета измеренных смещений контура скважины в напряжения, определяются непосредственно в массиве на участке установки деформометра. Для этого производят равномерное нагружение контура возмущающей скважины с использованием нагрузочного устройства, установленного «напротив» деформометра. Полученные при этом смещения контура позволяют определить упругий модуль массива [2].

Для реализации метода в ИГД СО РАН разработан измерительный комплекс приборов, отвечающий современным требованиям в части автоматизации процесса измерений и обработки данных [3,4]. Разработанные программно-технические средства прошли успешную апробацию при исследованиях НДС железобетонной крепи и бетонного массива [5,6].

В настоящее время на руднике «Мир» АК «Алроса» (Республика Саха – Якутия) под защитой подкарьерного предохранительного целика приступили к

отработке подкарьерных запасов с применением слоевой нисходящей системы разработки с твердеющей закладкой. Выемку запасов нижележащего блока 2 на глубинах 650 – 740 м от поверхности планируется осуществлять камерной системой разработки с закладкой.

В качестве исходной информации для обоснования численными методами расчета оптимальных параметров конструктивных элементов необходимы данные о величинах напряжений в массиве горных пород месторождения, отсутствующие в настоящее время. Вмещающие породы представлены соляной толщей пород на глубине разработки.

Для проведения исследований параметров исходного поля напряжений в соляном массиве применен метод параллельных скважин. Сложность его реализации заключается в том, что соляной массив обладает ярко выраженными реологическими свойствами, в то время как расчетный аппарат метода основан на применении упругой модели. Поэтому эффективность метода требует экспериментальной апробации с оценкой реологической составляющей деформации контура скважины за время бурения возмущающей скважины.

Апробация программно-технических средств и методики выполнения эксперимента в соляной толще пород проводилась в сбойке 1 нагор. –310 м (655 м от поверхности). Схема расположения замерной станции приведена на рис. 1.

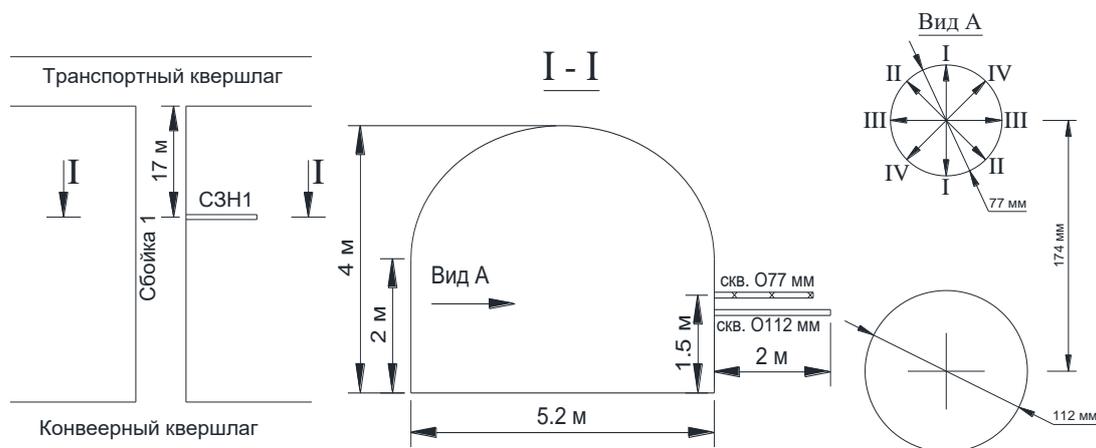


Рис.1. Схема СЗН в сбойке 1 гор. –310 м

Бурение измерительной ($\varnothing 77$ мм) и возмущающей ($\varnothing 112$ мм) скважин осуществлялось буровой машиной Husqvarna алмазными коронками фирмы Bosch (рис. 2).



Рис. 2. Буровая установка с буровым стандом Husqvarna, коронка Bosch

Результаты бурения показали высокое качество состояния контуров скважин и их соосность до глубины 2 м от контура орта.

В качестве примера экспериментальной апробации измерительных средств и методики эксперимента приведены данные, полученные на глубине установки деформометра (ГУД) $h = 1,65$ м от контура орта. На рис. 3 приведены графики смещений контура измерительной скважины по четырем направлениям деформометра (см. рис. 1) при ступенчатом нагружении возмущающей скважины.

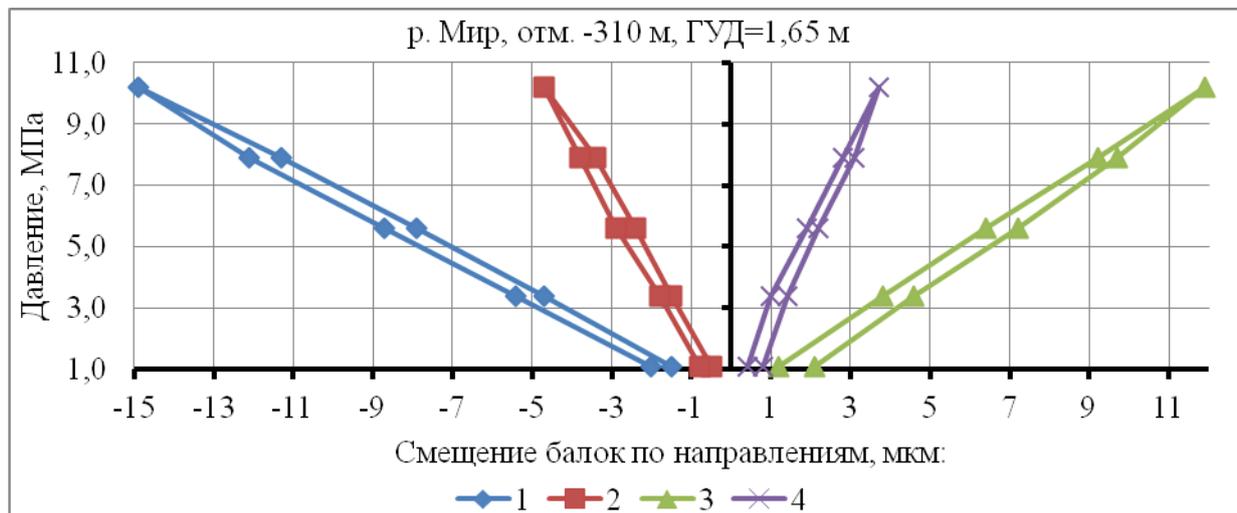


Рис.3. Деформации контура скважины при определении модуля $G_{\text{э}}$

В табл.1 показаны результаты расчета упругого модуля $\sigma_{\text{ээ}} = E/4(1 - \nu^2)$, а в табл.2 – сравнительная оценка вычисленного по $\sigma_{\text{ээ}}$ модуля упругости

($E = 3,64\sigma_{\text{ср}}$ при $\nu = 0,3$) соли с результатами его определения по испытанию образцов керн. В табл. 3 и 4 приведены экспериментально определенные величины компонент и квазиглавных напряжений.

Таблица 1

Результаты расчета модуля $\sigma_{\text{ср}}$

р. Мир отм.-310 м, 13.11.15, ГУД=1.65 м D1= 77.0mm, D2= 112.0mm, L= 174.0mm
давление, МПа

пара	угол	коэф	смещения, Мкм								
			1.1	3.4	5.6	7.9	10.2	7.9	5.6	3.4	1.1
1	0.0-0.17E+00		0.0	-3.2	-6.4	-9.8	-13.4	-10.6	-7.2	-3.9	-0.5
			1	1	1	1	1	1	1	1	1
2	-45.0 0.14E-01		0.0	-1.0	-1.9	-2.9	-4.2	-3.3	-2.4	-1.3	-0.3
			1	1	1	1	1	1	1	1	1
3	90.0 0.13E+00		0.0	2.6	5.2	8.0	10.7	8.5	6.0	3.4	0.9
			1	1	1	1	1	1	1	1	1
4	45.0 0.14E-01		0.0	0.6	1.5	2.4	3.3	2.7	1.8	1.0	0.4
			1	1	1	1	1	1	1	1	1

Результат расчета модуль Gk, ГПа (90.% доверительный интервал)
суммарный угол= 0.0 угол= 90.0

ветвь нагрузки
0.44E+01 (0.38E+01,0.52E+01) 0.44E+01 (0.42E+01,0.45E+01) 0.43E+01 (0.42E+01,0.44E+01)

ветвь разгрузки
0.46E+01 (0.40E+01,0.54E+01) 0.45E+01 (0.43E+01,0.47E+01) 0.46E+01 (0.45E+01,0.48E+01)

Таблица 2

Деформационные свойства солевого массива на участке измерения напряжений

Глубина измерения, м	N опыта	Величина нагрузки, МПа	Ветвь нагрузки		Ветвь разгрузки	
			$G_{\text{ср}}^*$, ГПа	E^{**}	$G_{\text{ср}}^*$, ГПа	E^{**}
1.65	1	10.2	4.3 (3.7 ÷ 5.0)	15.7	4.7 (4.1 ÷ 5.4)	17.1
	2	10.2	4.4 (3.8 ÷ 5.2)	16.0	4.6 (4.0 ÷ 5.4)	16.7

(*) – 90% доверительный интервал;

** – $E = 3.64G_{\text{ср}}$ при $\nu = 0.3$

Таблица 3

Расчет действующих напряжений (МПа) при ГУД = 1,65 м

	ГУД	Г1	R1	R2	L	ГХ	GK
	1.65	90.	38.5	56.0	180.0	270.	4700.
изм.напр.	1	2	3	4			
смещение	-0.0076	-0.0108	-0.0138	-0.0080			
признак	1	1	1	1			
	-0.0074	-0.0111	-0.0135	-0.0083			
		XX	YY	XY	S1	S2	HS2
		-5.3	-17.8	-0.5	-5.3	-17.8	-2.
DZETA=	0.010	0.2	0.8	0.1			
	1-2-3	-5.4	-18.2	-0.3	-5.4	-18.2	-1.
	1-2-4	-4.9	-17.1	-0.5	-4.9	-17.1	-2.

1-3-4	-5.4	-18.2	-0.6	-5.3	-18.2	-3.
2-3-4	-5.6	-17.7	-0.5	-5.6	-17.7	-2.

Таблица 4

Компоненты и квазиглавные напряжения (МПа)
в вертикальной плоскости (азимут 310°) на глубине измерений

Глубина измерения, м	Компоненты напряжений, МПа			Главные напряжения, МПа		Угол между горизонтом и σ_2 , град.
	σ_θ (*)	σ_z (*)	$\tau_{\theta z}$ (*)	σ_1	σ_2	
1.65	-5.3 (0.2)	-17.8 (0.8)	-0.5 (0.1)	-5.3	-17.8	-2**

Анализ результатов проведенных исследований показал следующее:

- разработанный измерительный комплекс обеспечивает надежную регистрацию смещений контура измерительной скважины с разрешающей способностью (чувствительностью) 0,5 мкм, вызванных бурением возмущающей скважины и последующим нагружением ее контура;

- для уменьшения влияния деформаций ползучести контура измерительной скважины, выполнение экспериментальных определений напряжений следует проводить не ранее 2–3 дней после ее бурения;

- результаты определения упругого модуля $G_{\theta z}$ при нагружении возмущающей скважины свидетельствуют о корректности использования упругой, однородной и изотропной модели при пересчете деформаций контура измерительной скважины в величины напряжений на участке установки деформометра: линейная зависимость деформаций от нагрузок без значительных остаточных смещений (упругость) и отсутствия нарушений контура скважины (однородность массива без нарушения его сплошности), хорошее согласование значений модуля $G_{\theta z}$ по всем измерительным направлениям деформометра, (изотропность массива) при максимальном 90% доверительном интервале в 30% от значения $\sigma_{\theta z}$ при среднеквадратическом отклонении не более 7% (см. рис. 3 и табл.1);

- результаты расчета по величине $\sigma_{\theta z}$ модуля упругости $E = 16$ ГПа (см. табл.2) хорошо согласуются с его оценкой по образцам керна из соли Чарской свиты (14,6 ÷ 19,6 ГПа);

- среднеквадратические отклонения компонент напряжений по результатам статистической обработки составляют 0,1–0,8 МПа (4–20% от величины σ) (см. табл. 3 и 4), что вполне допустимо для экспериментальных исследований;

- по результатам численных расчетов по упругой модели коэффициентов концентрации напряжений в окрестности орта 1 на глубине заложения измерительной станции установлено, что влияние орта на горизонтальную

компоненту вдоль его оси ограничено глубиной до 2 м от контура, а интегральное значение коэффициента концентрации вертикальной компоненты напряжений на глубине 1,65 м составляет 1,45; тогда при $\gamma H = 17,1 \text{ МПа}\sigma_E^{\text{расч}}$ должно достигать величины 24,8 МПа, что сопоставимо с прочностью соли (24,7 МПа);

- поскольку измеренная величина вертикальной компоненты напряжений составляет $\sigma_E = 5,3 \text{ МПа}$ (см. табл. 4), что существенно меньше расчетной его величины $\sigma_E^{\text{расч}}$, можно заключить, что приконтурная часть орта подвержена пластической деформации;

- измеренная горизонтальная компонента напряжений вдоль оси орта $\sigma_r = 17,8 \text{ МПа}$ (см. табл. 4) сопоставима по величине с γH .

Таким образом, можно сделать следующие выводы.

1. Результаты определения напряжений в орте 1 нагор. –310 м свидетельствуют о наличии в его окрестности упруго-пластической зоны, где величины напряжений ниже таковых для упругой модели. В этом случае оценка параметров исходного поля напряжений по данным натурных измерений возможна за зоной влияния горной выработки без каких-либо поправок. Данные измерений на контуре или вблизи его требуют достаточно сложной процедуры интерпретации и дополнительных исследований по корректному выбору модели поведения массива.

2. Установлено, что величина горизонтальной компоненты напряжений вдоль оси орта ($A = 310^\circ$) сопоставима с величиной вертикальных напряжений, вызванных весом налегающей породы (γH).

Работа выполнена при финансовой поддержке института «Якутнипроалмаз» АК «Алроса».

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Курленя М.В., Барышников В.Д., Попов С.Н. и др. Способ определения НДС в массиве горных пород // Открытия и изобретения. –1981. –№40.
2. Барышников В.Д., Курленя М.В., Попов С.Н. и др. Способ натурального определения упругих свойств горных пород в методе параллельных скважин / ФТПРПИ, 1982, №1.
3. В.Д. Барышников, В.Г. Качальский. Автоматизированный измерительный комплекс приборов для определения напряжений в массиве горных пород методом параллельных скважин. / ФТПРПИ. Новосибирск, 2010, №3
4. В.Д. Барышников, В.Г. Качальский. Программное обеспечение для определения напряжений в массиве горных пород. / Proceedings of the Vth International Geomechanics Conference, Varna, 2012.
5. Baryshnikov V.D., Baryshnikov D.V., Khmelinin A.P. Experimental estimation of the mechanical condition of the reinforced concrete lining in underground excavations. / SGEM, Albena, 2014, vol.2
6. V. Baryshnikov, D. Baryshnikov. Instrumental assessment of stress in concrete /SGEM, Albena, 2015, vol.3

© В. Д. Барышников, Д. В. Барышников, 2016

УДК 622.28.017+531.746

ЛАБОРАТОРНАЯ ОЦЕНКА ПОГРЕШНОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОСАДОК МАССИВА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СКВАЖИННОГО ИНКЛИНОМЕТРА

Дмитрий Васильевич Барышников

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, научный сотрудник лаборатории диагностики механического состояния массива горных пород, тел. (383)217-05-15, e-mail: vbar@misd.ru

В статье приведены результаты оценки погрешностей, возникающих при определении вертикальных смещений контролируемого объекта с помощью инклинометрического комплекса, на основе серии его лабораторных испытаний в контрольной скважине.

Ключевые слова: скважинный инклинометр, угол наклона, расстояние, вертикальное смещение, осадка, нивелир, погрешность.

LABORATORY ASSESSMENT OF ROCK MASS SUBSIDENCE ERRORS USING BOREHOLE INCLINOMETER

Dmitry V. Baryshnikov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Researcher, Laboratory for Diagnostics of Mechanical Condition of Rocks, tel. (383)217-05-15, e-mail: vbar@misd.ru

The author presents assessment of errors in determination of vertical movements of a test object using inclinometer based on the related laboratory test series carried out in a check borehole.

Key words: borehole inclinometer, inclination, distance, vertical movement, subsidence, geodetic level, error.

Слоевая система разработки снисходящим порядком выемки слоеви закладкой выработанного пространства, представленного высокоценными и слабоустойчивыми рудами, является рациональным способом добычи полезных ископаемых, обеспечивающим повышение безопасности горных работ с минимальными потерями и разубоживанием руды [1].

В отличие от формирования монолитного массива при последовательной выемке запасов в восходящем порядке, отработка слоев в нисходящем порядке приводит к неизбежному накоплению пустот в отработанном и заложенном пространстве вследствие усадки и компрессионного сжатия закладки. Данное обстоятельство в конечном итоге может привести к внезапному обрушению в очистные выработки закладки из вышележащих слоев [2].

Прогнозировать расчетными методами поведение блочных сред с неопределенными границами на контактах слоев и в условиях значительных изменений механических свойств закладки от времени ее формирования практически невозможно. Поэтому инструментальные наблюдения являются единственным надежным способом определения вертикальных смещений. Одним из таких способов, разработанных в ИГД СО РАН и опробованных в реальных условиях на рудниках АК «Алроса», является метод инклинометрии, суть которого заключается в последовательном измерении углов наклона установленной в контролируемом слое закладки обсадной трубы через равные интервалы [3]. Полученные данные позволяют рассчитать высотную отметку конца каждого интервала и построить профиль скважины. Разность между двумя циклами есть ни что иное, как осадка слоя за период между двумя этими замерами [4].

Погрешности, возникающие при определении методом инклинометрии вертикальных смещений закладочного массива при его подработке, в некоторых случаях могут достигать значений больших, чем величина осадки.

Общая погрешность при проведении измерений складывается из нескольких составляющих.

Во-первых, это погрешность самого чувствительного элемента, которая состоит из двух частей: шумы и изменение показаний при отклонении измерительной плоскости датчика от вертикали (датчики применяются однокомпонентные). Сгладить шумы можно путем усреднения принимаемых данных. Коэффициент усреднения определяется опытным путем, как максимально возможный, с условием, что показания с датчика не будут «отставать» от изменений его положения. Погрешность, возникающая при отклонении плоскости измерения датчика от вертикали, обычно указывается производителем: достаточно просто не выходить за ее пределы при

использовании второго датчика, установленного перпендикулярно плоскости измерения.

Во-вторых, погрешность, которая возникает при износе за счет трения контактных скользящих лыж или смещении датчика от своего начального положения в результате механического воздействия (удара), является постоянной величиной для каждого отдельного опыта. Определить ее величину можно с помощью тарировки устройства перед каждым экспериментом, а при проведении измерений – скомпенсировать показания на эту величину.

В-третьих, погрешность расстояния при установке зонда в точку с заданной координатой. Смещение dx инклинометрического зонда от координаты точки наблюдения приводит к изменению угла наклона $d\alpha$ (рис. 1).

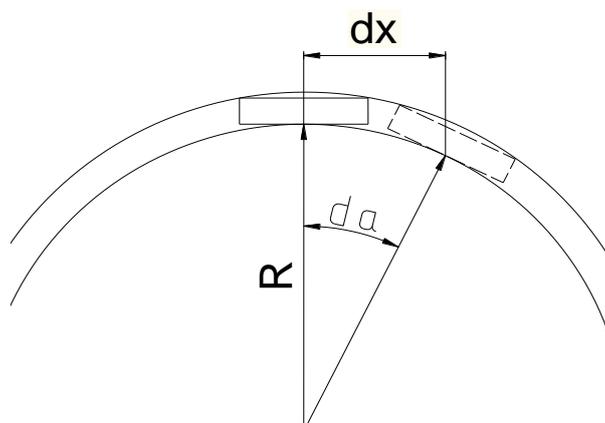


Рис. 1. Модель для определения погрешности измерения угла наклона в точке

Аппроксимация участка скважины в районе точки наблюдения окружностью с радиусом кривизны R позволяет оценить погрешность измерения угла $d\alpha$, которая определяется смещением зонда на величину dx относительно заданной координаты точки отсчета:

$$d\alpha = \frac{360 \cdot dx}{2\pi \cdot R} \quad (1)$$

Величину радиуса кривизны скважины ($R_{оц}$) можно оценить из размера контролируемого закладочного массива L_m вдоль наблюдательной скважины, а также его предельного относительного прогиба f_0 :

$$R_{оц} = L_m \left(f_0 + \frac{1}{8 \cdot f_0} \right) \quad (2)$$

Величина относительного прогиба выбирается согласно [5,6] или рассчитывается на основе деформационных свойств контролируемого массива.

Для закладочного массива радиус кривизны упругого прогиба меняется от координаты точки отсчета. Поэтому для оценки диапазона изменения радиуса кривизны была использована эпюра жёстко закреплённой по краям балки (рис. 2).

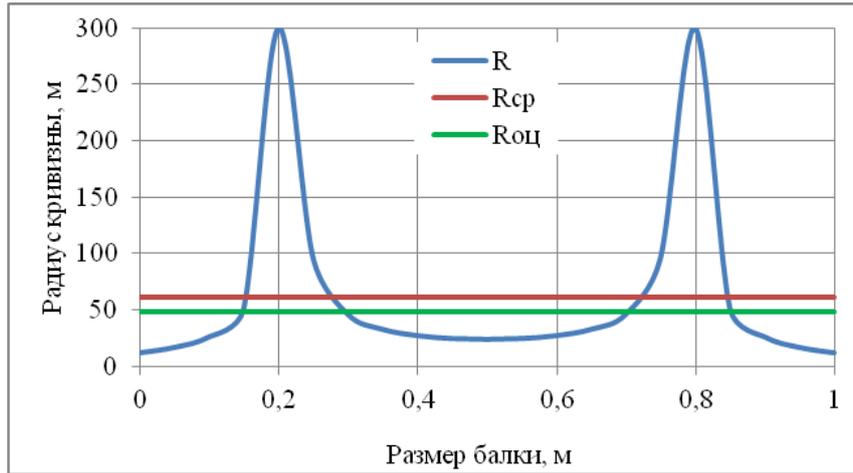


Рис. 2. Изменение радиуса кривизны прогнутой жестко закрепленной по краям балки

Определение радиуса кривизны (R) производилось по формуле [7]:

$$R = \frac{\left(\sqrt{1 + \left(\frac{dz}{dx} \right)^2} \right)^3}{\frac{d^2z}{dx^2}} \quad (3)$$

Как видно на рис. 2, среднее значение радиуса кривизны для жёстко закреплённой балки отличается от оценочного значения на 20%, а минимальное значение отличается от оценочного значения в ~ 4 раза.

В точке отсчета погрешность измерения угла $d\alpha(1)$ приводит к возникновению ошибки измерения вертикальной отметки dz :

$$dz = R_{оц}[1 - \cos(\alpha)] \quad (4)$$

Если во всех точках отсчета углы определяются с ошибкой одного знака, то максимальная ошибка вертикальных смещений dz_{Σ} на всей глубине скважины $L_{скв}$ составит:

$$dz_{\Sigma} = \frac{L_{скв}}{L_{sh}} dz \quad (5)$$

где L_{sh} – расстояние между точками наблюдения.

Качественным показателем точности измерения вертикальных смещений является ошибка на единицу глубины наблюдательной скважины:

$$\varepsilon_1 = \frac{dz_{\Sigma}}{L_{скв}} = \frac{dz}{L_{sh}} \quad (6)$$

При заданной величине допускаемой абсолютной ошибки определения вертикальных смещений dz_{Σ} или относительной ошибке ε_1 допускаемая ошибка установки зонда (dx) в точку наблюдения определяется из выражений (5) и (6) и не должна превышать величины:

$$dx = R_{\text{оц}} \arccos \left(1 - \frac{dz_{\Sigma} \cdot L_{\text{сн}}}{L_{\text{снв}} \cdot R_{\text{оц}}} \right) = R_{\text{оц}} \arccos \left(1 - \frac{\varepsilon_z \cdot L_{\text{сн}}}{R_{\text{оц}}} \right) \quad (7)$$

На рис. 3 показана зависимость ошибки определения вертикальной отметки от ошибки установки зонда (dx) в точку наблюдения.

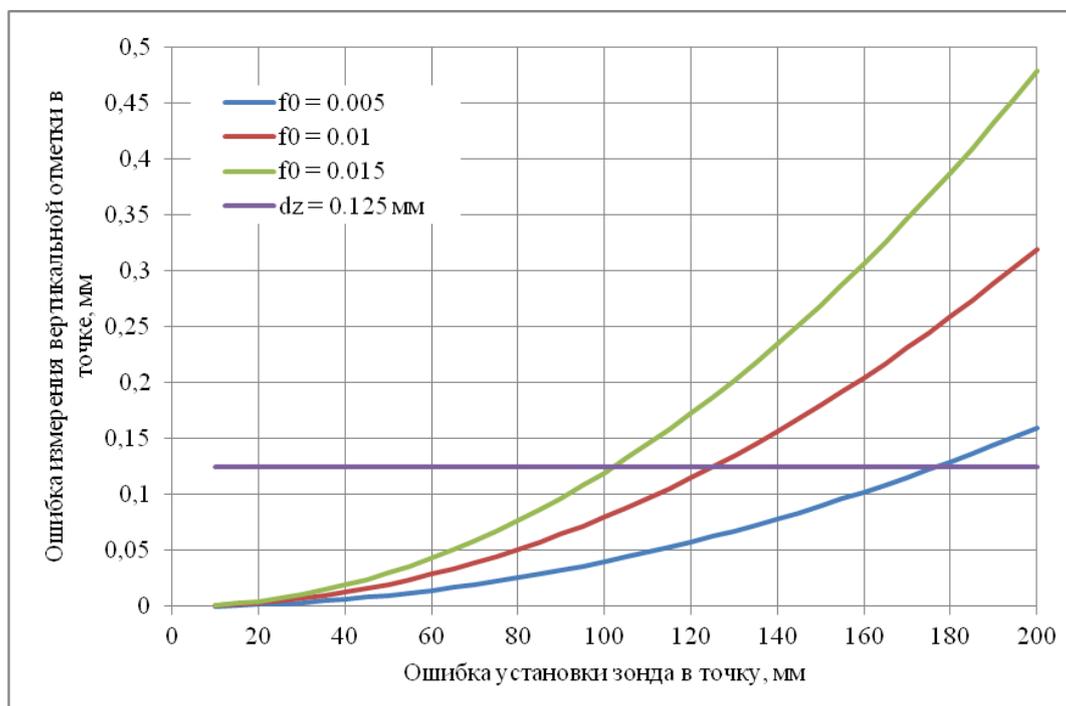


Рис. 3. График зависимости ошибки измерения вертикальной отметки от ошибки установки зонда в точку для скважины глубиной 5 м и ее относительном прогибе 0.005, 0.01 и 0.015

Зависимости приведены для скважины глубиной $L_m=5$ м и относительном прогибе $f_0=0.005$; 0.01 и 0.015. При 5% точности определения вертикальной отметки забоя скважины, что соответствует $dz_{\Sigma} = 1.25$ мм, ошибка установки зонда составляет 100 мм ($f_0=0.015$), 125 мм ($f_0=0.01$) и 175 мм ($f_0=0.005$).

Для определения фактической точности разработанного инклинометрического комплекса были проведены лабораторные испытания на пятиметровом отрезке полиэтиленовой трубы, жестко закрепленной по всей длине.

Измерения проводились при комнатной температуре ($\sim 20^{\circ}\text{C}$) в трех положениях трубы с различными значениями углов наклона. Для обеспечения представительской выборки в каждую точку отсчёта зонд устанавливался 42 раза. По результатам лабораторных испытаний были получены следующие значения и среднеквадратическое отклонение углов наклона обсадной трубы (рис. 4).

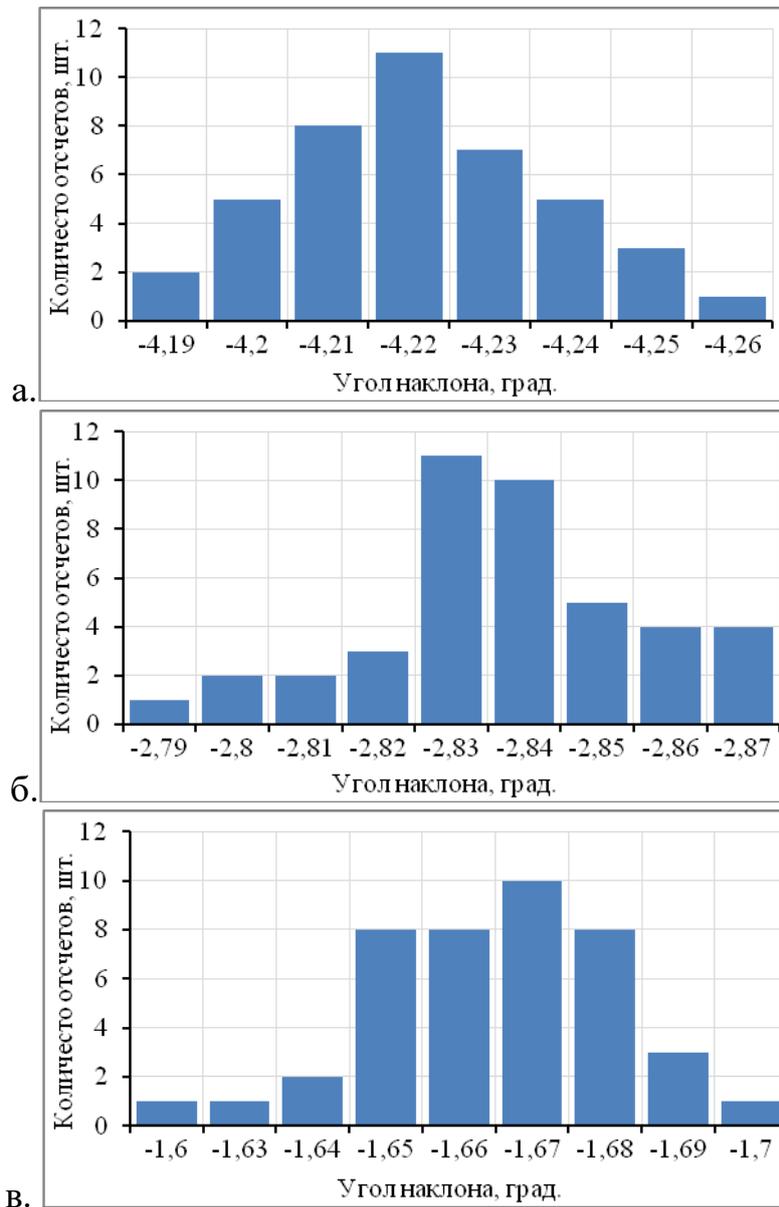


Рис. 4. Диаграмма распределения погрешности определения истинного значения угла наклона в точке: а – точка «1», б – точка «2», в – точка «3»

Стандартное отклонение в точке «1» $\sim 1.01'$, в точке «2» – $1.16'$, и в точке «3» – $1.1'$. График распределения измеренных углов наклона обсадной трубы подчиняется нормальному закону распределения.

Точность измерения угла наклона составляет порядка $1 \div 1.2'$, что позволяет оценить эквивалентную ошибку установки зонда (dx_3) в точку отсчета. На рис. 5 показана зависимость эквивалентной ошибки установки зонда (dx_3) в точку отсчета от радиуса кривизны для датчиков углов наклона со среднеквадратическим отклонением угла наклона 0.017° и 0.02° . Для достижения абсолютной погрешности вертикальной отметки забоя скважины $dz_{\Sigma}=1.25$ мм для скважины с относительным прогибом $f_0=0.01$ необходимо устанавливать зонд в точку отсчета с точностью $dx \leq 125$ мм, в то время, как эквивалентная ошибка установки составляет $dx_3=21.8$ мм. Поэтому, очевидно, что максимальная точность определения вертикальных отметок достигается в

случае, когда ошибка установки зонда в точку отсчета соизмерима с точностью измерения угла наклона, т.е. максимальная точность измерения отметок вертикальных смещений достигается в случае, когда установка зонда в точку производится с ошибкой $dx \leq 20$ мм.

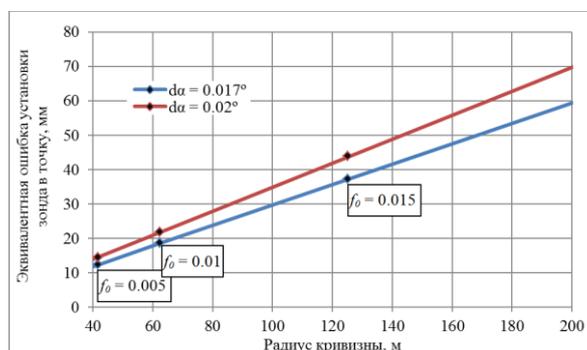


Рис.5. График зависимости эквивалентной ошибки установки в точку для датчика углов наклона со среднеквадратической отклонением определения угла наклона в точке 0.017° и 0.02° от радиуса кривизны скважины

При определении погрешности измерения угла наклона в точке определено:

- фактическое среднеквадратическое отклонение при измерении углов наклона в точке не превышает $1.2'$;
- допустимая величина ошибки установки зонда в точку отсчета в зависимости от точности датчика угла наклона составляет ± 20 мм относительно точки отсчета для датчиков ИЛМ-01 и ДК1-А при радиусе кривизны скважины ~ 60 м;
- в случае, когда определения профиля производится при $L_{sh} = L$, общая ошибка уменьшается при увеличении базы зонда (5).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Mining with Backfill. Edited by S Grauholm. – Luleo University of Technology, Sweden. – A.A. Balkema. Rotterdam. – 1983.
2. Терешин А.А. Обоснование способа управления искусственной кровлей при системе разработки горизонтальными слоями с нисходящей выемкой и закладкой. Автореферат диссертации к.т.н., Москва, 2002 г.
3. Барышников В.Д., Барышников Д.В. Организация и проведение наблюдений за сдвигами закладочного массива при его подработке. ГИАБ, №12, МГУ, г. Москва, 2008 г.
4. 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. – С. 225–229.
5. СНиП 2.01.07-85 «Нагрузки и воздействия»
6. СНиП 2.03.04-84 «Бетонные и железобетонные конструкции».

7. Г. Корн, Т. Корн. Справочник по математике (для научных работников и инженеров). И.: Наука. М.: 1974 г.

© Д. В. Барышников, 2016

УДК 550.34+622.831

**ЛАБОРАТОРНЫЕ ИСПЫТАНИЯ ДЕФОРМАЦИОННЫХ СВОЙСТВ
ДОЛОМИТА ПО ОБРАЗЦАМ КЕРНА СКВАЖИН**

Василий Дмитриевич Барышников

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, заведующий лабораторией диагностики механического состояния массива горных пород, тел. (383)217-05-41, e-mail: vbar@misd.ru

Владислав Генрихович Качальский

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории диагностики механического состояния массива горных пород, тел. (383)217-05-15, e-mail: kwg@ngs.ru

Дмитрий Васильевич Барышников

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, научный сотрудник лаборатории диагностики механического состояния массива горных пород, тел. (383)217-05-15, e-mail: vbar@misd.ru

В статье приведено краткое описание программно-технических средств для определения деформационных свойств горных пород при одноосном нагружении образцов керна. Дана оценка основных деформационных характеристик доломита, выполнены статистическая обработка и анализ полученных результатов.

Ключевые слова: доломит, образец, тензометрическая система, измерительный комплекс, нагрузка, деформация, модуль упругости, коэффициент Пуассона.

LABORATORY TESTING OF DOLOMITE DEFORMATION CHARACTERISTICS USING CORE SAMPLES

Vasily D. Baryshnikov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, Head of Laboratory for Diagnostics of Mechanical Condition of Rocks, tel. (383)217-05-41, e-mail: vbar@misd.ru

Vladislav G. Kachalsky

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, Assistant Professor, Senior Researcher, tel. (383)217-05-15, e-mail: kwg@ngs.ru

Dmitry V. Baryshnikov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Researcher, Laboratory for Diagnostics of Mechanical Condition of Rocks, tel. (383)217-05-15, e-mail: vbar@misd.ru

The paper offers a brief description of hardware/software meant for assessment of deformation properties of rocks in uniaxial compression testing of core samples. The authors give estimates of basic deformation characteristics of dolomite and data of statistical processing and analysis of the test results.

Key words: dolomite, sample, strain-gauge system, measurement equipment, loading, deformation, elasticity modulus, Poisson's ratio.

В связи с увеличением глубины горных работ при отработке подкарьерных запасов на руднике «Айхал» АК «АЛРОСА» и планируемым переходом на камерную систему разработки с твердеющей закладкой, актуальны вопросы обоснования рациональных параметров камер и выбора условий подтверждения полевых транспортных выработок.

Для корректного применения численных методов расчета НДС конструктивных элементов и оценки их устойчивости необходима исходная

информация о величинах действующих напряжений и механических свойствах горных пород на глубоких горизонтах месторождения. Начальный этап определения механических свойств вмещающих пород, представленных переслаивающимися толщами доломитов и мергелей, выполнен по результатам лабораторных испытаний образцов керна скважин.

Исследования прочностных и деформационных свойств доломитов проводились в соответствии с ГОСТами [1–3].

Для выполнения испытаний деформационных свойств использован разработанный в ИГД СО РАН измерительный комплекс [4], приведенный на рис. 1. Измерения деформаций керна при нагружении осуществлялись с применением пружинного тензометра ДМ-12 конструкции ВНИМИ. Сигналы тензодатчиков, наклеенных на прижимные резиновые пластины тензометра, поступают на измерительный блок, включающий многоканальный аналогово-цифровой преобразователь, и передаются по дискретному каналу связи на ПК.

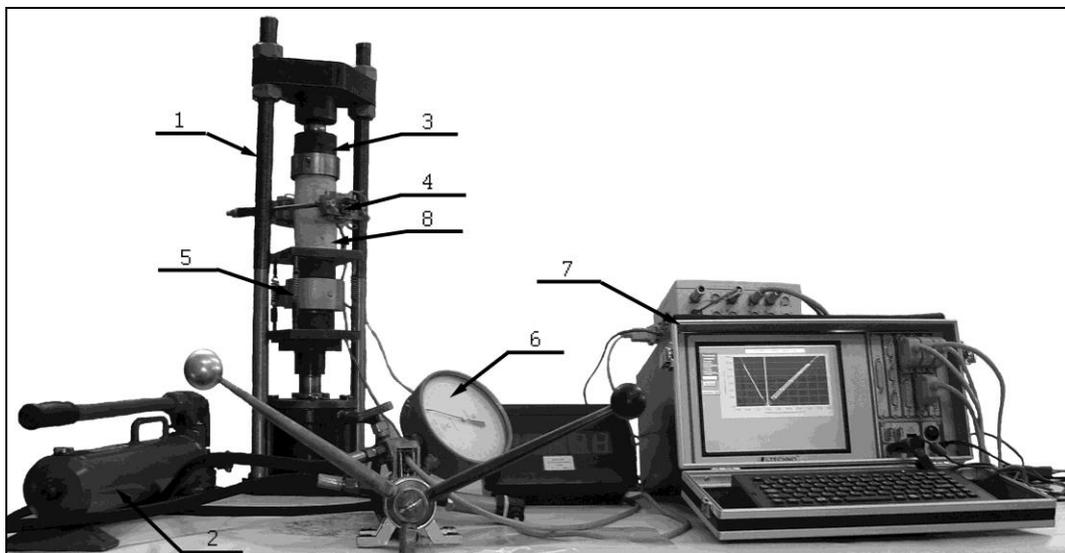


Рис.1. Комплекс аппаратуры для измерения деформационных свойств образцов керна:

- 1 - гидравлический пресс; 2 - ручной насос; 3 - центрирующее устройство;
- 4 - пружинный тензометр ДМ-12; 5 - датчик усилия; 6 - контрольный манометр; 7 – компьютер

Программное обеспечение, разработанное для автоматизации процесса проведения экспериментов, позволяет вводить исходные данные образца керна: место и время отбора керна, геометрические размеры образца, характеристики тензодатчиков и т.п. В процессе нагружения программное обеспечение позволяет наблюдать в режиме реального времени графики деформаций осевых (2 шт.) и радиальных (2 шт.) тензодатчиков при нагрузке и разгрузке образца (рис. 2).

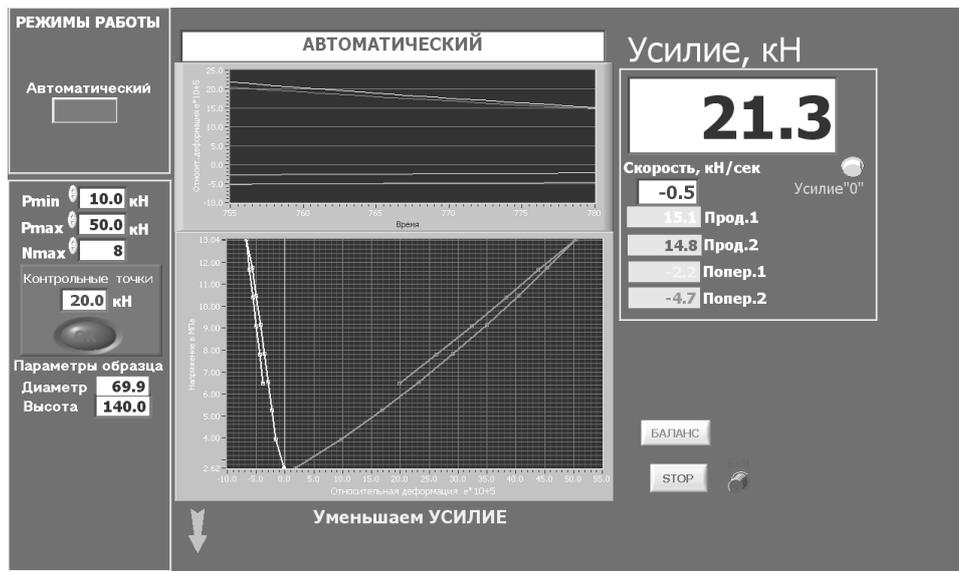


Рис. 2. Экранная форма для отображения хода эксперимента при одноосном сжатии:

верхний график - изменения деформаций по каждому тензодатчику; нижний график: средние значения осевых и радиальных деформаций при нагрузке и разгрузке образца

Визуализация графиков нагружения образца позволяет определить момент перехода процесса деформирования в неупругую область (при отклонении графиков от линейности) и прекратить дальнейшее нагружение с целью предотвращения разрушения образца и получения необходимых для расчетов показателей упругих свойств породы.

Для определения деформационных (модули деформации E_g и упругости E_y , коэффициентов поперечных деформаций ν_n и Пуассона ν) и прочностных (прочность на одноосное сжатие $\sigma_{сж}$ и растяжение σ_p) свойств доломита было отобрано 11 образцов керна из двух ортогонально расположенных горизонтальных скважин. Результаты испытаний керна приведены в табл. 1.

Анализ результатов статистической обработки данных механических свойств показывает, что коэффициент вариации не превышает значения 20%, рекомендованного ГОСТами. Сравнительная оценка средних значений механических свойств породы по скважине 1 ($E_y = 26,7$ ГПа, $\nu = 0,16$, $\sigma_{сж} = 47,1$ МПа, $\sigma_p = 2,9$ МПа) и по скважине 2 ($E_y = 22,9$ ГПа, $\nu = 0,19$, $\sigma_{сж} = 51,6$ МПа, $\sigma_p = 2,7$ МПа) позволяет отметить, что соответствующие показатели сопоставимы по величинам, а анизотропия параметров упругости доломита не наблюдается. Коэффициенты корреляции между модулем деформации E_g и $\sigma_{сж}$ для образцов скважины 1 – $K_{кор} = 0,76$, для скважины 2 – $K_{кор} = 0,82$.

Таблица 1

Показатели механических свойств доломита по образцам керна скважин

№ скв.	№ обр.	E_g , ГПа	ν_n	E_y , ГПа	ν	$\sigma_{сж}$, МПа	σ_p , МПа
1	1	23,6	0,22	24,5	0,14	38,1	2,9
	2	22,6	0,12	23,8	0,13	49,4	3,0
	3	22,3	0,21	23,2	0,17	45,4	3,2
	4	25,0	0,19	26,1	0,16	45,3	2,4
	5	34,2	0,17	35,7	0,18	57,2	2,8
2	1	23,7	0,25	24,3	0,23	47,0	2,6
	2	19,5	0,18	21,2	0,18	43,4	2,0
	3	22,0	0,17	23,2	0,17	45,6	2,3
	4	23,0	0,16	23,6	0,16	52,3	2,8
	5	23,4	0,18	25,1	0,18	52,7	3,8
	6	25,6	0,22	27,1	0,22	68,4	2,9
Среднее знач. по 2 скв.		24,1	0,2	25,3	0,20	49,53	2,78
Сред.кв.откл.		3,7	0,035	3,8	0,03	8,110	0,48
Коэф. вариаци., %		15,4	18,8	15,1	16,7	16,4	17,1

Таким образом, по результатам испытаний определены показатели механических свойств доломита на глубоких горизонтах рудника «Айхал». При этом установлен высокий коэффициент корреляции между модулем деформации и прочностью доломита на одноосное сжатие и квазиоднородный характер его упругого деформирования.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. ГОСТ 21153.2-84 Породы горные. Методы определения предела прочности при одноосном сжатии.
2. ГОСТ 21153.3-85 Породы горные. Методы определения предела прочности при одноосном растяжении.
3. ГОСТ 28985-91 Породы горные. Методы определения деформационных характеристик при одноосном сжатии.
4. Барышников В.Д., Качальский В.Г. Универсальный измерительный комплекс для определения НДС и механических свойств горных пород. Труды конф. С участием иностранных ученых «Фундаментальные проблемы формирования техногенной среды» (28 июня – 2 июля 2010 г.) / Новосибирск: ИГД СО РАН, 2010.

© В. Д. Барышников, В. Г. Качальский, Д. В. Барышников, 2016

УДК 539.3.01:622.834

К ВОПРОСУ ОЦЕНКИ ФОРМИРОВАНИЯ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ПОДКАРЬЕРНОЙ ПОТОЛОЧИНЫ ЧИСЛЕННЫМИ МЕТОДАМИ

Василий Дмитриевич Барышников

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, заведующий лабораторией диагностики

механического состояния массива горных пород, тел. (383)217-05-41, e-mail: vbarl@misd.nsc.ru

Лидия Николаевна Гахова

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, старший научный сотрудник лаборатории диагностики механического состояния массива горных пород, тел. (383)217-03-37, e-mail: gahoval@mail.ru

Выполнен анализ напряженно-деформированного состояния переходной зоны от открытой к подземной отработке месторождения на этапе формирования подкарьерной потолочины и в процессе развития горных работ при выемке запасов на руднике «Айхал» АК «АЛРОСА». Показана необходимость учета высотных отметок бортов карьера при численном моделировании напряженного состояния подкарьерного массива.

Ключевые слова: предохранительный целик, математическое моделирование, напряженно-деформированное состояние, критерии прочности

ESTIMATION OF STRESS–STRAIN STATE IN CROWN PILLAR UNDER OPEN PIT USING NUMERICAL METHODS

Vasily D. Baryshnikov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Ph. D. Eng, Head of Laboratory for Diagnostics of Mechanical Condition of Rocks, tel. (383)217-05-41, e-mail: vbar@misd.nsc.ru

Lidia N. Gakhova

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Senior Researcher, Laboratory for Diagnostics of Mechanical Condition of Rocks tel. (383)217-03-37, e-mail: gahoval@mail.ru

The authors have analyzed stress–strain state of rocks in the transition zone between an open pit and an underground mine at the stage of establishing a crown pillar below the open pit floor and in the course of underground mining in Aikhall Mine, ALROSA. It is shown that numerical modeling of stress state in rock mass immediately below an open pit mine should account for grade elevations of the open pit walls.

Key words: protective pillar, mathematical modeling, stress–strain state, strength criteria.

Актуальность вопросов геомеханического обеспечения технических решений при переходе от открытой к подземной разработке месторождений определяется возрастающим числом карьеров, достигших критических глубин. При комбинированной последовательной разработке месторождения запасы ниже дна карьера отрабатываются в условиях технологического взаимодействия карьера и подземного рудника, что приводит к необходимости учета взаимодействия элементов открытой и подземной технологий. Происходящие при этом геомеханические процессы определяются

совокупностью природных условий и технологических факторов [1]. Выбор эффективной и безопасной технологии подземной отработки подкарьерных запасов должен основываться на оценке геомеханического состояния массива горных пород и прогнозе его изменений в процессе развития горных работ.

В сложных гидрогеомеханических условиях защита подземных горных выработок от прорыва обводненных илов и паводковых вод со дна карьера осуществляется путем оставления подкарьерного предохранительного целика (рудной потолочины). Для обеспечения безопасности горных работ необходим обязательный контроль (мониторинг) его механического состояния [2]. Основная цель мониторинга - установление тенденции развития геомеханических процессов в породном массиве путем проведения постоянных наблюдений, оценок и прогноза его состояния для принятия своевременных управленческих решений по безопасным условиям отработки запасов [3].

Изучение особенностей формирования напряженного состояния переходной зоны наиболее эффективно с использованием численных методов, позволяющих моделировать возможные варианты ведения очистных работ и устанавливать закономерности изменения напряженно-деформированного состояния (НДС) массива в процессе отработки. Существующие инженерные методы оценки устойчивости потолочин на основании расчетов плит-балок не учитывают особенностей распределения напряжений в переходной зоне. Между тем, в большинстве случаев критерии устойчивости основаны на сопоставлении напряжений конструктивных элементов разработки с прочностью породного массива [3–5].

Ниже, в рамках реализации комплексного подхода, основанного на использовании численных и экспериментальных методов исследований, приведены результаты оценок и анализа геомеханической ситуации в подкарьерной потолочине на различных этапах подземной отработки запасов на руднике «Айхал» АК «АЛРОСА».

В соответствии с проектом подземная отработка кимберлитовой трубки ниже дна карьера производится с применением слоевой системы разработки и твердеющей закладкой под защитой подкарьерной потолочины. Для снижения риска затопления горных выработок в сложных гидрогеологических и горнотехнических условиях рудника формирование потолочины производится путем первоочередной отработки 3-го слоя [6]. При благоприятной геомеханической ситуации, оцениваемой по результатам мониторинга, планировалось последовательно в восходящем порядке отработать слои 2 и 1. При этом контур кровли слоя 1 достигает границы безопасной глубины разработки, расположенной на удалении 25 м от дна карьера.

Оценка и анализ формирования НДС подкарьерного массива проводилась с применением метода граничных интегральных уравнений [3]. Задача решалась для реальной геометрии карьер (рис. 1). Прочностные свойства кимберлита приняты по результатам лабораторных испытаний керна: $\sigma_{сжс} \approx 12$ МПа, $\sigma_p \approx 1$ МПа. Исходное напряженное состояние массива горных пород

принято следующее: $\sigma_y^0 = -\gamma H$, $\sigma_x^0 = -\lambda\gamma H$, где σ_x^0 , σ_y^0 – исходные напряжения, действующие на глубине H , $\lambda = 0.5$ – коэффициент бокового отпора. Упругие константы – $E=10$ ГПа, $\nu=0,25$. Предполагается, что поверхность карьера свободна от напряжений.

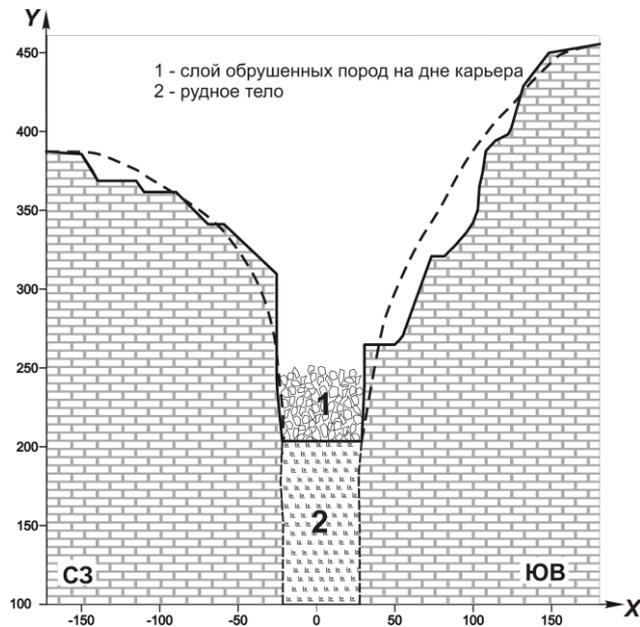


Рис. 1. Вертикальный разрез в крест простирания рудного тела

Расчеты НДС массива проведены для реальной геометрии бортов карьера (рис. 1) и с учетом аппроксимации ступенчатых бортов гладкой кривой (на рис. 1 – пунктирная линия). Установлено, что на характер распределения напряжений ниже дна карьера учет уступов в бортах карьера не оказывает влияния. Асимметричный характер деформаций и напряжений в подкарьерном массиве (рис. 2) является следствием различия высотных отметок бортов. В этих условиях использование инженерных методов расчета параметров водоупорной потолочины, представленной в виде плиты-балки [7], может привести к существенным неточностям при оценке её НДС.

Напряженное состояние подкарьерного массива до начала формирования потолочины характеризуется разгрузкой от вертикальных (σ_y) напряжений (рис. 2б). При оценке устойчивости потолочины определяющими являются горизонтальные напряжения (σ_x) (рис. 2в).

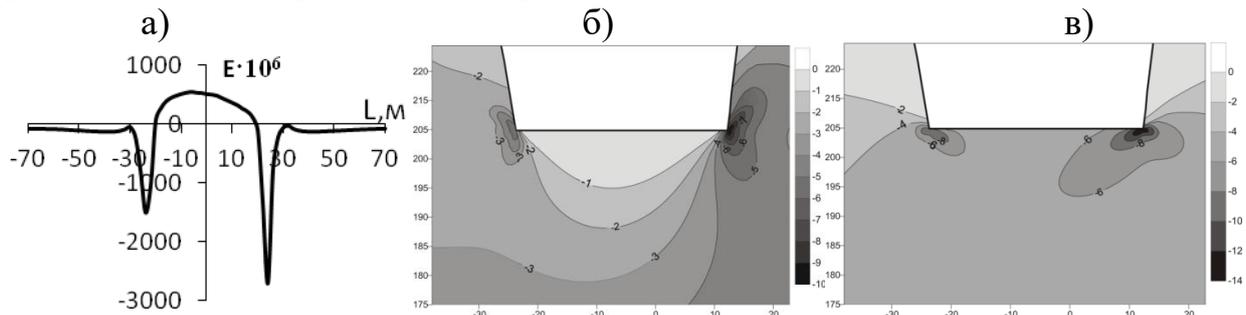


Рис. 2. Вертикальные деформации ($E \cdot 10^6$) массива по линии дна карьера (а); вертикальные (б) и горизонтальные (в) напряжения (МПа) в подкарьерном массиве после отработки карьера

Прогнозная оценка НДС подкарьерного массива рудной потолочины при её формировании по проектному варианту отработки слоев 3→1 (рис. 3) показала следующее: после отработки разрезного слоя 3 зона запредельного деформирования рудного массива распространяется в ЮВ части (под бортом с наибольшей высотной отметкой) на глубину до 2–3 м от дна карьера; основная часть потолочины испытывает дополнительное обжатие, что не создает условий для раскрытия в ней вертикальных трещин и, как следствие, не способствует возрастанию водопритоков со дна карьера; в кровле разрезного слоя формируется зона дополнительных растягивающих горизонтальных деформаций (рис. 3б), что, в случае образования трещин, снижает эффективную мощность потолочины.

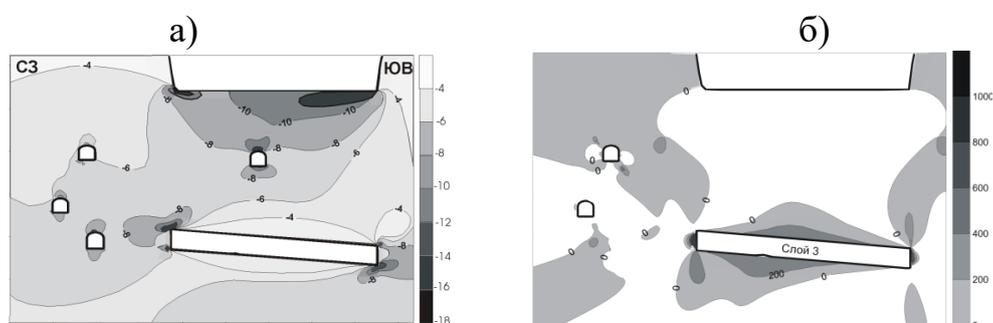


Рис. 3. Горизонтальные (а) напряжения (МПа) и дополнительные деформации ($E \cdot 10^6$) в подкарьерном массиве после отработки разрезного слоя 3

По мере отработки слоев 3→1 в центральной части потолочины происходит увеличение горизонтальных сжимающих напряжений на контуре дна карьера с 12 МПа до 14 МПа, а в кровле очистного пространства – с 2 МПа до 4 МПа (рис. 4).

Проведенный анализ позволил обосновать контролируемые параметры, выбрать методы и зоны контроля деформационных процессов в потолочине [5].

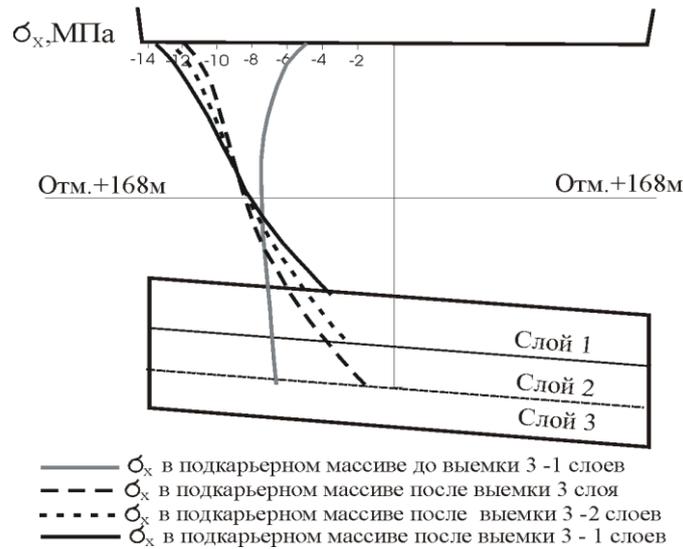


Рис. 4. Эпюры изменения σ_x вдоль центральной вертикальной оси трубки

Дальнейший анализ изменений геомеханической ситуации по мере развития горных работ в подкарьерном массиве выполнялся с использованием методического подхода, основанного на комплексном применении экспериментальных и численных методов для определения потенциальных зон запредельного деформирования горных пород по различным критериям разрушения [5]. Полученная информация по выбору критерия разрушения и предельных его значений [3,5] позволила прогнозировать состояние рудной потолочины в зависимости от условий отработки подкарьерных запасов.

Анализ геомеханической ситуации выполнен для наиболее опасного сечения рудной потолочины. Рис. 5 отражает эволюцию зон неупругих деформаций под дном карьера в северо-восточной его части на различных этапах выемки подкарьерных запасов.

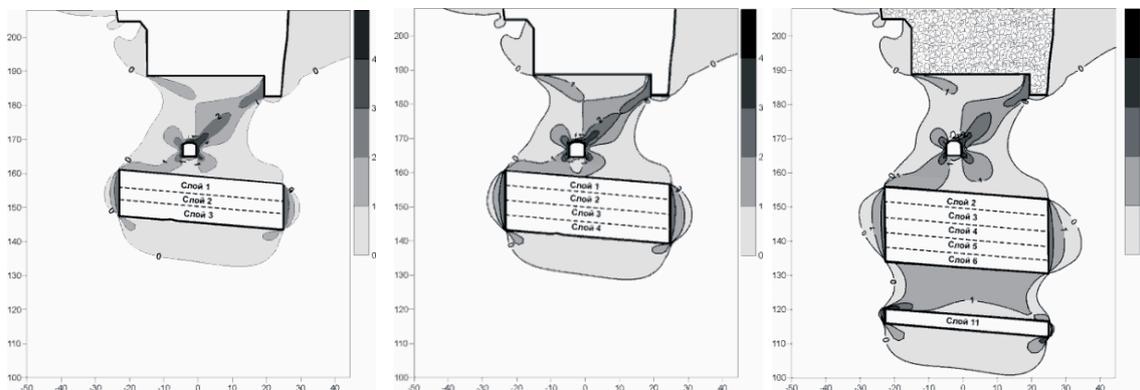


Рис. 5. Зоны неупругих деформаций ($\sigma_s > 2$ МПа) в подкарьерной потолочине после выемки слоев 3→2→1 (а), 3→2→1→4 (б) и слоев 2 – 6, 11 (в)

После отработки в восходящем порядке слоев 3→2→1 не образуется сплошной локализованной зоны запредельного деформирования в потолочине (рис. 5а). Последующая выемка слоя 4 приводит к смыканию зон критических деформаций, формирующихся между сводом ВЗШ и дном карьера (рис. 5б). При отработанных слоях 3→2 выемка нижележащих слоев в нисходящем порядке не приводит к смыканию зон неупругих деформаций (рис. 5в), что сохраняет водозащитные свойства потолочины.

С учетом прогнозных оценок на руднике отказались от отработки слоя 1 и перешли на нисходящий порядок отработки запасов ниже слоя 3.

Результаты исследований показали, что в условиях разных по высоте бортов карьера деформирование потолочины носит сдвиговой характер, поэтому расчеты параметров потолочины в виде плиты–балки не корректны и при значительной разнице отметок бортов погрешность расчетов может быть существенной.

Адаптированная к реальным условиям расчетная модель при наличии экспериментально установленных критических параметров деформирования массива является надежным инструментом прогнозирования геомеханической ситуации в подкарьерном массиве для принятия своевременных мер по обеспечению безопасности горных работ.

Работа выполнена при финансовой поддержке института ЯКУТНИПРОАЛМАЗ АК «АЛРОСА».

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Каплунов Д.Р., Калмыков В.Н., Рыльникова М.В. Комбинированная геотехнология. – М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2003.
2. Инструкция по безопасному ведению горных работ при комбинированной (совмещенной) разработке рудных и нерудных месторождений полезных ископаемых // Сб. руководящих материалов горнорудного надзора. – М.: Изд. АГН, 1998.
3. Барышников В.Д., Барышников Д.В., Гахова Л.Н., Качальский В.Г. Геомеханический мониторинг при разработке полезных ископаемых // ФТПРПИ. – Новосибирск. – 2014. – №5. – С. 61 – 74.
4. Булычев Н.С. Механика подземных сооружений. – М.: Недра. - 1989.
5. Курленя М.В., Барышников В.Д., Гахова Л.Н. Развитие экспериментально-аналитического метода оценки устойчивости горных выработок // ФТПРПИ. – Новосибирск. – 2012. – №4.- С. 20 – 28.
6. Барышников В.Д., Гахова Л.Н., Черепнов А.Н. Геомеханический контроль состояния рудной потолочины при подземной отработке подкарьерных запасов / Труды междунар. конф. «Роль геомеханики в устойчивом развитии горной промышленности и гражданского строительства». – Несебыр, Болгария. –2007. – с. III-9 – III-16.
7. Барях А.А., Самоделкина Н.А., Паньков И.Л. Разрушение водоупорных толщ при ведении крупномасштабных горных работ. Ч. I // ФТПРПИ. – 2012. – №5. – С.3 –14.

© В. Д. Барышников, Л. Н. Гахова, 2016

ОСОБЕННОСТИ РАЗВИТИЯ ПРОЦЕССОВ ДЕФОРМИРОВАНИЯ И МИКРОСЕЙСМИЧЕСКОЙ ЭМИССИИ ПРИ НАГРУЖЕНИИ ОБРАЗЦОВ ГОРНЫХ ПОРОД ДО РАЗРУШЕНИЯ

Владимир Иванович Востриков

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, заведующий лабораторией горной геофизики, тел. (383)217-00-01, e-mail: vvi.49@mail.ru

Ольга Михайловна Усольцева

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат физико-математических наук, руководитель 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 проспект, 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: paveltsky@mail.ru

Владимир Николаевич Семенов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, главный специалист, тел. (383)330-96-41, e-mail: centre@mysd.nsc.ru

Приводится лабораторное исследование процесса деформирования образцов искусственных слоистых геоматериалов до разрушения с одновременным измерением напряжений, деформаций и сигналов микросейсмической эмиссии. Анализ синхронизированных экспериментальных данных позволил определить особенности изменения параметров микросейсмических сигналов в зависимости от стадии процесса деформирования образцов горной породы, а также выявить динамику эволюции микроразрушений и зоны магистрального разрыва.

Ключевые слова: лабораторный эксперимент, одноосное сжатие, геоматериал, микросейсмическая эмиссия, напряжение, деформация, разрушение.

DEFORMATION PROCESSES FEATURES AND MICROSEISMIC EMISSION OF ROCK SPECIMENTS UNDER LOADING UNTIL FAILURE

Vladimir I. Vostrikov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, Head of Mining Geophysics Laboratory, tel. (383)217-00-01, e-mail: vvi.49@mail.ru

Ol'ga M. Usol'tseva

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Physico-Mathematical Sciences, Director of the Geomechanical, Geophysical and Geodynamic Measurement Center for Shared Use, tel. (383)330-96-41, e-mail: usoltseva57@mail.ru

Pavel A. Tsoi

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect; Novosibirsk State Technical University, 630073, Russia, Novosibirsk, 20 Karl Marx prospect, Candidate of Physico-Mathematical Sciences, Researcher, tel. (383)330-96-41, e-mail: paveltsoy@mail.ru

Vladimir N. Semenov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Main Specialist, tel. (383)330-96-41, e-mail: centre@misd.nsc.ru

The authors describe the laboratory tests on deformation of artificial layered geomaterials to failure with concurrent measurement of stresses, strains and microseismicity emission. The analysis of the synchronized experimental data identifies peculiarities of change in parameters of microseismic signals depending on deformation process stages and reveals dynamics of evolution of microfractures and main fracture zone.

Key words: laboratory test, uniaxial compression, geomaterial, microseismic emission, stress, strain, fracture.

В настоящее время широко признано, что данные о напряженно-деформированном состоянии горных пород, а также их изменении в зависимости от приложенных нагрузок не являются достаточной информацией для описания процесса деформирования и разрушения. Важным параметром, характеризующим, наряду с напряженно-деформированным состоянием процесс разрушения горных пород на различных масштабных уровнях, является сейсмическая активность. Обзор литературы за последние годы показывает, что имеется ряд результатов лабораторных экспериментов на образцах горных пород при их нагружении с одновременными исследованиями микросейсмической эмиссии (МСЭ), которую в условиях лабораторного эксперимента можно рассматривать как аналог сейсмичности [1–5].

Целью данной работы являлось изучения взаимодействия и взаимного влияния параметров полей различной физической природы: поля напряжений, деформаций и МСЭ при нагружении образцов геоматериалов до разрушения для получения прогнозных оценок подготовки и реализации магистрального разрыва.

Испытания образцов геоматериалов проводились на измерительном стенде [6]. Программа нагружения сервогидравлического пресса Instron–8802, представляла собой одноосное сжатие до разрушения со скоростью перемещения подвижного захвата 0,1 мм/мин. В процессе нагружения производилась непрерывная запись нагрузки и перемещения подвижного захвата. Образцы представляют собой цилиндры из искусственного материала, имитирующего слоистую горную породу. Угол напластования (угол между осью цилиндра и нормалью к плоскости слоев (изотропии) составлял $\Psi=0^\circ, 15^\circ, 30^\circ, 45^\circ, 60^\circ, 75^\circ, 90^\circ$. Размеры цилиндрических образцов – длина 60 мм, диаметр 30 мм. На рис. 1 показаны фотографии испытательного образца с установленными датчиками для

регистрации МСЭ (а), а также образцы с углами напластования 90° (б) и 45° (в) после разрушения.

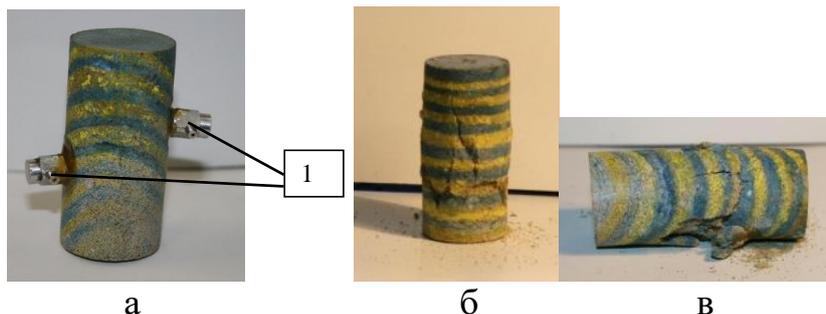


Рис. 1. Фотографии испытательного образца № 9 (а) с установленными датчиками для регистрации МСЭ (1), а также образцов после разрушения

Далее приводится анализ результатов, полученных на образце с углом напластования 90° . На рис. 2 приведены графики “ $\sigma/\sigma^{BP} - t$ ”, где σ – текущее напряжение, σ^{BP} – предел прочности образца при одноосном сжатии, t – время (с). С целью более наглядного представления графики разделены по времени:

а - 0 - 350 с, б - 350 - 500 с.

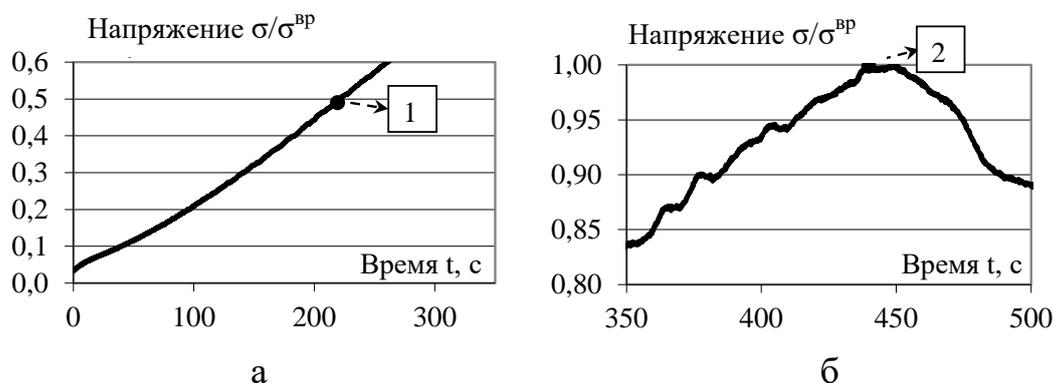


Рис. 2. Зависимость “напряжение – время” для образца с углом напластования 90° :

а – время 0 – 350 сек, б – 350 – 500 сек. Цифрами 1 и 2 отмечены моменты времени, в которые зафиксированы сигналы микросейсмической эмиссии

Предел прочности образца $\sigma^{BP}=12,1$ МПа. Зависимость напряжения от времени свидетельствует о многоступенчатости деформационного процесса. Выделяются три стадии процесса деформирования до предела прочности. На первой стадии деформирования (1) от начала роста нагрузки до $\sigma/\sigma^{BP}=0,2\div 0,25$ материал образцов уплотняется, текущие величины модулей деформации имеют заниженные значения из-за разрушения мелких неоднородностей на торцах образца, закрытия пор, микротрещин и т.п.

На рис. 3 представлен сигнал МСЭ, зарегистрированный в точке 1, рис.2а, а на рис. 4 – в точке 2, рис. 2б.

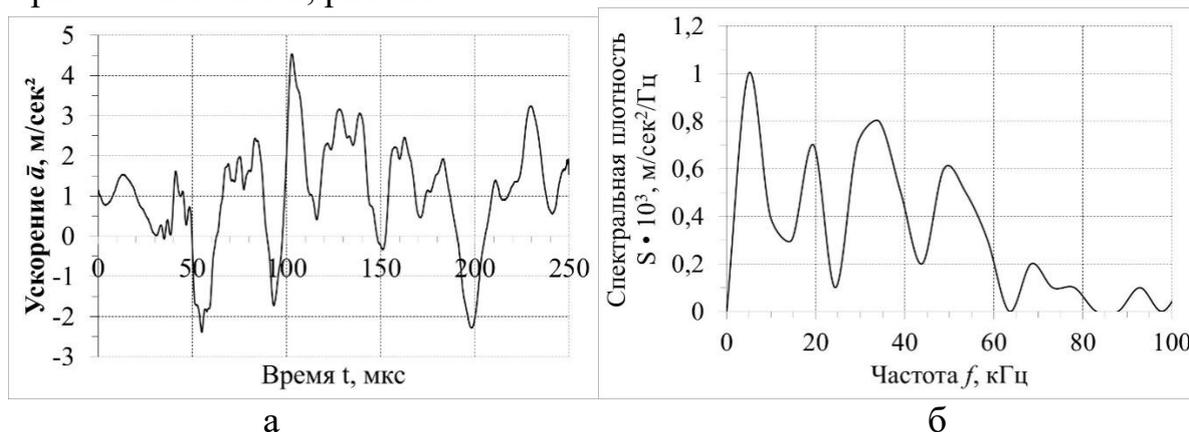


Рис. 3. Сигнал МСЭ, зарегистрированный в точке 1, рис. 2а

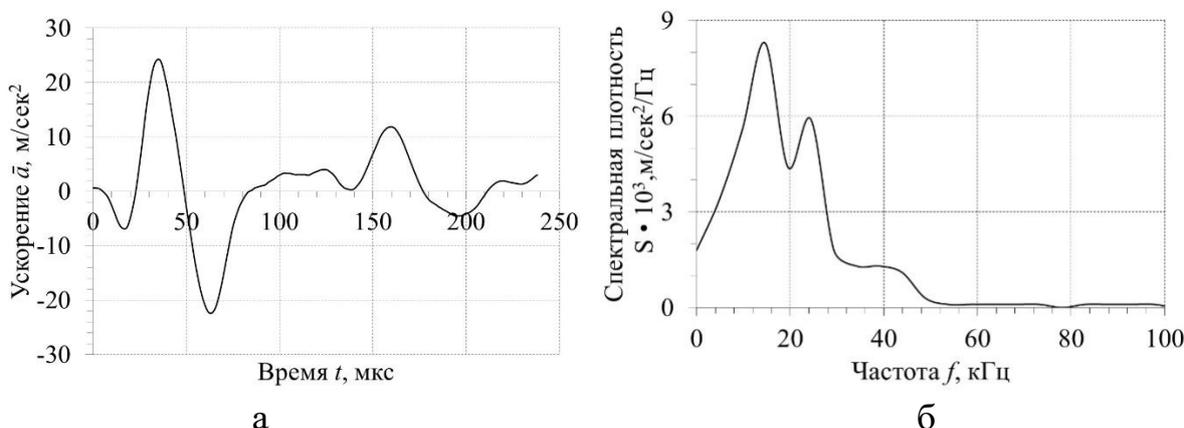


Рис. 4. Сигнал МСЭ, зарегистрированный в точке 2, рис. 2б

На второй стадии (2) (упругое деформирование) от значений $\sigma/\sigma^{BP}=0,2\div 0,25$ до $\sigma/\sigma^{BP}=0,55\div 0,65$ величины модулей деформации увеличиваются и стабилизируются. В это время генерируется сигнал МСЭ с размахом величины ускорения равной $7,0 \text{ м/сек}^2$, рис. 3а, и широкополосный по частоте, рис. 3б.

Третья стадия деформирования (3) от значений $\sigma/\sigma^{BP}=0,55\div 0,65$ до $\sigma/\sigma^{BP}=1$ характеризуется существенным уменьшением текущих модулей деформации, в материале образца происходит перестройка структуры, возникают микродефекты. В окрестности $\sigma=\sigma^{BP}$ происходит выполаживание кривой “ $\sigma/\sigma^{BP} - t$ ” и далее – значения σ уменьшаются, в образце формируется магистральная трещина.

На зависимости “напряжение – время” наблюдаются горизонтальные ступеньки, а также ступеньки с отрицательным наклоном, т.е. происходит небольшое уменьшение напряжения, несмотря на то, что нагружение представляет собой “жесткое” одноосное сжатие. В [6,7] показано, что при

значениях напряжений $\sigma/\sigma^{BP} > 0,5$ деформация становится существенно неоднородной, возникают зоны локализации, которые при дальнейшем повышении нагрузки до предела прочности формируют трещину магистрального разрыва в образце.

Амплитуда сигнала МСЭ существенно возрастает, рис. 4а, размах достигает значения 46,0 м/сек². При этом частотный спектр смещается в сторону низких частот, и его полоса сужается, рис. 4б.

Работа выполнена при частичной финансовой поддержке Российского Фонда Фундаментальных Исследований (проекты № 16-05-00992 и № 15-05-07566) на оборудовании ЦКП ГГИ СО РАН.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. RizzE., NahnerP. // Int. J. Plastisity. 2004. Vol. 20. No 1.
2. Fukushima Y., Nishizawa O., Sato H., Ohtake M. Laboratory Study on Scattering Characteristics of Shear Waves in Rock Samples // Bulletin of the Seismological Society of America, Vol. 93, No. 1, February 2003.
3. Labuz J.F., Cattaneo S., Chen L.H. Acoustic emission at failure in quasi-brittle materials // Construction and Building Materials 15 (2001).
4. Дамаскинская Е.Е., Кадомцев А.Г., Рассказов И.Ю. Выявление пространственной области будущего очага разрушения по отклонению от закона Гутенберга-Рихтера // IX Межд. Школа-семинар «Физические основы прогнозирования разрушения горных пород», Иркутск, 2–6 сентября 2013 г., тез. докл.
5. Лементуева Р.А., Бубнова Н.Я., Треусов А.В. Изучение динамики развития магистральной трещины на образцах горных пород // Межд. Школа-семинар «Физические основы прогнозирования разрушения горных пород», Иркутск, 2–6 сентября 2013 г., тез. докл.
6. Опарин В.Н., Востриков В.И., Усольцева О.М., Цой П.А., Семенов В.Н. Измерительная система и испытательный стенд для контроля эволюции акусто-деформационных и тепловых полей, индуцируемых в процессах флюидоразрушения твердых тел // ФТПРПИ. – 2015. – № 3.
7. Опарин В.Н., Усольцева О.М., Цой П.А., Семенов В.Н. Об энергетическом подходе к анализу сложных деформационно-волновых процессов в геоматериалах со структурой под нагружением до разрушения // Проблемы недропользования (ISSN 2316-1586), 2014, № 3, (<http://trud.igduran.ru/edition/3>)

© В. И. Востриков, О. М. Усольцева, П. А. Цой, В. Н. Семенов, 2016

УДК 622 + 550.3

КОНТРОЛЬ СОСТОЯНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ГЕОБЛОКА В БОРТОВОМ ОТКОСЕ ГЛУБОКОГО КАРЬЕРА

Владимир Иванович Востриков

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, заведующий лабораторией горной геофизики, тел. (383)217-00-01, e-mail: vvi.49@mail.ru

Сергей Юрьевич Гаврилов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, младший научный сотрудник лаборатории горной геофизики, тел. (383)217-09-52, e-mail: sergey@techx.ru

Никита Сергеевич Полотнянко

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, инженер лаборатории горной геофизики, тел. (383)217-08-72, e-mail: rbox@inbox.ru

В Институте горного дела СО РАН разработан и изготовлен экспериментальный вариант многоканального измерительного комплекса “Карьер - М” для контроля состояния устойчивости геоблоков в массивах горных пород в глубоких карьерах, способный работать в жестких климатических условиях Сибири и Крайнего Севера, и который в настоящее время развернут на самом глубоком в России (республика Саха) алмазаносном карьере «Удачный». Результаты мониторинга геомеханического состояния обвалоопасного выступа бортового откоса показывают, что наибольшие подвижки контролируемого геоблока приходится на весенний период времени, когда температура воздуха колеблется в районе 0°C, т.е. при возникновении режима “замораживание - оттаивание”.

Ключевые слова: измерительный комплекс, массив горных пород, бортовой откос, геомеханическое состояние, карьер.

STABILITY CONTROL OF ROCKBLOCK WITHIN DEEP OPEN PIT WALL

Vladimir I. Vostrikov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, Head of Mining Geophysics Laboratory, tel. (383)217-00-01, e-mail: vvi49@mail.ru

Sergey Yu. Gavrilov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Junior Researcher, Mining Geophysics Laboratory, tel. (383)217-09-52,
e-mail: sergey@techx.ru

Nikita S. Polotnyanko

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Engineer, Mining Geophysics Laboratory, tel. (383)217-08-72, e-mail: pbox@inbox.ru

The Institute of Mining has engineered and manufactured experimental multichannel measurement system Karier-M to control stability of deep open pit wall under severe climate conditions of Siberia and the Extreme North.

This system is currently deployed in Russia's deepest diamond open pit mine Udachny in the Republic of Sakha (Yakutia). The geomechanical monitoring of rockfall-hazardous slope in the open pit mine shows that displacement of the monitored rock block reaches maximum values in spring when the air temperature fluctuates at 0°C, i.e. under freezing–thawing conditions.

Key words: measurement system, rockmass, pitwall slope, geomechanical condition, open pit mine.

Современный этап добычи полезных ископаемых открытым способом характеризуется значительным увеличением глубин их извлечения, которые могут составлять несколько сотен метров. Дальнейшее углубление карьеров приводит к постановке вопроса: либо выколаживать углы откоса бортов, либо их увеличивать. Принятие первого положения приводит к увеличению объема вскрышных работ и, как следствие, к значительному увеличению финансовых и трудовых затрат. Увеличение угла наклона бортов позволяет радикально минимизировать затраты на разработку глубокозалегающих месторождений полезных ископаемых открытым способом. При таком подходе ведения горных работ возникает необходимость организации непрерывных инструментальных наблюдений за деформациями бортов, уступов карьеров, что требует применения специальных измерительных устройств.

В работе [1] рассмотрена автоматизированная измерительная система оценки устойчивости бортов карьера, основанная на различных методах регистрации явлений, предшествующих крупномасштабному разрушению: электрофизический, индукционный, электромагнитный, оптический, акустический, пьезоэлектрический. Передача информации осуществляется по сотовым каналам связи.

В измерительном комплексе “Сдвиг-4МР” [2] применяются датчики, непосредственно измеряющие смещения геоблоков. Анализ применения этого измерительного комплекса показал его существенные недостатки с точки зрения эксплуатации. Отсутствие дистанционной передачи данных не позволяет оперативно обрабатывать информацию и обеспечить принятие экстренных мер при чрезвычайных ситуациях. Значительное потребление энергии от аккумуляторов уменьшает время работы в автономном режиме. Кабельное соединение датчиков со станцией, крепление датчиков цементными составами на поверхности трещины приводят к снижению мобильности, создает определенным трудностям при перестановке комплекса на другие места регистрации, ставит под сомнение качество измерений.

Более совершенный комплекс [3, 4] обладает дистанционной передачей данных, существенно снижено энергопотребление. Применение разжимных датчиков значительно упростило развертывание системы для производства мониторинга, а их установка непосредственно в трещину повышает достоверность регистрации.

В ИГД СО РАН разработан и изготовлен опытный вариант многоканального измерительного комплекса «Карьер - М» для контроля состояния устойчивости геоблоков в массивах горных пород в глубоких карьерах, регистрирующий процессы трещинообразования на обвалоопасных участках бортовых откосов.

Комплекс в настоящее время развернут на самом глубоком в России (республика Саха) алмазаносном карьере «Удачный».

На рис. 1 представлена фотография обвалоопасного участка бортового откоса карьера на горизонте -155 м. Этот участок представляет собой выступ бортового откоса, образовавшийся в результате падения крупного геоблока. Рядом с ним в непосредственной близости проходит транспортная магистраль для вывоза руды, а также для движения порожнего транспорта. Участок является очень насыщенным по трафику движения. Поэтому настоятельно необходимо контролировать состояние устойчивости данного геоблока. С этой целью на этом обвалоопасном участке была организована измерительная станция, состоящая из нескольких измерительных датчиков, установленных в расщелину, отделяющую геоблок от массива горных пород.

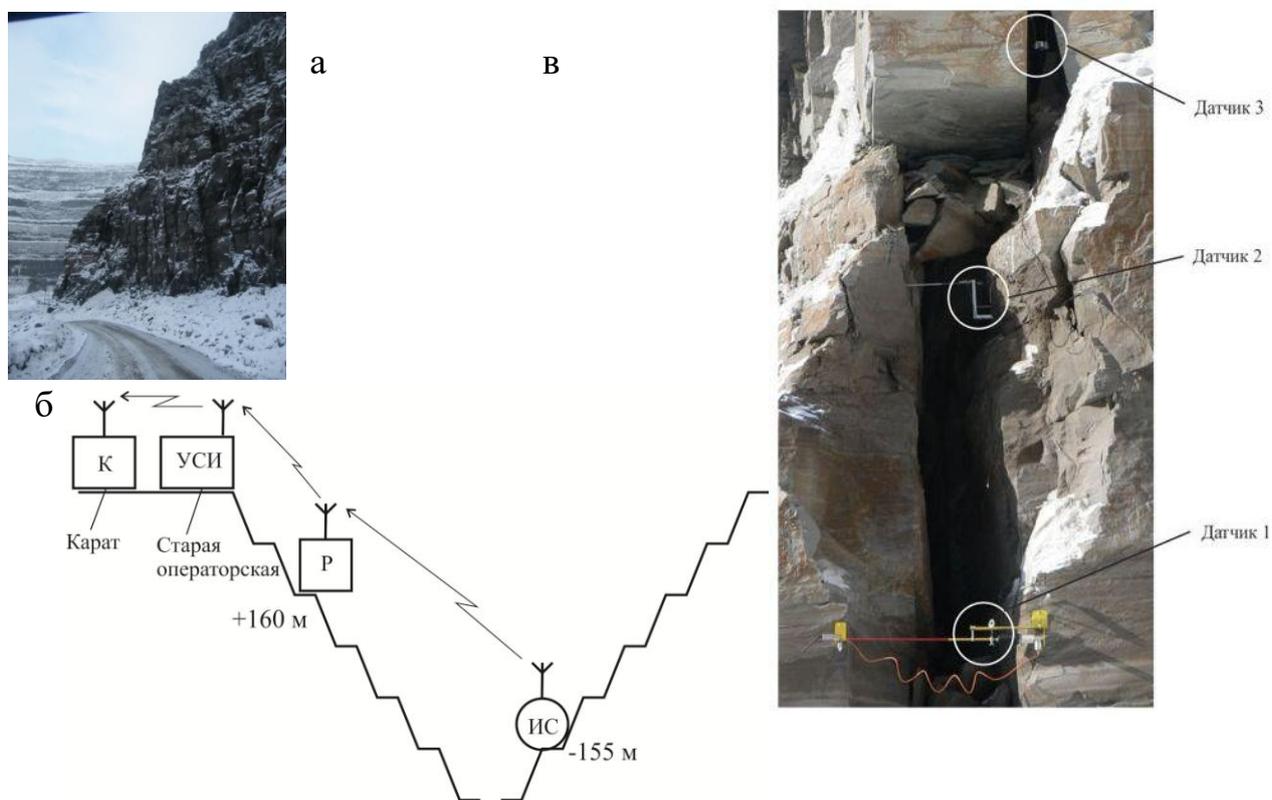


Рис. 1. а – вид обвалоопасного участка бортового откоса на гор. –155 м;
 б - схема мониторинга, где ИС – измерительная станция, Р – ретранслятор,
 УСИ – устройство сбора информации, К – компьютер оператора;
 в – вид расщелены с установленными датчиками

На рис. 2 представлен график изменения величины ширины расщелены, зарегистрированная датчиком 1, самым нижним, в периоды 15.04.2015 г. - 8.05.2015 г. и 12.11.2015 г. - 27.11.2015 г.

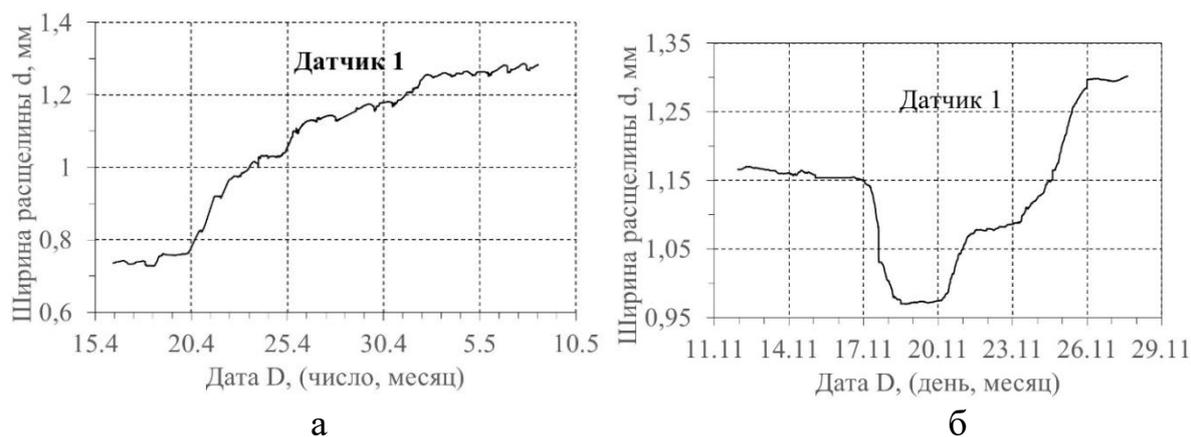


Рис. 2. Графики изменения величины ширины расщелены, зарегистрированные датчиком 1 в периоды: 15.04.2015 г. - 8.05.2015 г. (а) и 12.11.2015 г. - 28.11.2015 г. (б)

На графике рис. 2, а выделяется участок относительно резкого возрастания величины размера трещины, который соответствует колебанию температуры воздуха в районе 0°C. Скорость нарастания изменения ширины трещины на этом участке ~ 0.0025 мм/час. Общее изменение величины размера расщелены составило примерно 0.57 мм.

На рис. 3 представлен график изменения величины ширины трещины, зарегистрированная датчиком 2, расположенным выше датчика 1, за тот же период времени. Изменение величины составило примерно 0.25 мм. Волнообразный характер графика на рис. 3, а определяется изменением температуры воздуха. При температуре воздуха в районе 0°C возникает режим “замерзания - оттайки”.

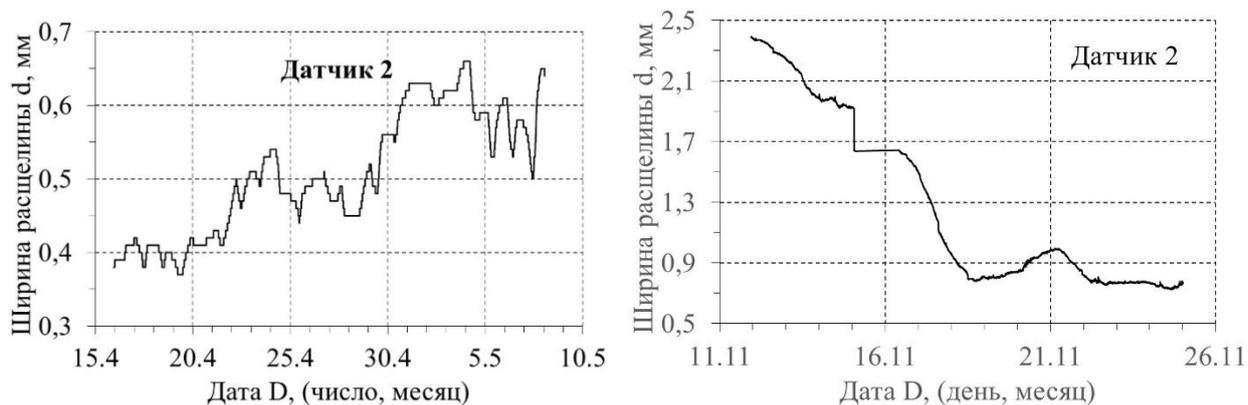


Рис. 3. Графики изменения величины ширины расщелины, зарегистрированные датчиком 1 в периоды: 16.04.2015 г. - 8.05.2015 г. (а) и 12.11.2015 г. - 25.11.2015 г. (б).

В это время увеличивается ширина трещины. На графике выделяются два участка возрастания величины размера трещины, которые определяются колебаниями температуры воздуха в районе 0°C .

Анализируя графики на рис. 2 и 3 можно сделать вывод, что подошва геоблока (датчик 1) смещается на величину более чем в 2 раза больше, чем середина геоблока (датчик 2).

Картина поведения верхней части геоблока, датчик 2, в ноябре, рис. 3б, изменилась по сравнению с периодом “апрель-май”, рис. 3а. Если в период “апрель-май” тренд графика был положительным, то в ноябре знак тренда сменился на отрицательный. Таким образом, геоблок соскальзывает в сторону карьера с наклоном верхней части в сторону массива. Причем скорость смещения возрастает при температурах близких к 0°C .

В результате анализа представленной информации можно сделать следующие выводы:

- опытный вариант многоканального измерительного комплекса «Карьер - М» позволяет в режиме мониторинга контролировать геомеханическое состояние обвалоопасных участков в бортовых откосах глубоких карьеров;
- мониторинг геомеханического состояния обвалоопасного выступа бортового откоса в периоды времени весенний и зимний (с 15.04.2015 г. по 08.05.2015 г. и с 12.11.2015 г. по 25.11.2015 г.) показал, что наибольшее расширение трещины по подошве блока составило 0.57 мм (в весенний период времени) с дальнейшим постепенным уменьшением смещения. Блок “съезжает” в сторону карьера с креном верхней части в сторону массива. Наибольшие смещения приходятся на период времени, когда температура воздуха колеблется в районе 0°C , т.е. при режиме “замораживания и оттаивания”.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Демьянов В.В. Автоматизированная телекоммуникационная система контроля устойчивости бортов карьера // Кузбасский государственный университет – 2009.

2. Димаки А. В., Псахье С. Г. Распределенная измерительная система для мониторинга смещений по границам раздела блочных сред на базе комплекса “Сдвиг 4МР” // ФТПРПИ. — 2009. — № 2, С. 110-117.

3. Востриков В.И., Ружич В.В., Федеряев О.В. Система мониторинга обвалоопасных участков бортов глубоких карьеров // ФТПРПИ. – 2009. - № 6, С. 118-127.

4. Vostrikov V.I., Oparin V.N. Multichannel Instrumentation System for Strain and Displacement Measurements, Proceeding of the 2009 International Symposium on Mechatronic and Biomedical Engineering and Applications. Taiwan, November 5, 2009, С. 13-17.

© В. И. Востриков, С. Ю. Гаврилов, Н. С. Полотнянко, 2016

УДК 622 + 550.3

ВИДЕОКАРОТАЖНЫЙ ЗОНД

Владимир Иванович Востриков

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, заведующий лабораторией горной геофизики, тел. (383)217-00-01, e-mail: vvi.49@mail.ru

Сергей Юрьевич Гаврилов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, младший научный сотрудник лаборатории горной геофизики, тел. (383)217-09-52, e-mail: sergey@techx.ru

Никита Сергеевич Полотнянко

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, инженер лаборатории горной геофизики, тел. (383)217-08-72, e-mail: rbox@inbox.ru

В ИГД СО РАН разработан видеозонд, предназначенный для видеокаротажа скважин с целью регистрации трещиноватости в горных породах. Применение современных электронных компонентов, в частности, матрицы с зарядовой связью с выпуклой линзой, позволило обеспечить большой угол обзора с достаточным для регистрации трещин разрешением. Видеозонд снабжен светодиодной подсветкой и установленным в устье скважины энкодером, который измеряет глубину проникновения видеозонда. Передача изображения и данных производится по кабелю в режиме онлайн на ноутбук, на котором установлено программное обеспечение, позволяющее в постоянном режиме наблюдать, а так же записывать видео и сохранять снимки стенок скважины.

Ключевые слова: скважинный видеозонд, каротаж, трещиноватость, массив горных пород.

VIDEO WELL-LOGGING TOOL

Vladimir I. Vostrikov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, Head of Mining Geophysics Laboratory, tel. (383)217-00-01, e-mail: vvi.49@mail.ru

Sergey Yu. Gavrilov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Junior Researcher, Mining Geophysics Laboratory, tel. (383)217-09-52, e-mail: sergey@techx.ru

Nikita S. Polotnyanko

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Engineer, Mining Geophysics Laboratory, tel. (383)217-08-72, e-mail: pbox@inbox.ru

The Institute of Mining has engineered a videoprobe for well logging to register systems of joints in rocks. The modern electronic components, in particular, charge-coupled matrix with convex lens, allow higher angle of view with sufficient resolution of jointing recording. The video well-logging tool is equipped with LED light and has an encoder to be installed at the well mouth to measure penetration depth of the probe. Transition of data and images to a notebook is via cable in online mode. The program support enables continuous observation, videorecording and storage of images of drill hole walls.

Key words: videowell-logging tool, logging, jointing, rock mass.

Видеозонды активно используются во всех отраслях промышленности для мониторинга и инспекции труднодоступных частей природных и искусственных объектов и механизмов. Периодический осмотр скважин дает объективную информацию о процессе расслоения и состояния кровли горных выработок. Также видеокаротаж является неотъемлемым элементом геофизических исследований, таких как проведение натуральных экспериментов по контролю деформаций и смещений геоблоков в горном массиве и на отдельных его участках. Особое внимание уделяется выбору контрольных и реперных точек, которые должны находиться в геоблоках, разделенных зонами дезинтеграции.

Авторы статей [1-2] исполнили конструкции нескольких видов видеозондов в зависимости от ширины скважины: с фронтальной поворотно-наклонной камерой, с движущейся на электроприводах боковой камерой и с конусным зеркалом. Эти схемы имеют сложную конструкцию для исполнения, а также много ненадежных узлов. Отсутствие энкодера значительно усложняет работу оператора по измерению, записи и стыковки информации о дальности с видеоизображением. В работах [2-3] предложен вариант скважинного видеозонда с энкодером. Этот вариант имеет автономную систему записи видеоизображения в полном обзорном угле 360 градусов. Цилиндрическая поверхность скважины преобразуется в виде развертки в двумерное изображение. Это приводит к тому, что плоские структуры, такие как

поверхности слоев, трещины и т.д., которые ориентированы не перпендикулярно оси скважины, приобретают вид синусоидальных линий, что значительно усложняет восприятие информации оператором, а отсутствие постоянного видеоконтроля может привести к отсутствию необходимых данных, например, к засветкам, затемнениям, мусору на объективе и т.д.

Авторами [5] разработаны два вида конструкции видеокоротажного зонда: с осевым размещением видеокамеры и конуса и с радиальным, направленным на стенку скважины. Испытания видеозонда в натуральных условиях на руднике «Октябрьский» Талнахско-Октябрьского месторождения показали удовлетворительные результаты, но применение конуса усложняет конструкцию.

В ИГД СО РАН разработан и исполнен скважинный видеозонд, имеющий более простую конструкцию и стоимость. Его функциональная схема представлена на рис. 1 в нее входит видеомодуль с цветной ПЗС-матрицей и выпуклой линзой, подсветка, выполненная на светодиодах высокой яркости, а так же энкодер, установленный в устье скважины, который позволяет отслеживать его работу для обеспечения точности данных. Режим работы онлайн позволяет повторно пройти и исследовать «на лету» даже засвеченные участки скважины, что удовлетворяет специфике исследований в натуральных условиях подземных горных выработок для выбора контрольных и реперных точек при установке деформометра, а после сохранить и заархивировать данные без пробелов.

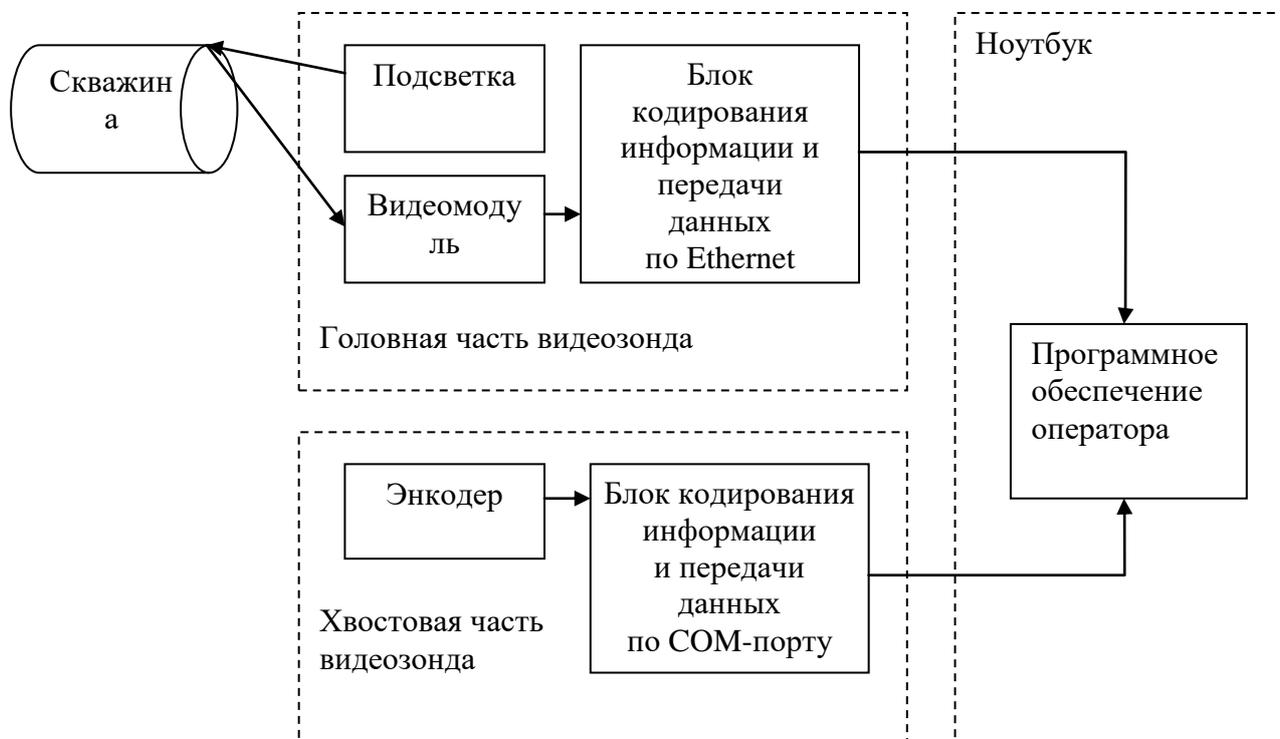


Рис. 1. Функциональная схема

Видеозонд представляет собой дистанционную видеосистему, перемещающуюся при помощи досылочных штанг вдоль скважины и передающую видео и информацию о перемещении оператору на пульт, в качестве которого служит ноутбук.

Основными конструктивными элементами видеозонда являются видеоголовка с диаметром 76 мм, досылочные штанги и энкодер, внешний вид макетного образца представлен на рис. 2.



Рис. 2. Внешний вид макетного образца

Светодиоды повышенной яркости подсветки видеозонда освещают стенки скважины, трещины которых регистрируются ПЗС-матрицей с выпуклой линзой видеомодуля. Видеоинформация кодируется и передается по проводам (Ethernet) на пульт оператора в режиме онлайн. Это позволяет повторить обследование предыдущего участка скважины при необходимости. Программное обеспечение оператора позволяет записывать съемку всего процесса видеомониторинга, а также сохранять снимки и информацию о глубине проникновения видеозонда, полученную с энкодера, установленного в устье скважины. Система работает автономно и питается от аккумулятора ноутбука.

Разработанный в лаборатории горной геофизики ИГД СО РАН макетный образец видеозонда был испытан в лабораторных условиях. В трубе, имитирующей скважину, были искусственно созданы дефекты различных размеров, которые регистрировались оператором с помощью разработанного видеозонда. Испытания показали удовлетворительную работоспособность и уверенную фиксацию трещин от 0,1 мм (рис. 3).

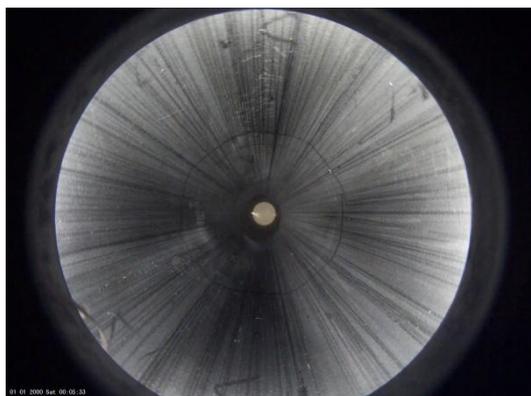


Рис. 3. Снимок искусственных дефектов

Таким образом, в ИГД СО РАН разработан видеозонд, предназначенный для регистрации трещинообразования в горных породах, который удовлетворяет поставленной задаче. Значительно уменьшающий ошибку оператора режим непрерывного исследования позволяет провести достаточно точный мониторинг скважин на трещинообразование (от 0,1 мм). Измеряющий энкодер сокращает время исследований, а так же позволяет вести журнал архива снимков автоматически.

В плане совершенствования предполагается использовать видеомодуль с меньшими размерами для уменьшения всей конструкции и использования в скважинах меньшего диаметра.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Вознесенский А.С., Набатов В.В., Петерс Ш. Скважинные видеозонды и их использование для задач геотехнологий // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2007. – №9. – С. 5-12.
2. Вознесенский А. С., Набатов В. В., Петерс Ш. Практическое применение скважинного видеозонда для решения геотехнологических задач // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – №7. – С. 162-169.
3. Петерс Ш. Скважинный видеозонд для оценки строения пород кровли при подземной добыче каменного угля // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2007. – №2. – С. 194-201.
4. Петерс Ш. Разработка геологической модели угольного пласта на основе данных съемки скважинным видеозондом // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2009. – №11. – С. 122-129.
5. Опарин В.Н., Востриков В.И., Акинин А.А., Тапсиев А.П. Видеокаротажный зонд // ФТПРПИ. – 2006. – № 6. – С. 119-124.

© В. И. Востриков, С. Ю. Гаврилов, Н. С. Полотнянко, 2016

УДК 627.84.001.24

ОСОБЕННОСТИ РАБОТЫ МАССИВНЫХ ЖЕЛЕЗОБЕТОННЫХ КОНСТРУКЦИЙ В СОСТАВЕ СООРУЖЕНИЙ

Лидия Николаевна Гахова

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, старший научный сотрудник лаборатории диагностики механического состояния массива горных пород, тел. (383)217-03-37, e-mail: gahoval@mail.ru

Приводятся результаты решение пространственной задачи о напряженном состоянии турбинных водоводов, вынесенных на низовую грань бетонной плотины. Установлено, что в результате температурных воздействий в процессе эксплуатации водовода распределение напряжений не симметрично относительно их продольной оси. Выполнен сравнительный анализ напряженного состояния конструктивных элементов водоводов при различном сочетании нагрузок.

Ключевые слова: сталежелезобетонный водовод, математическое моделирование, квазистатическая термоупругость, напряженное состояние.

BEHAVIOR OF REINFORCED MASSIVE CONCRETE STRUCTURES OF DIFFERENT FACILITIES

Lidia N. Gakhova

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Senior Researcher, Laboratory for Diagnostics of Mechanical Condition of Rocks, tel. (383)217-03-37, e-mail: gahoval@mail.ru

The article describes the solution of 3D problem on stress state of power conduits arranged at the downstream side of concrete dams. It is found that thermal effect on the conduit while in service results in unsymmetrical distribution of stresses along their longitudinal axis. The author performs the comparative analysis of stress state of elements in the structure of conduits under various combinations of loads.

Key words: steel and concrete structure conduit, mathematical modeling, quasi-static thermoelasticity, stress state.

Строительство массивных бетонных сооружений, к которым относятся крупномасштабные бетонные плотины, связано с разработкой комплекса структурно-технологических мероприятий, направленных на повышение долговечности и надежности сооружений, а также снижение трудоемкости и материалоемкости при их возведении. К наиболее ответственным зонам высоконапорных гидротехнических сооружений (ГТС) относятся сталежелезобетонные турбинные водоводы, рассчитанные на продолжительный период эксплуатации, имеющие высокий класс ответственности и требующие надежности и безопасности. Важнейшим элементом определения уровня безопасности гидротехнических сооружений (ГТС) при проектировании, прогнозировании и контроле их состояния в эксплуатационный период является математическое моделирование напряженно-деформированного состояния (НДС) сооружения в целом и отдельных его конструктивных элементов, позволяющее учитывать многие факторы, влияющие на состояние ГТС.

Оценка пространственного термонапряженного состояния элементов сталежелезобетонных трубопроводов выполнялась по результатам расчетов в трехмерной постановке для двух параллельных турбинных сталежелезобетонных водоводов Саяно-Шушенской ГЭС (СШ ГЭС), расположенных в центральной части плотины (9, 10 водоводы) и вынесенных на её низовую грань. Предполагалось, что плотина возведена и нагружена мгновенно. Расчеты выполнялись с учетом сезонного колебания температуры наружного воздуха в районе СШ ГЭС и воды на пороге водоприемника [3]. Расчеты выполнены с использованием метода граничных интегральных уравнений с учетом трещиноватости бетона [2, 3]. При этом учитывался опыт моделирования трещинообразования в железобетоне напорных водоводов [4]. Исходные данные для расчета приведены в табл. 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	7794	2400	7784
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

Сталежелезобетонный водовод круглого сечения моделировался в виде многослойного кольца (рис. 1), состоящего из внутренней стальной оболочки и внешней железобетонной оболочки с двумя слоями арматурной стали (эквивалентными двум рядам кольцевой арматуры). При этом толщина каждого из арматурных колец принималась из условия равенства площади сечения кольца площади сечения арматурных стержней в соответствующем ряду армирования. Предполагалось, что металл оболочки, бетон и арматурные кольца – линейно деформируемые материалы. При численном решении граничная поверхность аппроксимируются плоскими элементами – треугольниками (рис. 1а) [2]. Геометрия поперечного сечения водоводов приведена на рис. 1б. Результаты расчетов представлены главными напряжениями σ_1 , σ_3 ($\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$) конструктивных элементов жестко связанного с низовой гранью водовода в плоскости, перпендикулярной направляющей водовода (сечение А–А, рис. 1а), на отм. 339 м.

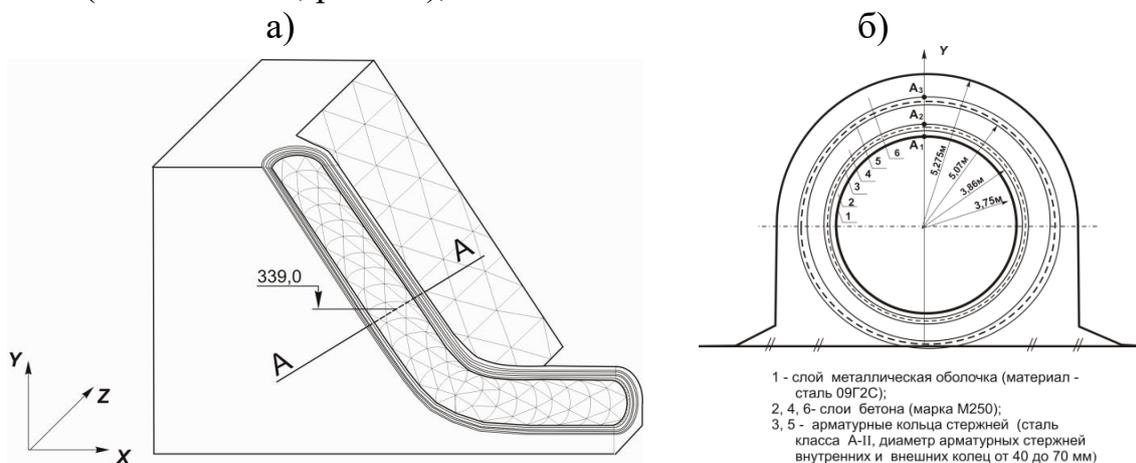


Рис. 1. Аппроксимация поверхности элементов конструкций водовода криволинейными листами вблизи анкерных опор (а);
схема поперечного сечения А - А (б)

При опорожненном водоводе в области сопряжения нижней грани с водоводами действуют растягивающих напряжений σ_1 (рис. 2а). Значения σ_1 в верхних и нижних точках металлической оболочки различаются на $\approx 8\%$; значения сжимающих напряжений, направленных вдоль оси водоводов, в этих точках различаются на $\approx 5\%$.

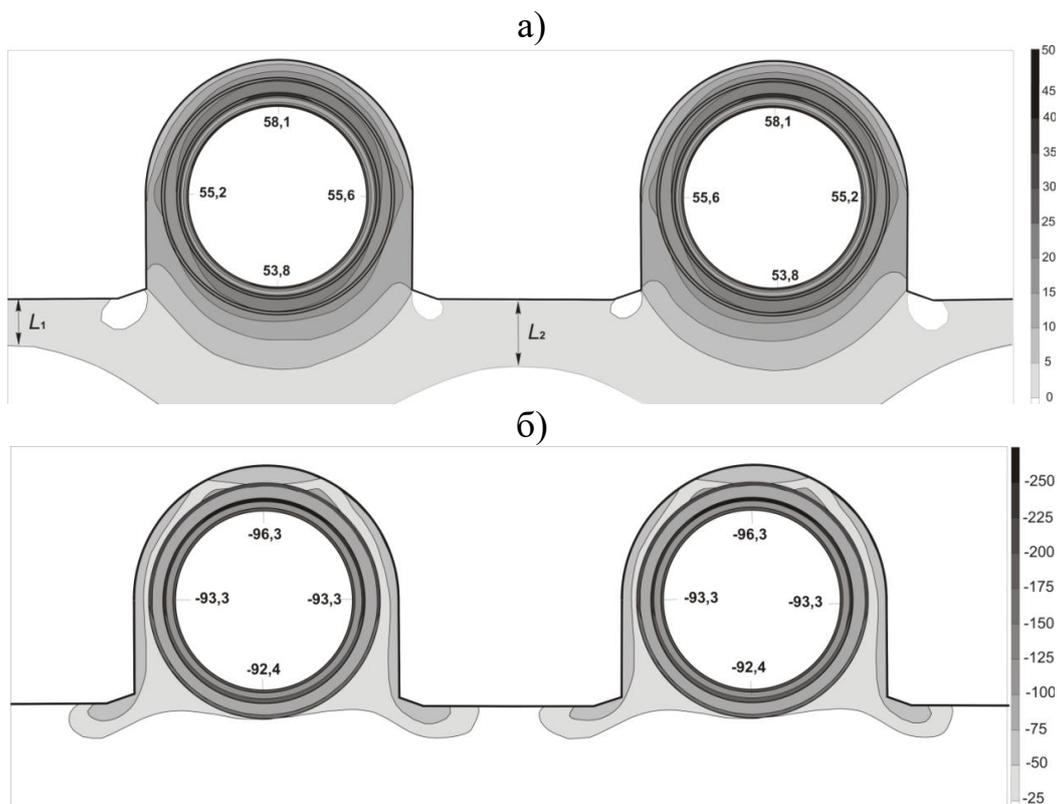


Рис. 2. Главные напряжения (МПа) σ_1 (а) и σ_3 (б)
в конструктивных элементах осушенных водоводов

На рис. 3 приведены эпюры максимальных значений главных напряжений наиболее нагруженных конструктивных элементов водовода – стальной оболочки и кольцевой арматуры, в период работы агрегата (сечение А-А). В табл. 2 для верхних точек конструктивных элементов водовода ($A_1 - A_3$, см. рис. 1б) приведены результаты расчетов главных напряжений, вызванных гидростатическим давлением в водоводе, соответствующим НПУ = 539 м при максимальных и минимальных значениях температур наружного воздуха.

а)

б)

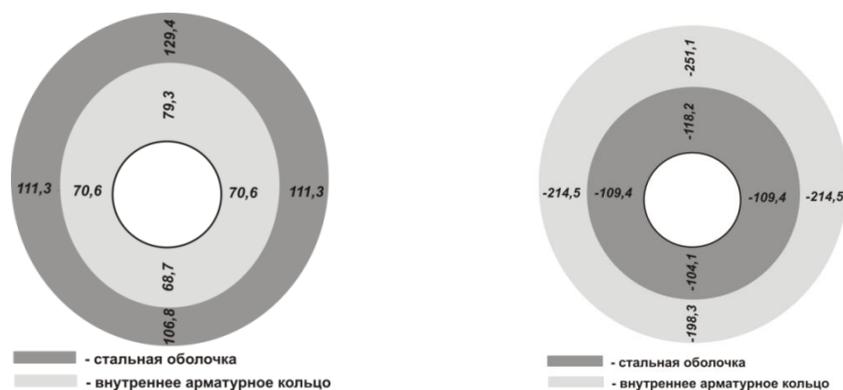


Рис. 3. Эпюры максимальных значений главных напряжений (МПа) σ_1 (а) и σ_3 (б) в стальной оболочке и внутреннем арматурном кольце водовода в период работы агрегата

Таблица 2

Главные напряжения конструктивных элементов водовода при гидростатическом давлении в водоводе в период работы гидроагрегата

Конструктивные элементы водовода	Главные напряжения, МПа			
	σ_1		σ_3	
	$T_{\min}^{\text{возд.}} = -17,3^{\circ}\text{C}$	$T_{\max}^{\text{возд.}} = +17,9^{\circ}\text{C}$	$T_{\min}^{\text{возд.}} = -17,3^{\circ}\text{C}$	$T_{\max}^{\text{возд.}} = +17,9^{\circ}\text{C}$
Металлическая оболочка	129,4	114,6	-118,2	-79,6
Внутреннее арматурное кольцо	79,3	52,2	-251,1	-194,3
Внешнее арматурное кольцо	96,8	67,4	-206,7	-142,8

Растягивающие напряжения σ_1 в стальной оболочке по сечению распределены неравномерно (рис. 3а): наибольшие σ_1 наблюдаются в верхней части, наиболее удаленной от низовой грани, меньшие значения – в точке сопряжения низовой грани с водоводом. В боковых частях оболочки растягивающие напряжения не превосходят 86% от максимальных значений.

Аналогичный характер распределения σ_1 наблюдается во внутреннем арматурном кольце: в боковых частях растягивающие напряжения не превосходят 89% от максимальных значений (в верхней части арматурного кольца σ_1 достигает 79,3 МПа, рис. 3а), наименьшие значения – в месте заделки водовода в низовую грань плотины. Такой характер распределения σ_1 свидетельствует о возможных растягивающих деформациях контура металлической оболочки и арматуры в направлении, параллельном низовой грани.

В период работы гидроагрегата для сжимающих напряжений σ_3 , направленных параллельно низовой грани плотины, характерна их концентрация в верхней части водовода. Максимальные значения σ_3 наблюдаются при минимальных температурах наружного воздуха и достигают -118,4 МПа в стальной оболочке и -251,1 МПа во внутреннем арматурном кольце – наиболее нагруженном конструктивном элементе водовода. В нижних точках водовода (вблизи низовой грани плотины) сжимающие продольные напряжения меньше, чем в верхних, что не противоречит характеру изменения напряженного состояния низовой грани плотины по данным натурных наблюдений [4, 5].

В качестве особенности распределения напряжений в элементах водовода можно отметить тот факт, что растягивающие напряжения при осушенном водоводе меняются равномерно от наибольших σ_1 в металлической оболочке к наименьшим значениям во внешнем арматурном кольце. При работающем гидроагрегате растяжения во внешнем арматурном кольце больше, чем во внутреннем. Характер распределения сжимающих (продольных) напряжений иной: в обоих случаях наиболее нагруженным является внутреннее арматурное кольцо.

Таким образом, установлено, что характер изменения как растягивающих, так и сжимающих (продольных) напряжений в период работы агрегатов и в осушенном водоводе различен, что может объясняться не только изменением параметров гидростатического давления в водоводе, но и изменением температурного режима внутренней стороны трубопровода.

Температурные воздействия в процессе эксплуатации существенно изменяют напряжения в конструктивных элементах водовода. Распределение напряжений не симметрично относительно его продольной оси, что указывает на возможность рационального подхода к распределению арматуры по сечению водовода: в удаленных от низовой грани плотины его частях степень армирования должна быть больше, чем на контакте с низовой гранью.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Гахова Л.Н., Кузнецова Ю.А. Расчет напряжений в сталежелезобетонных турбинных водоводах методом граничных интегральных уравнений // Известия ВУЗов. Строительство. - 2010. - №8. – с. 59 – 65.
2. Гахова Л.Н. Кузнецова Ю.А. Напряженное состояние сталежелезобетонных турбинных водоводов в составе конструкции высоконапорной плотины // Гидротехническое строительство. 2015. - №8.- С. 7 – 12.
3. Гахова Л.Н. Температурные напряжения в кусочно-однородном массиве / Труды IX международной научной конференции «ГЕО-Сибирь-2013», т. 2. – Новосибирск: СГГА, 2013.
4. Лисичкин С.Е., Рубин О.Д., Николаев Б.А., Камнев Н.М. Особенности расчета и проектирования сталежелезобетонных напорных водоводов // «Гидротехническое строительство», - 1999, - №1, - С. 37-44.
5. Александров Ю.Н. Об измерениях напряжений в арматуре массивных железобетонных конструкций // Гидротехническое строительство.– 2011. - № 2. – С. 19 – 23.

6. Пермякова Л.С., Рассказчиков В.А., Уляшинский В.А., Епифанов А.П., Кузнецова Ю.А. Напряженно-деформированное состояние элементов напорного тракта турбин Саяно-Шушенской ГЭС // Гидротехническое строительство.– 2008. - № 11. – С. 11 – 18.

© Л. Н. Гахова, 2016

УДК 622.646

**ОБОСНОВАНИЕ РАСЧЕТНОЙ СХЕМЫ ВИБРАЦИОННОГО ПИТАТЕЛЯ
ДЛЯ ВЫПУСКА СВЯЗНЫХ МАТЕРИАЛОВ**

Людмила Ивановна Гендлина

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории вибротехники, тел. (383)217-06-12, e-mail: gen@misd.nsc.ru

Евгения Григорьевна Куликова

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, научный сотрудник лаборатории вибротехники, тел. (383)217-05-19, e-mail: shevchyk@ngs.ru

Владимир Михайлович Усольцев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, научный сотрудник лаборатории вибротехники, тел. (383)220-14-98

Отмечены конструктивные особенности вибропитателя для выпуска связных материалов, обоснована его расчетная схема. Установлена взаимосвязь характеристик рабочего органа питателя с параметрами упругих опорных элементов.

Ключевые слова: вибропитатель, связный материал, нерастяжимая нить, провисание нити, сила натяжения.

EVALUATION OF ANALYTICAL MODEL OF A VIBRATORY FEEDER FOR COHERENT MATERIALS

Lyudmila I. Gendlina

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, Senior Researcher, Vibro Equipment Laboratory, tel. (383)217-06-12, e-mail: gen@misd.ru

Evgenia G. Kulikova

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, Researcher, Vibro Equipment Laboratory, tel. (383)217-05-19, e-mail: shevchyk@ngs.ru

Vladimir M. Usol'tsev

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Researcher, Vibro Equipment Laboratory, tel. (383)217-05-19

The authors describe design characteristics of a vibratory feeder meant to discharge coherent materials and evaluate its analytical model. The relationship between the characteristics of the active member of the feeder and the parameters of epy elastic support structure elements is established.

Key words: vibratory feeder, coherent material, inextensible cable, cable sag, tension force.

Широкое использование в горном и строительном производстве различных накопительных емкостей для сыпучих материалов требует обеспечения эффективного и равномерного их выпуска. Для этой цели, в частности, используются вибрационные питатели, имеющие существенные преимущества в сравнении с другими средствами выпуска. Но по-прежнему

остается нерешенной проблема выпуска материалов, склонных к слеживанию и сводообразованию.

Вибромашины с упругим рабочим органом, созданные в ИГД СО РАН [1], отличаются малой металло- и энергоемкостью, а также широкими возможностями для реализации различных режимов транспортирования сыпучих материалов, в том числе связных. Однако из-за затухания колебаний вибрация на загрузочном участке рабочего органа значительно меньше, чем у виброисточника. Это является одной из причин неравномерности скорости перемещения сыпучей массы вдоль транспортирующей поверхности питателя.

Для создания условий, позволяющих увеличить амплитуду колебаний загрузочного участка рабочего органа, была изменена конструктивная схема питателя. Согласно этой схеме, рабочий орган, выполненный в виде тонкого стального листа малой изгибной жесткости, в подвешенном состоянии опирается на упругие опорные элементы, установленные по нормали к концевым участкам грузонесущей поверхности. Каждый из опорных элементов представляет собой плоскую пружину, работающую на изгиб. Одним концом она жестко связана с рабочим органом, а другим – с рамой.

Исследования динамики такой колебательной системы выполнялись методом физического моделирования [2, 3]. Одна из задач исследований заключалась в определении взаимосвязи между технологическими параметрами и конструктивными характеристиками рабочего органа и опорных элементов.

Эксперименты выполнялись на стенде, включающем накопительную емкость и вибропитатель с инерционным приводом. В качестве связного материала использовалась супесь с содержанием глинистой составляющей около 10%. Сцепление материала изменялось за счет изменения его влажности.

Ранее было установлено, что эффективность выпуска зависит от жесткости опорных элементов, и при определенных соотношениях между параметрами она возрастает с уменьшением жесткости опор (рис. 1). Эффективность выпуска оценивалась по удельной производительности, которая определялась как отношение мерной массы ко времени ее выпуска из емкости и силе вибрационного воздействия.

Однако с уменьшением жесткости опор увеличивается их изгиб под действием растягивающей силы, возникающей в рабочем органе при статическом или динамическом его нагружении. Вследствие этого увеличивается провисание рабочего органа и уменьшается угол наклона его разгрузочного участка к горизонту, что существенно ухудшает условия выпуска [3]. Из сказанного следует, что жесткость опорных элементов неоднозначно влияет на процесс выпуска.

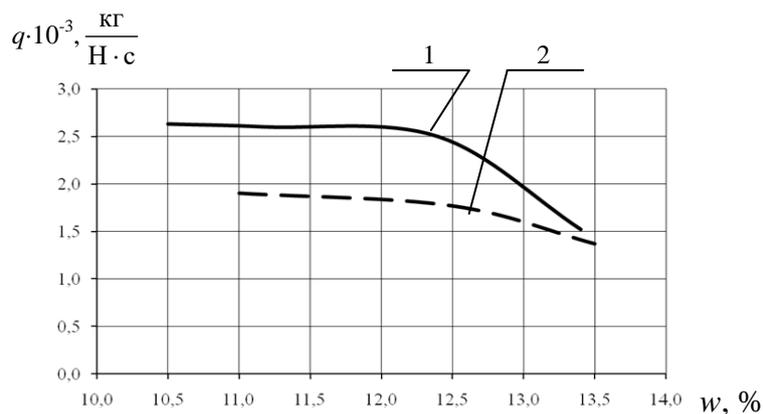


Рис. 1. Зависимость относительной производительности выпуска от влажности связного материала при частоте колебаний 37 Гц: жесткость упругих опор: 1 – 2.31 кН·м², 2 – 5.77 кН·м²

Для определения зависимостей, связывающих параметры рабочего органа и опорных элементов с учетом технологических требований, была выбрана расчетная схема питателя, соответствующая его конструктивным особенностям.

Рабочий орган рассматривается как гибкая нерастяжимая нить постоянного сечения, подвешенная в двух точках на разном уровне, нагруженная собственным весом и распределенной нагрузкой (рис. 2).

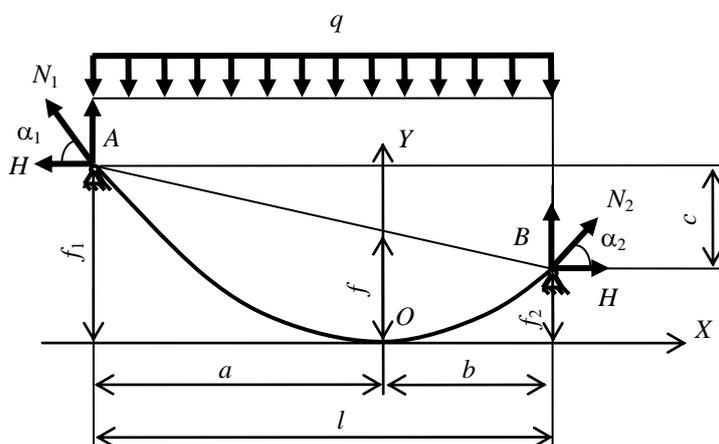


Рис. 2. Расчетная схема

Каждый опорный элемент рассматривается как стержень, один конец которого жестко соединен с нитью, а другой имеет жесткую заделку.

Были приняты следующие допущения:

– провисание нити мало по сравнению с длиной пролета l ;

– максимальное провисание возникает в точке нити, соответствующей местоположению источника колебаний вибропитателя, правомерность такого допущения подтверждается экспериментально;

Так как принято, что провисание мало в сравнении с пролетом l , то длина кривой AOB и длина хорды AB отличаются друг от друга несущественно. В этом случае можно допустить, что нагрузка равномерно распределена не по длине нити, а по ее проекции на ось OX , то есть вдоль пролета.

Начало координат выбрано в точке с максимальным провисанием.

В такой постановке решение этой задачи приводится в литературе [4], поэтому некоторыми результатами можно воспользоваться.

Поскольку принято, что нить гибкая, то в каждом ее сечении возникает только растягивающая сила N , направленная по касательной к нити. Эта сила имеет максимальные значения в точках крепления нити к опорам.

Горизонтальная составляющая растягивающей силы H (распор) одинакова во всех сечениях нити и определяется из известного выражения [4].

$$H = \frac{qa^2}{2f_1} = \frac{qb^2}{2f_2}, \quad (1)$$

где q – распределенная нагрузка; a, b – расстояние от начала координат до опор; f_1, f_2 – высота точек подвеса над точкой нити с максимальным провисанием ($f_1 = f + a\frac{c}{l}, f_2 = f - b\frac{c}{l}$).

Растягивающая сила нити у правой опоры (рис.2)

$$N_2 = H / \cos\alpha_2. \quad (2)$$

Угол α_2 определяет наклон разгрузочного участка рабочего органа. Для обеспечения нормального перемещения материала на этом участке он не должен превышать $7 - 10^\circ$.

$$\operatorname{tg}\alpha_2 = B / H.$$

Вертикальная составляющая B растягивающей силы определена известным из сопротивления материалов способом:

$$B = \frac{ql}{2} + \frac{Hc}{l} = \frac{qb^2}{2f_2} \left(\frac{f_2 l}{b^2} + \frac{c}{l} \right) \quad (3)$$

Используя (1) и (3), получим:

$$\operatorname{tg}\alpha_2 = \left(\frac{f_2 l}{b^2} + \frac{c}{l} \right) \quad (4)$$

Выражение (4) связывает выбранный в соответствии с технологическими условиями угол наклона разгрузочного участка и максимально допустимое провисание рабочего органа.

При увеличении нагрузки на рабочий орган возрастает растягивающая сила, которая, действуя на опорные элементы, изгибает их. Провисание рабочего органа при этом увеличивается, а растягивающая сила уменьшается.

Опорный элемент рассчитывается как консольная балка, к свободному концу которой приложена сила N . Жесткость опоры определяется из следующего выражения:

$$EI = \frac{Nh^3}{3\Delta}, \quad (5)$$

где EI , h – жесткость и длина опорных элементов соответственно, Δ – перемещение свободного конца опоры, N – максимальная растягивающая сила.

Длина опорных элементов выбирается из конструктивных соображений, а площадь сечения F должна удовлетворять условию прочности

$$\sigma = \frac{N}{F} \leq [\sigma]$$

Из (1) следует, что при линейной зависимости между нагрузкой и провисанием рабочего органа, вызванным ею, горизонтальная составляющая растягивающей силы не меняется. Если же учесть, что при малых углах α_1 и α_2 растягивающая сила N существенно не отличается от горизонтальной составляющей H , то можно предположить, что она также остается постоянной.

На рис. 3 в графической форме приведены результаты эксперимента, подтверждающие линейный характер зависимости между нагрузкой и провисанием.

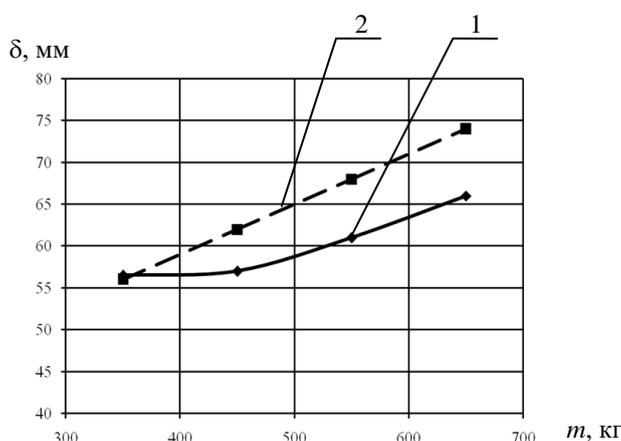


Рис. 3. Зависимость максимального провисания рабочего органа от массы сыпучего материала:

1 – при статическом нагружении, 2 – после вибрационного воздействия

Некоторое отличие в зависимостях 1 и 2 объясняется тем, что при заполнении емкости связным сыпучим материалом возникают сила трения о ее стенки и сила вязкого сопротивления, в результате действия которых

уменьшается давление материала на рабочий орган. Под воздействием вибрации сцепление и коэффициент трения изменяются, материал оседает, давление его на днище (рабочий орган) увеличивается, растет и провисание рабочего органа.

Выводы

Принятая расчетная схема и полученные на ее основе зависимости позволили установить взаимосвязь параметров рабочего органа и опорных элементов с учетом технологических требований.

Установлено и подтверждено экспериментально, что упругие опорные элементы обеспечивают линейную связь между провисанием рабочего органа и нагрузкой, которая его вызывает, при этом натяжение рабочего органа при изменении нагрузки сохраняется постоянным.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Тишков А.Я., Гендлина Л.И., Еременко Ю.И., Левенсон С.Я. Вибрационное воздействие на сыпучую среду при выпуске ее из емкости // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых – 2000 – № 1 – С. 55–60
2. 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.
3. 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. – М. – 2013 – №1 – С.43–46
4. Рудицын М.Н., Артемов П.Я., Любошиц М.И. Справочное пособие по сопротивлению материалов – Минск: Редакция научно-технической литературы, 1961. – 516 с.

© Л. И. Гендлина, Е. Г. Куликова, В. М. Усольцев, 2016

**ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ
УСТРОЙСТВА ДЛЯ ФОРМИРОВАНИЯ ОТКЛОНЯЮЩЕГО ВОЗДЕЙСТВИЯ
НА РАБОЧИЙ ОРГАН УСТАНОВКИ ДЛЯ ОДНОСТАДИЙНОГО ШНЕКОВОГО
БУРЕНИЯ СКВАЖИН В ГРУНТЕ**

Борис Борисович Данилов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, доктор технических наук, заведующий лабораторией подземной строительной геотехники и геотехнологий, тел. (383)217-01-33, e-mail: bbdanilov@mail.ru

Борис Николаевич Смоляницкий

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, доктор технических наук, профессор, заведующий отделом горной и строительной геотехники, тел. (383)217-07-14, e-mail: bsmol@misd.nsc.ru

Дмитрий Олегович Чецин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, младший научный сотрудник лаборатории подземной строительной геотехники и геотехнологий, тел. (383)217-01-33, e-mail: dimixch@mail.ru

Обсуждаются подходы к созданию устройства формирования отклоняющего воздействия на рабочий орган установки для направленного бурения скважин в грунте при подземном строительстве объектов инфраструктуры и коммуникаций. Приводится пояснение основных принципов работы и расчетные зависимости для определения конструктивных параметров отклоняющего устройства.

Ключевые слова: скважина, направленное бурение, управляющее воздействие, рабочий орган, вращение, подача, отклонение.

**DETERMINATION OF DESIGN PARAMETERS OF AN ACCESSORY
TO DIVERT SINGLE-STAGE AUGER DRILLING UNIT IN SOIL**

Boris B. Danilov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Doctor of Engineering Sciences, Head of Underground Construction Geotechnology and Equipment Laboratory, tel. (383)217-01-33, e-mail: bbdanilov@mail.ru

Boris N. Smolyanitsky

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Doctor of Engineering Sciences, Professor, Head of Mining and Construction Geo Equipment Department, tel. (383)217-07-14, e-mail: bsmol@misd.nsc.ru

Dmitry O. Cheshchin

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Junior Researcher of Underground Construction Equipment and Technology Laboratory, tel. (383)217-01-33, e-mail: dimixch@mail.ru

The paper offers a discussion of the approaches to an accessory to generate diverting force on a directional hole drilling unit in soil in underground construction of distribution lines and other infrastructure. The authors elucidate principles of operation and relations to calculate design parameters of the diverting accessory.

Key words: drillhole, directional drilling, control action, bit, rotation, advance, deviation.

Одной из проблем, возникающих при создании рабочего органа и оснастки для направленного бурения скважин малого диаметра (до 250 мм) является сложность проектирования отклоняющего механизма и каналов передачи энергии для его работы. Для отклонения рабочего органа к нему необходимо приложить усилие, сравнимое по величине с усилием, передаваемым на рабочий орган от бурового станка. Создание механизма для генерирования отклоняющего усилия осложняется наличием жестких ограничений на радиальные размеры [1, 2].

Одним из путей решения этой задачи является использование главных движений (вращательного и поступательного), передаваемых от бурового станка к рабочему органу для отклонения последнего в нужном направлении. На рис. 1 приведена конструктивная схема рабочего органа, позволяющего изменять направление скважины при шнековом бурении в грунтовых массивах. Принцип отклонения скважин здесь такой же, как и во многих установках ГНБ, использующих асимметричный клин. Отклоняющим элементом здесь является скошенная передняя часть кожуха и опорное ребро, на котором установлен подшипниковый узел. Некоторая часть грунта с периферии скважины при этом уплотняется в ее стенки, а большая часть грунта разрушается и удаляется из скважины шнековым транспортером или комбинацией шнекового транспортера и пневмотранспортной магистрали вакуумного или напорного типа. Выбор направления бурения скважины осуществляется периодически путем изменения ориентации скошенного торца, которое в свою очередь достигается поворотом кожуха на нужный угол. Отклоняющее воздействие создается усилием подачи бурового станка.

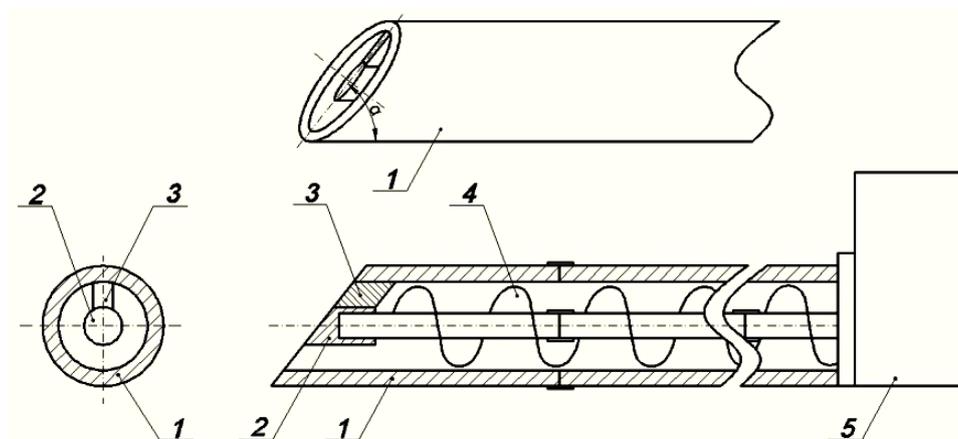


Рис. 1. Отклоняющий механизм с асимметричной формой передней части:

1 – кожух; 2 – подшипниковый узел; 3 – опорное ребро; 4 – шнек; 5 – буровой станок

Работает установка шнекового бурения следующим образом. Вначале рабочий орган с помощью измерительной аппаратуры устанавливают в заданном направлении траектории скважины, произвольно ориентируя наклонную поверхность передней части корпуса. В процессе проходки прямолинейной скважины корпус 2 рабочего органа периодически поворачивают вокруг его продольной оси, что позволяет осуществлять проходку скважины в прямолинейном направлении. По мере продвижения рабочего органа по траектории осуществляют контроль направления его положения, навигационным устройством (на рисунке 16 не показано), а грунт, поступающий через головную часть внутрь корпуса 2, транспортируют шнеками 6 в рабочий котлован. При внедрении в грунт секции корпуса 2 с расположенным в ней шнеком 6 к ней добавляют следующую секцию корпуса 2 со следующим шнеком 6. Секции корпуса 2 и шнеки 6 соединяют между собой разъемами 4 и 7, обеспечивающими подвижность соединения. При отклонении устройства от заданной траектории его необходимо вернуть на нее. В этом случае корпус разворачивают вокруг его продольной оси, устанавливая скошенную часть в сторону противоположную требуемому отклонению, и осуществляют продольное перемещение корпуса 2 без поворота, до момента пока он не выйдет на заданную траекторию. Таким образом, в процессе проходки скважины осуществляют перемещение бурового рабочего органа по заданной траектории, обеспечивая выход его в заданную точку.

Основные достоинства рассмотренного рабочего органа – простота его конструкции и высокая эффективность системы управления, проверенная практикой применения подобных клиновых систем, позволяет отдать ему предпочтение при разработке установки управляемого шнекового бурения.

Применительно к конструктивной схеме буровой установки, представленной на рисунке 16, расчетная схема сил, действующих на клиновую поверхность рабочего органа при изменении траектории скважины, изображена на рис. 2.

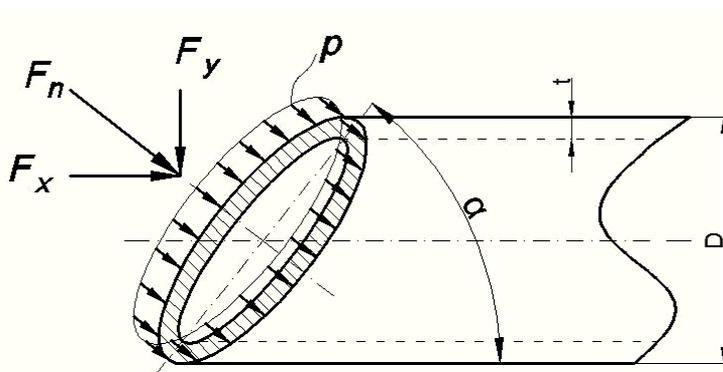


Рис. 2. Схема сил, действующих на клиновую поверхность рабочего органа при изменении траектории скважины:

F_n – результирующее отклоняющее усилие; F_x – горизонтальная составляющая отклоняющего усилия; F_y – вертикальная составляющая отклоняющего усилия; p – нормальное давление грунта на отклоняющую поверхность клина

Площадь клиновидной поверхности, на которую действует нормальное давление грунта p определяется по формуле:

$$S_{\text{сеч}} = \frac{\pi \cdot (D^2 - (D - 2t)^2)}{4 \cdot \sin(\alpha)}, \quad (1)$$

где D – диаметр инструмента, м;

α – угол наклона клина к продольной оси рабочего органа, градусы;

t – толщина стенки корпуса рабочего органа, м.

Нормальное усилие сопротивления со стороны грунта, действующее на скошенную часть рабочего органа:

$$F_n = S_{\text{сеч}} \cdot p \cdot P^* . \quad (2)$$

При этом полученная в работе [3] обобщенная аппроксимация относительного среднего давления, действующего на коническую поверхность расширителя, представлена в удобной для практического применения линейной форме:

$$p = b_n - a_n \cdot \frac{D}{2} \quad (3)$$

где a_n и b_n – коэффициенты линейной аппроксимации, определяемые из [3].

Исходное внутреннее давление обжатия рабочего органа грунтовым массивом определяется по формуле:

$$P^* = \gamma_0 \cdot g \cdot h + P_a , \quad (4)$$

где γ_0 – плотность грунта в естественном состоянии, кг/м³;

g – ускорение свободного падения, м/с² ($g = 9,81 \text{ м/с}^2$);

h – глубина заложения скважины, м;

P_a – атмосферное давление, Па ($P_a = 101325 \text{ Па}$).

Определим горизонтальную и вертикальную составляющие результирующего отклоняющего усилия

$$F_x = F_n \cdot \sin(\alpha) ; \quad (5)$$

$$F_y = F_n \cdot \cos(\alpha) . \quad (6)$$

Или с учетом (2) и (4)

$$F_x = \frac{\pi \cdot (D^2 - (D - 2t)^2)}{4} \cdot p \cdot (\gamma_0 \cdot g \cdot h + P_{\text{атм}}) ; \quad (7)$$

$$F_y = \frac{\pi \cdot (D^2 - (D - 2t)^2)}{4 \cdot \sin(\alpha)} \cdot p \cdot (\gamma_0 \cdot g \cdot h + P_{atm}) \cdot \cos(\alpha). \quad (8)$$

График зависимости вертикальной составляющей отклоняющего усилия от угла наклона клиновой поверхности рабочего органа представлен на рис. 3.

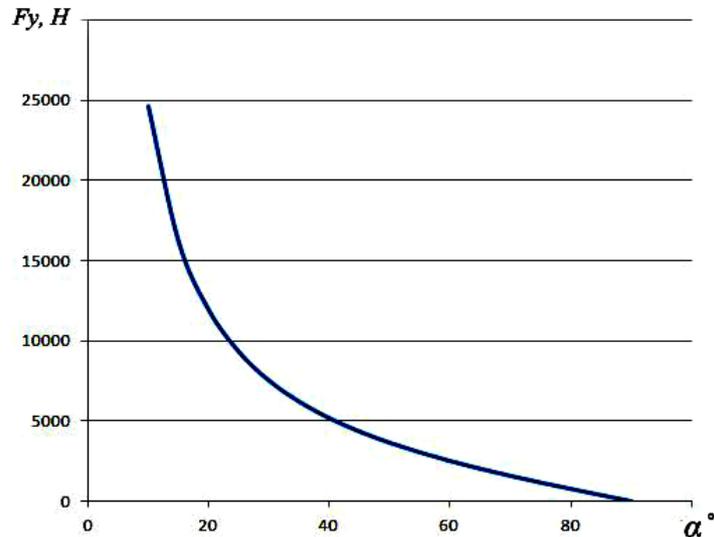


Рис. 3. График зависимости вертикальной составляющей отклоняющего усилия от угла наклона клиновой поверхности рабочего органа при $D=0.235$ м, $t=16$ мм, грунт – супесь средней плотности $\gamma=1720$ кг/м³, $h=2$ м

Результаты исследований прямолинейности горизонтальных и слабонаклонных скважин прокладываемых в грунтовом массиве показывают, что величина отклонения рабочего органа от первоначального направления движения зависит как от величины отклоняющего усилия, так и от ряда других факторов, наиболее значимыми из которых, помимо свойств самого грунтового массива, являются степень уплотнения грунта на стенках образуемой скважины, конструктивные особенности корпуса рабочего органа, такие, как его длина, площадь поверхности, контактирующей со стенками скважины. За счет рационального выбора значений этих параметров можно уменьшить величину отклоняющего усилия, необходимую для достижения требуемого отклонения рабочего органа на заданном участке длины скважины.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Данилов Б. Б., Смоляницкий Б. Н. Анализ тенденций развития современных технологий сооружения скважин в породном массиве. // *Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук (научный журнал) №1, т.2.* - Новосибирск: ИГД им. Н.А. Чинакала СО РАН. – 2014. – С. 104 – 113.
2. Данилов Б.Б., Смоляницкий Б.Н., Чещин Д. О. Обоснование принципиальных схем отклоняющих устройств в установках горизонтального направленного бурения скважин// *ФТПРПИ.* – 2015. – №3. С. 106-117.

3. Исаков А.Л. Напряженно-деформированное состояние массива грунта при движении в нем пневмопробойника [Текст] / А.Л. Исаков, А.К. Ткачук // ФТПРПИ. 2000. – № 2.

© Б. Б. Данилов, Б. Н. Смоляницкий, Д. О. Чецин, 2016

УДК 621.23.05

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ШНЕКОВОГО ТРАНСПОРТЕРА УСТАНОВКИ ДЛЯ ОДНОСТАДИЙНОГО ШНЕКОВОГО БУРЕНИЯ СКВАЖИН В ГРУНТЕ

Борис Борисович Данилов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, доктор технических наук, заведующий лабораторией подземной строительной геотехники и геотехнологий, тел. (383)217-01-33, e-mail: bbdanilov@mail.ru

Борис Николаевич Смоляницкий

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, доктор технических наук, профессор, заведующий отделом горной и строительной геотехники, тел. (383)217-07-14, e-mail: bsmol@misd.nsc.ru

Дмитрий Олегович Чецин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, младший научный сотрудник лаборатории подземной строительной геотехники и геотехнологий, тел. (383)217-01-33, e-mail: dimixch@mail.ru

Представлены подходы к определению основных параметров шнекового транспортера установки для одностадийного направленного шнекового бурения скважин в грунте при подземном строительстве объектов инфраструктуры и коммуникаций. Приводятся установленные соотношения диаметров скважины и шнека и условия минимизации его диаметра, позволяющие определить геометрические параметры шнека для эффективного удаления грунта при заданной скорости бурения.

Ключевые слова: скважина, направленное бурение, рабочий орган, шнек, вращение, грунт, удаление.

DETERMINATION OF BASIC PARAMETERS OF SCREW CONVEYOR FOR SINGLE-STAGE AUGER DRILLING IN SOIL

Boris B. Danilov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Doctor of Engineering Sciences, Head of Underground Construction Geotechnology and Equipment Laboratory, tel. (383)217-01-33, e-mail: bbdanilov@mail.ru

Boris N. Smolyanitsky

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Doctor of Engineering Sciences, Professor, Head of Mining and Construction Geo Equipment Department, tel. (383)217-07-14, e-mail: bsmol@misd.nsc.ru

Dmitry O. Cheshchin

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Junior Researcher of Underground Construction Equipment and Technology Laboratory, tel. (383)217-01-33, e-mail: dimixch@mail.ru

The paper surveys approaches to determining basic parameters of a screw conveyor within a facility intended for directional auger drilling in soil in underground construction of distribution lines and other infrastructure. The relationships uncovered between the diameters of hole and screw conveyor and the minimization conditions for the screw conveyor diameter make it possible to estimate geometrical parameters of the screw conveyor for efficient removal of soil at the preset drilling velocity.

Key words: drillhole, directional drilling, working organ, screw, rotation, soil, removal.

Бурение скважин в породном массиве является важной составной частью технологий специальных работ в подземном строительстве, в частности связанных с бестраншейной прокладкой подземных коммуникаций.

Серьезное развитие благодаря решению проблемы управления траекторией скважины получили установки шнекового бурения. Современные буровые установки этого типа обеспечивают проходку скважин по заданной прямолинейной траектории без применения раствора бентонитовой глины для разрушения забоя скважины. Эти установки имеют буровой режущий инструмент вращательного действия для расширения пионерной скважины и шнековый транспортер для удаления грунта, приводы подачи рабочего органа, обсадной инвентарной и рабочей трубы [1–3]. Популярность шнекового бурения скважин объясняется значительными скоростями проходки и малыми временными затратами на монтажные, демонтажные работы. Благодаря высокой надежности и производительности, экологической безопасности и относительно низкой стоимости выполнения работ этот метод используют во многих вариантах строительства скважин.

Определение рациональных значений диаметра шнекового транспортера имеет важное значение при проектировании бурового комплекса, поскольку с ним связаны такие значимые параметры, как производительность, мощность приводных механизмов, габаритные размеры и масса оборудования. При этом возможно применение таких конструктивных схем буровой установки, которые позволяют существенно уменьшить диаметр шнекового транспортера по сравнению с диаметром прокладываемого трубопровода.

Представленная на рис. 1 установка, разработанная в ИГД СО РАН, обеспечивает проходку скважины за один проход с возможностью корректировки траектории [4, 5]. При этом незначительная часть грунта уплотняется в стенки скважины в радиальном направлении, обеспечивая её временную устойчивость, а большая часть удаляется из скважины шнековым транспортером.

Незначительные размеры зоны уплотнения грунта позволяют осуществлять проходку скважин вблизи имеющихся подземных коммуникаций.

Ограничения по глубине заложения при таком способе минимальны и слабо зависят от диаметра скважин.

Для удаления разрушенного грунта от забоя скважины используется отдельный транспортный канал. Он состоит из шнеков меньшего диаметра, чем внутренний диаметр трубы-кожуха, которые располагаются в лотке. Такое решение позволяет использовать один и тот же транспортный канал для различных диаметров проходки, что уменьшает типоразмерный ряд применяемых шнеков.

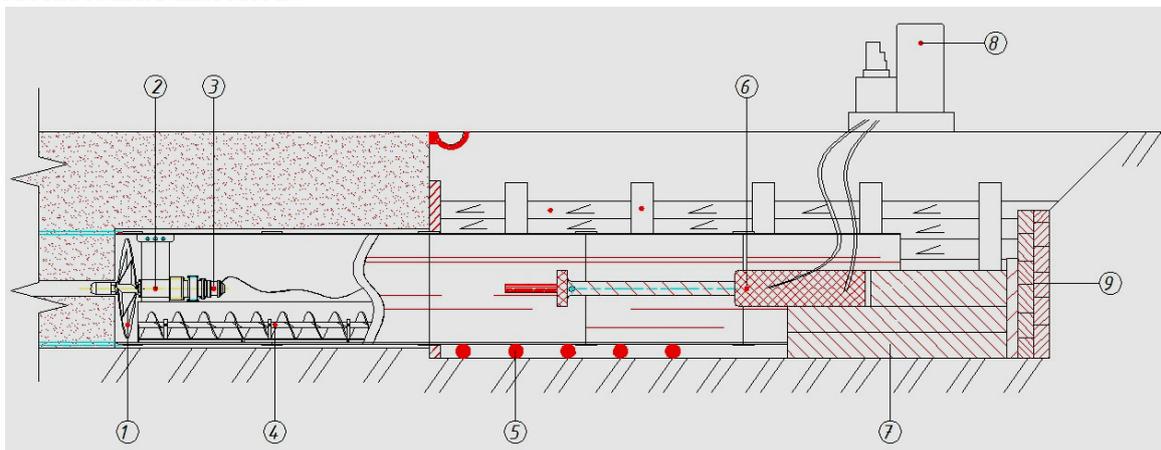


Рис. 1. Установка для шнекового бурения скважин в грунте

1 – рабочий орган; 2 – подшипниковый узел; 3 – гидромотор с редуктором; 4 – шнековый транспортер; 5 – направляющая рама; 6 – гидравлический домкрат; 7 – упорная рама; 8 – дизельная маслостанция; 9 – упорная стенка

Для эффективного использования такого шнекового транспортера необходимо согласовать скорости проходки скважины с параметрами шнекового транспортера, и определить минимально необходимый диаметр шнека, обеспечивающего разработку грунта в достаточно широком диапазоне диаметров труб-кожухов.

Опыт конструирования и эксплуатации горизонтальных и незначительно наклоненных винтовых конвейеров свидетельствует о целесообразности их работы при частичном заполнении пространства между винтовой поверхностью и кожухом шнека [6]. Этот вывод подтверждает целесообразность технического решения, изображенного на рис. 1.

При сплошном заполнении наблюдаются снижение осевой скорости перемещения груза, увеличение мощности на транспортирование, повышение износа деталей транспортирующего устройства. Коэффициент заполнения шнекового пространства зависит в основном от угла наклона конвейера, скорости вращения шнека и свойств транспортируемого материала. Но при незначительных углах наклона заполнение шнека и скорость его вращения не оказывают влияние на транспортные свойства. Поэтому шнек может перемещать материал при любых значениях коэффициента заполнения и угловой скорости [6].

Рекомендации по расчету винтовых конвейеров предусматривают нормальный ряд чисел оборотов шнека в минуту $n = 23,6; 30; 37,5; 47,5; 60; 75; 95; 118; 150; 190$ и нормальные размеры диаметров винтов $D = 150; 200; 250; 300; 400; 500; 600$ мм.

Производительность винтового конвейера рекомендуется определять по формуле [6]

$$Q = \frac{60\pi D^2}{4} \psi S n \gamma_0 c = 47D^2 \psi S n \gamma_0 c, \quad (1)$$

где Q в $t/ч$; D в m ; S в m ; n в $об/мин$; γ_0 – объемный вес в t/m^3 ; ψ – коэффициент наполнения желоба.

В данном случае ψ рассматривается в виде отношения средней площади насыпки материала в желобе к площади нормальной проекции винта.

c – коэффициент, учитывающий влияние угла δ наклона оси шнека к горизонту на его производительность (табл. 1).

При $\delta > 8^\circ$ принимается $S = 0,8 D$, а при меньших углах рекомендуется $S = D$ [6].

Таблица 3

Значение коэффициента учета наклона оси шнека к горизонту

Коэффициент	Углы δ				
	0°	5°	10°	15°	20°
c	1,0	0,9	0,8	0,7	0,63

При $\frac{S}{D} = 1$ диаметр винта рекомендуется определять по формуле

$$D = 0,28 \sqrt{\frac{Q}{\psi c n \gamma_0}}, \text{ м.} \quad (2)$$

Максимальное число оборотов определяют по эмпирической формуле

$$n_{\max} = \frac{A}{\sqrt{D}}, \text{ об/мин,} \quad (3)$$

где A – коэффициент, в пределах 65 – 30, в зависимости от свойств материала; D – в m .

Производительность шнекового транспортера должна соответствовать технической производительности установки по бурению. Она определяется по представленной ниже формуле [6]

$$\Pi_m = \frac{\pi}{4} D_\delta^2 \cdot V_\delta^{\max}, \quad (4)$$

где D_δ^2 – диаметр бурового инструмента;

V_δ^{\max} – максимальная скорость проходки скважины.

Исходя из условия согласования, которое записывается как

$$\frac{\pi}{4} D_{\delta}^2 \cdot V_{\delta}^{max} = 47 D^2 \psi S n \gamma_0 c, \quad (5)$$

можно, учитывая, что $D = S$ определить необходимый диаметр шнекового винта

$$D = \sqrt[3]{\frac{\frac{\pi}{4} D_{\delta}^2 \cdot V_{\delta}^{max}}{47 \psi n c \gamma_0}} \quad (6)$$

или максимальную скорость проходки скважины

$$V_{\delta}^{max} = \frac{60 D^3 \psi n \gamma_0 c}{D_{\delta}}. \quad (7)$$

Полученные выражения (6) и (7) позволяют определить диаметр шнека, необходимый для проходки скважины заданного диаметра с заданной скоростью или установить зависимость максимальной скорости проходки скважины от диаметра шнека при заданных диаметре скважины, типе грунта и при фиксированном значении частоты вращения шнека. Одна из таких зависимостей, полученная для суглинка с прочностью $C = 5-8$ по плотномеру ДорНИИ, частоте вращения шнека 50 об/мин и диаметре скважины 0,53 м представлена на рис. 2.

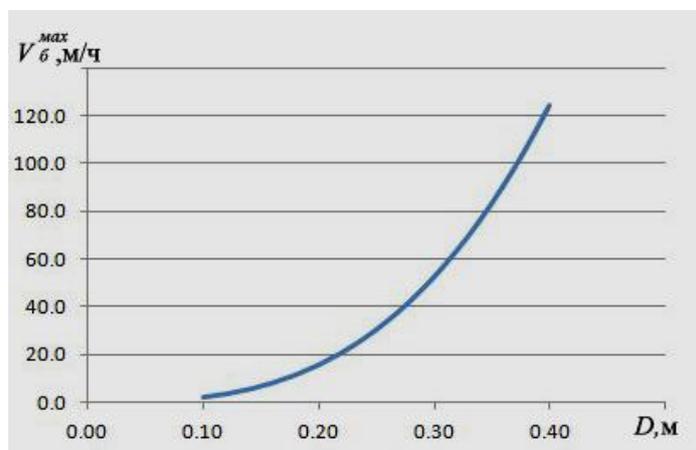


Рис. 2. Зависимость максимальной скорости проходки скважины от диаметра шнека

Таким образом, используя полученные расчетные формулы и графики можно выбрать минимальный диаметр шнека, позволяющий в определенном диапазоне диаметров скважин осуществлять проходку скважины с приемлемыми скоростями.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Смоляницкий Б.Н., Данилов Б.Б., Абиров А.А., Госманов М.К., Жаркенов Е.Б.// Совершенствование перспективного способа бестраншейной прокладки трубопроводов: Аналитический обзор. – Астана: Министерство национальной экономики республики Казахстан. – 2014.– 48 с.

2. Данилов Б. Б., Смоляницкий Б. Н. Анализ тенденций развития современных технологий сооружения скважин в породном массиве. // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук (научный журнал) №1, т.2. - Новосибирск: ИГД им. Н.А. Чинакала СО РАН. – 2014. – С. 104 – 113.

3. Смоляницкий Б.Н., Данилов Б.Б. Пути совершенствования технологий горизонтального направленного бурения скважин в породном массиве// Политранспортные системы. Материалы VIII Международной научно-технической конференции в рамках года науки Россия – ЕС «Научные проблемы реализации транспортных проектов в Сибири и на Дальнем Востоке».– Новосибирск 2015.– С. 718-724.

4. Данилов Б.Б., Смоляницкий Б.Н., Чещин Д. О. Обоснование принципиальных схем отклоняющих устройств в установках горизонтального направленного бурения скважин// ФТПРПИ. – 2015. – №3. С. 106-117.

5. Патент РФ на ПМ № 147887. Устройство для проходки криволинейных скважин в твердых грунтах. / Смоляницкий Б.Н., Данилов Б.Б., Фетисов С.Ю., Чещин Д.О. – БИ № 32 от 20.11.2014.

6. Григорьев А.М. Винтовые конвейеры // Машиностроение.– М. – 1972. – 183 с.

© Б. Б. Данилов, Б. Н. Смоляницкий, Д. О. Чещин, 2016

УДК 621.23.05

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МЕСТОПОЛОЖЕНИЯ ЦЕНТРА ПОВОРОТА КОРПУСА ПНЕВМОПРОБОЙНИКА В ГРУНТЕ ПОД ДЕЙСТВИЕМ ОТКЛОНЯЮЩЕГО УСИЛИЯ

Борис Борисович Данилов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, доктор технических наук, зав. лабораторией подземной строительной геотехники и геотехнологий, тел. (383)217-01-33, e-mail: bbdanilov@mail.ru

Дмитрий Олегович Чещин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, младший научный сотрудник лаборатории подземной строительной геотехники и геотехнологий, тел. (383)217-01-33, e-mail: dimixch@mail.ru

В работе предложена принципиальная конструктивная схема механизма изменения траектории движения пневмопробойника. Приведены результаты испытаний макета управляемого пневмопробойника и данные по нахождению центра поворота.

Ключевые слова: скважина, пневмопробойник, бестраншейные технологии, скважины криволинейной траекторией, корректировка траектории пневмопробойника.

LOCATING CENTER OF TURN OF AIR HAMMER UNDER DIVERTING FORCE IN SOIL

Boris B. Danilov

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Dr Eng, Head of Underground Construction Equipment and Technology Laboratory, tel. (383)217-01-33, e-mail: bbdanilov@mail.ru

Dmitry O. Cheshchin

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Junior Researcher of Underground Construction Equipment and Technology Laboratory, tel. (383)217-01-33, e-mail: dimixch@mail.ru

The authors propose structural layout of mechanism intended to change mechanical trajectory of air hammer in soil. The paper describes tests of a guided model air hammer and reports data on locating center of turn of the air hammer body in soil.

Key words: hole, air percussion machine, trenchless technology, curved trajectory hole, air percussion machine trajectory alignment.

В настоящее время метод бурения можно отнести к одному из основных методов образования вертикальных, наклонных и горизонтальных скважин в грунте. Широкое развитие получило так называемое направленное бурение, в процессе которого осуществляется корректировка направления скважин. Этот метод применяется при бурении направленных скважин в угольных пластах (например, для отвода метана), при разработке нефтяных месторождений, при строительстве коммуникаций различного назначения [1]. Применение направленного бурения в строительстве позволяет сохранить благоустройство территории, зеленые насаждения, и особенно важно, исключить остановку транспортных потоков на авто и железнодорожных магистралях.

В свою очередь существует альтернативный метод образования скважины – метод прокола. Он характеризуется наибольшей простотой процесса и компактностью применяемого оборудования. Этот метод позволяет проходить скважины небольшого диаметра (до 300 мм) в прочных грунтах, а также применяется для проходки пионерной скважины с последующим ее расширением. Увеличение длины скважин свыше 30 метров сопровождается уменьшением вероятности его выхода в проектную конечную точку вследствие возрастающего действия случайных отклоняющих факторов [2]. 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.

В настоящее время в ИГД СО РАН разработан и испытан управляемый пневмопробойник по схеме изменения его внешней формы за счет отклонения хвостовой части (рис. 1). Такое решение продиктовано несколькими обстоятельствами. Во-первых, заднее расположение отклоняющего элемента позволяет в полной мере использовать для ударного механизма отработанные и выверенные конструктивные решения, применяемые в серийных машинах. Во-вторых, диаметр корпуса в рассматриваемой конструктивной схеме равен диаметру образуемой скважины, что позволит сохранить величину удельной мощности машины. В-третьих, заднее расположение отклоняющего элемента позволяет упростить конструкцию механизма управления за счет использования воздухоподводящего рукава для передачи управляющих команд.

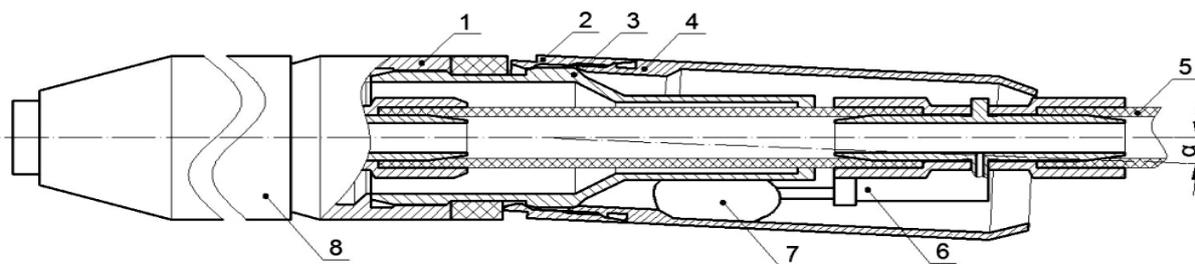


Рис. 1. Схема механизма управления траекторией пневмопробойника (при отклоненном хвостовике)

Механизм (рис. 1) представляет собой отклоняющий хвостовик 4, который шарнирно соединяется с задней гайкой 1 пневмопробойника 8 посредством гайки 2 и втулки 3. Для создания отклоняющего усилия в устройство вмонтирована эластичная камера 7, управляемая с помощью клапанного механизма 6. Выбор направления, в котором необходимо отклонить пневмопробойник, осуществляется поворотом воздухоподводящего шланга (рукава) 5. Для отклонения корпуса пневмопробойника в эластичную камеру через клапанный механизм подается давление. Камера создает усилие, которое поворачивает хвостовик относительно втулки 3 и корпуса пневмопробойника 8 на некоторый угол α .

Испытания пневмопробойника в грунте естественного сложения производились на территории инженерно-технического комплекса ИГД СО РАН «Зеленая Горка». Проходка скважины производилась без остановок до выхода пневмопробойника в приемный котлован. Для определения пространственной ориентации оси сооруженной скважины использовалось серийное электронное устройство для определения местоположения и пространственной ориентации рабочего органа установки направленного горизонтального бурения. В соответствии с полученными данными построены траектории движения пневмопробойника в естественном грунте при различной плотности (рис. 2).

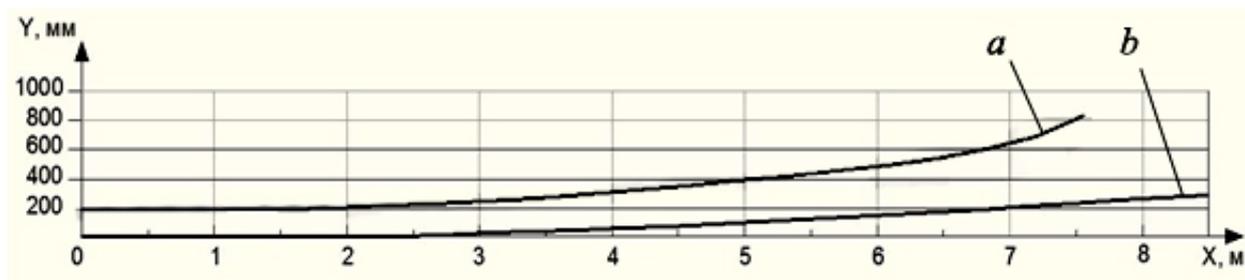


Рис. 2. Траектория движения пневмопробойника:

a - в грунтовом массиве №1 с числом ударов ударника ДорНИИ $S=3-5$ при угле отклонения хвостовой части - $4,2^\circ$; *b* - в грунтовом

массиве №2 с числом ударов ударника ДорНИИ $C=6-8$ при угле отклонения хвостовой части $2,5^\circ$

Для оптимизации параметров отклоняющего механизма и более точной оценки возможностей управляемых пневмопробойников различного типоразмера было принято провести исследования на математической модели. Ее построение началось с определения точки поворота корпуса пневмопробойника при действии силы, возникающей при повороте хвостовой части.

Для этого был сконструирован стенд (рис. 4), представляющий собой бункер 1 с закрывающейся крышкой 2, в которой имеются отверстия для стержней 3 и 4.

Стержни 3 и 4 используются для определения перемещений образца в грунте, а также для передачи силового воздействия на один из концов образца. На каждый стержень крепится шкала с градуировкой 5, позволяющая проводить замеры перемещений с точностью до 0,5 мм.

В бункер 1 с заданным уплотнением загружается грунт до определенного уровня, после чего снимаются геометрические размеры образца 6 и укладывают его на грунт. Устанавливают проводящую трубку 7 на один конец образца и стержень 3 на другой конец и засыпают оставшийся грунт с послойным уплотнением. Закрыв крышку 2, вставляют нагрузочный стержень 4 в проводящую трубку 7 и закрепляют шкалы с градуировкой 5 на стержнях. После этого устанавливают на крышку неподвижные метки 8 около каждой шкалы.

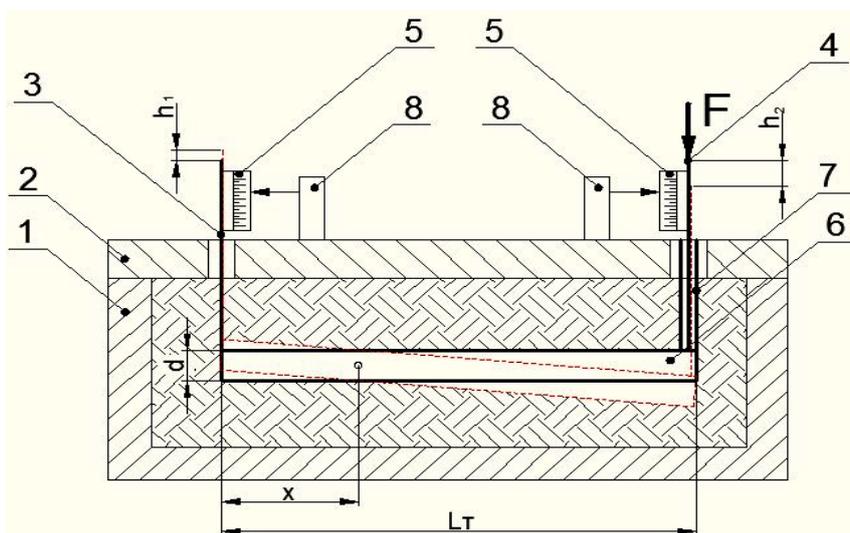


Рис. 3. Схема стенда для определения перемещений концов образца

Перед приложением нагрузки отмечают показания отметок на каждом стержне, считая их нулевыми. После чего на нагрузочный стержень 4

постепенно увеличивают нагрузку, устанавливая гири определенной массы, и после стабилизации образца записывают показания отметок на стержнях. На собранном стенде был проведен ряд экспериментов на образцах различного диаметра и длины.

Измерив перемещения h_1 , h_2 и зная длину трубы L_T , расстояние до точки поворота от переднего конца рассчитывается по формуле:

$$x = h_1 \cdot \frac{L_T}{h_1 + h_2} \quad (1)$$

Рассчитав значение « x » при различной нагрузке, для каждого образца установлена зависимость изменения положения точки поворота « L_T/x » по отношению к нагрузке F (рис. 4).

Анализ этих зависимостей позволяет сделать вывод, что при различных размерах образца, среднее значение L_T/x будет находиться в пределах значений $3 \div 5$. Скачки на графиках вызваны, скорее всего, чередующимся уплотнением грунта в верхней и нижней части образца.

Рассчитав среднее арифметическое всех значений L_T/x_{cp} , установлено, что в среднем, точка поворота x будет находиться на расстоянии $L_T/5$ от ненагруженного конца образца. Полученные результаты представлены в табл. 1.

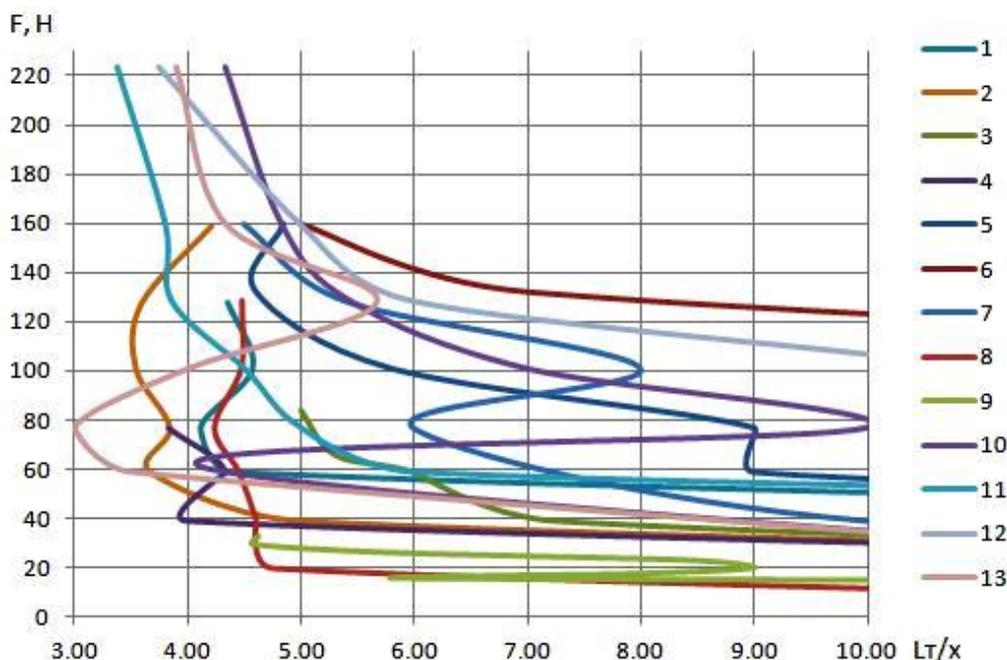


Рис. 4. Зависимость положения точки поворота образца от нагрузки при различных размерах образца

Таблица 1

Расчет усредненного значения отношения длины образца
к расстоянию до точки поворота

номер испытани я	№	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	
диаметр образца	d, мм	21	21	30	30	42	42	57	57	57	76	76	90	90	
длина образца	Lт, мм	275	275	242	242	385	385	286	286	286	418	418	520	520	усред. Lт/хсп
среднее значение Lт/х	Lт/хсп	4.30	3.91	5.77	4.05	6.11	5.83	6.26	4.49	6.20	5.48	4.26	4.90	3.91	5.04

Полученный результат позволяет составить расчетную схему и провести расчет распределения реакций грунта на корпус пневмопробойника в первом приближении с последующим уточнением, а показания деформаций послужат для проверки правильности построения математической модели. Исследования на полученной, в дальнейшем, математической модели позволят провести оптимизацию параметров отклоняющего механизма и более точную оценку возможностей управляемых пневмопробойников различного типоразмера.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Потапенко А. Особенности горизонтального бурения [Электронный ресурс] / А. Потапенко. – Режим доступа: <http://www.tehsovet.ru/article-2012-12-3-1468>
2. Суднишников Б.В., Костылев А.Д., Тупицин К.К. Пневмопробойники в строительстве и горном деле // ФТПРПИ. – 1970. – № 2. – С. 44 – 49.

© Б. Б. Данилов, Д. О. Чецин, 2016

УДК 622.691.4

**МОДЕЛИРОВАНИЕ ФРОНТА ТЕМПЕРАТУР В УСТРОЙСТВЕ
КОНТРОЛЯ ОСТАТОЧНОГО РЕСУРСА ЭЛЕМЕНТОВ
НАДЗЕМНОГО ГАЗОПРОВОДА В УСЛОВИЯХ КРАЙНЕГО СЕВЕРА**

Екатерина Вячеславовна Денисова

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории горной геофизики, тел. (383)217-09-52, e-mail: slimthing@mail.ru

Елена Леонидовна Алферова

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, младший научный сотрудник лаборатории рудничной аэродинамики, тел. (383)217-05-51, e-mail: alferova@mosk.ru

Антон Иванович Канцырев

Новосибирский государственный технический университет, 630073, Россия, г. Новосибирск, ул. Карла Маркса 20, магистрант кафедры автономных информационных и управляющих систем, e-mail: kakbekonoos@bk.ru

Авторами работы выполнено моделирование фронта температур в устройстве контроля остаточного ресурса элементов надземного газопровода при его расположении в грунтовом массиве за длительный период (5 лет) в условиях региона с аномально низкими температурами. Предложена оптимизация режима автономного питания измерительного устройства с учетом результатов моделирования.

Ключевые слова: фронт температур, газопровод, грунтовый массив, автономное питание.

MODELING FRONT OF TEMPERATURES IN RESIDUAL LIFE MONITOR FOR COMPONENTS OF ABOVEGROUND GAS PIPELINE UNDER CONDITIONS OF THE EXTREME NORTH

Ekaterina V. Denisova

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, Senior Researcher, Geophysics Laboratory, tel. (383)217-09-52, e-mail: slimthing@mail.ru

Elena L. Alferova

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Junior Researcher, Mine Aerodynamics Laboratory, tel. (383)217-05-51, e-mail: alfenok@ngs.ru

Anton I. Kantsyrev

Novosibirsk State Technical University, 20 Karl Marx Prospect, Novosibirsk 630073, Russia, Candidate for a Master's Degree, Department of Autonomous Information and Control Systems, e-mail: kak6ekonoos@bk.ru

The authors model front of temperatures in a residual life monitor for components of aboveground gas pipeline with its portion buried in soil in a region with anomalous low air temperatures for a long period of 5 years. The optimized self-contained power supply mode of the monitor is suggested with regard to the modeling results.

Key words: temperature front, gas pipeline, soil, self-contained power supply.

Тенденции к увеличению объемов потребления углеводородов приводят к высоким темпам развития систем транспортировки природного газа с помощью надземных трубопроводов. В связи с этим, растут и объемы затрат на обслуживание элементов фонтанной арматуры, что приводит к возникновению потребностей газодобывающих предприятий в максимальной автоматизации процессов контроля за ее состоянием. Особенно актуальна эта проблема для регионов с суровыми климатическими условиями, что значительно усложняет ручной контроль толщины стенок трубопроводов [1-2]. Разработка автоматизированных систем контроля и сбора данных позволит существенно сократить эксплуатационные затраты на обслуживание трубопроводных сетей.

Сотрудниками ИГД СО РАН было разработано автономное многоканальное измерительное устройство для контроля толщины стенок надземного газопровода, структурная схема и принцип работы которого представлены в статье [3]. Техническое средство состоит из двух узлов: измерительного с набором датчиков и узла управления, сбора и хранения информации. Измерительный узел устанавливается непосредственно на элементах газопровода, а узел управления с элементами питания размещается в грунтовом массиве. Такое решение позволит обеспечить длительную

работоспособность устройства при низких температурах. Оценить влияние низких температур на примере района Ямало-Ненецкого автономного округа на режим работы устройства можно с помощью математического моделирования.

Постановка задачи и граничные условия

Моделирование фронта температур в измерительном узле осуществлялось с помощью вычислительного комплекса ANSYS. Исследуемая задача описывается уравнением теплопроводности в трехмерной постановке:

$$\frac{\partial t}{\partial \tau} = a \cdot \left(\frac{\partial^2 t}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 t}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 t}{\partial z^2} \right) + q_{\text{ист}},$$

где t – температура; $a = \lambda / (\rho C_V)$ – температуропроводность грунта, м²/с; λ – теплопроводность грунта, Вт/(м·К); ρ – плотность грунта, кг/м³; C_V – объемная теплоемкость грунта, Дж/(м³·К); $q_{\text{ист}}$ – объемная производительность источников тепла.

Граничные условия моделирования включают в себя условия первого рода на нижней границе модели – это температура естественного состояния грунта на данной глубине, условие третьего рода – температуры на дневной поверхности грунта, условие второго рода – теплообмен на боковых границах расчетной области равен нулю.

Моделируется объем грунтового массива размером 2х2х10 метров (рис. 1), в котором размещается узел управления в термочехле общим объемом 0,5 м³, на глубине 1 метр. При этом, от узла к измерительным датчикам, установленным на поверхности газопровода, подведен кабель.

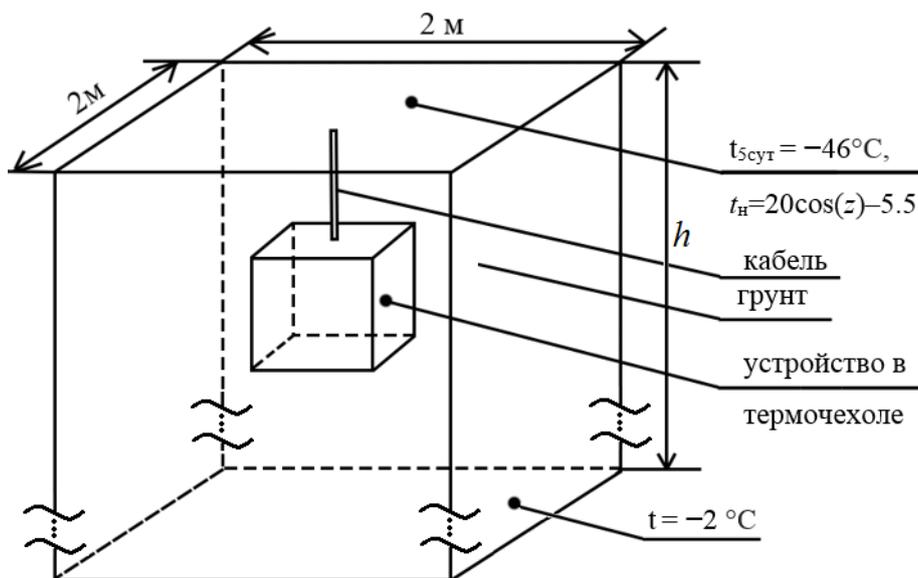


Рис. 1. Моделируемый объем грунта с измерительным устройством

Грунтовый массив, для которого проведено моделирование – супесь, теплофизические свойства которого представлены в работе [4]. В природе грунтовой массив многослойный, состоит из разных по теплофизическим свойствам грунтов, с переменными толщинами. В работе рассматривается не слоистый,

а сплошной грунт, имеющий наибольшее значение теплопроводности из всех типов грунтов, характерных для данной местности.

Согласно данным в статье [4] на глубине $h=10$ метров от поверхности температура грунтового массива составляет $t = -2^{\circ}\text{C}$ (именно в соответствии с геологическими изысканиями в этом регионе и на этой глубине $t = -2^{\circ}\text{C}=\text{const}$).

Термочехол, состоит из каучука, стеклоткани и минеральной ваты, коэффициент теплопроводности λ трехслойной стенки термочехла равен $0,3489 \text{ Вт}/(\text{м}\cdot\text{К})$.

Слой материалов измерительного кабеля показаны в его сечении на рис. 2, где: $r_1-r_2=4\text{мм}$ (фторэтиленпропилен); $r_2-r_3=3,25\text{мм}$ (медь с серебром); $r_3-r_4=2,75\text{мм}$ (фторопласт); $r_4=2\text{мм}$ (сталь).

Численные эксперименты проведены для различных условий:

- 1) наиболее холодной пятидневки (продолжительность расчета 432000 с);
- 2) одного года при соответствующих среднемесячных температурах наружного воздуха в данном регионе (продолжительность расчета 31536000 с);
- 3) пяти лет при соответствующих среднемесячных температурах наружного воздуха в данном регионе (продолжительность расчета 157766400 с).

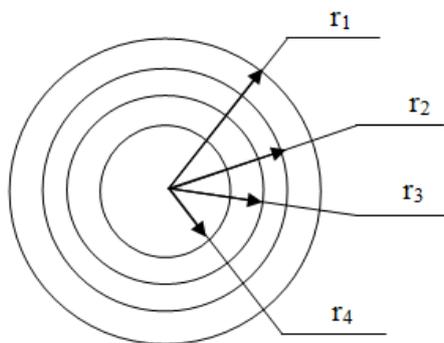


Рис. 2. Кабель в разрезе

В первом эксперименте на поверхности грунта принята температура наиболее холодной пятидневки для данного региона [5].

Во втором и третьем экспериментах температура на дневной поверхности грунта задается среднемесячными температурами воздуха для рассматриваемого региона [6], которые описываются гармоническим законом колебаний температур с периодом равным годовому циклу (365 сут.): $t_{\text{н}}=a \cdot \cos(z)+b$, где коэффициенты $a=t_{\text{VII}}-b$, $b=(t_{\text{I}}+t_{\text{VII}})/2$, t_{I} и t_{VII} – среднемесячные

температуры за январь и июль соответственно, °С; z – время в сутках, за начало отсчета принято 1 июля первого расчетного года.

Минимумы среднемесячных температур на поверхности грунтового массива приходятся на январь и февраль и составляют $-26,4$ °С. Максимум среднемесячных температур в июле – составляет $+15,4$ °С. В соответствии с этими данными, изменение температуры на поверхности грунта для данного региона примет вид: $t_H=20\cos(z)-5,5$.

Результаты моделирования представлены на рис. 3 и 4.

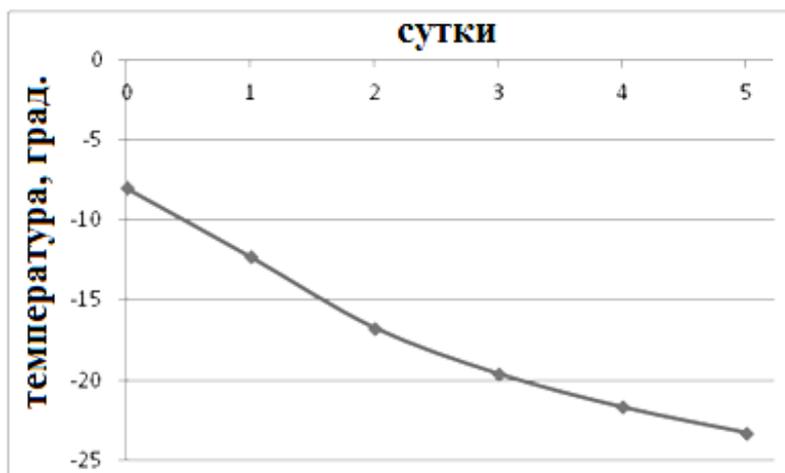


Рис. 3. Изменение средней температуры в измерительном узле в наиболее холодную пятидневку

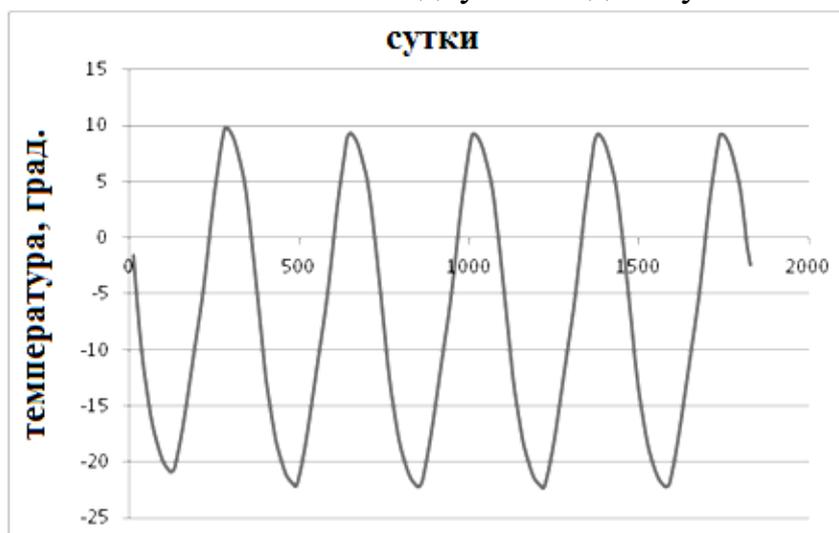


Рис. 4. Изменение средней температуры в измерительном узле за 5 лет

Согласно данным моделирования средней температуры в измерительном узле в наиболее холодную пятидневку (рис. 3), можно отметить, что с момента

наступления на поверхности грунтового массива температуры -46°C , температура термочехла с оборудованием в течение пяти дней снизилась на 15°C и достигла -24°C .

Выводы

Полученная динамика изменения температуры в течение пяти лет (рис. 4) показывает периоды наиболее низких температур, которых может достигать оборудование для контроля толщины стенки газопровода, помещенное в термочехол.

Таким образом, результаты численного моделирования позволяют выделить те периоды за 5 лет, а именно 210 дней (30 недель), когда измерения толщины стенки газопровода целесообразно не проводить (периоды с температурой измерительного оборудования ниже -20°C). Такой режим работы измерительного узла обеспечит достоверность полученных данных и позволит снизить количество потребляемой электроэнергии, что увеличит срок эксплуатации оборудования в сложных климатических условиях.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Регламент проведения оперативной ультразвуковой толщинометрии элементов фонтанной арматуры и обвязки устья скважин, эксплуатируемых ООО «Газпром добыча Надым» в условиях повышенного содержания механических примесей в продукции. – Надым: ОАО «Газпром добыча Надым», 2014. – 48 с.
2. Инструкция по контролю толщин стенок отводов наземных газопроводов, технологической обвязки КС, ДКС, ГРС и гребенок подводных переходов магистральных газопроводов. – М.: ОАО «Газпром», 1998. – 33 с.
3. Денисова Е.В., Гаврилов С.Ю. Проблемы контроля толщины стенок надземных газопроводов в условиях Крайнего Севера // Сборник трудов Всероссийской научной конференции для студентов, аспирантов и молодых ученых с элементами научной школы «Горняцкая смена-2015». Изд. ИГД СО РАН. – Новосибирск. – 2015. – С. 105-109.
4. Хренков Н.Н. Тепловые параметры трубопроводов, проложенных в вечномерзлом грунте // Нефтяное хозяйство – М.: ЗАО «Оборудование для неразрушающего контроля», 2007. – №3. – С.98-101.
5. СП 131.13330.2012. Строительная климатология Актуализированная редакция СНиП 23-01-99*. – Введ. 01-01-2013. Москва: [б.и.], 2012.
6. СП 131.13330.2012. Строительная климатология Актуализированная редакция СНиП 23-01-99*. – Введ. 01-01-2013. Москва: [б.и.], 2012.

© Е. В. Денисова, Е. А. Алферова, А. И. Канцырев, 2016

УДК 532.546:622.276.6

**ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ФИЛЬТРАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ
ПРИ НИЗКОЧАСТОТНОМ ВИБРОВОЛНОВОМ ВОЗДЕЙСТВИИ
В НЕФТЕНАСЫЩЕННОМ ОБРАЗЦЕ**

Дмитрий Сергеевич Евстигнеев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, младший научный сотрудник, научно-инженерный центр горных машин

и геотехнологий, тел. (983)127-88-52, e-mail: dima503@pochta.ru

Борис Ферапонтович Симонов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, доктор технических наук, зав. лабораторией силовых электромагнитных импульсных систем, тел. (383)217-01-26, e-mail: simonov_bf@mail.ru

Андрей Владимирович Савченко

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, научно-инженерный центр горных машин и геотехнологий, тел. (923)245-75-50, e-mail: sav@eml.ru

Приведены результаты экспериментов по изучению фильтрационных процессов в отдельном геоблоке при низкочастотном виброволновом воздействии. Показано образование капиллярно запертых целиковых зон в гидрофильном пористом образце. Экспериментально установлено, что направленное низкочастотное виброволновое воздействие разрушает целик и увеличивает нефтеотдачу из геоблока.

Ключевые слова: двухфазная фильтрация, геоблок, виброволновое воздействие, целиковые зоны.

EXPERIMENTAL INVESTIGATION INTO FILTRATION PROCESSES UNDER LOW-FREQUENCY VIBROWAVE ACTION ON OIL- SATURATED SAMPLE

Dmitry S. Evstegneev

Federal State Budget Institution of Science, the Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny Prospect, Junior Research Worker of the Scientific and Engineering Center for Mining Machines and Geotechnologies, tel. (383)335-94-45, e-mail: dima503@pochta.ru

Boris F. Simonov

Federal State Budget Institution of Science, the Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny Prospect, Dr. Tech. Sc., Head of the Power Electromagnetic Pulse Systems Laboratory, tel. (383)217-01-26, e-mail: simonov_bf@mail.ru

Andrei V. Savchenko

Federal State Budget Institution of Science, the Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny Prospect, Cand. Tech. Sc., Head of the Department, Scientific and Engineering Center for Mining Machines and Geotechnologies, tel. (923)245-75-50, e-mail: sav@eml.ru

The results of experiments performed on the stand for studying the filtration processes under low-frequency vibrowave action on the oil-saturated sample are presented. It is established that the appearing pillar zones collapse due to which oil recovery increases.

Key words: filtration processes, vibrowave action, pillar zones, oil recovery.

Современная деятельность нефтяных компаний в России осложнена огромными технологическими проблемами, поскольку 65 % оставшихся к XXI веку российских запасов нефти и газа относятся к категории трудноизвлекаемых [1]. Одним из перспективных методов увеличения нефтеотдачи пластов является вибровоздействие на нефтяные пласты сейсмическими волнами в низкочастотном диапазоне 5–20 Гц, создаваемыми поверхностными или скважинными виброисточниками. Из блочно-иерархической концепции строения геосред, сформулированной М.А. Садовским и развитой В.Н. Опариным [2, 3, 4, 5] следует, что терригенные коллекторы, в нефтяном пласте, расчленены на обособленные объемы (геоблоки) макротрещинами, в которых фильтрация флюида может

происходить одновременно как по матрице породы блоков, так и по межблоковым трещинам (рис. 1) [5].

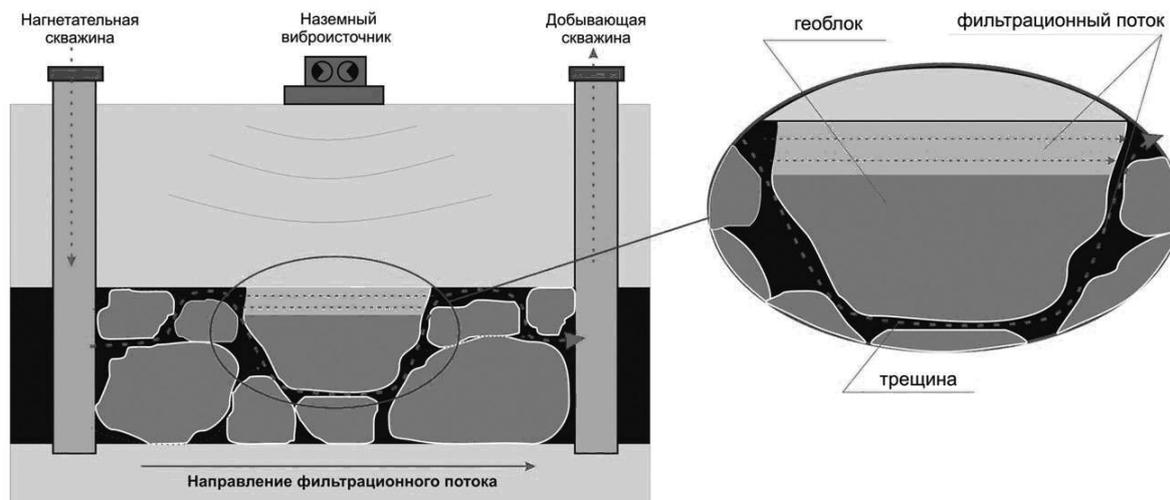


Рис. 1. Схема блочного строения нефтяного пласта

В блочной структуре нефтяного пласта рассмотрим отдельный геоблок прямоугольной формы окружённый по периметру лабиринтной трещиной. Будем предполагать, что по трещине движется преимущественно водная фаза, и, следовательно, давлению в водной фазе противостоит давление в капиллярах на границе геоблок-трещина. Капиллярное давление является функцией от нефтенасыщенности, и оно будет определять размеры целиковой зоны формирующейся в геоблоке после прорыва водной фазы. Эксперименты и расчёты, приведённые в работах [6, 7] показывают, что вытеснение нефти водой из отдельного целика круглой формы приводит к перераспределению нефти в целике, максимальная концентрация которой наблюдается по периметру полуокружности. При этом нефть из целика будет выходить из той области, где разность давлений водной и нефтяной фазы выровняются, т.е. капиллярное давление станет нулевым. Из приведённых рассуждений следует, что целиковая зона будет формироваться в нижней части геоблока вследствие действия капиллярных и гравитационных сил, препятствующих полному вытеснению нефти из матрицы породы.

Направленное низкочастотное виброволновое воздействие целесообразно применять на уже сформировавшийся целик, с целью его разрушения и вовлечения в общий поток. Для того, чтобы сформировать такой целик и определить время начала направленного виброволнового воздействия, — подготовлен гидрофильный пористый образец в форме параллелепипеда, размеры которого 12x10,5x6,3 см, с размещенным в нём вибратором, в качестве которого был использован сейсмодатчик GMT-12.5 (собственная частота

колебаний 12,5 Гц). По периметру образца организована лабиринтная трещина по которой движется вода, так как показано на рис. 2.

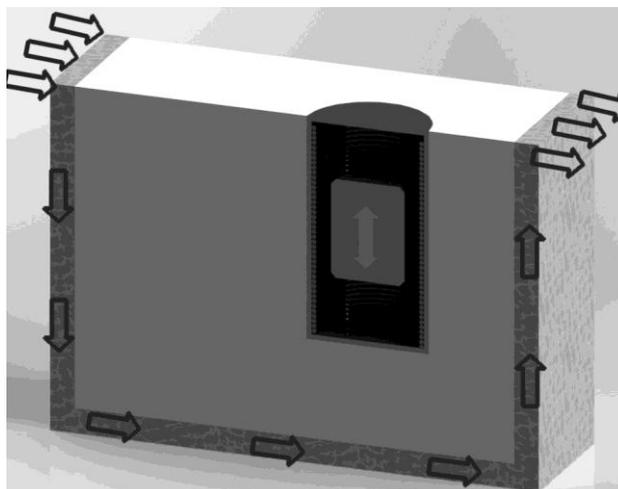


Рис. 2. Схема размещения вибратора внутри геоблока, обтекаемого водой

Пропитанный маслом, недорогим заменителем нефти, пористый образец помещён в специальную камеру, в которой организована лабиринтная трещина. На нагнетательной стороне образца действует гидростатическое давление $P_2=22540$ Па, а на эксплуатационной стороне через штуцер в мерную колбу при атмосферном давлении ($P_1=0$ Па) отбирается весь объём флюидов прошедший как через образец, так и по трещине. Фиксируется время, объём каждой из фаз и по полученным данным строятся графики временной зависимости объемов флюидов прокаченных через образец, рис. 3.

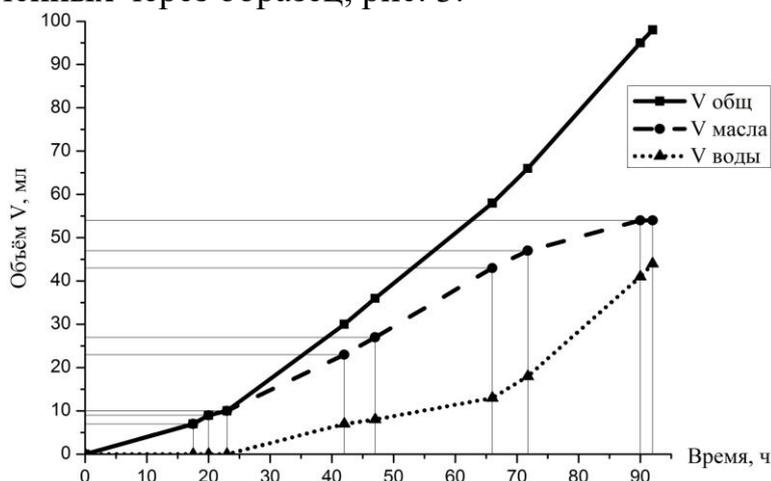


Рис. 3. Графики временной зависимости объемов флюидов прокаченных через образец

Анализируя графики можно сказать, что через 24 часа наблюдается полное вытеснение масла водой из трещины, а начало прорыва водной фазы из образца наблюдается примерно через 70 часов после начала эксперимента. В период времени с 90 по 92 часа прирост масла составил 0 мл, и можно считать, что целик сформировался. Проверить это возможно распилив образец "на сухую" и зафиксировать положение фронта вытеснения воды и размеры целиковой зоны, рис. 4.

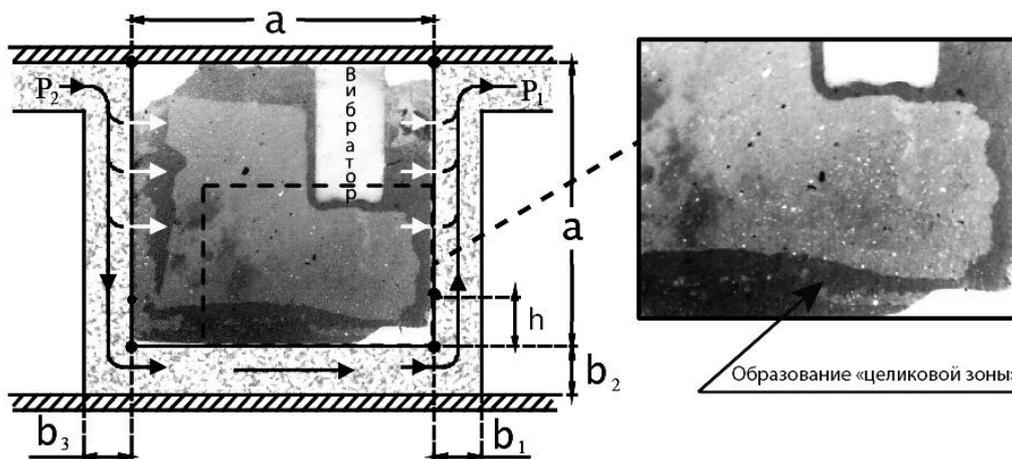


Рис. 4. Схема размещения образца в камере и результат распила после прорыва водной фазы. Светлый фон – водная фаза, тёмный – масло.
(Всего масла в образце 177,45 г, добыто масла из образца 44,65 г, 74,8% масла осталось в образце, $h=11\div 15$ мм)

Сформировавшийся целик не является устойчивым образованием и с течением времени концентрация масла в нём уменьшается, так как сквозь него движется вода. Контуры целиковой зоны остаются, при этом максимальная концентрация масла, – в нижней части блока вдоль вытесняющего потока. На момент времени 145,5 часов положение целиковой зоны выглядит так как показано на рис. 5.

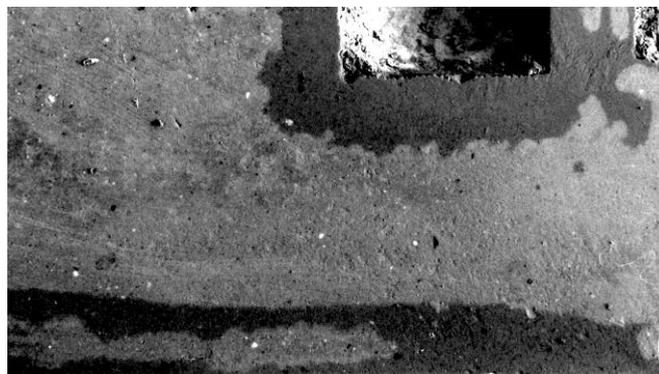


Рис. 5. Результат распила образца после прорыва водной фазы
(движение воды слева направо).
Светлый фон – водная фаза, тёмный – масло

Для разрушения целиковой зоны применим низкочастотное виброволновое воздействие с частотой 12,5 Гц направленное поперёк фильтрационного потока. Временной интервал вибровоздействия составил 48,5 часов (с 94,5 по 143 час), рис. 6.

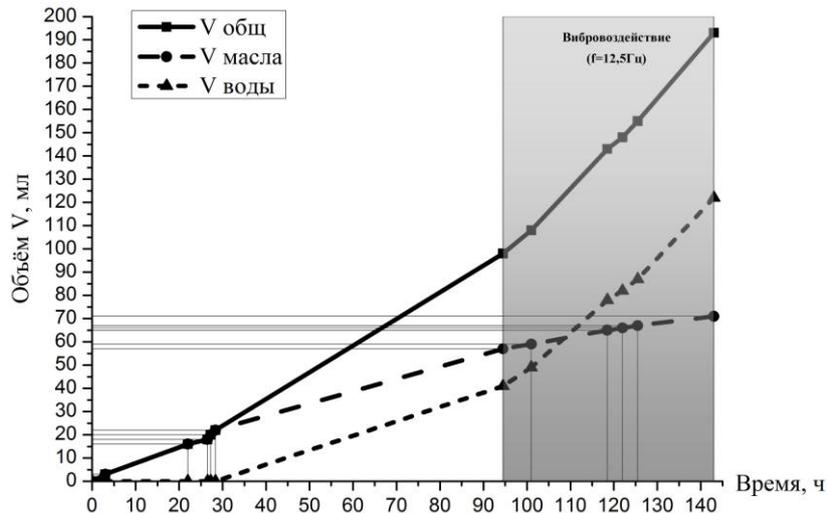


Рис. 6. Графики временной зависимости объемов флюидов прокаченных через образец

Положение фронта вытеснения воды и размеры целиковой зоны определим распилив образец "на сухую", рис. 7.

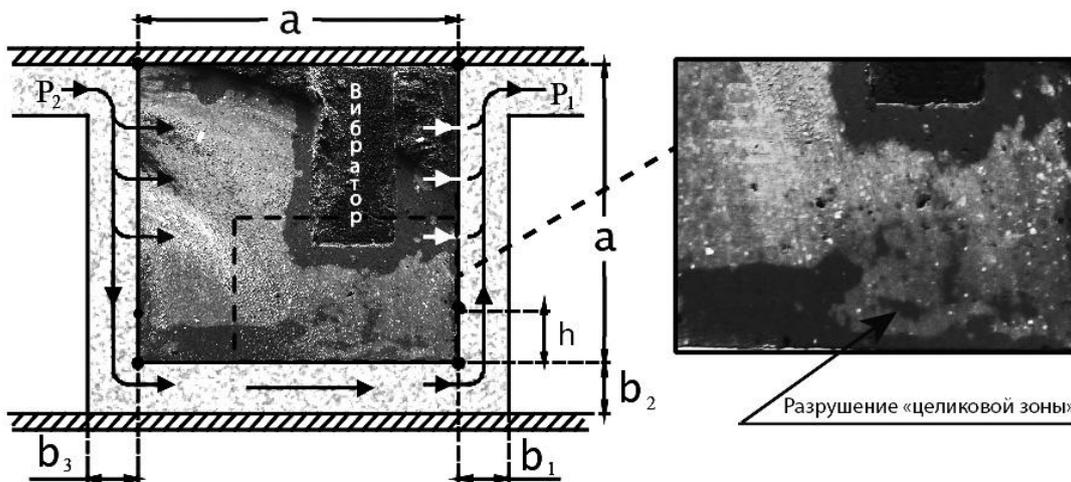


Рис. 7. Схема размещения образца в камере и результат распила после прорыва водной фазы. Светлый фон – водная фаза, тёмный – масло. (Всего масла

в образце 180,1 г, добыто масла из образца без вибровоздействия 50,25 г, добыто масла после вибровоздействия 11,5 г, дополнительно добыто масла $(11,5/50,25) \cdot 100 = 23\%$

Как видно из рис. 7, направленное низкочастотное виброволновое воздействие разрушило целиковую зону, но вместе с тем оно воспрепятствовало продвижению масла из не охваченного виброволновым полем целика, находящегося выше по потоку. В связи с этим проведен эксперимент в котором после прорыва водной фазы начиная с 95 часа по 142 часа было применено направленное низкочастотное виброволновое воздействие на целик, а затем начиная с 142 по 147,5 часа вибровоздействия не проводилось. Образец распилен "на сухую" и положение фронта вытеснения воды, а также размеры целиковой зоны приведены на рис. 8.

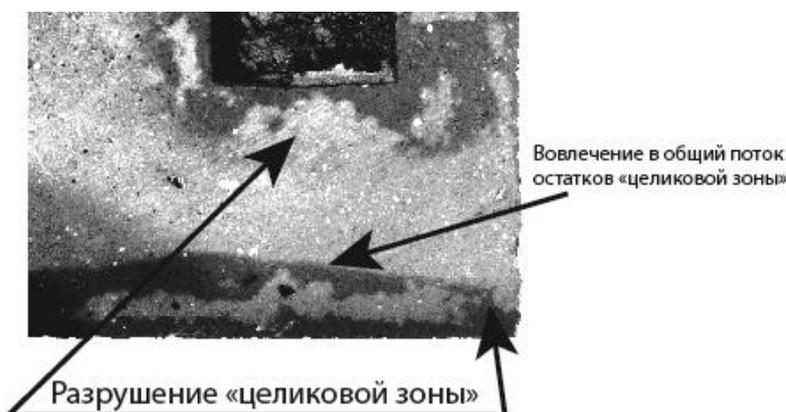


Рис. 8. Результат распила образца после прорыва водной фазы (движение воды слева направо).

Светлый фон – водная фаза, тёмный – масло

В этом эксперименте наблюдается эффект последействия, заключающийся в том, что остатки целика, не охваченные направленным виброволновым полем, вовлекаются в общий поток, продолжая увеличивать количество извлеченного масла из образца.

Заключение. Образующиеся в процессе вытеснения водой нефти из геоблоков целики со временем уменьшаются в размерах и частично вовлекаются в поток. Целиковые зоны не являются устойчивыми образованиями, а направленное низкочастотное виброволновое воздействие способствует их наискорейшему разрушению и вовлечению в общий фильтрационный поток. Вибровоздействие может воспрепятствовать продвижению нефти из целика, не охваченного виброволновым полем, находящегося выше по потоку. Однако после прекращения вибровоздействия, под действием приложенного градиента давления, не охваченная направленным виброволновым полем часть целика продолжает разрушаться, увеличивая

количество извлечённой нефти из геоблока. В дальнейшей работе будут измерены амплитуды и частоты, при которых наблюдалось разрушение целиковой зоны.

Работа выполнена при финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований № 15-05-08824а и № 14-05-31395-мол_а.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Хавкин А.Я. Наноявления и нанотехнологии в добыче нефти и газа. – Москва–Ижевск: НИЦ «Регулярная и хаотическая динамика», Ин-т комп. исследований, 2010. 692 с.
2. Садовский М.А. Естественная кусковатость горной породы. // ДАН СССР. Т. 247, №4. 1979. С. 829-833.
3. Садовский М.А., Болховитинов Л.Г. Писаренко В.Ф. О свойстве дискретности горных пород. // Изв. АН СССР. Сер. Физика Земли. № 12. 1982. – С. 3-19.
4. Опарин В.Н., Юшкин В.Ф., Акинин А.А., Балмашнова Е.Г. О новой шкале структурно-иерархических представлений как паспортной характеристике объектов геосреды // ФТПРПИ, ИГД СО РАН. № 5. 1998. – С. 16-33.
5. Геомеханические и технические основы увеличения нефтеотдачи пластов в виброволновых технологиях / Опарин В.Н., Симонов Б.Ф., Юшкин В.Ф. [и др.]. – Новосибирск: Наука, 2010. 404 с.
6. Данаев Н.Т., Корсакова Н.К., Пеньковский В.И. Массоперенос в прискважинной зоне и электромагнитный каротаж пластов. – Алма-Ата, Казахский ун-т, 2005. 180 с.
7. Пеньковский В.И., Корсакова Н.К., Симонов Б.Ф., Савченко А.В. Остаточные нефтенасыщенные зоны продуктивных пластов и способы воздействия на них с целью вовлечения в разработку. // ФТРПИ, ИГД СО РАН. №5. 2012. – С. 41-45.

© Д. С. Евстигнеев, Б. Ф. Симонов, А. В. Савченко, 2016

УДК 622.83

АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ФАКТОРОВ НА ПРОГНОЗ ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ В УГЛЕПОРОДНОМ МАССИВЕ ПРИ ВЕДЕНИИ ГОРНЫХ РАБОТ

Евгений Игоревич Журавлев

Институт проблем комплексного освоения недр РАН, 111020, Россия, г. Москва, Крюковский тупик, 4, аспирант, лаборатория геотехнологических рисков освоения недр, тел. (495)360-76-11, e-mail: engene@mail.ru

Сергей Александрович Вартанов

Московский государственный университет им. М. В. Ломоносова, Московская школа экономики, 111020, Россия, г. Москва, 119991, МГУ им. М. В. Ломоносова, д. 1, корпус 61, кандидат физико-математических наук, старший преподаватель, тел. (495)510-52-67, e-mail: sergvart@gmail.com

Для обеспечения безопасного ведения горных работ на угольных шахтах необходимо ведение постоянного мониторинга за напряженно-деформированным состоянием породного массива для заблаговременного предупреждения работников шахты о небезопасных быстропротекающих динамических явлениях. Внедрение систем прогноза динамических явлений на угольных шахтах позволяет наглядно и своевременно предоставлять горному оператору сведения о безопасности ведения горных работ на различных участках шахтного поля.

Ключевые слова: система анализа, прогнозирование, нейросетевые технологии, программный инструментарий, агентное моделирование, механизированная крепь, добычной комбайн.

ANALYSIS OF THE EFFECT EXERTED BY DIFFERENT FACTORS ON FORECAST-ING OF DYNAMIC PHENOMENA IN COAL AND ROCK MASS UNDER MINING

Evgeni I. Zhuravlev

Institute of Integrated Mineral Development, Russian Academy of Sciences, 111020, Russia, Moscow, 4 Kryukovsky tupik, Postgraduate student, Research Laboratory for Geotechnical Risks of Mineral Mining, tel. (495)360-76-11, e-mail: engine@mailr.ru

Sergei A. Vartanov

Moscow School of Economics, Lomonosov Moscow State University, 119991, Russia, Moscow, 1 Leninskie gory, Bld. 61, Candidate of Physico-Mathematical Sciences, Senior Lecturer, Department of Econometrics and Mathematical Methods in Economics, tel. (495)510-52-67, e-mail: sergvart@gmail.com

Sustainable safety of coal mining requires continuous monitoring of stress–strain state of rock mass for the advance warning of mine personnel on hazardous fast-running dynamic phenomena. Introduction of forecasting systems for dynamic phenomena in coal mines enables a mine operator to have graphical and prompt information on safety of different areas within a mine field.

Key words: analysis system, forecasting, neural network technologies, software tools, agent-based modeling, powered supports, heading machine.

При возрастании глубины разработки и интенсификации добычи угля вероятность динамических явлений повышается. Одной, из трудностей прогноза динамических явлений является недостаточно изученный механизм формирования очагов удароопасности и выбросоопасности и их распределения в пространстве. При увеличении темпов отработки пластов существенно расширяется область потенциального развития динамических явлений, в виде роевых потоковых сейсмических событий (глубинные толчки), крупных массовых обрушений кровли, пучения почвы, появления зон повышенного горного давления, зависание и задержки в посадке кровли, разрушение целиков, деформирование и потеря работоспособности секции крепи и т.д.

Для моделирования динамических процессов формирования и развития очага повышенного напряжения в угольном пласте необходимо учитывать большое количество количественных и качественных факторов [1]. Некоторые

факторы, оказывающие влияние на процессы зарождения, развития и релаксации очага напряженного состояния угольного пласта количественно не определить [2]. Поэтому оценку влияния таких факторов на динамику развития очага необходимо производить статистическими методами. Моделирование сложных быстропротекающих динамических процессов с целью прогнозирования, к которым относятся геодинамические процессы, происходящие в угольном пласте, необходимо учитывать большое количество факторов, количественно и качественно характеризующие его состояние. В большинстве случаев факторы, оказывающие влияние на процессы зарождения, развития и релаксации очага напряженного состояния угольного пласта количественно определить сложно. Оценка влияния таких факторов на динамику развития очага необходимо производить статистическими методами. Поэтому, необходимо выделить факторы геофизической природы и факторы, которые можно оценить статистическими методами, оказывающие наибольшее влияние на процесс формирования очага геодинамического явления. Все влияющие факторы и их статистические оценки делятся на латентные, которые в силу неполноты знаний о протекающих процессах на современном уровне невозможно оценить и действующие полужирным начертанием выделены значащие факторы:

- ♦ факторы/статистические оценки в виде данных, получаемые с помощью мониторинга, оказывающие наибольшее влияние на процесс формирования состояния угольного пласта: **количественное значение активностей, значения энергетических составляющих эмиссий, местоположение источника явления относительно забоя и величина опасной зоны, прочность и изменчивость прочности угля, трещиноватость, наличие зеркал скольжения, форма забоя, количество дренажно-разгрузочных скважин, способ управления кровлей, наличие целиков на соседних пластах;**

- ♦ факторы, характеризующие состояние рудничной атмосферы в виде данных аэрогазового контроля: **содержание метана, оксида и диоксида углерода, скорость воздушных потоков, угольной пыли;**

- ♦ факторы (данные), характеризующие режим горных работ: **работа/простой, тип выемочной машины, скорость выемки;**

- ♦ статистические оценки динамических процессов в угольных пластах: **плотность распределения динамических явлений в пространстве, плотность распределения энергии динамических явлений в пространстве.**

Для учета факторов и статистических оценок создана математическая модель прогноза и оценки опасности влияния геодинамических явлений на безопасность ведения горных работ в виде функции $S = f(F_1V_1, F_2V_2, K, F_nV_n)$, F_i – статистические оценки, определяющие опасность возникновения динамического явления. Функция S формируется на основе представленных временными рядами сейсмической и сейсмоакустической эмиссий, параметров состояния рудничной атмосферы, режимов горных работ и статистических оценок, характеризующих распределение очагов динамических явлений. Все

факторы можно представить в виде булевых функций с параметрическими ограничениями.

Для прогноза динамических явлений необходимо спрогнозировать значения каждого фактора/статистической оценки, определяющих опасность возникновения геодинамического явления в угольном пласте (рис. 1). Для каждого фактора/статистической оценки подбирается оптимальный вид закона изменения во времени по критерию минимизации дисперсии ошибки (линейный, квадратичный, кубический, гиперболический, логарифмический, степенной и экспоненциальный).

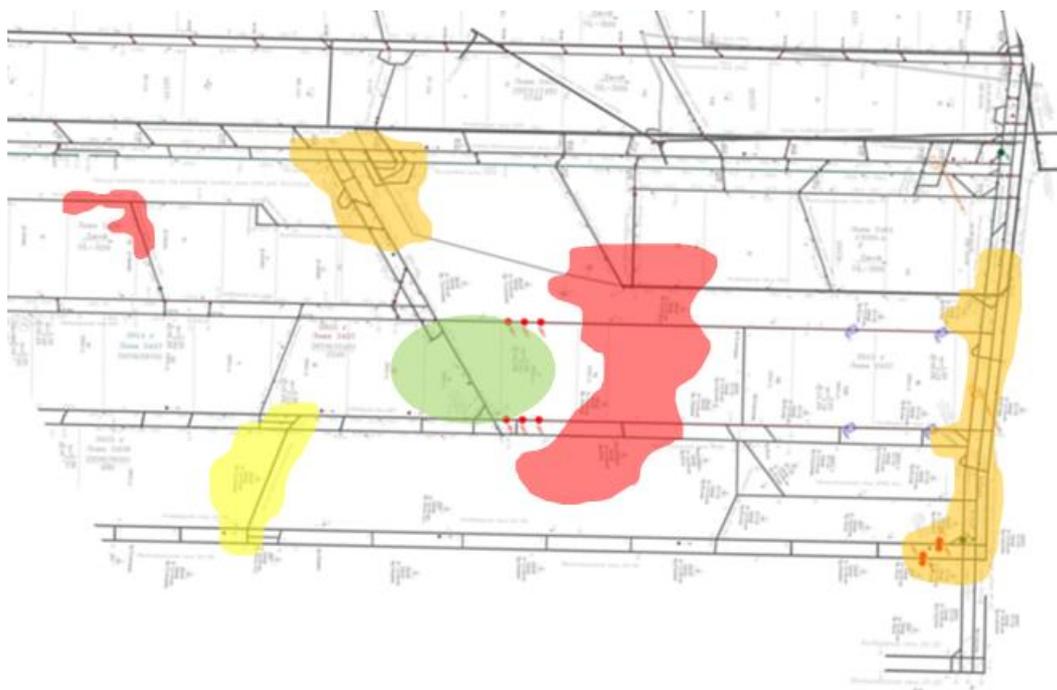


Рис. 1. Области оценки опасности динамических явлений в угольном пласте

Оценки точности прогноза производятся на основе коэффициента детерминации, F-критерия Фишера, t-критерия Стьюдента и критерия Дарбина-Уотсона. Это позволяет добиться того, что наличие случайных ошибок не приведет к значительному ухудшению качества прогноза фактора/статистической оценки. Оптимальной функцией аппроксимации временного ряда будет функция, у которой коэффициент детерминации наиболее близок к единице:

$$R^2 = 1 - \left(\sum_i (y_i - f_i)^2 \right) / \left(\sum_i (y_i - \bar{y})^2 \right),$$

где y_i – выборочные данные, а f_i – соответствующие им значения аппроксимации.

Точность прогноза тем выше, чем меньше величина разности между прогнозируемым и фактическим значением. Вычислить погрешность прогноза возможно только в будущем, после выполнения прогноза. Для априорной оценки достоверности прогноза определяют его доверительный интервал на основе вероятности реализации соответствующего прогноза (уровня значимости прогноза). При этом прогноз оценивается величиной доверительного интервала для заданной вероятности его осуществления, а под достоверностью понимают оценку вероятности осуществления прогноза в заданном доверительном интервале. Таким образом, точность прогноза выражается с помощью вероятностных пределов фактической величины от прогнозируемого значения.

Доверительный интервал уменьшается при увеличении продолжительности наблюдения (периода основания прогноза) и растет с увеличением периода упреждения прогноза. Величина доверительного интервала рассчитывается по формуле, при вероятности: $P = 0,997 \cdot \Delta = \pm 3\sigma_n$, где σ_n – среднеквадратичная ошибка прогноза. Для вычисления доверительного интервала с помощью коэффициента Стьюдента используется формула: $\Delta = t_\alpha S_{\bar{y}}$, где $S_{\bar{y}}$ – выборочная среднеквадратичная ошибка функции аппроксимации, t_α – значение t -статистики Стьюдента. Доверительный интервал для прогноза учитывает в себе не только оценку неопределенности тренда, но и возможность отклонения от этого тренда и рассчитывается так: $\bar{y}_{i+z} = \bar{y}_k \pm \Delta = \bar{y}_k \pm t_\alpha S_{II}$, где S_{II} – среднеквадратичная ошибка прогноза, вычисляемая по формуле:

$$S_{II} = S_y \sqrt{1 + \frac{1}{n} + \left(\sum_{k=1}^n (x_k - \bar{x})^2 \right) / \left(\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2 \right)},$$

x_k и \bar{x} – заданное и среднее значения фактора/статистической оценки X .

На основе анализа горно-геологических характеристик пластов, режимов горных работ были выявлены закономерности совместного влияния факторов/статистических оценок на определение опасности динамических явлений в угольных пластах (табл. 1).

В итоге экспериментальные весовые значения влияющих факторов/статистических оценок вид функции S для оценки опасности геодинамических явлений в угольном пласте приняла вид:

$$S = 0,1172F_1 + 0,2283F_2 + 0,2036F_3 + 0,1172F_4 + 0,1666F_5 + 0,0802F_6 + 0,0431F_7 + 0,0431F_8.$$

Таблица 1

Факторы/статистические оценки определения опасности динамических явлений в угольных пластах

№	Наименование	Значение влияния	Степень влияния	Ранг
---	--------------	------------------	-----------------	------

№	Наименование	Значение влияния	Степень влияния	Ранг
1	Подвигание забоя	0,1172654	Средняя	4
2	Количественное значение активностей	0,2283765	Высокая	1
3	Значение энергетических составляющих эмиссий	0,2036852	Высокая	2
4	Содержание метана	0,1172654	Средняя	4
5	Местоположение источника явления относительно забоя и величина опасной зоны	0,1666481	Средняя	3
6	Амплитудно-частотная характеристика выявленного явления	0,0802284	Низкая	5
7	Плотность распределения динамических явлений в пространстве	0,0431914	Низкая	6
8	Плотность распределения энергии динамических явлений в пространстве	0,0431914	Низкая	6

В зависимости от специфики разработки угольных месторождений необходимо использовать несколько градаций оценки опасности динамических явлений в угольном пласте. В целом по шахтному полю опасность геодинамических явлений в угольном пласте на основе сейсмических измерений следует оценивать двумя уровнями «неопасно»/«опасно». В очистных и проходческих забоях, на основе анализа сейсмоакустической эмиссии опасность геодинамических явлений в угольном пласте следует оценивать четырьмя уровнями «не опасно», «слабоопасно», «среднеопасно» и «сильноопасно» (табл. 2).

Таблица 2

Градация оценки величины опасности динамических явлений

Вид классификации	Наименование состояния	Интервал варьирования параметра
Двухуровневая	Опасное	[1;0,5)
	Не опасное	[0,5;0]
Четырехуровневая	Не опасное	[0;0,2)
	Слабоопасное	[0,2;0,4)
	Среднеопасное	[0,6;0,8)
	Сильноопасное	[0,8;1]

При проведении экспериментов на шахте им С. М. Кирова (г. Ленинск-Кузнецкий) и шахте Заполярная (г. Воркута) на основе анализа данных были выявлены некоторые закономерности при мониторинге угольного пласта и

статистических закономерностей подготовительных процессов и уровни допустимых ошибок прогноза (табл. 3 и 4).

Таблица 3

Допустимые уровни ошибок прогноза на ш. им. С.М.Кирова

Период наблюдения	Кол-во ошибок 1-го рода, %	Кол-во ошибок 2-го рода, %	Ошибка прогноза, %
1-31.03.2015	27	18	45
1-30.04.2015	24	17	41
1-31.05.2015	21	17	38

Таблица 4

Допустимые уровни ошибок прогноза на ш. Заполярная

Период наблюдения	Кол-во ошибок 1-го рода, %	Кол-во ошибок 2-го рода, %	Ошибка прогноза, %
1-28.02.2015	34	25	59
1-31.03.2015	27	21	48
1-30.04.2015	25	19	44

Заключение. Для прогноза выбросоопасности и удароопасности динамических явлений в угольном пласте необходимо помимо определенных геофизических характеристик углепородного массива учитывать косвенные измерения количества и энергий сейсмоакустических активностей и прямые тензометрические измерения оценки состояния массива горных пород.

Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда (проект № 16-17-00029).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Журавлев Е.И., Федотов Г.С., Пикель К.С. Автоматизированный прогноз напряженного состояния массива горных пород на основе экстраполяции характеристик сейсмической и сейсмоакустической эмиссии с помощью нейросетевых технологий // ГИАБ. № 9. 2015. Сборник трудов симпозиума «Неделя горняка – 2015». С.404
2. Журавлев Е.И. Комплексирование разнородных данных о состоянии углепородного массива, параметров аэрогазового контроля и работы комбайна для расчета прогноза гео- и газодинамических явлений в аналитической геоинформационной системе шахты // ГИАБ. № 8. 2015 Сборник трудов симпозиума «Неделя горняка – 2015». С. 373

© Е. И. Журавлев, С. А. Вартанов, 2016

К ВОПРОСУ ОБ ОПРЕДЕЛЕНИИ ОСТАТОЧНОЙ ГАЗОНОСНОСТИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ И ЕЕ СВЯЗИ С РАСТВОРЕННЫМ В УГЛЕ МЕТАНОМ

Татьяна Анатольевна Киряева

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

В статье приведены количественные результаты проведения стендовых исследований по изучению остаточной газоносности угольных пластов. Установлено, что значительная часть газа в угольном образце находится не в его поверхностном слое в виде сорбированного метана и его свободной фазы, а входит в текстуру трещинно-пористого скелета, что позволяет считать эту часть газа растворенным в угле метаном. Полученные количественные результаты обеспечили однозначность суждений о причинах снижения эффективности дегазации углеметановых пластов с ростом глубины залегания.

Ключевые слова: уголь, остаточная газоносность, растворенный метан, газодинамическая активность угольных пластов.

ESTIMATING RESIDUAL COALBED GAS CONTENT AND ITS CONNECTION WITH METHANE DISSOLVED IN COAL

Tatiana A. Kiryaeva

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, tel. (923)170-32-11, e-mail: coalmetan@mail.ru

The paper gives quantitative data of bench tests aimed to study residual gas content of coal. It is found that considerable portion of gas does not occur as fixed and free methane in subsurface layer of a coal specimen but is included in the texture of fracture-and-pore skeleton, which allows assuming this portion of gas as methane dissolved in coal. The obtained qualitative information supports univocacy of the arguments on the causes of reduction in coalbed methane drainage efficiency with coal depth.

Key words: coal, residual gas content, dissolved methane, gas-dynamic activity of coalbeds.

Газоносность разрабатываемых угольных пластов является одним из основных параметров, определяющих газообильность горных выработок угольных шахт и выбросоопасность угольных пластов.

По мнению (1953 г.) Христиановича С.А. [1], при внезапном выбросе угля и газа, последний совершает работу по разгону угля, расширяясь в направлении своего движения. Эттингер И. Л. в работе [2] существенно развивает физическую модель этого явления, более полно учитывая состояния системы уголь-газ и указывая, что внезапный выброс – это многостадийное явление, причем фазовый переход "растворенный метан – свободный метан" является его только начальной стадией с последующей работой расширяющегося газа.

К настоящему времени установлено, что явление внезапного выброса угля и газа на стадии его зарождения представляет собой фазовый переход растворенного в угольном веществе метана, на твердую (уголь) и газовую составляющие с образованием макродефектов сплошности и спонтанным выделением газообразных продуктов [3].

Открытие растворенного в угле метана [4] объясняет и аномально высокую газоносность углей по сравнению с их сорбционной метаноемкостью. Новые представления о взаимодействии угольного вещества и метана позволят разрабатывать и применять в шахтах более совершенные способы борьбы с метановой опасностью. Полученные в этом направлении под руководством Айруни А.Т. результаты [5] убедительно доказывают, что газоносный уголь является саморегулирующейся полидисперсной средой, способной к адекватным изменениям своей структуры под влиянием внешних воздействий. При существовании в природных условиях в угле растворенного метана практически любые геомеханические возмущения состояния этой углеметановой системы – геологические или технологические, приводят ее в неравновесное состояние с нарушением сплошности угля и выделением метана.

В природных условиях после снижения механических напряжений на газоносный угольный пласт (например, в зонах разгрузки впереди подвигающегося очистного забоя) растворенный метан в угольном пласте в виде твердого раствора может существовать достаточно длительное время (до нескольких суток) в метастабильном состоянии [3]. Это может быть одной из причин запаздывания внезапных выбросов угля и метана [5]

Поэтому важное прикладное значение имеет установление особенностей трансформации газоносных углей в зонах влияния горных работ. Известно, что значительная часть газа из угольного пласта удаляется за пределы выемочного участка в отбитом угле. Чем меньше время его транспортирования, тем меньшая часть газоносности реализуется в метанообильности участка. Следовательно, при равных значениях коэффициента дегазации угольных пластов, ее эффективность по основному показателю – метанообильности горных выработок различная. По этой причине, для решения поставленных задач необходимо уточнение не только природной, но и остаточной газоносности угля. Определение последней выполнено путем отбора проб угля и их разделкой в лаборатории.

Отбор проб угля выполнялся непосредственно после его отбойки комбайном. Несколько десятков килограмм отбитого угля перегружалось из зоны исполнительного органа комбайна на полиэтиленовую пленку, где перемешивалось и проходило через сита 10 и 5 мм. Фракция угля на сите 5 мм загружалась в колбы, представляющие из себя металлические цилиндры высотой 20 и диаметром 5 см. В колбы предварительно закладывали 4-5 стальных шариков диаметром ~1 см. После загрузки пробы угля, составляющей примерно половину колбы, последняя перекрывалась пробкой, обеспечивающей ее герметичность при давлении в ней газа до 0,6 МПа. На выходе пробки была предусмотрена трубка, позволяющая выпускать

выделяющийся метан в атмосферу. Время перекрытия трубки отсчитывалось от момента отбойки угля, что позволяло сравнивать кинетику газоистощения различных по физико-химическим свойствам угольных проб и их остаточную газоносность. Время доставки угольных проб в лабораторию составляло 4-9 часов после их отбора в забое шахты.

Прежде всего, исследовалась зависимость остаточной газоносности от времени герметизации пробы с момента отбойки. Оказалось, что остаточная газоносность угля за 4 часа снижается примерно на 20 % и остается, при этом, существенно выше регламентированной нормативами ее значения ($2,5 \text{ см}^3/\text{г}$). Таким образом, после первых минут газоистощения угля его остаточная метаноносность существенно снижается только за достаточно продолжительное время. В связи с этим, вызывает сомнение известное заключение А.Т.Айруни о свойствах растворенного метана, утверждающее, что полный распад раствора происходит за 3 часа [3]. Приведенные на рис. 1 результаты указывают на значительно большее время.

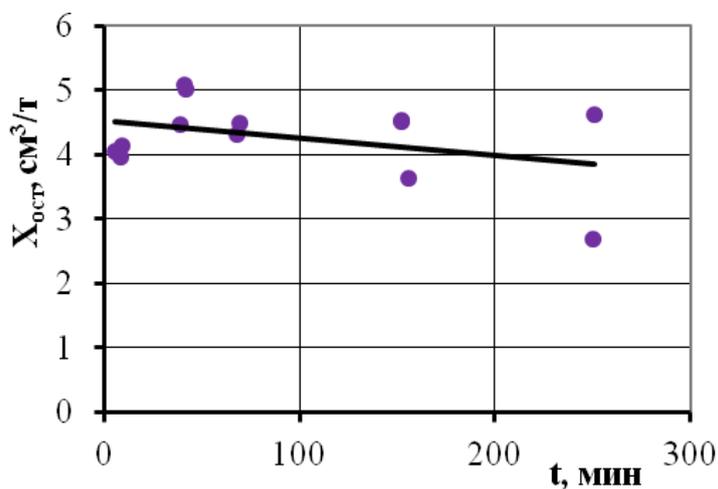


Рис. 1. Зависимость остаточной газоносности от времени герметизации пробы с момента отбойки угля на Ленинском месторождении Кузбасса

Также установлено, что остаточная газоносность, замеренная при свободном истечении метана из отбитого угля, в зоне работы комбайна в среднем в 1,5 раза больше, чем через 4 часа после отбойки угля.

Измерение остаточной газоносности угольных проб, доставленных в лабораторию проводилось в 3 этапа.

1. Доставленные в лабораторию колбы проверяли на герметичность путём их визуального осмотра и погружения в горячую воду. После их подключения к заполненным дистиллированной водой газосборным сосудам измерялись объемы выделившегося газа, равные объему вытесняемой воды. Так как все

угольные пробы отбирались в шахтах в разных термодинамических условиях, то объёма газа приводился к нормальным условиям ($t=0^{\circ}\text{C}$, $P=760$ мм.рт.ст.).

2. После выпуска газа из колбы, последняя помещалась на вибромельницу для измельчения угольных проб без нарушения герметизации. Находящиеся внутри стакана металлические шарики, вибрируя, дробили уголь. Дробление образца производилось обычно до размера частиц менее 1,5 мм, что достигалось через 30-60 мин работы вибромельницы. После дробления вновь проводились измерения объема выделившегося газа ($X_{\text{дроб}}$, см³/г).

3. Следующим этапом дегазации измельченных в вакуумной колбе образцов угля было их нагревание при температуре 90^oC в течение 6 часов в водяном термостате. Процесс газоистощения считался законченным, если в течение двух часов на вакуумметре не отмечалось изменения давления ($X_{\text{вак}}$, см³/г).

Количество растворенного метана в остаточной газоносности угля $X_{\text{ост.р-р}}$ рассчитывали следующим образом:

$$X_{\text{ост.р-р}} = X_{\text{дроб}} + X_{\text{вак}}$$

Затем колбы вскрывали, взвешивали измельченный уголь, проводили его технический анализ, определяли фракционный состав и средневзвешенный диаметр частиц угля, а также измеряли их удельную поверхность. После каждой операции (дегазация образца до измельчения и после измельчения) извлеченный из угля газ анализировали на хроматографе.

По вышеизложенной методике было проведено измерения остаточной газоносности 104 пробы угля 3 месторождений Кузбасса с различными физико-химическими свойствами (выход летучих веществ $V^{\text{daf}} = 21 - 40$ %, газоносность $X = 15 - 30$ м³/т, влажность $0,8 \div 2,1$ %, зольность $3 \div 17$ %) и глубиной залегания угольных пластов $H = 340 - 600$ м (таблица).

Таблица

Результаты измерения остаточной газоносности угольных проб

Месторождение	Пласт	V^{daf} , %	X , см ³ /г	$X_{\text{ост}}$, см ³ /г	$X_{\text{ост.р-р}}$, см ³ /г	Доля растворенного метана в остаточной газоносности, %
Ленинское	Болдыревский	36,1	15	4,3	2,8	65
Ленинское	Байкаимский	39,7	15	5,8	4,8	83
Чертинское	5	36,5	15	3,3	1,3	41
Чертинское	5	30,2	30	4,0	2,7	68
Чертинское	5	36,2	28	6,5	4,1	63

Чертинское	5	35	28	3,7	3,0	81
Березово- Бирюлинское	XXVII	21,8	20	5,0	4,1	82

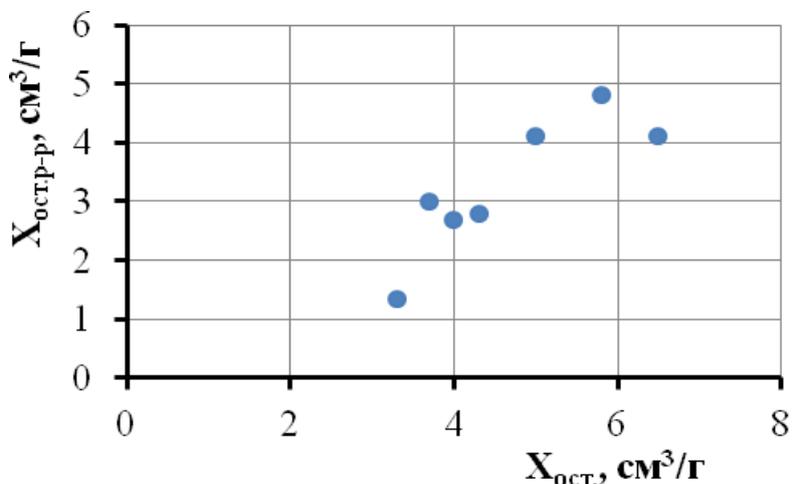


Рис. 2. Зависимость количества растворенного метана $X_{остр-р}$ от остаточной газоносности угля $X_{ост}$

Изучение зависимости количества растворенного метана $X_{остр-р}$ от остаточной газоносности угля $X_{ост}$ показало, что от 65 до 85 % метана в составе остаточной газоносности находится в связанном (растворенном в угле) состоянии и становится свободным газом только после дробления угля до диаметра 1 мм и последующего нагрева угля до 90°C в течение нескольких часов.

Проверка влияния средневзвешенного диаметра частиц угля в пробах показала (рис. 3) что с уменьшением диаметра угольных частиц измеряемая величина остаточной метаноносности возрастает, но, несмотря на термовакуумирование, полностью извлечь весь метан из относительно крупных частиц угля не удастся. С ростом размеров частиц угля потери газа возрастают даже, если эти размеры всего лишь несколько миллиметров.

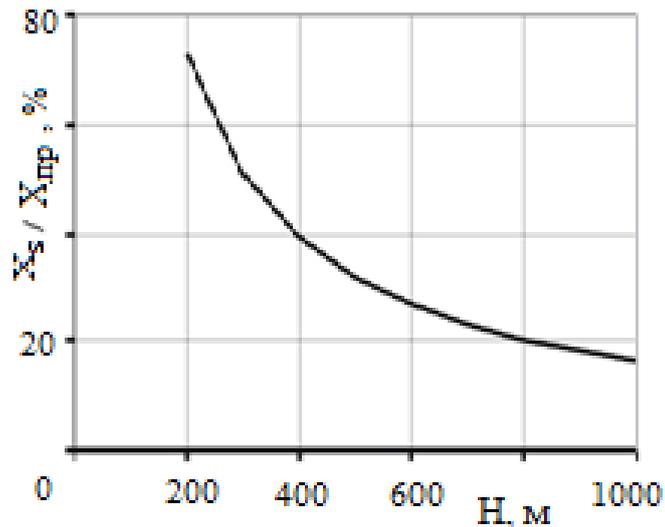


Рис. 3. Влияние глубины залегания угольных пластов H на долю сорбированного метана X_s к предельной газоносности пластов разной стадии метаморфизма $X_{пр}$

Физико-химические свойства газоносных угольных пластов ранее было принято увязывать с сорбционными свойствами углей, а их сорбционный потенциал с удельной поверхностью и пористостью. В связи с этим с помощью прибора «СОРБИ» были проведены измерения удельной внутренней и удельной общей поверхности исследуемых проб угля методом БЭТ и его общей пористости. Полученные результаты свидетельствуют об отсутствии связей между диаметрами частиц и их удельной поверхностью и общей пористостью.

Таким образом, снижение полноты извлечения метана с ростом размеров частиц угля даже с помощью термовакуумирования и отсутствие влияния на этот процесс удельной поверхности угля и объема пор указывает, что от 65 до 85 % метана в составе остаточной газоносности находится в связанном (растворенном в угле) состоянии. Эта часть остаточной газоносности представлена не поверхностным слоем сорбированного метана и его свободной фазой, а входит в текстуру трещинно-пористого скелета, что позволяет считать эту часть газа компонентом твердого раствора. Ранее автором в [6] получены количественные соотношения величины сорбированного X_s метана к газоносности $X_{пр}$ в зависимости от глубины залегания угольного пласта. Знание этих особенностей позволяет вычислить доли сорбированного и растворенного метана в предельной газоносности угольного пласта (рис. 3).

Было показано (рис. 3), что если на глубинах до 400 м до 40% метана в пласте находится в адсорбированном состоянии, то на глубинах в 800 м эта доля снижается до 20 %.

Полученные количественные результаты обеспечили однозначность суждений о причинах снижения, например, эффективности дегазации углеметановых пластов с ростом глубины залегания, заключающихся в том, что доля растворенного метана в газоносности угольного пласта с ростом глубины становится доминирующей. Без заблаговременного разрушения вещества

углеметана повысить эффективность дегазации углеметановых пластов невозможно.

Работа выполнена при частичной финансовой поддержке РФФИ (проект № 16-05-00537а), проекта ОНЗ РАН-3.1

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Христианович С.А. Изв. АН СССР. Отд. техн. наук, 1953, №12.
2. Эттингер И.Л. Растворы метана в угольных пластах // Химия твердого топлива - 1984.-№4 – С. 28-35.
3. Малышев Ю.Н. Фундаментально-прикладные методы решения проблемы угольных пластов / Ю.Н. Малышев, К.Н.Трубецкой, А.Т. Айруни. – М.: ИАГН, 2000–519 с.
4. Алексеев А.Д., Айруни А.Т., Зверев И.В. и др. Свойства органического вещества угля образовывать с газами метастабильные однофазные системы по типу твердых растворов // Диплом № 9 на научное открытие, РАЕН, 1994.
5. Малышев Ю.Н. Методы прогноза и способы предотвращения выбросов газа, угля и пород / Ю.Н. Малышев, А.Т. Айруни, Ю.Л. Худин, М.И. Большинский. – М.: Недра, 1995. – 352 с.
6. Киряева, Т. А. Разработка метода газодинамической активности угольных пластов по геологоразведочным данным на примере Кузбасса / Т. А. Киряева. – LAP LAMBERT Academic Publishing GmbH & Co., Germany, 2011. – 104 с.

© Т. А. Киряева, 2016

УДК 622.272.6

СКРЫТАЯ АКТИВИЗАЦИЯ ГАЗООБРАЗНЫХ КОМПОНЕНТОВ ПРИРОДНЫХ УГЛЕЙ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ ТЕМПЕРАТУРАХ ИХ НАГРЕВАНИЯ КАК ОДНА ИЗ ПРИЧИН САМОВОЗГОРАНИЯ УГЛЕЙ

Татьяна Анатольевна Киряева

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

В статье приведены результаты исследования процесса СВЧ нагрева образцов природных углей во всем ряду стадий их метаморфизма в интервалах температур от 30 до 800°C. Применение СВЧ–пиролиза каменного угля позволило хроматографически определять состав газообразных и жидких продуктов, выделившихся при нагревании угольных образцов. В анализе результатов исследований приведена одна из возможных причин самовозгорания углей.

Ключевые слова: уголь, стадии метаморфизма, СВЧ-пиролиз, самовозгорание углей.

CONCEALED ACTIVATION OF GASEOUS COMPONENTS OF COAL UNDER DIFFERENT HEATING TEMPERATURE AS ONE OF THE CAUSES FOR SPONTANEOUS FIRING OF COAL

Tatiana A. Kiryaeva

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, tel. (923)170-32-11, e-mail: coalmetan@mail.ru

The paper reports studies into microwave heating of coal specimens of all ranks under temperature in the range from 30 to 800°C. Microwave pyrolysis of black coal specimens has allowed chromatography of composition of gaseous and liquid products released under heating of coal specimens. As a result of the studies, one of the potential causes for spontaneous firing of coal has been found.

Key words: coal, coal ranks, microwave pyrolysis, spontaneous firing of coal.

Для диагностики термо-химического состояния очаговых зон при формировании подземных пожаров в углепородных массивах при отработке угольных месторождений, разработки новых и оперативных инструментальных методов их контроля, а также эффективных методов профилактики подобного рода катастрофических событий фундаментальную значимость имеют знания по процессам газовой выделения из угля различной стадии метаморфизма при их нагревании.

Взрыву метана, по предположениям проф. Х.А. Исхакова [1] и к.т.н. С.А. Калякина [2], предшествует скрытая активизация газообразных компонентов, приводящая их в возбужденное состояние благодаря сорбции на поверхности углей и минеральных компонентов. В этих статьях приводятся химические реакции, протекающие в угольном веществе при его механоактивации. При этом возникает «активное» угольное вещество, способное самопроизвольно разлагаться и воспламениться [1, 2].

Это обстоятельство весьма значимо с позиций идентификации «степени зрелости» (а по существу – стадийности во времени) формирования очаговых зон самовозгорания и горения угля различной стадии метаморфизма в массиве по выделяемым из него газам в привязки к уровням температур.

Для определения количественного содержания жидких, газообразных и твердых фаз, их качественного состава в продуктах пиролиза образцов каменных углей во всем ряду стадий их метаморфизма (табл. 1) в интервалах температур от 30 до 800°C применялись методы масс-спектрометрии, газовой хроматографии. Всего было проведено 48 экспериментов на 19 угольных образцах различного марочного состава (и соответственно стадий метаморфизма). Образцы (навески массой 0,5-1гр.) были подвергнуты СВЧ нагреву в инертной атмосфере и выдерживались при заданной температуре (t=400, 600, 800°C) от 12 мин до 26 мин до момента прекращения их газовой выделения. Общие потери массы определяли взвешиванием реактора с образцом до и после СВЧ нагрева.

Для проведения экспериментов был использован СВЧ - стенд, включающий стандартный магнетронный генератор OM75P (с частотой генерации электромагнитного излучения 2470 МГц), СВЧ - тракт подачи мощности и резонатор – реактор (рис. 1). Уровень подводимой к образцу мощности варьировали в диапазоне 20 – 200 Вт.



Рис. 1. Фотографии СВЧ станда

В экспериментах температуру поверхности образца контролировали с использованием оптического пирометра фирмы «Optris».

Образец (фракции 0,2 - 1мм.) помещали в проточный кварцевый реактор, который сверху продували аргоном ($0,3 \text{ см}^3/\text{мин}$). Компоненты газовой смеси определяли хроматографически. Определение H_2 и $\text{C}_1 - \text{C}_4$ углеводородов в газообразных продуктах пиролиза вели на газовом хроматографе Хромос ГХ-1000 (ООО «Хромос», Россия), снабженном детекторами ДТП (для определения водорода) и ПИД (для определения углеводородов). Водород и монооксид углерода CO (угарный газ) определяли на набивной (активированный уголь) колонке (ИК СО РАН), остальные газы на капиллярной кварцевой колонке $15 \text{ м} \times 0,32 \text{ мм}$ с SiO_2 в качестве неподвижной фазы (ИК СО РАН). Для калибровки прибора использовали эталонные смеси газов, приготовленные в ОХЦ ИК СО РАН, обработку результатов проводили с помощью программы Хромос 2.16.39 (ООО «Хромос», Россия).

В процессе нагрева при различных температурах, установлено, что в диапазоне $t=250-310^\circ\text{C}$ для всех угольных образцов наблюдается выделение только N_2 . Далее с повышением температуры ($320-340^\circ\text{C}$) происходит бурное газовыделение и появление на хроматограммах пиков, соответствующим H_2 , CO и углеводородам C_1-C_4 .

Анализ экспериментальных данных показал, что основными газообразными продуктами термоллиза ($t=30\div 800^\circ\text{C}$) каменного угля являются водород, монооксид углерода и метан. Для всех исследуемых угольных образцов с ростом температуры наблюдается увеличение выхода газообразных продуктов (табл. 1). Значительное содержание CO в продуктах при температуре $t=800^\circ\text{C}$ можно связать с началом процесса коксования каменного угля, что подтверждается увеличением массовой доли H_2 и ненасыщенных углеводородов в газовой фазе с ростом температуры. Характерным примером

служит наличие заметного количества ацетилена в продуктах терморазложения образца № 35, характеризующегося низкой стадией метаморфизма (марка Ж).

Детальное изучение результатов эксперимента показало, что испытанные угольные образцы условно можно разбить на 3 группы (табл. 1), различающиеся по выходу летучих веществ (стадий метаморфизма, марочного состава) и соответствующие термогравиметрическому анализу (ТГ) для определения оставшейся массы образцов при их нагревании (первоначальная масса взята за 100 %) [3, рис.7]. В каждой группе табл. 1 приведено усредненное значение величин состава газов.

Для всех групп образцов природных углей с ростом температуры характерно уменьшение массовых долей метана (CH_4) и этана (C_2H_6), и увеличение массовой доли водорода (H_2), угарного газа (CO).

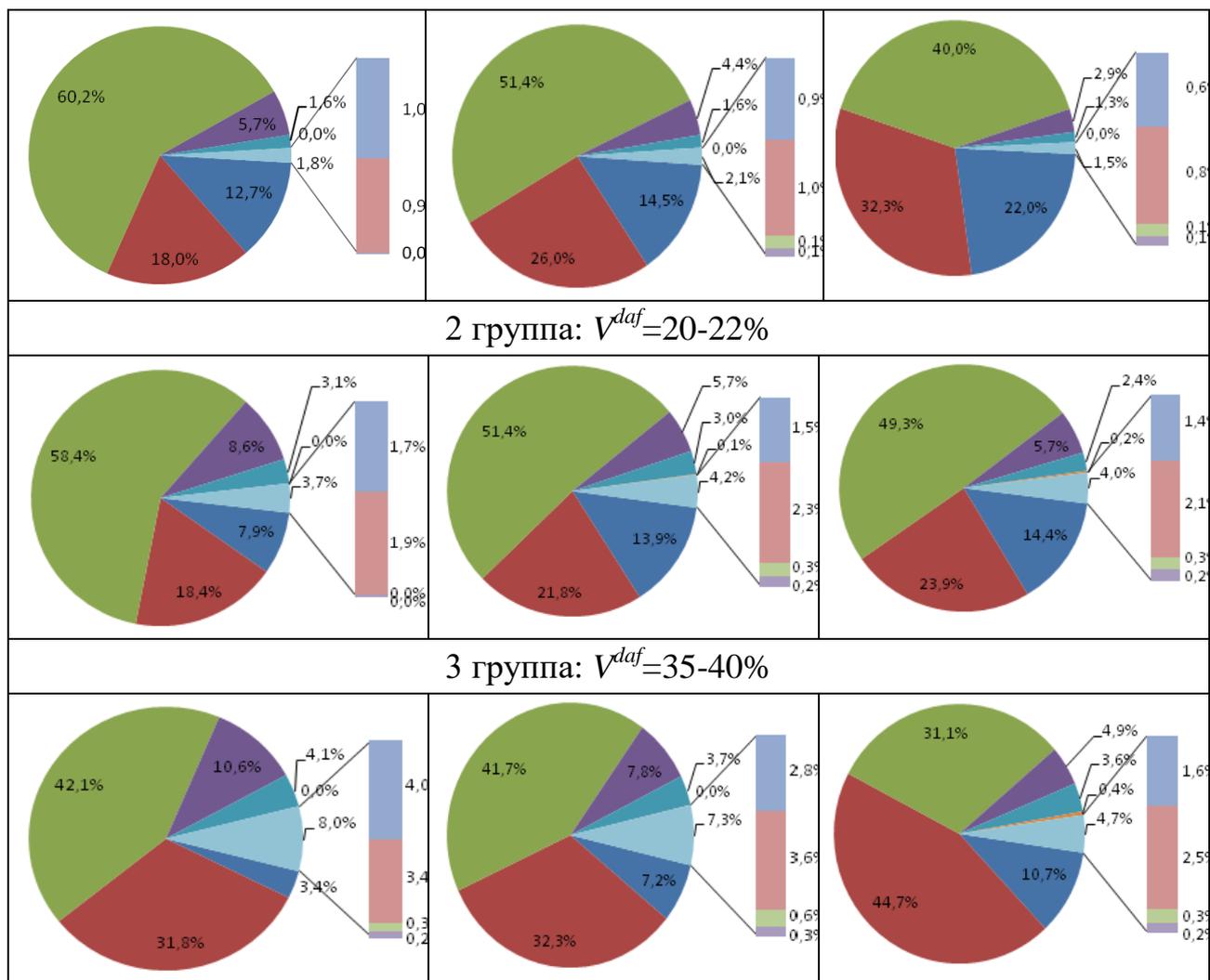
В первой группе ($V^{daf}=16-17\%$) количество выделившегося метана равномерно уменьшается на треть (с 60 до 40%) при нагревании от 400 до 800°C. Содержание CO и H_2 увеличивается почти в 2 раза (с 18 до 33-40% и с 12 до 19-22% соответственно), причем если увеличение массовой доли CO происходит равномерно при всем увеличении температуры от 400 до 800°C, то водорода при 400°C содержится 13%, при 600°C наблюдается небольшое увеличение его содержания до 14% и резкое повышение до 22% при 800°C. Содержание других газов в первой группе, за исключением этана (равномерно уменьшается с 6 до 2-3%), пропана – от 2 до 1,5% и пропилена около 1%, представлено в незначительных количествах ~ около 0,1%.

Во второй группе угольных образцов ($V^{daf}=20-22\%$ -средняя, наиболее выбросоопасная стадия метаморфизма) при их нагревании до 400°C в составе выделившихся газов появляется около 60% метана. Его количество не изменяется при нагревании до 600°C и лишь к 800°C уменьшается до 50%. Аналогично ведет себя и этан (C_2H_6) в угольных образцах. Он также появляется при нагревании после 400°C, содержание которого постепенно уменьшается к 800°C с 9 до 6%. Максимум его выделения также приходится на ~600°C.

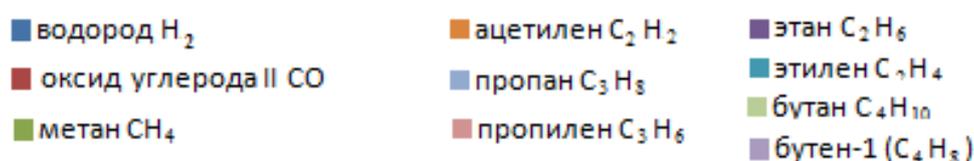
Таблица 1

Состав газов (масс.%) для различных по степени метаморфизма групп угольных образцов в процессах их нагревания

Состав газов (масс.%) при нагревании угольных образцов до температуры:		
$t=400^\circ\text{C}$	$t=600^\circ\text{C}$	$t=800^\circ\text{C}$
1 группа: $V^{daf}=16-17\%$		



Условные обозначения газов:



Содержание угарного газа (CO) в образцах средней стадии метаморфизма равномерно повышается в среднем с 18 до 24% (400-800°C соответственно). Содержание водорода увеличивается от 12% при 400°C до 15% при 800°C. Примечательно, что доля других газов: этилена (C_2H_4), ацетилена (C_2H_2), пропана (C_3H_8), пропилена (C_3H_6), бутана (C_4H_{10}), бутена-1 (C_4H_8) при нагревании до 400-600°C существенно возрастает, достигая 4-5%. Причем при температурах до 400°C наличия этих газов не наблюдалось.

Третью группу составляют бурые угли с $V^{daf}=35-40\%$. Для них массовая доля выделившегося метана при нагревании от 400 и до 600°C составляет около 42%, а при дальнейшем нагревании до 800°C понижается примерно до 31%. При 400°C появляется угарный газ (CO), составляя около 30% от массы всех выделившихся газов, столько же его при 600°C, при дальнейшем нагревании до

температуры $\sim 800^{\circ}\text{C}$ его доля увеличивается до 45%. Такая же тенденция наблюдается и при выделении водорода.

Значительное содержание CO в продуктах при температуре $t=800^{\circ}\text{C}$ можно объяснить началом процесса коксования каменного угля, о чем свидетельствует увеличение массовой доли H_2 и ненасыщенных углеводородов в газовой фазе с ростом температуры от 400 до 800°C .

В горной выработке развитие взрыва метановоздушной смеси обычно начинается с ее воспламенения [1, 2]. Однако механизм образования и воспламенения взрывоопасной среды до сих пор остается неопределенным. С другой стороны, анализ результатов исследований показывает, что явлениям самовозгорания углей, а также взрыву метана предшествует «скрытая активизация» газообразных компонентов, приводящая их в возбужденное состояние благодаря сорбции на поверхности углей и минеральных компонентов. В работах [1, 2] показано, что метан, водород, кислород и вода путем сорбции на поверхности угля и угольной пыли создают ряд активных ионно-радикальных форм, способствующих возникновению быстродействующих цепных реакций, в результате которых может образовываться даже ацетилен. А как известно [1], ацетилен самовоспламеняется даже без доступа кислорода при температуре 330°C . В наших экспериментах ацетилен выделился при нагревании от 600 до 800°C , его массовая доля составляла 0,1-0,4%.

Температура самовоспламенения — минимальная температура, при которой в нагретой газовой смеси начинается самопроизвольный (т.е. без внешнего подвода теплоты) процесс горения, за счет выделения теплоты горящими частицами газа. Температура самовоспламенения не является фиксированной для данного газа и зависит от многих параметров: его содержания в газовой смеси, степени однородности смеси, формы и размеров сосуда, в котором смесь нагревается, быстроты и способа ее нагрева, каталитического влияния стенок сосуда, давления, под которым находится смесь. Точный учет перечисленных факторов весьма сложен, поэтому на практике, например, при оценке взрывоопасности, пользуются экспериментальными данными (см. табл. 2).

Таблица 2

Наименьшие измеренные температуры самовоспламенения некоторых газов и паров в смеси с воздухом при атмосферном давлении [4]

Газ	Температура самовоспламенения, $^{\circ}\text{C}$	Газ	Температура самовоспламенения, $^{\circ}\text{C}$
Водород	530	Ацетилен	335
Оксид углерода	610	Пропан	500
Метан	650	Пропилен	455
Этан	510	Бутан	429

Этилен	455	Бутилен	455
--------	-----	---------	-----

Минеральные компоненты углей и ингредиенты группы фюзинита можно также рассматривать в качестве катализаторов реакций, предшествующих взрыву метана и угольной пыли [1]. Современная механизированная добыча способствует образованию высокодисперсной угольной пыли, по своим свойствам приближающейся к активным углям, что и обуславливает ее пирофорность. Доказательством этого служат данные, полученные в [3, рис. 12], показывающие, что изменение внутренней удельной поверхности частиц угля (деструкция) и интенсивность саморазрушения пласта имеют близкий физический механизм, связанный с реализацией упругой энергии газового компонента геоматериала.

Таким образом, одним из практически важных следствий описанных выше физико-химических процессов можно отметить возможный механизм реализации такого опасного явления в горных выработках, как внезапные взрывы метановоздушных смесей. В целом полученные результаты составляют научно-методологическую основу для разработки новых технологий по управлению техногенными процессами выбросо- и пожароопасности при разработке углеметановых месторождений, в т. ч. Кузбасса.

Работа выполнена при частичной финансовой поддержке РФФИ (проект № 16-05-00537а), проекта ОНЗ РАН-3.1

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Исхаков Х.А. Активация компонентов взрыва метана путем их сорбции на поверхности угольной пыли // ТЭК и ресурсы Кузбасса. — 2006. — № 2. — С. 55-57.
2. Калякин С.А. Идеология взрывобезопасности угольных шахт, опасных по газу и угольной пыли // Безопасность Труда в Промышленности. — 2010. — № 11. — С. 38-43.
3. Опарин В.Н., Киряева Т.А., Гаврилов В.Ю., Шутилов Р.А., Ковчавцев А.П., Танайно А.С., Ефимов В.П., Астраханцев И.Е., Гренев И.В. О некоторых особенностях взаимодействия между геомеханическими и физико-химическими процессами в угольных пластах Кузбасса // ФТПРПИ. — 2014. — № 2. — С. 3-30.
4. <http://fas.su/page-511>

© Т. А. Киряева, 2016

УДК 620.22+620.17

СОЗДАНИЕ БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ И ИНСТРУМЕНТА ДЛЯ ПРОХОДКИ СКВАЖИН МАЛОГО ДИАМЕТРА В КРЕПКИХ ПОРОДАХ

Владимир Иванович Клишин

Институт угля СО РАН, 650065, Россия, г. Кемерово, Ленинградский проспект, 10, член-корр. РАН, доктор технических наук, директор института, e-mail: vklikishin@icc.kemsc.ru

Даньяр Иванович Кокоулин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, старший научный сотрудник, тел. (383)217-01-13, e-mail: konstruktor430@yandex.ru

Сергей Евгеньевич Алексеев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, старший научный сотрудник, тел. (383)217-09-63, e-mail: alex@misd.lsc.ru

Бакыт Кубанычбек

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, научный сотрудник, e-mail: bjkut@yandex.ru

Рассмотрены результаты экспериментальных работ, в ходе которых исследованы процессы бурения вращательно-ударным способом скважин малого диаметра по породам различной крепости. В процессе экспериментов испытан ряд буровых коронок различных конструкций, в результате чего разработана новая конструкция коронки с опережающими лезвиями, более надежно работающая в этих условиях.

Ключевые слова: скважина, погружной пневмоударник, скорость бурения, крепость породы, буровая коронка.

ENGINEERING OF SMALL-DIAMETER DRILLING EQUIPMENT AND TOOL FOR HARD ROCKS

Vladimir I. Klishin

Institute of Coal, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 650065, Russia, Kemerovo, 10 Leningradsky prospect, Corresponding Member of RAS, Doctor of Engineering Sciences, Director, e-mail: vkishin@icc.kemsc.ru

Dan'yar I. Kokoulin

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, Senior Researcher, tel. (383)217-01-13, e-mail: konstruktor430@yandex.ru

Sergei E. Alekseev

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Senior Researcher, tel. (383)217-09-63, e-mail: alex@misd.lsc.ru

Bakyt Kubanychbek

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, Researcher, e-mail: bjkut@yandex.ru

The experimental works undertaken define small-diameter rotary–percussion drilling processes in rocks of different hardness. After testing a series of drill bits of different design, a new design of a drill bit has been engineered, with leading blades and more reliable in the given conditions.

Key words: drillhole, downhole air hammer, drilling rate, rock hardness, drill bit.

Существенное влияние на трудоемкость и себестоимость добычи угля подземным способом оказывают работы, связанные с бурением скважин различного назначения. В угольной отрасли широко применяется буровая техника отечественного и зарубежного производства. Общим ее недостатком является ограниченное применение при бурении скважин по крепким породам. Это объясняется тем, что практически во всех станках используется вращательный способ бурения, обеспечивающий эффективную проходку скважин в породах крепостью не превышающей 6-8 ед. по шкале М.М. Протоdjаконова. Применение известных буровых установок, оснащенных перфораторами ограничено глубиной бурения скважин, так как эффект от удара по хвосту бурового става по мере увеличения ее глубины уменьшается.

Известно, что наиболее эффективным способом бурения скважин в крепких породах является вращательно-ударного бурение с применением погружных пневмоударников, позволяющих осуществлять динамическое воздействие на массив непосредственно у груди забоя [1,2]. Такой способ бурения выбран в ИГД СО РАН при создании бурового оборудования для проходки специальных скважин диаметром 46 мм, предназначенных для проведения технологических работ по разупрочнению тяжелых кровель методом гидроразрыва. Созданное буровое оборудование, включает в себя станок СБП [3,4,5] и погружной пневмоударник АШ-43 [6,7,8], оснащенный буровыми коронками различных конструкций.

Испытания оборудования проводились на стенде в условиях экспериментальной базы «Зеленая горка» ИГД СО РАН. Стенд представлял собой пространственную раму, в которой устанавливался буровой станок СБП, оснащенный пневмоударником АШ-43 (рис. 1, 2). На нижнем основании рамы закреплялись блоки горных пород различной прочности. Источник энергии – сжатый воздух под давлением 0,6 МПа подавался к пневмо элементам бурового оборудования от стационарного компрессора.

В процессе эксперимента бурились скважины диаметром 46 мм. При этом скорость бурения в зависимости от прочности пород изменялась от 0.18 до 1.15 м/мин. На основании аналитических и экспериментальных исследований получена зависимость скорости проходки скважин от прочности пород (рис. 3) [9]. В ходе исследований проводились также наблюдения за надежностью работы бурового инструмента.



Рис 1. Станок СБП с пневмоударником АШ-46А на стенде



Рис.2. Погружной пневмоударник АШ46А

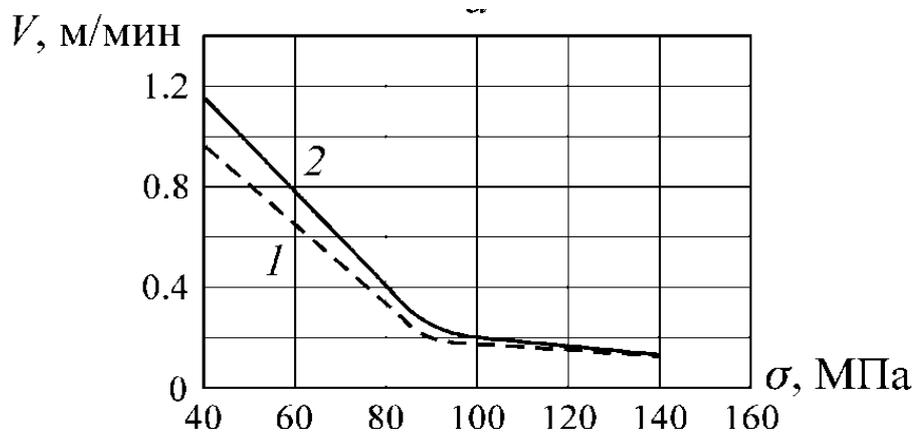


Рис.3 Зависимость скорости V бурения скважин от прочности σ пород:
1 – полученные аналитическим и 2 – экспериментальным путем

Бурение скважин на первом этапе испытаний производилось резцом породным БИ-746 производства ООО «Горный инструмент», аналогом которого послужил породный резец БИ-741. Испытания выявили конструктивный недостаток резца – большой внутренний промежуток (до 16 мм) между режущими лезвиями (рис. 4а). В результате между корпусом резца и забоем скважины образуется породный керн, препятствующий подаче бурового

става. Процесс бурения приостанавливается. При продолжительной работе пневмоударника это приводит к разрушению твердосплавных пластинок.

С целью устранения этих недостатков были разработаны, изготовлены и испытаны два новых варианта породных резцов. В первом варианте (резец БИ-746А) между внутренними режущими лезвиями резца вдоль его продольной оси был вмонтирован твердосплавный штырь диаметром 8 мм с поперечной заточкой (рис.4 б). Во втором – (резец БИ-746Б) была увеличена длина обоих режущих лезвий в сторону центральной оси с полным устранением промежутка между ними (рис. 4в).

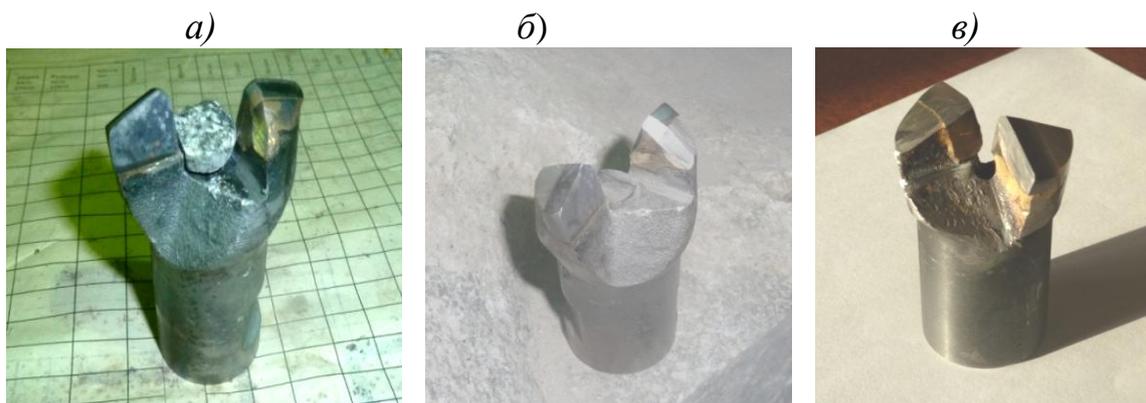


Рис. 4. Конструкции резцов породных:
а) – БИ-746, б) – БИ-746А, в) – БИ-746Б

Испытания породного резца БИ-746А показали, что расположенный между лезвиями резца твердосплавный штырь способствует разрушению керна, однако керн дробится на крупные куски, которые расклиниваются между стенками скважины и пневмоударником, затрудняя вращение бурового става.

В таких случаях приходилось отводить инструмент от забоя скважины, раскручивать буровой став и только затем продолжать процесс бурения.

При проходке скважин с помощью резца БИ-746Б заклинивание бурового инструмента не наблюдалось, однако скорость бурения по сравнению с предыдущими резцами оказалась несколько ниже. Это можно объяснить увеличением длины режущих лезвий и, тем самым, увеличением площади реза.

В процессе испытаний различных вариантов резцов типа БИ-746 также наблюдалось выкрашивание твердосплавных пластинок и их отрыв от основы резцов в местах пайки. Таким образом, применение резцов такого типа для проходки скважин вращательно-ударным способом бурения в породах крепостью 12-14 ед. не приемлемо и поэтому необходимо создание образцов нового конструктивного исполнения.

Одним из способов повышения надежности работы коронок в условиях динамических нагрузок, является крепление твердосплавных пластинок в пазах

их основы. Существует три вида пазов, в которых могут размещаться твердосплавные пластинки: открытый, закрытый и полужакрытый [10]. Как показывает практика, закрытый способ припаивания твердосплавных пластинок является предпочтительным в коронках для проходки скважин вращательно-ударным способом бурения. С его использованием был реализован еще один вариант резца породного БИ-746М (рис. 5).



Рис. 5. Резец породный БИ-746М

Его испытания показали, что резцы БИ-746М значительно прочнее и надежнее предыдущих аналогов. При бурении скважин этими резцами в гранитах, происходило затупление режущих кромок в твердосплавных пластинках, разрушения же их не наблюдалось.

Результаты замеров скорости вращения бурового става, усилия подачи на забой, а также величины его подачи в единицу времени приведены в таблице.

Таблица

Результаты испытаний процесса бурения скважин резцами БИ-746М в породах разной прочности

Тип и наименование породы	σ , МПа	n , об/мин	V , м/мин	P , МПа
Аргиллит	40	160	0.81	0.4
Бетон	60	170	0.72	0.5
Песчаник	75	165	0.47	0.5
Мрамор	90	160	0.219	0.5
Известняк	110	150	0.13	0.4
Гранит	140	100	0.092	0.5

Испытания подтвердили надежность работы резца породного БИ-746М при проходке скважин в крепких породах и вскрыли его недостатки, а именно:

- затруднен процесс забуривания новых скважин;
- недостаточно высокая скорость бурения.

В отечественной практике создания буровых инструментов известны долота с опережающими лезвиями, с помощью которых процесс забуривания новых скважин не вызывает проблем [11]. Скорость проходки скважин с такими долотами выше, так как работа боковых лезвий облегчена присутствием в центре долота дополнительной обнаженной поверхности.

С учетом этих достоинств была реализована коронка КС-46 с опережающими лезвиями (рис. 6). В данной конструкции опережающие лезвия, расположенные на верхней ступени коронки, образуют забурник малого диаметра. При этом, во-первых, облегчается процесс забуривания новой скважины. Во-вторых, происходит более интенсивное разрушение породы при разбурировании скважины второй ступенью большего диаметра за счет образования свободной поверхности после прохода первой ступени. Наконец, в третьих, обеспечивается вращение коронки вокруг постоянного центра, что улучшает условия ее работы и способствует прямолинейному бурению скважины.



Рис.6. Коронка КС–46

В настоящее время коронка КС-46 находится на стадии испытаний, завершение которых планируется во втором квартале 2016 г. В процессе испытаний будут уточнены геометрические параметры режущей части, а также отработаны режимы бурения по породам различной прочности.

Таким образом, применение разработанного в ИГД СО РАН оборудования, включающего буровой станок СБП и погружной пневмоударник АШ-46А, обеспечивает эффективную проходку скважин диаметром 46мм в породах различной прочности.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Клишин В.И., Кокоулин Д.И., Фокин Ю.С. Развитие бурового оборудования для угольных шахт // Уголь. – 2007. – № 4.
2. Клишин В.И., Кокоулин Д.И., Кубанычбек Б., Гуртенко А.П. Создание буровых станков для угольных шахт // Рудник будущего. Научно-технический журнал №4, 2010 – С. 32-38.

3. Клишин В.И., Репин А.А., Кокоулин Д.И., Алексеев С.Е., Кубанычбек Б., Шахторин И.О. Создание бурового оборудования для проходки скважин малого диаметра в крепких породах // Перспективы инновационного развития угольных регионов России: сб. тр. – Прокопьевск, 2014.
4. Клишин В.И., Репин А.А., Кокоулин Д.И., Кубанычбек Б. Создание специальных буровых станков для бурения скважин диаметром 45 мм в крепких породах // Теория машин и рабочих процессов: сб. тр. – Бишкек, 2013.
5. Клишин В.И., Фокин Ю.С., Кокоулин Д.И., Репин А.А. Станок буровой. Патент России №2282009 РФ. 2006. Бюлл. № 23.
6. Репин А.А., Алексеев С.Е., Карпов В.Н. Погружной пневмоударник. Патент России на п.м. № 121854 РФ. 2012. Бюлл. № 31.
7. Алексеев С.Е., Тимонин В.В., Кокоулин Д.И., Шахторин И.О., Кубанычбек Б. Создание малогабаритного погружного пневмоударника для проходки исследовательских скважин // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – Новосибирск: ИГД СО РАН, 2015. – № 2. – С. 187 – 193.
8. Repin A.A., Alekseev S.E., Timonin V.V., Karpov V.N. Analysis of the compressed air distribution in down-the-hole hammer drills // MINER'S WEEK - 2015, reports of the XXIII international scientific symposium, 2015. – P. 475-482.
9. Клишин В.И., Кокоулин Д.И., Кубанычбек Б., Алексеев С.Е., Шахторин И.О. Обоснование типа и параметров погружного пневмоударника для увеличения скорости проходки скважин малого диаметра // ФТРПИ. – 2015. – № 6.
10. Крапивин М.Г., Раков И.Я., Сысев Н.И. Горные инструменты. – М.: Недра. – 1990.
11. Иванов К.Н., Варич М.С., Дусев В.И., Андреев В.Д. Техника бурения при разработке месторождений полезных ископаемых. – М.: Недра – 1974. – 407 с.

© В. И. Клишин, Д. И. Кокоулин, С. Е. Алексеев, Б. Кубанычбек, 2016

СДВИГОВАЯ МОДЕЛЬ ДЕФОРМИРОВАНИЯ И РАЗРУШЕНИЯ МАТЕРИАЛОВ ПРИ ПОЛЗУЧЕСТИ

Александр Михайлович Коврижных

Новосибирское высшее военное командное училище МО РФ, 630117, Россия, г. Новосибирск, ул. Иванова, 49, доктор физико-математических наук, зав. кафедрой общепрофессиональных дисциплин, тел. (383)332-90-00, e-mail: amkovr@mail.ru

Сергей Александрович Коврижных

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, инженер

Принимается, что необратимая деформация является результатом сдвигов в определенных плоскостях. В перпендикулярных к этим плоскостям направлениях происходит изменение нормальной деформации пропорционально соответствующему сдвигу. Такой подход позволяет учитывать развитие трещин и пор на фоне растущих деформаций ползучести без применения кинетического уравнения поврежденности Качанова-Работнова. Разрушение материала начинается при достижении максимальным сдвигом критической величины, что приводит к потере сдвиговой прочности. С применением модели, основанной на максимальном касательном напряжении и степенном законе, решены задачи о деформировании и разрушении упруго-ползучего тела в стадиях неустановившейся и установившейся ползучести.

Ключевые слова: сдвиговая модель, ползучесть, разрушение, кинетическое уравнение поврежденности.

SHEAR DEFORMATION AND FAILURE MODEL FOR MATERIALS UNDER CREEP

Alexander M. Kovrizhnykh

Novosibirsk Military Command Academy, Ministry of Defence of the Russian Federation, 630117, Russia, Novosibirsk, 49 Ivanova Str., Doctor of Physico-Mathematical Sciences, Head of Department of General Professional Disciplines, tel. (383)332-90-00, e-mail: amkovr@mail.ru

Sergei A. Kovrizhnykh

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Engineer

It is assumed that irreversible deformation is a result of shearing in certain planes. In perpendicular directions to these planes, normal strain undergoes change that is proportional to the associated shear. This approach allows accounting for growth of fractures and pores in the background of increasing creep strains without using Kachanov–Rabotnov’s kinetic equation for development of damage. Material begins failing when maximum shear reaches critical value, which initiates drop in shearing strength. Using the model based on the maximum shear stress and the exponential law, the authors solve problems on deformation and failure of an elastic–creeping body at the stages of unstable and stable creep.

Key words: shear model, creep, failure, kinetic equation for development of damage.

Рассмотрим сначала плоскую деформацию материала вокруг цилиндрической полости радиуса $r = a$ в неограниченном теле. Обозначим $\sigma_r, \sigma_\theta, \sigma_z$ – радиальное, тангенциальное и осевое напряжение соответственно. На поверхности $r = a$ действует постоянное давление $\sigma_r = -p$, а при $r \rightarrow \infty$ материал не нагружен $\sigma_r = \sigma_\theta = 0$. В упругой задаче имеет место неравенство $\sigma_\theta > \sigma_z > \sigma_r$, и поэтому, необратимая деформация ползучести будет представлять собой сдвиг в направлении действия $\tau_{\max} = (\sigma_\theta - \sigma_r)/2$ [1]. Будем считать, что этот сдвиг и скорость его изменения в условиях ползучести связаны с максимальным касательным напряжением степенным законом:

$$\gamma_c = \Omega(t) \left(\frac{\sigma_\theta - \sigma_r}{2} \right)^n, \quad \dot{\gamma}_c = \frac{d\Omega(t)}{dt} \left(\frac{\sigma_\theta - \sigma_r}{2} \right)^n. \quad (1)$$

Проектируя сдвиг γ_c на главные оси напряжений и учитывая упругие деформации, получим:

$$\varepsilon_\theta = \frac{\gamma_c}{2} + \frac{1-\nu}{2\mu} \sigma_\theta - \frac{\nu}{2\mu} \sigma_r, \quad \varepsilon_r = -\frac{\gamma_c}{2} + \frac{1-\nu}{2\mu} \sigma_r - \frac{\nu}{2\mu} \sigma_\theta. \quad (2)$$

Если в (2) не учитывать упругие деформации то, применяя (1), граничные условия для напряжения σ_r , уравнение равновесия и условие совместности деформаций, определим:

$$\sigma_\theta = -p \left(\frac{a}{r} \right)^{2/n} \left(1 - \frac{2}{n} \right), \quad \sigma_r = -p \left(\frac{a}{r} \right)^{2/n}, \quad \gamma_c = \Omega(t) \frac{p^n a^2}{n^n r^2}. \quad (3)$$

Для учета упругих деформаций перейдем к безразмерным величинам:

$$\gamma = \frac{\mu}{p} \gamma_c, \quad \tau = \frac{\sigma_\theta - \sigma_r}{2p}, \quad \tilde{\sigma}_\theta = \frac{\sigma_\theta}{p}, \quad \tilde{\sigma}_r = \frac{\sigma_r}{p}, \quad \tilde{t} = \mu p^{n-1} \Omega(t), \quad \tilde{r} = r/a. \quad (4)$$

Выражая из (1) $(\sigma_\theta - \sigma_r)/2$ через γ_c , учитывая определяющие соотношения (2), уравнения равновесия и совместности деформаций, получим дифференциальное уравнение:

$$\frac{\partial \gamma}{\partial \tilde{r}} + \frac{2(1-\nu)}{n\gamma} \left(\frac{\gamma}{\tilde{t}} \right)^{1/n} \frac{\partial \gamma}{\partial \tilde{r}} + \frac{2\gamma}{\tilde{r}} + \frac{4(1-\nu)}{\tilde{r}} \left(\frac{\gamma}{\tilde{t}} \right)^{1/n} = 0. \quad (5)$$

При $n \rightarrow \infty$ из (5) как частный случай следует уравнение, полученное в [5] для идеального упруго-ползучего тела. Найдем решение (5) для γ и $\tau = (\gamma/\tilde{t})^{1/n}$, которое совпадает с упругим при $\tilde{t} = 0$ и с решением (3) при $\tilde{t} \rightarrow \infty$:

$$\gamma + 2(1-\nu)\left(\frac{\gamma}{\tilde{t}}\right)^{1/n} = \left[2(1-\nu) + \frac{\tilde{t}}{n^n}\right] \frac{1}{\tilde{r}^2}, \quad (6)$$

Степенной закон для безразмерных переменных имеет вид $\gamma = \tilde{t} \tau^n$. При заданных значениях независимых переменных \tilde{r} , \tilde{t} и величинах ν , n из (6) можно определить γ и τ . Далее из уравнения равновесия, учитывая граничное условие $\tilde{\sigma}_r = -1$ при $\tilde{r} = 1$, путем численного интегрирования по \tilde{r} можно определить $\tilde{\sigma}_r$ и $\tilde{\sigma}_\theta$.

Определим время начала разрушения цилиндрической полости, положение фронта разрушения $r = c$ и скорость его распространения без учета упругих деформаций. При нагружении полости постоянным внутренним давлением происходит рост деформаций ползучести и при $t = t_0$, когда $\gamma_c = \gamma_*$ ее контур $r=a$ разрушается. Время начала разрушения t_0 определим из (3)

$$\Omega(t_0) = \Omega_0 = \gamma_* \frac{n^n}{p^n}, \quad t_0 = \Omega^{-1}(\Omega_0).$$

Из (3) и (2) определим скорость радиального перемещения произвольной точки в зоне ползучести $r \geq c > a$ при $t > t_0$

$$\dot{\gamma}_c = \frac{d\Omega(t)}{dt} \frac{p^n c^2}{n^n r^2} = 2 \frac{\dot{\Omega}}{r}, \quad \dot{\Omega} = \frac{d\Omega(t)}{dt} \frac{p^n c^2}{2n^n r}. \quad (7)$$

Решение для напряжений получается из (3) заменой a на c . При $t > t_0$ имеются две зоны: $r > c$ – зона ползучести и $a \leq r \leq c$ – зона разрушения. Учитывая (2) на фронте разрушения при $r = c$, получим $\dot{\Omega} = \gamma_* \dot{\Omega} / 2$, с другой стороны имеем (7). Потребовав непрерывность радиальной скорости $\dot{\Omega}$ на фронте разрушения в произвольный момент времени, получим уравнение:

$$d\Omega(t) = \frac{\gamma_* n^n}{p^n} \frac{dc}{c}. \quad (8)$$

Интегрируя (8), и учитывая, что при $t = t_0$, $c = a$, получим:

$$\Omega(t) = \Omega_0 \left(1 + \ln \frac{c}{a}\right), \quad \frac{c}{a} = \exp\left(\frac{\Omega(t)}{\Omega_0} - 1\right), \quad \frac{dc}{dt} = \frac{a}{\Omega_0} \exp\left(\frac{\Omega(t)}{\Omega_0} - 1\right) \frac{d\Omega(t)}{dt}. \quad (9)$$

Рассмотрим деформирование и разрушение круглого стержня при кручении в условиях ползучести. Обозначим z , θ – осевое и тангенциальное направления соответственно. При закручивании стержня моментом M_z имеем:

$$\gamma_z = \frac{\tau_z}{\mu} + \gamma_c = \frac{\tau_z}{\mu} + \Omega(t) \tau_z^n = r(\omega_e + \omega_c), \quad (10)$$

где $\tau_z = \tau_{z\theta}$, $\gamma_z = \gamma_{z\theta}$ – сдвиговая деформация, $\gamma_c = \gamma_{z\theta}^c$ – сдвиговая деформация, вызванная ползучестью, ω_e и ω_c – две составляющие угла закручивания, обусловленные соответственно упругостью и ползучестью стержня при кручении. Учитывая, что при $t = 0$, $\Omega(t) = 0$, $\tau_z = \mu r \omega_e$, а при $\Omega(t) \rightarrow \infty$ упругой деформацией можно пренебречь, определим ω_e и ω_c :

$$\omega_e = \frac{M_z}{\mu I_r}, \quad \omega_c(t) = \Omega(t) \left(\frac{M_z}{I_{nr}} \right)^n, \quad I_r = \frac{\pi a^4}{2}, \quad I_{nr} = \frac{2\pi a^{3+1/n}}{3+1/n}. \quad (11)$$

где μ – упругий модуль сдвига, I_r , I_{nr} – полярный момент и обобщенный полярный момент инерции. Введем безразмерные величины:

$$\tau = \frac{\tau_z}{M_z/W_r}, \quad \gamma = \frac{\mu \gamma_c}{M_z/W_r}, \quad \tilde{t} = \mu \Omega(t) \left(\frac{M_z}{W_r} \right)^{n-1}, \quad \tilde{y} = \frac{y}{h},$$

где $W_r = I_r/a$ – полярный момент сопротивления. Учитывая вышеизложенное, получим уравнение для определения безразмерного касательного напряжения

$$\tau + \tilde{t} \tau^n = \tilde{r} \left[1 + \tilde{t} \left(\frac{3n+1}{4n} \right)^n \right]. \quad (12)$$

Задавая \tilde{t} , \tilde{r} и n , можно из (12) определить $\tau(\tilde{r}, \tilde{t})$, а затем $\gamma = \tilde{t} \tau^n$.

Рассмотрим теперь разрушение круглого стержня при кручении в условиях ползучести без учета упругих деформаций. Определим времена начала и полного разрушения стержня. Пусть a_0 , a – начальный и текущий радиусы стержня. При разрушении текущий радиус $r = a(t)$ совпадает с фронтом разрушения, движущимся к центру стержня. Так как угол закручивания $\omega_c(t)$ на единицу длины стержня от r не зависит, а зависит только от t , то имеем:

$$\gamma_c = r \omega_c(t), \quad \gamma_c = r \omega_c, \quad \omega_c(t) = \Omega(t) \left(\frac{M_z}{I_{nr}} \right)^n. \quad (13)$$

Деформация ползучести γ_c наибольшее значение принимает при $r = a$, поэтому разрушение начинается с поверхности стержня $r = a_0$ при $t = t_0$, где t_0 – время начала разрушения. Таким образом, из (13) получим:

$$\frac{\gamma_*}{a_0} = \Omega(t_0) \left(\frac{M_z}{I_{nr}} \right)^n, \quad \Omega(t_0) = \Omega_0 = \frac{\gamma_* a_0^{3n}}{M^n} \left(\frac{2\pi}{3+1/n} \right)^n, \quad t_0 = \Omega^{-1}(\Omega_0).$$

При $t \geq t_0$ поверхность стержня $r = a(t)$ разрушается и с увеличением времени увеличивается угол закручивания. Из (13) следует:

$$d\omega_c = d\Omega(t) \left(\frac{3+1/n}{2\pi} \right)^n \frac{M_z^n}{a^{3n+1}}. \quad (14)$$

С другой стороны, из первой формулы (13) определим изменение угла закручивания на фронте разрушения $d\omega_c = -\gamma_* da/a^2$. Из (14) и условия непрерывности скорости изменения угла закручивания на фронте разрушения и в зоне ползучести получим дифференциальное уравнение для определения $\Omega(t)$:

$$d\Omega(t) = -\frac{\gamma_*}{M_z^n} \left(\frac{2\pi}{3+1/n} \right)^n a^{3n-1} da.$$

Интегрируя это уравнение с учетом того, что при $t = t_0$, $a = a_0$ получим

$$\Omega(t) = \Omega_0 \left[1 + \frac{1}{3n} \left(1 - \frac{a^{3n}}{a_0^{3n}} \right) \right], \quad a = a_0 \left[1 + 3n \frac{\Omega_0 - \Omega(t)}{\Omega_0} \right]^{\frac{1}{3n}}. \quad (15)$$

Время полного разрушения стержня при кручении определим из (15) при $a=0$. Скорость распространения фронта разрушения находится дифференцированием по времени второго равенства (15).

В задаче о деформировании и разрушении цилиндрической полости под действием внутреннего давления при установившейся и неустановившейся ползучести получены новые решения для определения деформаций ползучести, положения фронта разрушения и скорости его распространения. В задаче о кручении круглого стержня определены напряжения, деформации ползучести, времена начала и полного разрушения. Для установившейся ползучести отношение времени полного разрушения к времени начала разрушения стержня при кручении совпадает с результатом, полученным в [3].

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Коврижных А.М. Пластическое деформирование упрочняющихся материалов при сложном нагружении// Известия АН СССР. МТТ. - 1986. №4 С.140-146.
2. Коврижных А.М. К теории пластичности учитывающей вид напряженного состояния при сложном нагружении// Известия АН СССР. МТТ. - 1987. № 6. С.98-106.
3. Качанов Л.М. Теория ползучести. – М.: Гос. Изд-во физ.-мат. литературы, 1960, 455 с.
4. Работнов Ю.Н. Ползучесть элементов конструкций. – М.: Наука, 1966, 752 с.
5. Коврижных А.М. Деформирование и разрушение бортов карьеров и подземных сооружений в условиях ползучести// Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2009. № 6. С. 29-39.

© А. М. Коврижных, С.А. Коврижных, 2016

УДК 539.374

УПРУГОПЛАСТИЧЕСКОЕ ДЕФОРМИРОВАНИЕ, ЛОКАЛИЗАЦИЯ И РАЗРУШЕНИЕ МАТЕРИАЛОВ

Александр Михайлович Коврижных

Новосибирское высшее военное командное училище МО РФ, 630117, Россия, г. Новосибирск, ул. Иванова, 49, доктор физико-математических наук, зав. кафедрой общепрофессиональных дисциплин, тел. (383)332-90-00, e-mail: amkovr@mail.ru

Сергей Александрович Коврижных

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, инженер

Рассматриваются системы дифференциальных уравнений для плоской деформации, плоского напряженного состояния и осесимметричной деформации жесткопластического и упругопластического материалов. Для различных напряженных состояний с применением различных упругопластических моделей определены характеристические направления сформулированных систем уравнений, которые связываются с направлениями локализации и разрушения различных материалов. В частных случаях получены классические результаты по локализации пластической деформации в металлах и горных породах, наблюдаемые в многочисленных экспериментах.

Ключевые слова: пластичность, гиперболичность системы дифференциальных уравнений, локализация, разрушение.

ELASTOPLASTIC DEFORMATION, LOCALIZATION AND FAILURE OF MATERIALS

Alexander M. Kovrizhnykh

Novosibirsk Military Command Academy, Ministry of Defence of the Russian Federation, 630117, Russia, Novosibirsk, 49 Ivanova Str., Doctor of Physico-Mathematical Sciences, Head of Department of General Professional Disciplines, tel. (383)332-90-00, e-mail: amkovr@mail.ru

Sergei A. Kovrizhnykh

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Engineer

The authors discuss different sets of differential equations for plane strain, plane stress and axially symmetric deformation of rigid-plastic and elastoplastic materials. For various stress states, using different elastoplastic models, the characteristic directions for the formulated sets of equations are defined and connected with the directions of localization and failure in the materials. The classical results on localization of plastic strains in metals and rocks, observed in many experiments, are obtained for special cases.

Key words: plasticity, hyperbolicity of set of differential equations, localization, failure.

Систематизация имеющихся в настоящее время экспериментальных наблюдений и теоретических исследований процессов деформирования и разрушения материалов позволяет сделать вывод, что локализация и разрушение сопровождаются сменой типа системы уравнений с эллиптического в упругой области на гиперболический при развитой пластической деформации и разрушении. Показано, что направления (линии или поверхности) локализации и разрушения для первоначально упругоизотропных материалов хорошо согласуются с направлениями характеристик гиперболической системы уравнений для пластического состояния деформируемого тела. Наиболее известным примером локализации является образование полос Людерса в металлах с ярко выраженным пределом текучести [1,2]. Достаточно полный обзор экспериментальных и теоретических исследований в этом направлении приводится в [2].

В данной работе при нагружении упрочняющегося металла на предварительной стадии однородного упругопластического деформирования используются определяющие соотношения [3]. Начало локализации связывается с утратой эллиптичности и первым переходом в гиперболичность уравнений возмущенного равновесия, записанных в скоростях. Характеристики этой системы и будут определять поверхности зарождающейся локализации. Поскольку при монотонном нагружении материала модуль упрочнения уменьшается, то математически задача сводится к исследованию системы дифференциальных уравнений в частных производных второго порядка на гиперболичность и к определению максимального модуля упрочнения в зависимости от ориентации характеристики.

Пусть σ_i , $i = 1,2,3$, - главные нормальные напряжения, причем $\sigma_1 \geq \sigma_2 \geq \sigma_3$. Возникновение пластичности в различных материалах будем связывать с условием Кулона-Мора

$$\tau_2 = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2 \cos \varphi} + \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} \operatorname{tg} \varphi = k, \quad (1)$$

где k – пластическая постоянная, а φ - угол внутреннего трения. Для металлов в начале пластичности этот угол принимает небольшие значения, но с ростом пластической деформации он существенно увеличивается, что явилось определяющим в объяснении эффектов сложного нагружения [3]. В качестве независимых инвариантов напряжений при $\varphi \neq 0$ будем брать τ_i , $i = 1,2,3$, τ_2 определяется (1), а τ_1 и τ_3 получаются из τ_2 путем циклической замены индексов.

Существенными понятиями рассматриваемой модели являются состояния неполной и полной пластичности. Первый случай, когда, τ_1 и $\tau_3 < k$, соответствует линейному участку на поверхности нагружения. Во втором случае, если $\tau_2, \tau_3 \geq k$, $\tau_1 < k$ либо $\tau_2, \tau_1 \geq k$, $\tau_3 < k$, в точке нагружения имеется угловая особенность.

В состоянии неполной пластичности $\tau_2 \geq k, \tau_1, \tau_3 < k$ приращение пластической деформации первоначально изотропного пластически несжимаемого металла представляет собой результат двух одинаковых сдвигов в направлениях, определяемых условием (1). Суммарная величина этих сдвигов является функцией τ_2 , не зависит от вида напряженного состояния и может быть определена на основе данных одного эксперимента (6). Характеристическую функцию сдвига и пластический модуль упрочнения будем обозначать

$$\gamma_2 = \gamma_0(\tau_2), G_0(\tau_2) = \frac{\mathfrak{E}_2}{\gamma_2}, \quad (2)$$

где точка означает дифференцирование по параметру нагружения, в качестве которого при квазистатическом нагружении может быть принято медленное время. Состояние полной пластичности является суперпозицией двух соответствующих состояний неполной пластичности.

Пусть $\mathfrak{E}_i, 1/2\mathfrak{E}_{ij}, i, j = x, y, z$, - компоненты тензора скоростей деформаций, связанные с проекциями скоростей v_i соотношениями

$$\mathfrak{E}_i = \frac{\partial v_i}{\partial x_i}, \mathfrak{E}_{ij} = \frac{\partial v_i}{\partial v_j} + \frac{\partial v_j}{\partial x_i} \quad (3)$$

В дальнейшем всегда будем считать, что ось y совпадает со вторым главным направлением тензора напряжений, а ось x образует с направлением l угол θ , $\operatorname{tg} 2\theta = 2\tau_{xz}/(\sigma_x - \sigma_z)$. Определяющие соотношения, разрешенные относительно бесконечно малых изменений напряжений, будем записывать в виде:

$$\begin{aligned} \mathfrak{E}_x &= \mu(a_{11}\mathfrak{E}_x + a_{12}\mathfrak{E}_z + a_{13}\mathfrak{E}_{xz}), \\ \mathfrak{E}_z &= \mu(a_{21}\mathfrak{E}_x + a_{22}\mathfrak{E}_z + a_{23}\mathfrak{E}_{xz}), \\ \mathfrak{E}_{xz} &= \mu(a_{31}\mathfrak{E}_x + a_{32}\mathfrak{E}_z + a_{33}\mathfrak{E}_{xz}), \end{aligned} \quad (4)$$

где μ - упругий модуль сдвига.

Предположим, что в процессе нагружения во всех точках материала достигнуто состояние неполной пластичности $\tau_2 \geq k, \tau_1, \tau_3 < k$. После этого производится равновесное возмущение в условиях плоской деформации $\mathfrak{E}_y = \mathfrak{E}_{xy} = \mathfrak{E}_{xz} = 0$. В этом случае, как следует из модели, имеем $\mathfrak{E}_y = \nu(\mathfrak{E}_x + \mathfrak{E}_z)$, $\mathfrak{E}_{xy} = \mathfrak{E}_{xz} = 0$, где ν - коэффициент Пуассона, а коэффициенты в соотношениях (4) имеют вид

$$a_{11}, a_{12} = \frac{1}{\Delta} \left[1 + \alpha \operatorname{tg} \varphi + \frac{G_0}{\mu} \mu \left(\frac{\alpha}{\cos \varphi} \pm (1 + \alpha \operatorname{tg} \varphi) \sin \varphi \right) \cos 2\theta \mu (1 - 2\nu) \cos^2 2\theta \right] \pm 1,$$

$$\begin{aligned}
a_{21}, a_{22} &= \frac{1}{\Delta} \left[1 + \alpha \operatorname{tg} \varphi + \frac{G_0}{\mu} \mu \left(\frac{\alpha}{\cos \varphi} \mu (1 + \alpha \operatorname{tg} \varphi) \sin \varphi \right) \cos 2\theta \pm (1 - 2\nu) \cos^2 2\theta \right] \mu, \\
a_{13}, a_{23} &= \mu \frac{1}{\Delta} \left[\pm \frac{\alpha}{\cos \varphi} \sin 2\theta + (1 - 2\nu)(1 + \alpha \operatorname{tg} \varphi) \sin 2\theta \cos 2\theta \right], \\
a_{31}, a_{32} &= \mu \frac{1 + \alpha \operatorname{tg} \varphi}{\Delta} \left[\pm \sin \varphi \sin 2\theta + (1 - 2\nu) \sin 2\theta \cos 2\theta \right], \\
a_{33} &= -\frac{1 - 2\nu}{\Delta} (1 + \alpha \operatorname{tg} \varphi) \sin^2 2\theta + 1, \quad \Delta = (1 - 2\nu) \left(1 + \alpha \operatorname{tg} \varphi + \frac{G_0}{\mu} \right) + \alpha \operatorname{tg} \varphi.
\end{aligned} \tag{5}$$

Обратимся теперь к уравнениям равновесия для возмущенного состояния, записанным в системе координат x, y, z . Предположение о плоской деформации (5) позволяет из трех уравнений оставить только два:

$$\frac{\partial \alpha_x}{\partial x} + \frac{\partial \alpha_z}{\partial z} = 0, \quad \frac{\partial \alpha_z}{\partial x} + \frac{\partial \alpha_x}{\partial z} = 0. \tag{6}$$

Подставляя (4) в (7) и учитывая (3) и (6), получим систему двух дифференциальных уравнений в частных производных относительно скоростей $v_x(x, z)$ и $v_z(x, z)$. Предположим, что на момент приложения приращений напряжений $\alpha_{ij}(i, j = x, z)$ напряженное состояние во всей рассматриваемой области однородно. Так как в (6) коэффициенты $a_{ij}(i, j = 1, 2, 3)$ зависят от угла θ , который определяется исходным напряженным состоянием σ_{ij} в момент приложения догрузки, то во всех точках рассматриваемого тела уравнения (6), записанные для v_x и v_z можно рассматривать как дифференциальные уравнения в частных производных второго порядка с постоянными коэффициентами. Рассмотрим упругопластическую задачу для прямоугольной области: $0 < x < x_0$, $0 < z < z_0$. Таким образом, для возмущенного состояния требуется найти решение системы (6): $v_x = v_x(x, z)$ и $v_z = v_z(x, z)$, удовлетворяющее условиям Коши:

$$\left. \frac{\partial^2 v_x}{\partial x^2} \right|_{z=z_0} = f''(x), \quad \left. \frac{\partial^2 v_x}{\partial x \partial z} \right|_{z=z_0} = g'(x); \quad \left. \frac{\partial^2 v_z}{\partial x^2} \right|_{z=z_0} = h''(x), \quad \left. \frac{\partial^2 v_z}{\partial x \partial z} \right|_{z=z_0} = q'(x); \tag{7}$$

Учитывая (7) и уравнения (6), записанные для скоростей v_x и v_z , получим:

$$a_{22} \frac{\partial^2 v_z}{\partial z^2} + a_{23} \frac{\partial^2 v_x}{\partial z^2} + F(x) = 0, \quad a_{32} \frac{\partial^2 v_z}{\partial z^2} + a_{33} \frac{\partial^2 v_x}{\partial z^2} + H(x) = 0, \tag{8}$$

где функции $F(x)$ и $G(x)$, определяются по данным Коши (7). Приравняв к нулю определитель при вторых производных по z от v_x и v_z , найдем условие гиперболичности системы (8) и направление первой характеристики, которая совпадает с осью x :

$$\frac{G_0}{\mu} = \frac{(1 + \alpha \operatorname{tg} \varphi)}{2(1 - \nu)} \left\{ \frac{\cos^2 \varphi}{4} (\alpha - \operatorname{tg} \varphi)^2 - \left[\cos 2\theta + \frac{1}{2} \left(\frac{\alpha}{\cos \varphi + \alpha \sin \varphi} + \sin \varphi \right) \right]^2 \right\}. \quad (9)$$

Из (9) видно, что пластический модуль упрочнения наибольшее значение принимает, когда выражение в квадратных скобках обращается в ноль. На основании вышеизложенного определим максимальное значение модуля $G_0 = G_*$ и направление первой характеристики, для которой $\theta = \theta_0$:

$$\cos 2\theta_0 = -\frac{1}{2} \left(\frac{\alpha}{\cos \varphi + \alpha \sin \varphi} + \sin \varphi \right), \quad \frac{G_*}{\mu} = \frac{(1 + \alpha \operatorname{tg} \varphi) \cos^2 \varphi}{8(1 - \nu)} (\alpha - \operatorname{tg} \varphi)^2. \quad (10)$$

Пусть теперь во всех точках материала достигнуто однородное состояние осесимметричного растяжения $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3$ либо сжатия $\sigma_1 = \sigma_2 > \sigma_3$, которые представляют собой состояния полной пластичности [3]. Для каждого из них соответственно выберем возмущение $\alpha_x = \alpha_y = \alpha_z = 0$ и $\alpha_x = \alpha_y = \alpha_z = 0$. Если предположить, что возмущенные напряжения не зависят от y , то, используя соотношения [3] для состояний полной пластичности, а также (4), (6) и (7) при $\alpha = 0$ приходим к системе дифференциальных уравнений относительно v_x и v_z , условие гиперболичности которой записывается в виде

$$\frac{G_0}{\mu} = \frac{3(1 + \nu)}{2(2 - \nu \pm \nu \cos 2\theta)} \left[\frac{(1 \pm 3 \sin \varphi)^2}{36} - \left(\cos 2\theta \pm \frac{1 \pm 3 \sin \varphi}{6} \right)^2 \right]. \quad (11)$$

Для определения максимума G_0 , приравняем производную по θ от правой части к нулю, найдем направление первой характеристики:

$$\cos 2\theta_0 = \pm 1 \mu \frac{7 - 2\nu \pm (3 - 2\nu) \sin \varphi}{3 + \sqrt{3(1,5 - \nu)(2 - \nu \mu \nu \sin \varphi)}}. \quad (12)$$

Знак «плюс» в этих формулах относится к обобщенному растяжению, а «минус» - к обобщенному сжатию. В случае, когда $\varphi = 0$, имеем очень слабую зависимость θ_0 от ν и поэтому с достаточной степенью точности можно считать, что максимальное значение G_0 при растяжении достигается на характеристике $\theta_0 = 49,8^\circ$, а при сжатии $\theta_0 = 40,2^\circ$. В обоих случаях

$$\frac{G_*}{\mu} = \frac{1 + \nu}{4(12 - 7\nu)}.$$

Следует отметить, что локализация пластической деформации в металлах для осесимметричных нагружений растяжения и сжатия оказалась возможной

при положительном модуле упрочнения. Для состояний плоской деформации локализация пластической деформации при положительном модуле упрочнения происходит в случае, если в законе пластического течения не выполняется условие градиентальности.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Надаи А. Пластичность и разрушение твердых тел. – М.: Издательство иностр. Литературы.–1954. 648 с.
2. Rice J.R. In: Theoretical and Applied Mechanics. Proc. 14th IUTaM Congr. Amsterdam: North-Holland. – 1976. P. 207-220.
3. Коврижных А.М. // Известия АН СССР. МТТ. – 1986. №4. С. 140-146.

© А. М. Коврижных, С. А. Коврижных, 2016

УДК 539.375

ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ РАЗВИТИЯ БЛИЗКО РАСПОЛОЖЕННЫХ ОСЕСИММЕТРИЧНЫХ ТРЕЩИН ГИДРОРАЗРЫВА

Игорь Владимирович Колыхалов

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

Евгений Николаевич Шер

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, доктор физико-математических наук, главный научный сотрудник, тел. (383)335-96-54, e-mail: ensher@sibmail.ru

Открытая трещина гидроразрыва нефтесодержащего пласта создает вокруг себя дополнительное поле напряжений, которое влияет на развитие соседних трещин при поинтервальном гидроразрыве. В работе приведены результаты экспериментального исследования воздействия одной из двух последовательно создаваемых осесимметричных трещин, перпендикулярных скважине, на вторую. Поле напряжений от первой трещины в образце моделируется нагружением его эллипсоидным штампом с заданными полуосями. Проведена серия экспериментов для различных расстояний между трещинами и раскрытий первой. Полученные результаты сопоставлены с данными численных расчетов.

Ключевые слова: поинтервальный гидроразрыв пласта, трещина гидроразрыва, осесимметричная трещина, физическое моделирование.

PHYSICAL MODELING OF CLOSELY SPACED AXISYMMETRIC HYDRAULIC FRACTURES

Igor V. Kolykhalov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Junior Researcher, tel. (383)335-96-54, e-mail: ikolykhalov@mail.ru

Evgeny N. Sher

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Doctor of Physico-Mathematical Sciences, Principal Researcher, tel. (383)335-96-54, e-mail: ensher@sibmail.ru

An open hydrofracture creates surrounding field of secondary stresses in an oil reservoir, which influences growth of neighbor fractures in multistage hydraulic fracturing. This paper describes the experimental study of influence exerted by one of two sequentially created axially symmetric fractures perpendicular to the well on the second fracture. The stress field due to the first fracture in the specimen is simulated by loading of the specimen by an ellipsoid die block with the preset axes. A series of tests have been carried out for various spacing of the fractures and different opening of the first fractures. The experimental and calculation results show good correspondence.

Key words: multistage hydraulic fracturing, hydrofracture, axisymmetric fracture, physical simulation.

Поинтервальный гидроразрыв пласта является одним из наиболее эффективных методов интенсификации добычи углеводородов из слабопроницаемых коллекторов, а также широко применяется при добыче сланцевой нефти и газа [1-2]. Суть метода заключается в создании серии трещин гидроразрыва перпендикулярно скважине через определенный интервал с целью максимально увеличить площадь поступления углеводородов. Интервал между трещинами гидроразрыва значительно влияет на добычу и данный параметр должен быть оптимизирован для максимизации дебитов углеводородов и охвата пласта дренированием. С совершенствованием методов диагностики трещин становится очевидной сложность геометрии трещин гидроразрыва. Одним из ключевых факторов, объясняющим геометрию распространения трещин, является наличие искусственно созданных и естественных трещин. Каждая созданная и заполненная пропантом трещина создает дополнительное поле напряжений в окружающей породе, которое влияет на траектории развития новых трещин, их раскрытия и, как следствие, на продвижение жидкости и пропанта внутри развивающихся трещин [3-5].

Результаты теоретических исследований распространения трещин гидроразрыва вблизи существующих приведены в работах [6-8], где в плоской и осесимметричной постановках задачи разработаны алгоритмы расчета траектории развития трещин при поинтервальном гидроразрыве. В данной работе проводится моделирование распространения поперечной к скважине осесимметричной трещины гидроразрыва, формируемой рядом с существующей раскрытой трещиной. Целью такого исследования является проверка соответствия форм трещин, полученных в эксперименте и теоретическими расчетами.

Методика эксперимента. Физическое моделирование выполнялось на блоках из полиметилметакрилата (оргстекло) размером 230x160x106 мм и 170x170x36 мм. Имеющаяся заполненная пропантом трещина гидроразрыва моделировалась поверхностной нагрузкой создаваемой круглым штампом эллипсоидной формы со смещением в центре $U = 0,3\text{ мм}$ (малая полуось) и диаметром 100 мм (большая полуось). Штамп с помощью болтов диаметром 6

мм с заданным усилием притягивался к наибольшей по площади стороне испытуемого образца (рис. 1). На противоположной стороне блока вдоль оси имеющейся трещины создавалось отверстие диаметром 10 мм, имитирующее добывающую скважину. На дне отверстия, на расстоянии h от имеющейся выфрезеровывалась узкая зародышевая осесимметричная трещина, поперечная скважине. Диаметр такой трещины с учетом диаметра скважины составлял 14 мм. Далее в зародышевую трещину с помощью винтового устройства подавался расклинивающий агент с расходом $0.5-0.7\text{см}^3/\text{мин}$. Трещина в режиме близком к квазиравновесному развивалась до момента, пока проекция её радиуса на плоскость имеющейся трещины не достигала 50-60 мм. В качестве расклинивающего агента использовался пластилин ГОСТ 6-15-1525-86 при температуре 24°C . В описанной постановке была проведена серия экспериментов для различных расстояний h от растущей трещины до имеющейся.

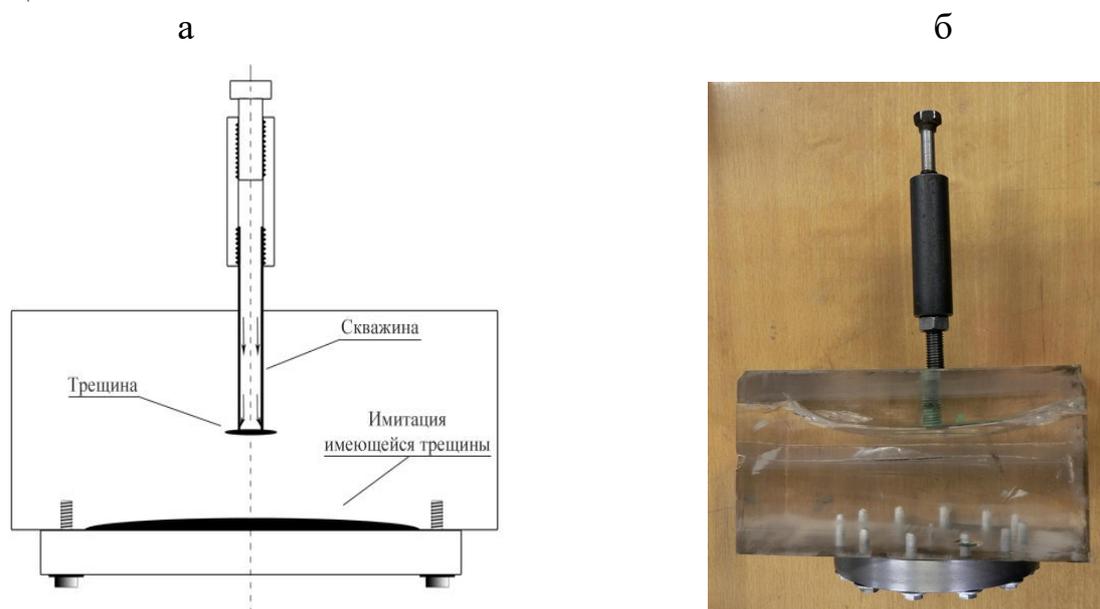


Рис. 1. Схема проведения экспериментов по развитию близко расположенных трещин гидроразрыва (а), вид образца со штампом и нагнетательного устройства (б)

Для сравнения полученных экспериментальных результатов были проведены численные расчеты развития осесимметричной трещины вблизи имеющейся. Алгоритм расчета подробно описан в [7, 8]. Постановка задачи: в упругом пространстве, сжатом на бесконечности главными напряжениями $P_{xx} = P_{yy} = P_{zz} = 0$, перпендикулярно оси z находятся три соосные, параллельные дисковые трещины (рис. 2). Первая трещина имеет радиус Q и граничные условия на берегах $\sigma_n = 0$, $\tau_s = 0$. Данная трещина моделирует

свободную от напряжений поверхность блока. Вторая и третья трещины имеют радиусы R и r - имеющаяся и зародышевая соответственно.

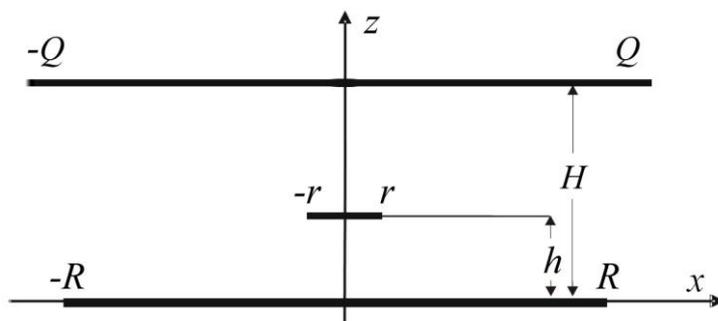


Рис. 2. Начальное расположение трещин в сечении плоскостью $y = 0$

Граничные условия на берегах трещин заданы давлением $p(t)$ в зародышевой трещине и эллипсоидным раскрытием имеющейся трещины, равным $2U_0$ в ее центре. Расстояние между свободной поверхностью и имеющейся трещиной H , между зародышевой и имеющейся - h .

Для численного расчета использовались следующие параметры задачи: модуль Юнга оргстекла $E = 3,3 \cdot 10^3 \text{ МПа}$, критический коэффициент интенсивности напряжений $K_{Ic} = 1,4 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{0,5}$, $R = 50 \text{ мм}$, $2U_0 = 0,6 \text{ мм}$. Развитие трещины рассчиталось в квазиравновесном режиме с использованием в качестве рабочего флюида идеальной жидкости [5]. Направление развития трещины определялось из условия ее распространения по направлению с максимальным тангенциальным растягивающим напряжением.

Анализ результатов. На рис. 3, 4 представлены формы трещин, полученных экспериментально и рассчитанных численно.

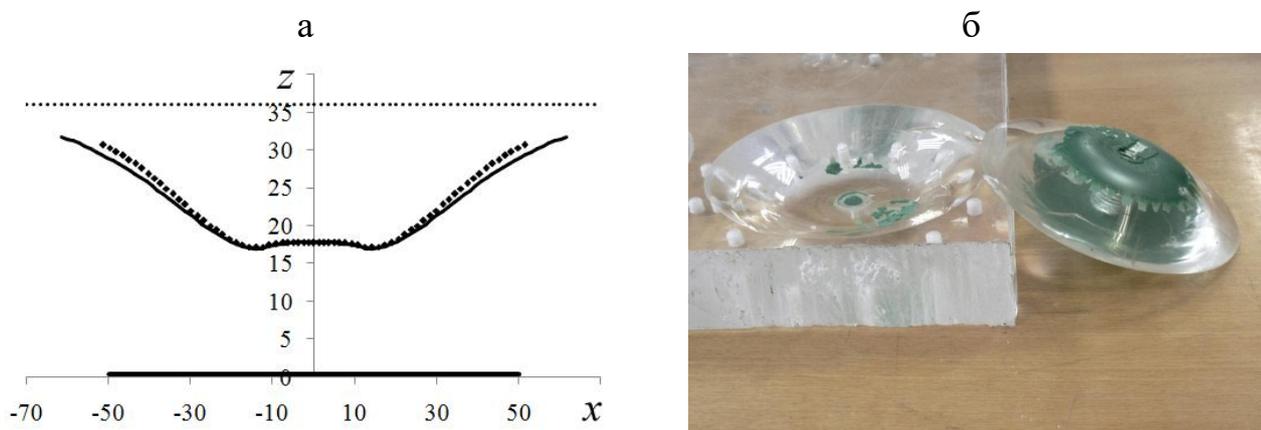


Рис. 3. Результат эксперимента на блоке с размером $H = 36 \text{ мм}$:
а - траектории осесимметричной трещины, развившейся из начальной,

находящейся на расстоянии $h = 18\text{мм}$ от имеющейся, с раскрытием в центре $2U_0 = 0.6\text{мм}$; б - внешний вид формы получившейся трещины

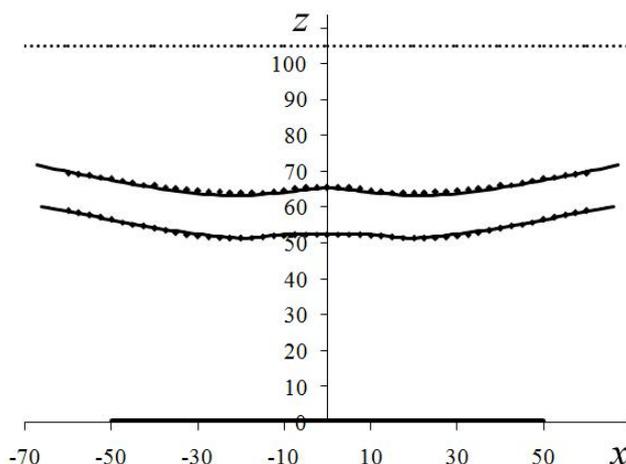


Рис. 4. Траектории осесимметричных трещин, образованных на расстоянии $h = 53\text{мм}$ и $h = 67\text{мм}$ от имеющейся в образце с размером $H = 106\text{мм}$

Прерывистые линии на рис. 3, 4 соответствуют траекториям, полученным экспериментально, сплошные - расчетные. Точками обозначена свободная поверхность.

Сравнение теоретических и экспериментальных траекторий, приведенных на рис.3, 4 показывает, что расчетная схема работы [5] позволяет достаточно хорошо описать форму трещин, образующихся при поинтервальном гидроразрыве. Расхождение между численными и экспериментальными данными не превышает 10%.

Заключение. Разработана схема экспериментального моделирования развития осесимметричной трещины поперечного к скважине гидроразрыва в зоне воздействия уже существующей дисковой трещины. Проведена серия экспериментов для различных расстояний между трещинами. Выявлено влияние существующей раскрытой трещины гидроразрыва на траекторию развития новой. Проведен сравнительный анализ полученных результатов с теоретическими расчетами и показано хорошее их соответствие.

Работа выполнена при финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований (проект № 14-05-00156).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Григорьев Г.А., Афанасьев Т.А. Перспективы промышленного освоения нетрадиционных ресурсов газа в России // Нефтегазовая геология. Теория и практика.-2012.-Т.7.-№2.
2. Deimbacher F.X., Economides M.J., Jensen O.K. Generalized performance of hydraulic fractures with complex geometry intersecting horizontal wells // SPE 25505, Production Operations Symposium.-1993.-Oklahoma, USA.
3. Салимов О.В., Насыбуллин А.В., Салимов В.Г. Влияние множественных трещин в дальней зоне на успешность операций гидроразрыва пластов // Нефтепромысловое дело.-2010.-№10.-С. 24-27.

4. Rahman M.M., Hossain M.M. et al. Analytical, numerical and experimental investigations of transverse fracture propagation from horizontal wells // J. of Petroleum Science & Engineering.– 2002.– Vol. 35. 127-150.

5. Kresse O., Weng X., et al. Numerical Modeling of Hydraulic Fractures Interaction in Complex Naturally Fractured Formations // Rock Mechanics and Rock Engineering.– 2013.– Vol. 46.

6. Шер Е.Н., Колыхалов И.В. Особенности последовательного развития близко расположенных трещин гидроразрыва // ФТПРПИ. — 2011. — № 6.-С. 45-55.

7. Шер Е.Н., Колыхалов И.В., Михайлов А.М. Моделирование развития осесимметричных трещин при множественном гидроразрыве // ФТПРПИ.-2013.-№5.-С. 70-79.

8. Шер Е.Н., Колыхалов И.В. Определение форм трещин при поинтервальном гидроразрыве продуктивного пласта // ФТПРПИ.-2014.-№6.-С. 70-78.

© И. В. Колыхалов, Е. Н. Шер, 2016

УДК 622.23.05:622.7

ИССЛЕДОВАНИЕ ДЕФОРМАЦИОННО-ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК КЕРНОВЫХ ОБРАЗЦОВ ИЗВЕСТНЯКА, ОБРАБОТАННЫХ ПОТОКОМ УСКОРЕННЫХ ЭЛЕКТРОНОВ

Сергей Александрович Кондратьев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, доктор технических наук, зав. отделом комбинированных способов добычи и переработки горнорудного сырья, тел. (383)217-07-65, e-mail: kondr@misd.nsc.ru

Виктор Иванович Ростовцев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, доктор технических наук, ведущий научный сотрудник лаборатории обогащения полезных ископаемых и технологической экологии, тел. (383)217-02-80, e-mail: benevikt@misd.nsc.ru

Олег Римович Кулагин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, ведущий конструктор, тел. (383)335-94-44, e-mail: kb41@mail.ru

Борис Борисович Сиволап

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, ведущий инженер, тел. (383)335-94-44, e-mail: bor.nsk.ru@mail.ru

Исследованы механические свойства известняка при обработке образцов его керна ускоренными электронами. Определены предельная прочность при одноосном нагружении, статические и динамические модули упругости и коэффициенты Пуассона в зависимости от

величины поглощенной образцами дозы. Показано, что в результате обработки образцов керна известняка изменяются его деформационно-прочностные характеристики: уменьшаются прочность и модуль упругости, изменяется соотношение величин скоростей продольных и поперечных волн. Модификация механических свойств минерального сырья при обработке ускоренными электронами открывает перспективы для создания эффективных, энергосберегающих технологий рудоподготовки и переработки комплексных руд сложного состава.

Ключевые слова: минеральное сырье, прочность, деформация, акустика, упругие волны, обработка ускоренными электронами, рудоподготовка.

ANALYSIS OF STRENGTH AND DEFORMATION CHARACTERISTICS OF LIMESTONE CORE SAMPLES TREATED BY ACCELERATED ELECTRON FLOW

Sergei A. Kondrat'ev

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Doctor of Engineering Sciences, Head of Department for Combination Methods of Mineral Mining and Processing, tel. (383)217-07-65, e-mail: kondr@misd.nsc.ru

Victor I. Rostovtsev

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Doctor of Engineering Sciences, Principal Researcher, Mineral Dressing and Engineering Ecology Laboratory, tel. (383)217-02-80, e-mail: benevikt@misd.nsc.ru

Oleg R. Kulagin

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Principal Designer, tel. (383)335-94-44, e-mail: kb41@mail.ru

Boris B. Sivolap

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Principal Engineer, tel. (383)335-94-44, e-mail: bor.nsk.ru@mail.ru

The authors study mechanical properties of limestone cores treated by accelerated electrons. Uniaxial compression strength, static and dynamic elasticity moduli and Poisson's ratios are determined as functions of radiation dose absorbed by the samples. It is shown that after treatment, the strength and deformation characteristics of limestone cores change: the strength and elasticity modulus decrease, the ratio of longitudinal and transverse waves varies. Modification of the mechanical properties of minerals as a result of the accelerated electron flow treatment opens prospects for efficient energy-saving technologies of beneficiation and processing of complex ores.

Key words: mineral raw material, strength, deformation, acoustics, elastic waves, accelerated electron treatment, ore beneficiation.

Развитие минерально-сырьевой базы на современном этапе связано, главным образом, 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.

По данным [1], указанные потери связаны с процессами первичной переработки твердых полезных ископаемых и, как правило, они составляют от 10 до 30%. Анализ энергозатрат показывает, что они сравнительно низкие на стадиях дробления (до 1.2 кВт·ч/т) и высокие на стадиях измельчения (50 кВт·ч/т и выше).

В ряде работ [2-5] показано, что предварительная – перед измельчением – обработка руд или продуктов их обогащения высокоэнергетическими электронами является эффективным средством направленного изменения механических и физико-химических свойств минералов и руд.

В настоящей работе приведены результаты выполненных в ИГД СО РАН исследований по комплексному изучению прочностных свойств керновых образцов известняка, обработанных пучком высокоэнергетических электронов.

Экспериментальные исследования механических свойств известняка осуществлялись с использованием комплекса оборудования ИГД СО РАН, включающего:

- гидравлическую установку с предельной осевой нагрузкой 1000 кН с измерительной камерой, обеспечивающую следующие режимы нагружения: осевое сжатие, трехосное сжатие, растяжение и автоматическую запись в память компьютера результатов эксперимента;

- разработанный и изготовленный в ИГД СО РАН комплект оборудования для измерения скоростей распространения упругих продольных и поперечных волн с использованием сертифицированных датчиков S1802-0.05A0D4PU производства фирмы «Акустические Контрольные Системы, город Москва»;

- стенд для определения деформационных характеристик при одноосном и трехосном нагружении керновых образцов, позволяющий в процессе экспериментов проводить непрерывное измерение прямым методом деформации, а также осуществлять запись осевой нагрузки, продольной и поперечных деформаций между торцами образца и в средней его части. Для этого в состав стенда входит преобразователь линейных перемещений ЛИР – 940 – РСІ – 9pin – ГО фирмы ОАО «СКБ ИС».

Определение физико-механических свойств известняка осуществлялось на керновых образцах в виде цилиндров правильной формы. Диаметр (d) образцов составлял 29,5 мм; высота образцов (h) – 60,2 мм; отношение высоты (h) к диаметру (коэффициент формы h/d) в среднем для испытанных образцов составляло 2,04. Для подготовки и проведения исследований используется оборудование, инструменты и материалы, соответствующие требованиям ГОСТ 21153.2-84.

Обработка специально подготовленных керновых образцов известняка осуществлялась пучком ускоренных электронов на промышленном ускорителе ИЛУ-6 в Институте ядерной физики СО РАН в соответствии с заданными дозами при энергии электронов 2.4 МэВ.

Испытания на неограниченное сжатие (ГОСТ 21153.2-84) проводились на описанной выше установке, позволяющей нагружать образцы до разрушения. Определение деформационных характеристик проводилось согласно ГОСТ 28985-91 (Породы горные. Методы определения деформационных характеристик). Измерения и обработка экспериментальных данных с целью определения скоростей распространения упругих продольных и поперечных волн проводились по методике указанной в ГОСТ 21253.7-75.

Основные результаты исследования по изучению влияния обработки ускоренными электронами известняка на его механические и акустические свойства приведены в табл. 1, 2 и на рис. 1.

Таблица 1

Результаты механического и динамического тестирования кернов известняка, обработанных потоком ускоренных электронов

№ образца	Величина поглощенной дозы, кГр	Размер образца, ØxH, мм	Механические свойства			Динамические свойства	
			Предел прочности, МПа	Упругие статические характеристики		Атмосферные условия	
				Одноосное сжатие	Модуль деформации, ГПа	Коэффициент Пуассона	Модуль упругости, ГПа
0	0	29,5x60,2	49,11	13,20	0,17	49,30	0,31
5	5	29,5x60,5	76,61	13,32	0,22	29,50	0,38
10	10	29,5x60,5	38,24	7,44	0,26	29,21	0,37
15	15	29,5x60,4	35,24	10,43	0,38	28,62	0,38

Таблица 2

Результаты определения акустических свойств керновых образцов известняка, обработанных потоком ускоренных электронов

№ образца	Величина поглощенной дозы, кГр	Размер образца, ØxH, мм	Название породы	Атмосферные условия			
				Скорость продольных волн, м/с	Скорость поперечных волн, м/с	Модуль упругости, ГПа	Коэффициент Пуассона
0	0	29,5x60,2	Известняк	5021	2657	49,30	0,31
5	5	29,5x60,5	Известняк	4605	1992	29,50	0,38
10	10	29,5x60,5	Известняк	4386	1992	29,21	0,37
15	15	29,5x60,4	Известняк	4485	1982	28,62	0,38

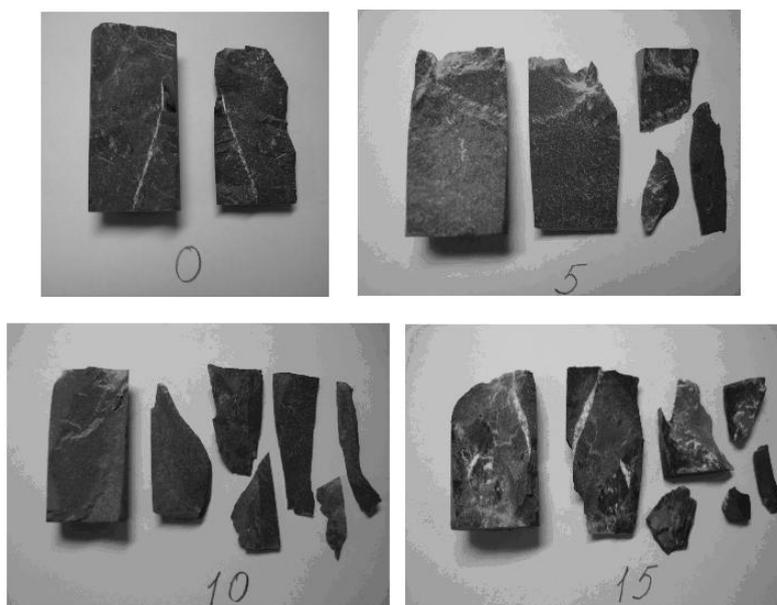


Рис.1 Фотографии образцов керна известняка после разрушения:
 0 – исходный образец, 5,10 и 15 – образцы керна, обработанные потоком ускоренных электронов при дозах 5, 10 и 15 кГр

Изменения основных деформационно-прочностных характеристик известняка (табл. 1 и 2) свидетельствуют о модификации его структуры под действием обработки потоком ускоренных электронов. Об этом же можно сделать вывод с учетом анализа керновых образцов после разрушения, показанных на рис. 1.

Анализ данных табл. 1 показывает, что обработка потоком ускоренных электронов кернов известняка изменяет его механические и динамические свойства. Увеличение поглощенной дозы излучения, измеряемое в килогреях (Кгр), приводит к снижению: предела прочности на сжатие, модулей деформации и упругости. Если без обработки предел прочности на сжатие составляет 49,11 МПа, то при поглощенной дозе 15 кГр – 35,24 МПа. Значения коэффициентов Пуассона при увеличении поглощенной дозы возрастают. Если без обработки его значение составляет 0,17, то при поглощенной дозе 15 кГр – 0,38.

Анализ данных табл. 2 показывает, что в результате воздействия ускоренными электронами изменяются и акустические свойства известняка. С увеличением величины поглощенной дозы уменьшаются скорости продольных и поперечных волн. Если для исходного образца керна известняка скорости продольных и поперечных волн равны 5021 и 2657 м/с, то для обработанного при дозе 15 кГр образца они соответственно равны 4485 и 1982 м/с. Соотношение величин продольной и поперечной скоростей в атмосферных условиях в среднем составляет 2,14. При этом необходимо отметить, что для

обработанных потоком ускоренных электронов это соотношение составляет $2,2 \div 2,3$, против 1,88 для необработанного ядерного образца известняка.

Установленная возможность радиационного разупрочнения минерального сырья на примере известняка может быть использована с целью снижения расхода электроэнергии при рудоподготовке и минимизации потерь полезных компонентов при обогащении.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Чантурия В.А., Вайсберг Л.А., Козлов А.П. Приоритетные направления исследований в области переработки минерального сырья // Обогащение руд. – 2014. – № 2.
2. Чантурия В.А., Вигдергауз В.Е. Научные основы и перспективы промышленного использования энергии ускоренных электронов в обогащительных процессах // Горн. журн. – 1995. – № 7. – С. 53 – 57.
3. Bochkarov G.R., et. al. Prospects of electron accelerators used for realizing effective low-cost technologies of mineral processing // Proceedings of the XX International Mineral Processing Congress: 21-26 September 1997, Aachen, Germany / Clausthal-Zellerfeld, GDMB, 1997, Vol.1, pp.231-243.
4. Ростовцев В.И. О технологической и экономической эффективности использования немеханических энергетических воздействий при переработке труднообогатимого минерального сырья // ФТПРПИ. – 2013. – № 4. – С. 145–155.
5. Кондратьев С.А., Ростовцев В.И., Бочкарев Г.Р., Пушкарева Г.И., Коваленко К.А. Научное обоснование и разработка инновационных технологий комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья // ФТПРПИ. – 2014. – № 5.

© С. А. Кондратьев, В. И. Ростовцев, О. Р. Кулагин, Б. Б. Сиволов, 2016

УДК 622.765.061.28

ИССЛЕДОВАНИЕ АКТИВНОСТИ ФОРМ КСАНТОГЕНАТОВ, ОБРАЗОВАННЫХ ОКИСЛЕНИЕМ ЙОДОМ, ПО ОТНОШЕНИЮ К ГРАНИЦЕ РАЗДЕЛА ФАЗ «ГАЗ – ЖИДКОСТЬ»

Иван Андреевич Коновалов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, аспирант, тел. (383)267-42-45, e-mail: Chicago_13@mail.ru

Выполнен поиск активных форм ксантогенатов, которые могут оказать влияния на процесс пенной флотации. Рассмотрена активность легко десорбируемых форм (ДС-формы) этилового и бутилового ксантогенатов. Показано, что смесь анионной формы ксантогената и диксантогенида, полученная взаимодействием ксантогенатов с йодом, может оказать эффект удаления жидкости из прослойки, разделяющей минеральную частицу и пузырек газа. Основная сила, действующая в прослойке на жидкость, обусловлена неоднородностью

поверхностного натяжения, возникшей в момент локального прорыва прослойки и поверхностным давлением молекул в пленке ДС форм реагента. Найдено, что с увеличением длины углеводородного радикала ксатогенатов увеличивается скорость растекания пленки активных форм реагента, что коррелирует с увеличением собирательной способности реагента.

Ключевые слова: флотация, ксатогенат, флотационная активность реагента, скорость растекания реагента, прослойка жидкости.

ACTIVITY OF IODINE-OXIDIZED XANTHATES RELATIVE TO AIR–WATER INTERFACE

Ivan A. Kononov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Postgraduate student, tel. (383)267-42-45, e-mail: Chicago_13@mail.ru

The author aims to find active forms of xanthates to enhance froth flotation. Activity of readily desorbed forms (RD-forms) of ethyl and butyl xanthates is studied. It is shown that mixture of anionic form of xanthate and dixanthogen after interaction with iodine can remove water from film between mineral particle and air bubble. The main force on the water in the film is conditioned by surface tension nonuniformity at the moment of local rupture of the film and by surface pressure of molecules in the film of RD-forms of reagent. With the length of the hydrocarbon radical of xanthates, the flow rate of the film composed of active forms of reagent grows, which correlates with the enhanced collecting capacity of the reagent.

Key words: flotation, xanthate, flotation activity of reagent, reagent flow rate, water film.

В [1] указывается на содержание в пульпе большого числа производных форм ксатогената: ксатогенат ион, монотиокарбонат ион, ксатогеновая кислота, диксатогенид. Автор [2] отмечает, что, несмотря на большое число исследований по взаимодействию сульфидных минералов с ксатогенатами, остается неясным, какой продукт ответственен за гидрофобизацию минерала. В [3] показано, что десорбируемые (ДС) формы реагента, представленные продуктами взаимодействия ксатогенатов с солями тяжелых металлов, могут оказать эффект удаления жидкости из прослойки, разделяющей минеральную частицу и пузырек газа. Такие реагенты находятся на гидрофобизированной минеральной поверхности до ее контакта с границей раздела «газ-жидкость». В момент прорыва прослойки ДС формы реагента растекаются по границе раздела «газ-жидкость» или по поверхности пузырька. Основная сила, действующая в прослойке на жидкость, обусловлена локальной неоднородностью поверхностного натяжения, возникшей в момент прорыва. Собирательная способность указанных ДС форм ксатогената определена как мера их воздействия на объем жидкости в прослойке. Дана численная оценка сил, оказываемых на жидкость в прослойке легко десорбируемыми формами этилового и бутилового ксатогенатов. Установлена зависимость объемного расхода жидкости, вытекающей из прослойки, от поверхностного натяжения активных на границе раздела «газ-жидкость» форм реагента. Показано, что

собирательная способность реагента зависит от поверхностного натяжения раствора его ДС форм и, следовательно, определяется структурой углеводородного фрагмента собирателя.

Практически во всех работах диксантогенид рассматривался как дополнительный гидрофобизатор минеральной поверхности. Какие-либо другие его качества, указывающие на иное назначение в элементарном акте флотации, например, средство удаления воды из прослойки, не обсуждались. Ряд авторов признают, что ксантогенат металла является более слабым гидрофобизатором минеральной поверхности.

Маловероятно, что на минеральной поверхности находятся ксантогенат металла и конденсированная фаза диксантогенида. Вероятнее всего они формируют «собирательную смесь» [4], представленную микрокаплями диксантогенида, стабилизированными анионами собирателя. Указанная смесь закрепляется на гидрофобизированных участках извлекаемого минерала. Закрепление происходит на минеральной поверхности с нейтральзованным поверхностным зарядом. Это позволяет исключить влияние заряда микрокапель на формирование «собирательной смеси».

Количество собирательной смеси, способной перейти на границу раздела «жидкость – газ» зависит от его поверхностной активности, остаточной концентрации в растворе (несорбируемая часть) реагента и возможности перехода на указанную границу раздела предварительно сорбированной минеральной поверхностью части собирателя. Эту часть реагента или продуктов его превращения (для ксантогенатов, например, $\text{Me}(\text{ROCSS})_3$ -) будем рассматривать, как десорбируемую форму (ДС-форму). Если для карбоновых кислот, аминов имеются многочисленные примеры, доказывающие зависимость их собирательной способности от активности по отношению к свободной поверхности воды, то для ксантогенатов эта связь не очевидна. Выявление таких активных ДС-форм ксантогенатов позволит усилить селективность флотационного разделения путем их подавления на минералах вмещающих пород и генерации на извлекаемом минерале. С этих позиций представляется интересным исследовать действие собирателей из класса ксантогенатов, широко применяемых при флотации сульфидных руд. Эти реагенты и их окисленная форма – диксантогенид характеризуются незначительной поверхностной активностью по отношению к границе раздела «газ – жидкость» и поиск их производных форм, активных по отношению к указанной границе и способных оказать эффект удаления жидкости из прослойки представляется важным, так как позволяет установить общую для собирателей закономерность.

Целью данной работы является:

Исследование активности по отношению к границе раздела «газ – жидкость» ДС форм этилового и бутилового ксантогенатов представленных продуктами их нестехиометрического взаимодействия с йодом.

Экспериментальное определение скорости растекания ДС форм этилового и бутилового ксантогенатов по поверхности воды.

Материалы и оборудование

Определение скорости растекания по поверхности воды производных форм ксантогенатов осуществлялось на установке, представляющей собой кювету с водой (рис. 1). Кювета устанавливалась под камерой, которая могла записывать видеофайл растекания поверхностно-активных по отношению к границе раздела “газ – жидкость” форм ксантогената. В качестве поверхностно-активных веществ использовались продукты нестехиометрического окисления этилового и бутилового ксантогенатов (ГОСТ 7927-75) с йодом (фиксанал, МРТУ 6-09-1678-64). Концентрация йода составляла $2,65 \cdot 10^{-4}$, $5,3 \cdot 10^{-5}$, $2,65 \cdot 10^{-5}$ моль/л.

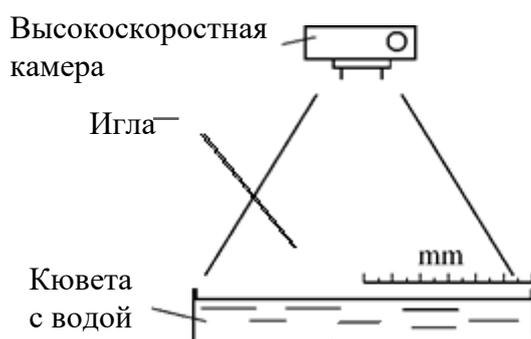


Рис. 1. Установка по определению скорости: растекания по поверхности воды продуктов взаимодействия ксантогенатов с окислителем

Приготовленный раствор на кончике иглы переносился на поверхность воды, находящейся в кювете.

Экспериментальная часть

Выполнялся поиск активных по отношению к границе раздела “газ – жидкость” ДС-форм ксантогенатов. Для этого определялась скорость растекания по поверхности воды продуктов взаимодействия йода с этиловым и бутиловым ксантогенатами. Поверхностно-активные растворы йода с ксантогенатами готовились в мольном соотношении 1:10; 1:50; 1:100. Перед каждым экспериментом кювета промывалась раствором соды и заполнялась дистиллированной водой.

На рис. 2а приводится график скорости движения фронта растекающейся пленки, сформированной производными формами от взаимодействия этилового ксантогената с йодом, от времени, а на рис. 2б – производных форм бутилового ксантогената и йода при указанных мольных соотношениях исходных компонентов.

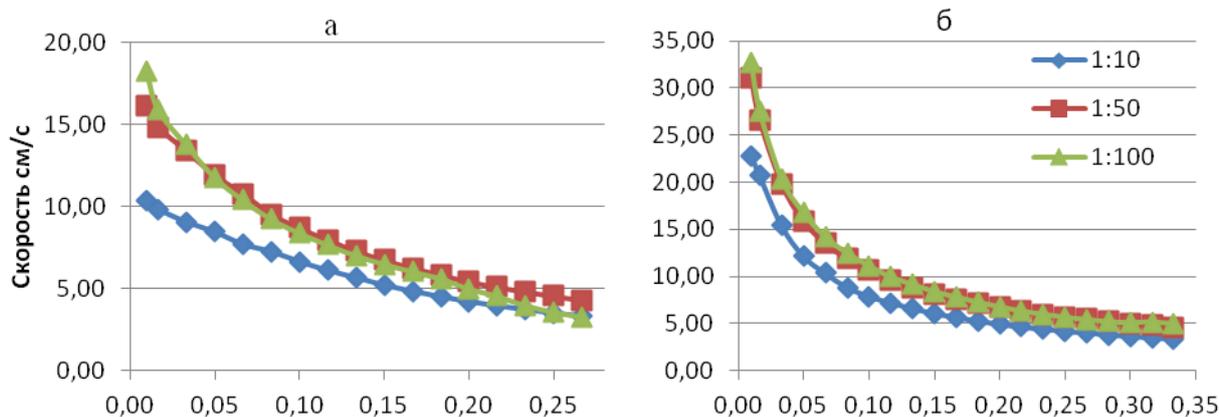


Рис. 2. Скорость растекания производных форм от взаимодействия йода с этиловым (а) и бутиловым (б) ксантогенатом на поверхности воды в зависимости от времени

Сравнение скоростей растекания производных форм, полученных при смешении йода с этиловым и бутиловым ксантогенатами, показывает, что продукты реакции последнего имеют большую скорость растекания по поверхности воды (рис. 2а). Следовательно его активные по отношению к границе раздела “газ – жидкость” ДС-формы могут оказать большее влияние на скорость удаления жидкости из прослойки, что находится в соответствии с практикой флотации. Известно, что бутиловый ксантогенат обладает большей собирательной способностью по сравнению с этиловым.

Выводы

Выполнен поиск активных по отношению к границе раздела «газ – жидкость» и легко десорбируемых с минеральной поверхности химических соединений.

Экспериментально доказано, что продукты нестехиометрического взаимодействия ксантогенатов с окислителем оказывают эффект удаления жидкости из прослойки, разделяющей объекты взаимодействия: минеральную частицу и пузырек газа.

Собирательная способность ДС-форм ксантогенатов определена как мера их воздействия на объем жидкости в прослойке. Воздействие ДС-форм реагентов на прослойку воды усиливается с увеличением длины углеводородного фрагмента, что соответствует практике флотации ксантогенатами.

Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (проект № 15-17-10017).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Bulatovic Srdjan M. Handbook of flotation reagents chemistry, theory and practice: flotation of sulfide ores / Elsevier science & technology books, 2007.
2. Finkelstein N.P., Allison S.A. Natural and Induced Hydrophobicity in Sulphide Mineral Systems / AICLHE Symposium series, 1976. - Vol. 71. - No. 150. - P. 165–175.
3. Кондратьев С. А., Мошкин Н. П., Коновалов И. А. Оценка собирательной способности легко десорбируемых с минеральной поверхности форм ксантогенатов / Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2015. - № 4. – С. 164-173.
4. Чантурия В.А., Вигдергауз В.Е. Электрохимия сульфидов: Теория и практика флотации. – М.: Наука, 1993. – С. 206.
5. Хан Г.А. Флотационные реагенты и их применение / Г.А. Хан, Л.И. Габриелова, Н.С. Власова. М.: Недра, - 1986. - С.271.

© И. А. Коновалов, 2016

УДК 622.4

ИССЛЕДОВАНИЕ ИЗГИБНЫХ КОЛЕБАНИЙ РОТОРОВ ВЕНТИЛЯТОРОВ ГЛАВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ

Александр Михайлович Красюк

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник лаборатории рудничной аэродинамики, тел. (383)217-01-43, e-mail: krasuk@cn.ru

Павел Владимирович Косых

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, аспирант лаборатории рудничной аэродинамики, тел. (383)217-05-51,

e-mail: intruder-1961@mail.ru

В статье приведен анализ изгибных колебаний ротора тоннельного вентилятора главного проветривания. Исследования выполнены на примере вентилятора ВО-21, расчетная схема которого включает вентилятор, трансмиссионный вал с компенсирующими муфтами и электродвигатель. Исследования проведены с учетом жесткости подшипниковых опор ротора. Разработана конечно-элементная модель ротора на которой проведен анализ критической частоты вращения ротора в зависимости от его инерционно массовых и геометрических параметров. Определение значений критических частот проводилось по диаграммам Кэмпбелла, построенных для вариантов расчета с учетом жесткости подшипниковых опор и без их учета. Проанализировано влияние гироскопического момента, обусловленного деформацией оси вращения рабочего колеса. Также определена низшая частота собственных изгибных колебаний по упрощенной двухмассовой дискретной модели.

Показано, что для инженерных расчетов низшей частоты изгибных колебаний роторов вентиляторов главного проветривания можно использовать дискретную двухмассовую модель, при этом разница с расчетом методом конечных элементов составляет не более 7%.

Ключевые слова: изгибные колебания ротора, критическая частота вращения, жесткий ротор, гироскопический момент, прямая прецессия ротора, вентилятор главного проветривания, диаграмма Кэмпбелла.

ANALYSIS OF BENDING VIBRATIONS OF MAIN FANS

Alexander M. Krasnyuk

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Doctor of Engineering Sciences, Professor, Principal Researcher, Mine Aerodynamics Laboratory, tel. (383)217-01-43, krasuk@cn.ru

Pavel V. Kosykh

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Postgraduate student, Mine Aerodynamics Laboratory, tel. (383)217-05-51, e-mail: intruder-1961@mail.ru

The paper presents the analysis of bending vibrations of main fan rotor. The studies are carried out in terms of fan VO-21, and the analytical model includes the fan, transmission shaft with a slip coupling and an electric drive. The studies take into account rigidity of bearing assemblies of the rotor. The finite element model of the rotor is constructed and used to analyze critical rotation frequency of the rotor as a function of its mass-inertia and geometry characteristics. The critical rotation frequency is found using Campbell diagrams plotted for calculation variants with and without regard to rigidity of bearing assemblies. The influence of gyroscopic torque conditioned by deformation of the fan impeller spin axis is analyzed. Furthermore, the lowest free frequency of bending vibrations is determined using a simplified double mass discrete model. The authors demonstrate that engineering design of the lowest frequency of main fan rotors can use the discrete

double mass model, and the difference with the finite element method is not more than 7% in this case.

Key words: bending vibrations of rotor, critical rotation frequency, rigid rotor, gyroscopic moment, direct precession of rotor, main fan, Campbell diagram.

При проектировании роторов вентиляторов главного проветривания важным является вопрос о критической частоте вращения. Критическая частота вращения ротора – это такая частота, при которой периодическая сила, действующая со стороны неуравновешенности ротора (дисбаланса), совпадает с частотой собственных изгибных колебаний ротора. Это приводит к большим деформациям вала, поломке машины (в случае недостаточного демпфирования) или нагреву отдельных узлов ротора и их ускоренному износу.

Вентиляторы главного проветривания обычно конструируются как машины, имеющие жесткий ротор, то есть такой, у которого допустимая частота вращения ниже критической не менее чем на 25%. Поэтому в расчетах достаточно определить первую частоту собственных колебаний ротора.

Рассмотрим вентилятор ВО-21, который изготавливается ОАО НЭМЗ «ТАЙРА», г. Новосибирск. Диапазон производительности в области экономичной работы (КПД не менее 0,75) 45 – 68 м³/с, статических давлений – 220 – 700 Па. Мощность приводного электродвигателя 70 кВт, регулирование режима работы осуществляется изменением частоты вращения ротора от 100 до 590 об./мин. Ротор вентилятора ВО-21 (рис. 1) закреплен в подшипниковых опорах. Масса рабочего колеса составляет 384 кг, его момент инерции относительно оси вращения равен 145,6 кг·м², а момент инерции в поперечном направлении – 74,4 кг·м². Материал вала - сталь 40Х с модулем упругости $2.1 \cdot 10^{11}$ Па, коэффициентом Пуассона 0.3 и плотностью 7800 кг/м³.

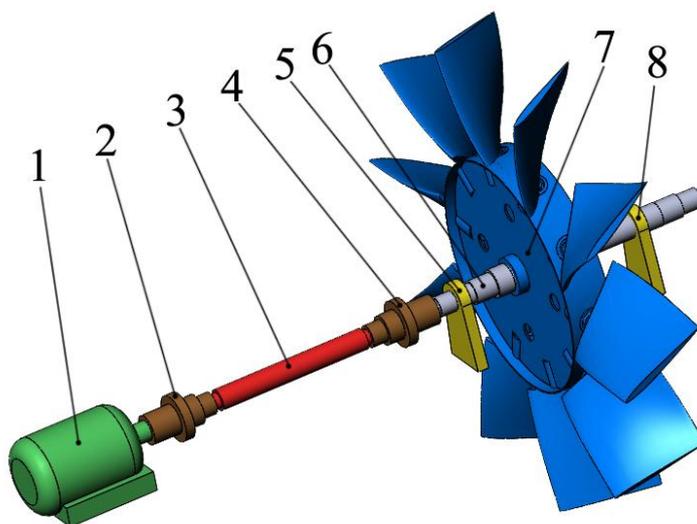


Рис. 1. Ротор и опоры вентилятора ВО-21:

1 – электродвигатель; 2, 4 – муфта; 3 – промежуточный вал; 5 – опора передняя роликовая; 6 – главный вал; 7 – рабочее колесо; 8 – опора задняя шариковая

Жесткость подшипниковых опор определялась по методике, приведенной в [1]. В результате получились жесткости: роликовой опоры $c_1 = 23662$ кг/мм ($2.3 \cdot 10^8$ Н/м), шариковой $c_2 = 10979$ кг/мм ($1.1 \cdot 10^8$ Н/м).

Для определения критических частот вращения использовался метод конечных элементов. В программе ANSYS была построена балочная модель ротора вентилятора ВО-21 с использованием встроенных средств создания геометрии. Модель разбивалась двухузловыми балочными элементами. Для учета массы и моментов инерции рабочего колеса добавлен массовый конечный элемент в соответствующий узел.

Следует отметить, что при расчетах использовалось допущение о том, что рабочее колесо – абсолютно жесткий тонкий диск. В некоторых случаях жесткость рабочего колеса может значительно повлиять на величину критической частоты.

Расчет собственных частот колебаний проведен без учета гироскопических сил. В результате расчета получили частоту, соответствующую первой форме колебаний вала (рис. 2), равную 48.3 Гц.

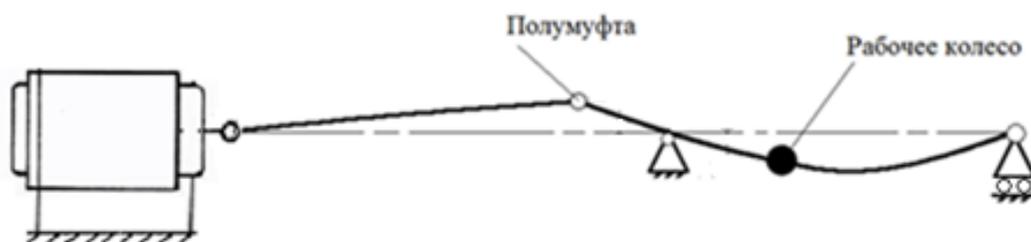


Рис. 2. Первая форма свободных колебаний ротора с трансмиссионным валом, u_2 ; v_2 – амплитуды перемещения полумуфты и рабочего колеса соответственно

Затем провели расчет критических частот с учетом кориолисовых сил при разных скоростях вращения ротора. Были определены критические скорости вращения ротора – 231.7 рад/с (2213 об/мин) при обратной прецессии и 585 рад/с (5589 об/мин) при прямой. Затем были введены в модель жесткости опор с помощью элементов опор COMBIN214 и найдены собственные частоты без учета гироскопического момента. Получена частота главного колебания равная 46 Гц, что отличается от модели без учета жесткости менее чем на 5%.

Дальнейшие исследования проводились с учетом гироскопического момента. Получено решение и по нему построена диаграмма Кэмпбелла (рис. 3).

По диаграмме видно, что критические скорости равны 210 рад/с (2006 об/мин) для обратной прецессии и 391 рад/с (3735 об/мин) для прямой. Податливость опор снизила критические скорости на 8% для обратной и на 78% для прямой прецессий. Это объясняется тем, что при перемещениях в опорах

сам вал меньше изгибается, тем самым уменьшается угол поворота рабочего колеса, что в свою очередь уменьшает момент [2].

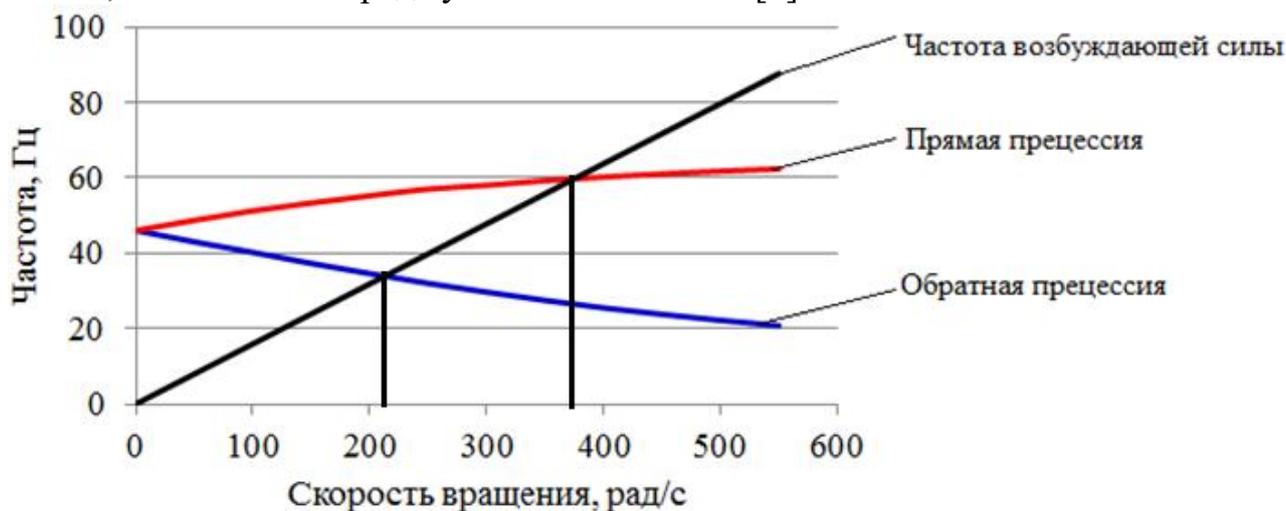


Рис. 3. Диаграмма Кэмпбелла по балочной модели с учетом жесткости опор

Затем проводился приближенный аналитический расчет по дискретной модели, показанной на рис. 4.

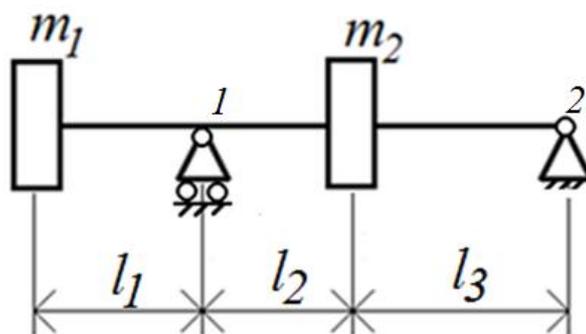


Рис. 4. Двухмассовая дискретная модель ротора

Здесь m_1 – треть массы трансмиссионного вала, m_2 – масса рабочего колеса. Они равны соответственно 33 и 413 кг. К массе рабочего колеса здесь добавлена треть массы вала вентилятора. Примем, что вал равномерный по всей длине и его диаметр равен среднему диаметру реального вала – 103 мм.

Как известно из курса теории колебаний [3], для определения собственных частот требуется решить биквадратное уравнение

$$(\delta_{11}m_1p^2 - 1)(\delta_{22}m_2p^2 - 1) - \delta_{12}^2m_1m_2p^4 = 0$$

Здесь p – собственная частота системы, δ_{11} , δ_{12} , δ_{22} – перемещения в сечениях 1 и 2, где расположены соответствующие массы, от единичных сил, приложенных раздельно.

Для определения перемещений можно воспользоваться теорией сопротивления материалов. В нашем случае перемещения равны

$$\delta_{11} = \frac{l_1^2(l_1 + l_2 + l_3)}{3EJ}; \delta_{12} = -\frac{(l_1l_2 - 2l_2^2 - 2l_2l_3 + 2l_1l_3)l_2l_3}{6EJ(l_2 + l_3)}; \delta_{22} = \frac{l_2^2l_3^2}{3EJ(l_2 + l_3)}$$

По двухмассовой модели с абсолютно жесткими опорами провели расчет, в результате которого получена частота 49.3 Гц. Относительная разница с расчетом методом конечных элементов с учетом податливости опор составляет 7%.

Выводы:

При расчете критической частоты с учетом гироскопического момента следует учитывать податливость опор, поскольку она может значительно снизить величину критической скорости (78% в рассмотренном случае)

Для оценочного расчета можно пользоваться приближенным аналитическим расчетом по дискретной модели. В описанном случае разница между численным и приближенным аналитическим расчетом составила 7%.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бейзельман Р.Д., Цыпкин Б.В., Перель Л.Я. Подшипники качения. Справочник. – М.: Машиностроение, 1975. – 572 с.
2. Joakim Samuelsson Rotor dynamic analysis of 3D-modeled gas turbine rotor in ANSYS. – Finspeng: Linköping University, 2009.
3. Тимошенко С. П. Колебания в инженерном деле. – М.: Машиностроение, 1985

© А. М. Красюк, П.В. Косых, 2016

ГРУНТОВЫЕ АНКЕРЫ С ГИБКОЙ ТЯГОЙ И ПРОМЕЖУТОЧНОЙ ОПОРОЙ: К ВОПРОСУ О МОДЕЛИРОВАНИИ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ С ОСНОВАНИЕМ

Арестакес Арамович Крамаджян

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект 54, кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории прикладной геомеханики, тел. (383)217-01-71, e-mail: gmmlab@misd.ru

Евгений Павлович Русин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект 54, кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории прикладной геомеханики, тел. (383)217-07-38, e-mail: gmmlab@misd.ru

Станислав Борисович Стажевский

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект 54, доктор технических наук, заведующий лабораторией прикладной геомеханики, тел. (383)217-07-63, e-mail: gmmlab@misd.ru

Хан Гил Нам

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект 54, кандидат физико-математических наук, старший научный сотрудник лаборатории прикладной геомеханики, тел. (383)217-05-78, e-mail: gmmlab@misd.ru

Рассматриваются грунтовые анкеры с повышенной несущей способностью, реализуемой за счет натяжения их гибкой тяги под углом к оси установочной скважины. Сила трения, развиваемая при этом между изогнутым участком анкерной тяги и основанием, увеличивает общее сопротивление конструкции выдергиванию. Для улучшения ее нагрузочной характеристики в грунтовое основание в области перегиба тяги устанавливаются жесткая промежуточная опора. Взаимодействие такого анкера с основанием для случая крепления ограждения котлована смоделировано методом дискретных элементов. Получены исходные данные для выбора конструктивных параметров анкера, предназначенного для работы в данных конкретных условиях.

Ключевые слова: анкер, грунтовое основание, гибкая анкерная тяга, жесткая промежуточная опора, сила трения, несущая способность, ограждение котлована, метод дискретных элементов.

GROUND ANCHORS WITH A FLEXIBLE TENDON AND INTERMEDIATE SUPPORT: SIMULATION OF INTERACTION WITH THE GROUND BASE

Arestakes A. Kramadzhyan

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, Applied Geomechanics Laboratory, tel. (383)217-01-71, e-mail: gmmlab@misd.ru

Evgeny P. Rusin

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, Senior Researcher, Applied Geomechanics Laboratory, tel. (383)217-07-38, e-mail: gmmlab@misd.ru

Stanislav B. Stazhevsky

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Doctor of Engineering Sciences, Head of Applied Geomechanics Laboratory, tel. (383)217-07-63, e-mail: gmmlab@misd.ru

Guil Nam Khan

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Physico-Mathematical Sciences, Senior Researcher, Applied Geomechanics Laboratory, tel. (383)217-05-78, e-mail: gmmlab@misd.ru

Ground anchors with flexible tendon are considered, the anchor bearing capacity being increased at the expense of pull force deviation from the anchor installation hole axis. The friction force, developing between the tendon bent portion and the ground base, increases the overall pull-out resistance of the anchor. To improve the anchor load–displacement diagram, a rigid intermediate support is installed in the ground base in the tendon bend area. Interaction of such anchor with the ground base has been simulated for the case of excavation shoring support using the discrete element method. Initial data have been obtained for selecting the anchor design parameters.

Key words: anchor, ground base, anchor flexible tendon, rigid intermediate support, friction force, bearing capacity, excavation sheeting, discrete element method.

В ИГД СО РАН разработаны грунтовые анкеры с гибкой тягой, в которых, в отличие от традиционных решений [1], повышение несущей способности, достигается за счет поворота выдергивающей силы на некоторый угол к оси установочной скважины анкера [2, 3]. При этом тяга изгибается и на контакте между ее изогнутым участком и огибаемой им опорной областью грунтового основания развивается сила трения, которая существенно увеличивает общее сопротивление конструкции выдергиванию. Анкеры такого типа названы Э-анкерами [3]. Для улучшения их эксплуатационных свойств предложено ввести в конструкцию новый элемент – промежуточную опору, которая фрикционно взаимодействует с огибающей ее анкерной тягой. Сопротивление такого анкера выдергиванию, как и в предыдущем случае, возрастает за счет реализующейся между тягой и опорой силы трения. Ее величина, согласно формуле Эйлера [4], экспоненциально растет с увеличением угла охвата опоры тягой и коэффициента трения между ними. Физические и численные эксперименты показали, что введение промежуточной опоры в конструкцию Э-анкеров позволяет существенно улучшить их нагрузочную характеристику [5].

Один из возможных вариантов применения Э-анкеров – временное крепление котлована станции метрополитена (рис. 1). В соответствии с представленной на рисунке схемой пята 1 анкера вместе с присоединенным концом пассивного участка 2 гибкой тяги (троса) размещены в вертикальной монтажной скважине 3 глубиной h_c . В прямке 4 установлена жесткая опора 5. Активный (натягиваемый) участок 2' троса уложен в траншею 6. Скважина 3, прямок 4 и траншея 6 заполнены уплотненным тампонирующим материалом 7. Активный участок 2' троса через подхват 8 с помощью зажима 9 закреплен на продольном силовом поясе 10. Замковая часть анкера – пята 1 с

пассивным участком троса 2, размещенные в монтажной скважине 3, – вынесена за границу 11 призмы обрушения. Устойчивость последней поддерживается ограждением 12. Пассивный 2 и активный 2' участки троса образуют между собой угол равный углу α охвата тросом опоры 5. Несущая способность такого анкера увеличена, по сравнению с устанавливаемыми по традиционной схеме (см. поз. 13), за счет развития при его нагружении сил трения на участке контакта троса 2 с опорой 5.

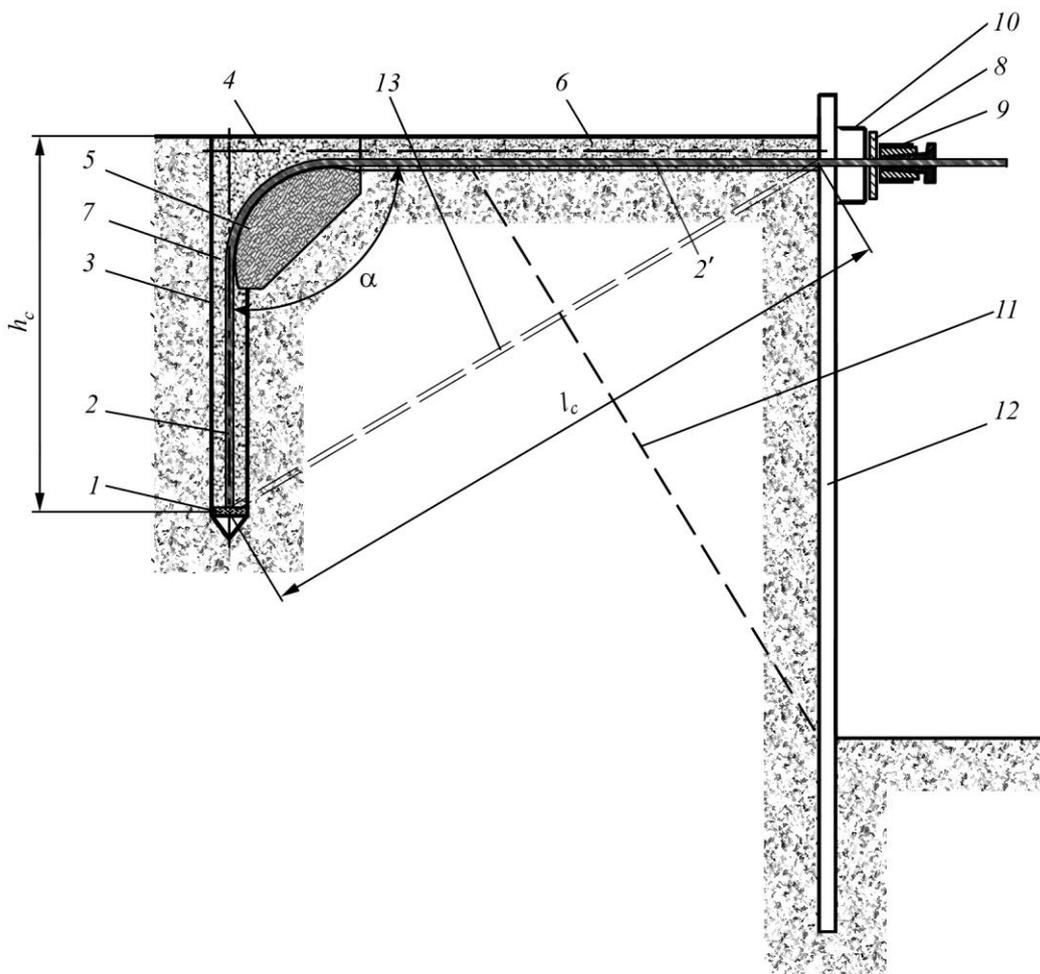


Рис. 1. Схема закрепления ограждения котлована станции метрополитена Э-анкерами:

1 – пята анкера; 2 – пассивный участок тяги; 2' – активный участок тяги; 3 – монтажная скважина анкера; 4 – прямок; 5 – опора; 6 – траншея для укладки троса; 7 – тампонажный сыпучий материал; 8 – подхват; 9 – зажим троса; 10 – силовой пояс; 11 – граница призмы обрушения; 12 – ограждение котлована; 13 – положение тяги анкера при его установке по традиционной схеме; α – угол охвата опоры тросом; h_c – глубина монтажной скважины анкера; l_c – длина монтажной скважины анкера при его установке по традиционной схеме

Численное моделирование крепления котлована глубиной 10 м в грунте с углом внутреннего трения $\varphi = 30^\circ$ и сцеплением $c = 5 \text{ кПа}$ проделано с использованием программы DEM2D, реализующей разработанные в ИГД СО РАН модель геосреды [6-8] и версию метода дискретных элементов [9]. Предельно допустимой нагрузкой на анкер является F^* , при которой геосреда в области его пяты и опоры переходит в предельное состояние и они под действием $F^* = \text{const}$ начинают непрерывно смещаться, а борт котлована и ограждение теряют устойчивость.

На рис. 2 представлен результат численного эксперимента при $\alpha = 0$, иллюстрирующий поле контактных сил между частицами грунта, взаимодействующего с анкерной пятой диаметром 150 мм, на момент начала разрушения геосреды с указанными характеристиками. Значение $F_c = F^* = 56 \text{ кН}$ для рассматриваемой (традиционной) конструкции анкера удалось получить лишь при доведении глубины h_c (см. рис. 1) скважины, предназначенной для его установки до 5.5 м. При меньших ее значениях его несущая способность $F_c < F^*$. Это означает, что длина скважины при креплении борта котлована конструкцией, показанной на рис. 1, в случае ее установки по традиционной схеме, должна составлять не менее $l_c = 11 \text{ м}$ (см. рис. 1).

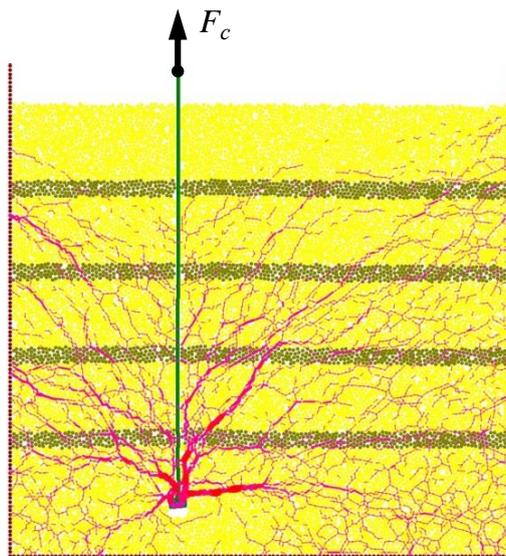


Рис. 2. Напряженно-деформированное состояние грунтового массива, нагружаемого анкером с гибкой тягой при приложении к ней силы $F_c = F^* = 56 \text{ кН}$ (сеть линий, развившихся в основании от пяты анкера при нагружении, образована силами на контакте частиц, слагающих грунт)

На рис. 3 приведено НДС того же грунтового основания, усиленного Э-анкером. Оснащен он опять же пятой диаметром 150 мм, а также опорой, которая имеет радиус 0.25 м, площадь основания 0.5 м^2 , угол α контакта с перекинутым через нее анкерным тросом равный 90° и коэффициент трения

между ними $k = 0.35$. Численное моделирование показывает, что рассматриваемая конструкция крепления борта обеспечивает восприятие им заданной нагрузки $F^* = 56$ кН при глубине установки анкерной пяты на расстоянии от поверхности $h_c = 3.5$ м. Эта цифра в три раза меньше, чем в случае $l_c = 11$ м, для анкера с той же несущей способностью, но устанавливаемого по традиционной схеме. Экономические и иные следствия от сокращения объема работ, связанных с проходкой сотен намного более коротких анкерных скважин для временного крепления бортов котлованов при строительстве метрополитенов, очевидны. Таким образом, Э-анкер с заданными выше параметрами пяты, опоры и троса, при его натяжении силой $F^* = 56$ кН в грунте с характеристиками, указанными выше, обеспечивает устойчивость погонного метра борта котлована глубиной 10 м.

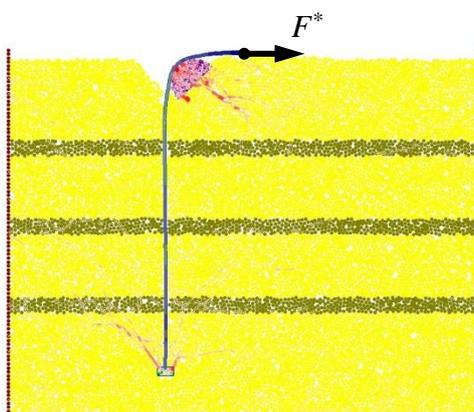


Рис. 3. Напряженно-деформированное состояние грунтового массива, нагружаемого Э-анкером, при приложении к перекинутому через опору тросу горизонтальной силы $F^* = 56$ кН

Полученные данные являются исходными для выбора конструктивных параметров элементов Э-анкера, предназначенного для работы в данных конкретных условиях.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Xanthakos, P.P. Ground Anchors and Anchored Structures [Текст] / P.P. Xanthakos. – N.Y: Wiley, John & Sons. –1991. – 686 pp.
2. Пат. 2457293 Российская Федерация, E02D 5/80. Способ сооружения грунтового анкера [Текст] / С.Б. Стажевский, А.А. Крамаджян, Е.П. Русин, Г.Н. Хан; заявитель и патентообладатель Учреждение Российской академии наук Институт горного дела Сибирского отделения РАН. – № 2011101239/03; заявл. 12.01.2011; опубл. 27.07.2012, Бюл. № 21. – 6 с.
3. Крамаджян, А.А. О повышении несущей способности грунтовых анкеров с гибкой тягой [Текст] / А.А. Крамаджян, Е.П. Русин, С.Б. Стажевский, Г.Н. Хан // ФТПРПИ.– 2014.– №6. – С. 96-106.

4. Бутенин, Н.В. Курс теоретической механики. В двух томах. Т. I: Статика и кинематика [Текст] / Н.В. Бутенин, Я. Лунц, Д.Р. Меркин. – 4-е изд., исправл. – М.: Наука, 1985. – 240 с.

5. Об улучшении нагрузочной характеристики грунтовых анкеров с гибкой тягой / А. А. Крамаджян, Е. П. Русин, С. Б. Стажевский, Г. Н. Хан // 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. 107–111.

6. Хан, Г.Н. Исследование процесса обрушения смерзшейся породы методом дискретных элементов [Текст] / Г.Н.Хан // Научные технологии добычи и переработки полезных ископаемых. Материалы III-ей международной научно-практической конференции. – Новосибирск: ИГД СО РАН, 2003. – С. 98 – 103.

7. Хан, Г.Н. О несимметричном режиме разрушения массива горных пород в окрестности полости [Текст] / Г.Н. Хан // Физическая мезомеханика. – 2008. – Т.11. – № 1. – С. 109 – 114.

8. Хан Г.Н. Моделирование методом дискретных элементов динамического разрушения горной породы [Текст] / Г.Н. Хан // ФТПРПИ. – 2012. – № 1. – С.110 – 117.

9. Cundall, P.A. A discrete numerical model for granular assemblies [Текст] / P.A. Cundall, O.D.L. Strack // Geotechnique. – 1979. – V. 29, no. 1. – Pp. 47 – 65.

© А. А. Крамаджян, Е. П. Русин, С. Б. Стажевский, Хан Гил Нам, 2016

УДК 169.017

**ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ТРЕЩИНООБРАЗОВАНИЯ
В ДЕФОРМИРУЕМЫХ КОНСТРУКЦИОННЫХ МАТЕРИАЛАХ
И ГОРНЫХ ПОРОДАХ ПО ИХ ЭЛЕКТРОМАГНИТНОЙ ЭМИССИИ**

Геннадий Иванович Кулаков

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник лаборатории механики горных пород, тел. (383)217-06-07, e-mail: kulakova.38@yandex.ru

Галина Евгеньевна Яковицкая

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, доктор технических наук, ведущий научный сотрудник лаборатории механики горных пород, тел. (383)217-08-06, e-mail: YGE@ngs.ru

Марина Дмитриевна Шаранова

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, младший научный сотрудник лаборатории механики горных пород, тел. (383)221-07-22, e-mail: zinval@rambler.ru

Валентина Ивановна Щелканова

Таштагольский горный техникум, 652990, Россия, Кемеровская обл., г. Таштагол, ул. Пospelова, 6, зам. директора по научной работе, тел. (838)473-326-00

Рассмотрено формирование электромагнитного излучения при нагружении конструкционных материалов, образцов горных пород, а также исследование ЭМИ в подземных горных выработках.

Ключевые слова: конструкционные материалы (алюминий), горные породы (мрамор), подземные горные выработки, стенд для исследования ЭМИ.

**PREDICTING FRACTURING IN ENGINEERING MATERIALS
AND ROCKS UNDER DEFORMATION BASED
ON ELECTROMAGNETIC EMISSION**

Gennady I. Kulakov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Doctor of Engineering Sciences, Professor, Principal Researcher, Rock Mechanics Laboratory, tel. (383)217-06-07, e-mail: kulakova.38@yandex.ru

Galina E. Yakovitskaya

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Doctor of Engineering Sciences, Principal Researcher, Rock Mechanics Laboratory, tel. (383)217-08-06, e-mail: YGE@ngs.ru

Marina D. Sharapova

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Junior Researcher, Rock Mechanics Laboratory, tel. (383)221-07-22, e-mail: zinval@rambler.ru

Valentina I. Shchelkanova

Tashtagol Mining Engineering School, 652992, Russia, Kemerovo Region, Tashtagol, 6 Pospelova Str., Deputy Director for Science, tel. (838)473-304-77

The paper studies electromagnetic emission in specimens of engineering materials and rocks subjected to loading, and analyzes EME in underground excavations.

Key words: engineering materials (aluminum), rocks (marble), underground excavations, EME test bench.

В институте горного дела Сибирского Отделения Российской Академии Наук выполняются исследования электромагнитного излучения (ЭМИ) конструкционных материалов, образцов горных пород. Метод ЭМИ используется при исследовании напряженного состояния горных пород на рудных шахтах, находит применение при исследовании горного давления, при оценке напряженного состояния крепи горных выработок, а также при оценке трещиноватости деформируемых горных пород. Возможность оценки трещиноватости горных пород позволяет прогнозировать обрушение горных пород, что, в свою очередь позволяет развивать исследования по прогнозированию динамических проявлений горного давления.

Еще одно направление в развитии исследований по использованию эффекта электромагнитного излучения – ЭМИ конструкционных материалов, в частности, в целях оценки степени старения различных конструкций и деталей машин и механизмов, используемых на предприятиях горной промышленности [1-4].

В ИГД СО РАН в целях использования ЭМИ в условиях подземных выработок разработаны приборы по регистрации ЭМИ напряженных пород и конструкций: РЭМИ-2 и ИЭМИ-1. Приборы выполнены в малогабаритном исполнении (22×72×148), что упрощает их использование в условиях подземных горных выработках [5-6].

Тестовые эксперименты выполненные на лабораторном стенде (рис.2) [5] по нагружению образцов материалов в форме куба размера 3×3×3 мм. На рис. 1 приведены осциллограммы сигналов ЭМИ (а) и нагрузки (б) при использовании электрической цилиндрической системы конструкции ИГД СО РАН [6]. В процессе эксперимента антенна размещалась на расстоянии около 5 мм от боковой поверхности нагрузочного образца в процессе его разрушения. Диапазон регистрируемых частот 20 Гц-125 кГц. Из графиков (а) и (б) видно,

что падению нагрузки (точнее моменту разрушения образца) на осциллограмме (б) соответствует возникновение импульсов ЭМИ значительных амплитуд. При этом на осциллограммах (а) и (б) четко видно, что первому вступлению сигнала ЭМИ соответствует моменту падения нагрузки.

На рис. 1 приведены спектральная осциллограмма электромагнитных сигналов (а) и осциллограммы (б), регистрируемые аппаратурой, приведенной на рис. 2, в процессе нагружения образца мрамора Искитимского карьера Новосибирской области.

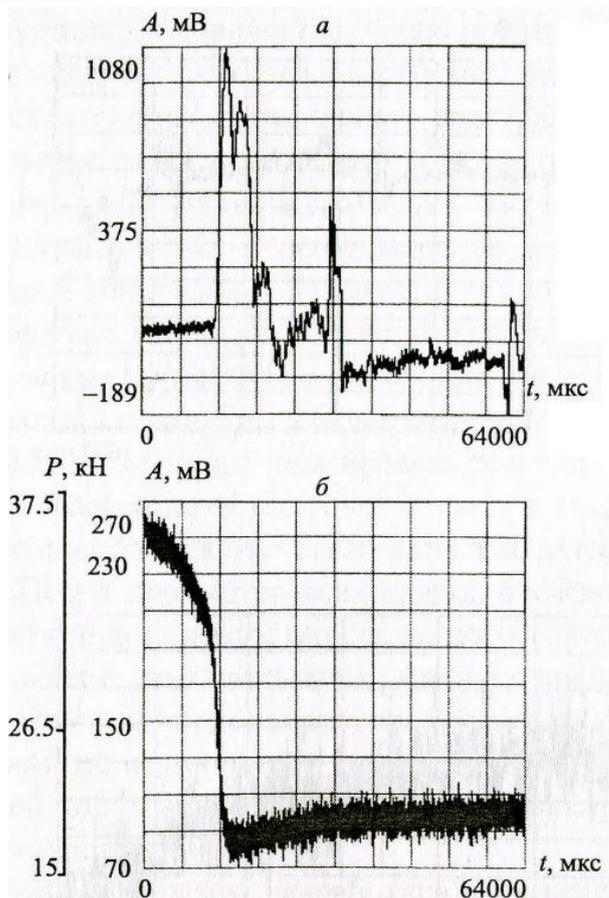


Рис. 1. Синхронные осциллограммы электромагнитного сигнала (а) и нагрузки (б)

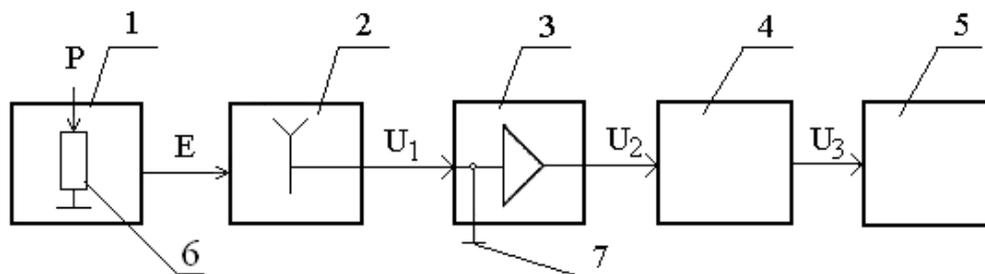


Рис. 2. Структурная схема стенда

В эксперименте использовались электрическая цилиндрическая антенна диаметром 30 мм, высотой обкладки 30 мм конструкции ИГД СО РАН [5]. Антенна в процессе эксперимента располагалась на расстоянии 50 мм от боковой поверхности образца мрамора при его разрушении, регистрируемый диапазон частот – от 20 Гц до 125 кГц. Образец в форме кубика с ребром 40 мм. Из графиков на рис. 1 следует, что падение нагрузки (к моменту разрушения образца) на осциллограмме (б) соответствует возникновению импульсов электромагнитного излучения (ЭМИ), значительных амплитуд по каналам ЭМИ (а). При этом первые вступления сигнала ЭМИ (а) соответствует моменту падения нагрузки (б). Структура сигнала ЭМИ включает три четко выделенных импульса, что соответствует формированию трех магистральных микротрещин в образце. Первый импульс ЭМИ имеет амплитуду примерно 1200 мВ и включает два дополнительных импульса, второй - 900 мВ, третий - (-200) мВ. Первый импульс формируется с положительной полуволной, второй импульс формируется с отрицательной полуволны, третий импульс формирует отрицательный полуволны. Первый импульс ЭМИ, сложный по структуре (содержит три дополнительных импульса), сформировался за время 12800 мкс. Первая трещина сформировалась за время 2100 мкс. На её бортах дополнительно сформировались три микротрещины. Вторая группа импульсов ЭМИ: Основной импульс с амплитудой 385 мВ и содержит дополнительных импульса, до основного (120 мкВ и -10мкВ). Вторая группа импульсов сформировалась за время $t=3200$ мкс. Здесь первый дополнительный импульс – импульс сформировался при $t= 3000$ мкс, его амплитуда +120 мВ, второй дополнительный импульс $t=30100$ мкс и амплитуда 50 мкВ, третий дополнительный импульс во второй группе отрицательный (амплитуда -20 мВ). И два дополнительных импульса во второй группе, сформировался за время $t=6250$ мкс, амплитуда +250мВ.

Третья группа импульсов состоит из вступительной отрицательной полуволны и положительной полуволны, амплитуды которых -108 мВ, длительность 1600 мкс. Таким образом, в рассматриваемом случае (процесс разрушения образца мрамора) сформировались три группы импульсов: в первой группе сформировались три дополнительных импульса, во второй группе сформировались два дополнительных импульса, один из дополнительных в форме отрицательной полуволны с амплитудой около 200 мВ; второй также в форме отрицательной полуволны, но с амплитудой 570 мВ и длительностью около 250 мкс; третий импульс из двух полуволн противоположных знаков; промежутке между вторым и третьим импульсами выделился участок из шести подгрупп микроамплитудных импульсов с амплитудами 100-150 мВ и повышенной частотой.

Выводы по первому эксперименту.

При разрушении образца мрамора на лабораторном стенде сформировались последовательно во времени три группы трещин, из которых первая группа из основной трещины и трех дополнительных, вторая группа из

основной трещины и трёх дополнительных. Третья группа из одной основной трещины, включающей отрицательную полуволну и положительную полуволну.

Выделился в промежутке времени между второй группой и третьей группой импульсов участок ЭМИ с однотипными амплитудами, в форме микроволн, структурно состоящих из шести групп микротрещин с амплитудами от 20-30 мВ до 100 мВ.

В каждой из выделенных групп трещин и микротрещин формировался отрицательный заряд из электронов в носике трещин, за счет перемещения которых в момент разрушения материала нагружаемого образца за счет движения зарядов и колебания стенок трещин формировались локальные источники тока, что привело к формированию ЭМИ. Формирующейся ЭМИ несет информацию о напряжениях и деформациях в нагружаемом образце мрамора. На этой основе специалистами ИГД СО РАН и НГТУ разработаны малогабаритные приборы для измерения механических напряжений в массивах горных пород с использованием скважин в условиях горнодобывающих предприятий.

В статье рассматриваются эксперименты по исследованию разрушения образца алюминия в форме стержня при деформировании растяжением на ручном прессе. Структурная схема установки приведена на рис. 2. Эта же схема была использована при проведении эксперимента с породным образцом. Схема предусматриваем два вида нагружения (сжатие и растяжение).

Структурная схема стенда на рис. 2 включает: 1 – нагрузочное устройство (ручной пресс), 2 – цилиндрическая конденсаторная антенна, 3 – измерительный усилитель, 4 – модуль NI USB 9215-A, 5 – персональный компьютер, 6 – экспериментальный образец, 7 – заземление, E – напряженность электромагнитного поля образца 6, U_1 – сигнал ЭМИ, U_2 – напряжение сигнала на выходе усилителя, U_3 – оцифрованный сигнал. В качестве нагружающего устройства использован ручной пресс, обеспечивающий растяжение исследуемого образца 6, в качестве которого использован алюминиевый стержень. Персональный компьютер 5, снабжен программой Windows XP, по входу связан с выходом аналого-цифрового преобразователя 4 типа стандартного модуля NI USB 9215-A. Вход модуля связан с выходом измерительного усилителя 3 типа IN1 128 U. Цилиндрическая конденсаторная антенна 2 подающая сигнал ко входу измерительного усиливает 3 типа IN1 128 U.

На рис. 3 приведена осциллограмма ЭМИ алюминиевого образца, по оси абсцисс отложено время в мс, по оси ординат – амплитуда сигнала на выходе антенны.

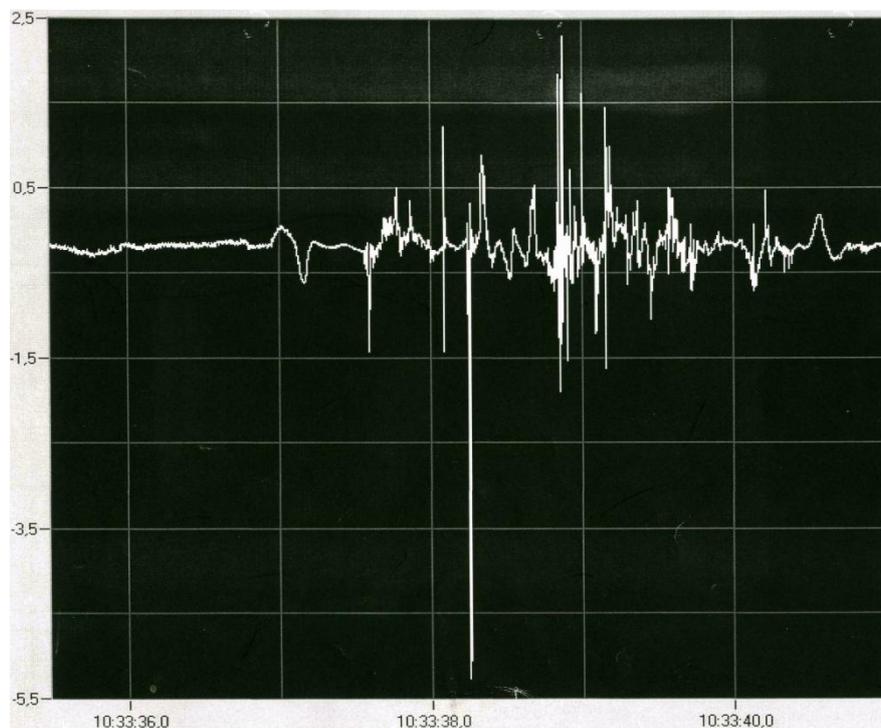


Рис. 3. Осциллограмма электромагнитного сигнала при нагружении образца алюминия

Максимальный импульс произошел в момент времени 38.125 мс. Следующий большой импульс наблюдается в момент времени 38.3 мс. Первому максимуму сигнала 38.125 мс соответствует формирование трещины в образце. На следующих этапах продолжалось формирование микротрещин (пластическая деформация), пока не сформировалась следующая трещина соответствующая моменту времени 38.3 мс. К этому моменту пластическое деформирование достаточно развилось, что привело к разрушению образца, хотя процесс образования ЭМИ еще продолжался.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Егоров П.В., Иванов В.В., Колпакова Л.А., Пимеков А.Г., Динамика трещин и электромагнитное излучение горных пород // ФТПРПИ.– 1988. – № 5. – С. 20-17.
2. Яковицкая Г.Е. Методы и технические средства динамики состояния горных пород по основе электромагнитной эмиссии. – Новосибирск: Параллель, 2008. – 2008. – 315 с.
3. Тарасов Б.Г., Дырдин В.В., Иванов В.В. Применение методов электрометрии для оценки напряженного состояния краевых зон угольных пластов // ФТПРПИ. – 1978. - № 3. – С. 126-128.
4. Беспалько А.А., Гольд Р.М., Яворович Л.В., Дацко Д.И. Возбуждение электромагнитного излучения в слоистых горных породах при акустическом воздействии // ФТПРПИ. – 2003. - № 2. – С. 8-14.
5. Курленя М.В., Вострецов А.Г., Кулаков Г.И., Яковицкая Г.Е. Регистрация и обработка сигналов электромагнитного излучения. – Новосибирск: изд-во СО РАН, 2000. – 232 с.
6. Яковицкая Г.Е. Электромагнитное излучение и автоколебательный процесс предразрушающего состояния горных пород // Докл. Сибирского Отделения Академии наук Высшей школы. / Новосибирский гос. тех. ун-т – 2003. – № 2 (3) – С. 128-133.

УДК 622.232.7

ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ПРОХОДЧЕСКИМ КОМБАЙНОМ С КОМБИНИРОВАННЫМ ИСПОЛНИТЕЛЬНЫМ ОРГАНОМ

Виктор Никитович Лабутин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, старший научный сотрудник, тел. (383)217-09-63, e-mail: LabVN@yandex.ru

Рассмотрена принципиальная возможность применения комбинированного способа разрушения, сочетающего резание с ударом, при проходке горных выработок со сложной структурой забоя. Дана оценка удельной энергоемкости разрушения и производительности при проведении горной выработки сечением 12м².

Ключевые слова: проходка, горная выработка, комбайн, исполнительный орган, забой, резание, ударное разрушение.

MINING WITH HEADING MACHINES EQUIPPED WITH A COMBINATION TOOL

Victor N. Labutin

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, Senior Researcher, tel. (383)217-09-63, e-mail: LabVN@yandex.ru

The author considers principal feasibility of cutting and impact combination method to break rocks in drivage of complex structure faces. Destruction energy input and production output are evaluated in terms of driving an excavation with a cross section area of 12 m².

Key words: heading, excavation, heading machine, tool, face, cutting, impact fracture.

Производительность добычи полезных ископаемых подземным способом находится в прямой зависимости от темпов горноподготовительных работ. Растущие темпы воспроизводства очистного фронта горных работ ставят задачу создания новых более производительных технологий комбайновой проходки горных выработок. Основными способами проведения горных выработок в мировой практике являются буровзрывной и комбайновый (преимущественно на основе комбайнов избирательного действия). Эффективность горнопроходческих работ в значительной степени определяется конструкцией применяемых средств механизации, их технической производительностью и энергоемкостью разрушения горной массы, которые во многом зависят от прочности и способа разрушения горных пород. Среди известных способов разрушения наибольшее распространение получили механические: взрывной, резание и ударный. Расширяется область применения гидравлического, термического и комбинированных способов.

Буровзрывной способ характеризуется относительно малой энергоемкостью разрушения пород, простотой и универсальностью, однако имеет и недостатки: высокую стоимость ВВ, цикличность работ, повышенную опасность, сейсмическое воздействие на окружающую среду, и др. Поэтому, несмотря на постоянно проводимую его модернизацию, этот способ разрушения продолжает вызывать беспокойство за последствия его широкого применения.

Разрушение резанием обладает одним из важных критериев оценки перспективности его применения - технологичностью, т.е. возможностью создания высокопроизводительной технологии с механизацией и автоматизацией всех операций добычного цикла. Резание наиболее эффективно на углях и горных породах ниже средней крепости.

Ударный способ разрушения позволяет получить на лезвии инструмента в момент удара большие усилия (3-4 МН), что обеспечивает высокую производительность, особенно при режиме послойного разрушения со снятием стружек увеличенной толщины. Относительная эффективность его в сравнении с резанием повышается с увеличением крепости горных пород.

В последние годы в горной промышленности начинают применяться комбинированные способы, основанные на сочетании различных механических способов разрушения с гидравлическим, термическим и электрофизическим.

Работы по изучению комбинированного гидромеханического способа разрушения пород и созданию на его основе новых конструкций исполнительных органов проходческих комбайнов ведутся с 70-х годов прошлого столетия:

в России в ННЦ ГП – ИГД им. А.А. Скочинского и ТулГТУ [1,2]; за рубежом известными фирмами: «Роббинс» (США), «Вирт» (ФРГ), «Доско», «Андерсон Стрэсклайд» (Великобритания) и др. [3]. Экспериментально было установлено, что применение в исполнительных органах проходческих комбайнов высокоскоростных струй воды давлением более 120 МПа в сочетании с механическим инструментом (резцами или дисковыми шарошками) позволяет: снизить на 30-40% усилия резания и подачи, значительно уменьшить износ механического инструмента и пылеобразование [4]. При проведении горной выработки по известнякам прочностью 110-135 МПа комбайном «Доско МК2А» с девятью насадками было достигнуто двукратное увеличение скорости проходки при двукратном же снижении удельных энергозатрат [3]. К недостаткам этого способа следует отнести конструктивные сложности подвода воды под высоким давлением (300-400 МПа) к забоям, быстрый износ форсунок, необходимость подключения значительной дополнительной мощности, невозможность их работы в среде с отрицательной температурой.

Таким образом, на прогнозируемый период по-прежнему основными способами разрушения горных пород являются взрывной и механические. Привлекательность механических способов разрушения заключается в их технологичности, хорошей адаптации к горно-геологическим условиям, возможности реализации разрушения пород выше средней крепости, разрабатываемых в настоящее время с применением взрыва.

Применяемые за рубежом проходческие комбайны, оснащенные ударным исполнительным органом [5-7], идентичны по своей конструкции и отличаются лишь габаритными размерами, ходовыми механизмами и энергетическими параметрами ударных устройств. Они предназначены для проведения выработок по углю и горным породам прочностью $60 \div 100$ МПа, а также для дробления крупных кусков породы на почве выработки, и состоят из ходовой части, привода, телескопической стрелы и, как правило, одного ударного механизма, работающего по схеме «в лоб забоя».

Многочисленные исследования, проведенные в нашей стране, в том числе в ИГД СО РАН [8,9], показали, что эффективность ударного разрушения горных пород во многом зависит от выбранной схемы разрушения. Наибольший эффект достигается при послышной схеме, когда забой имеет две обнаженные поверхности, а инструмент наклонен к одной из них под углом $20 \div 30^\circ$ (отбойка сколом). Для создания двух плоскостей обнажения при проходческих работах необходимо образовать вруб, при производстве которого используется отбойка способом выкола – равнозначно часто встречаемому термину «разрушение в лоб забоя», когда инструмент наклонен к поверхности забоя под углом близким к 90° . Энергоемкость процесса отбойки этим способом, согласно проф. Ю.И. Протасову [10], на два порядка выше, чем при разрушении сколом. О низкой эффективности отбойки выколом свидетельствует тот факт, что затраты времени на образование вруба при проведении горной выработки составляют около 50% продолжительности проходческого цикла в целом [11].

В угольной промышленности РФ ежегодно проводятся большое количество горных выработок (около 1000 км), почти половина из них составляют выработки смешанным забоем, массив которого содержит уголь и вмещающие породы прочностью 60÷80 МПа и более. Производительность проходческих комбайнов с режущими исполнительными органами в подобных условиях резко падает. Учитывая неоднородность строения смешанного забоя горной выработки, предлагается использовать комбинированную схему разрушения, основанную на использовании известных преимуществ: принципа резания и ударного разрушения. Такая схема разрушения впервые была испытана на одной из россыпных шахт Якутии [9] при проходке горной выработки сечением 7м² проходческим комбайном ГПКС, оснащенный режущей коронкой с приводом 55 кВт и ударным исполнительным органом с энергией единичного удара 1700 Дж. На рисунке изображена схема экспериментального исполнительного органа. Основная часть забоя горной выработки была представлена многолетнемерзлыми крупнообломочными породами с включением кварцита крупностью до 0,1 м, с сопротивляемостью разрушению в среднем по забой 70-80 МПа, а нижняя – 0,5 м (плотик) – коренными породами, состоящими преимущественно из глинистых сланцев, которые хорошо разрушались резанием.

Технологический процесс проведения выработки заключался в следующем. В первую очередь у почвы забоя (по плотику) с помощью режущей коронки проходилась вруб, средняя высота которого составляла 0.6 м, а глубина соответствовала величине хода телескопа стрелы комбайна и равнялась 0.5 м. Затем оставшаяся часть забоя обрабатывалась ударным исполнительным органом последовательными сколами стружки в сторону обнаженной поверхности вруба. Толщина сколов колебалась от 0.15 до 0.35 м. В целом средняя часть забоя разрушалась эффективно: отделялись куски породы размером от нескольких сантиметров в поперечнике до крупных кусков размерами 0.5x 0.3 x 0.2 м. Окончательное доведение сечения выработки до проектных размеров осуществлялось путем снятия режущей коронкой комбайна приконтурного слоя толщиной 0,1÷0,2 м, ослабленного ударными нагрузками.

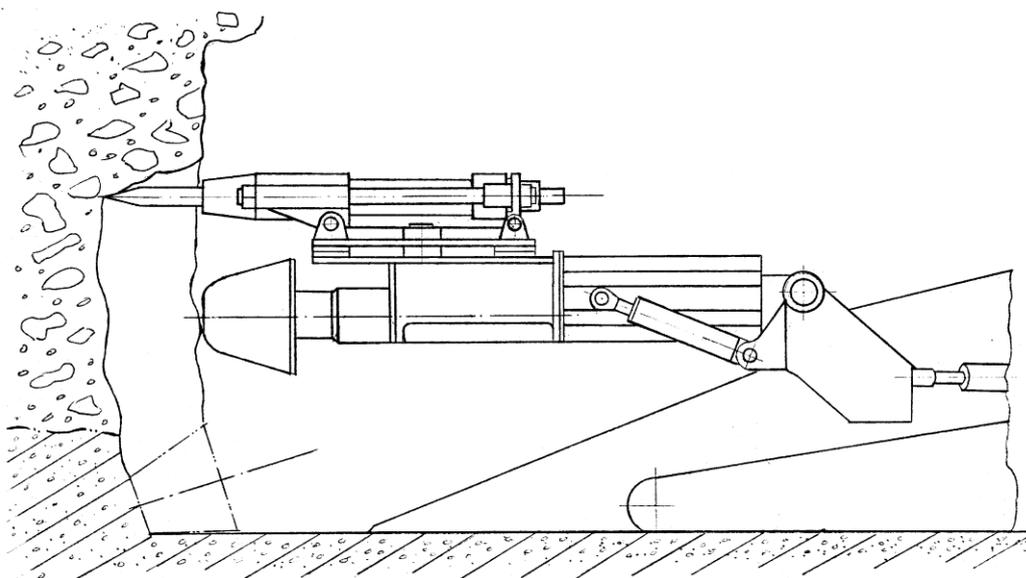


Рис. Проходческий комбайн с экспериментальным исполнительным органом

На основании результатов комбинированного разрушения многолетнемерзлых горных пород с точки зрения энергопотребления был сделан вывод, что для рассматриваемых условий разрушения при проведении горной выработки сечением 7 м^2 средняя удельная энергоемкость по всему забою в 2,4 раза меньше энергоемкости, полученной при обработке забоя резанием.

Предлагаемая технологическая схема обработки забоя позволяет осуществлять работу режущим и ударным органами в условиях, где достигается максимально возможная эффективность отбойки горных пород. Расчеты, проведенные на основании экспериментальных данных показали, что техническая скорость проходки составила около 1 пог.м/ч. , а эксплуатационная, при соответствующей организации ведения горных работ, может составить $10\text{--}12 \text{ пог.м/сут.}$, что почти в 3 раза выше, чем проходка с применением буровзрывных работ.

С целью энергетической оценки комбинированного способа разрушения сложного по структуре забоя в сравнении с ударным и резанием, нами рассмотрен один из возможных вариантов проведения горной выработки сечением 12 м^2 . Учитывая характерную для горного массива неоднородность его структуры и физико-механических свойств слагающих пород, для упрощения расчетов условно принят забой выработки, нижняя часть которого высотой $0,8 \text{ м}$ сложена породами с $\sigma_{сж}=40 \text{ МПа}$, а остальная часть – $\sigma_{сж}=80 \text{ МПа}$. В качестве базовой машины принят проходческий комбайн избирательного действия среднего класса, оснащенный отбойной коронкой с приводом мощностью 100 кВт и ударным исполнительным органом с энергией единичного удара $2,5 \text{ кДж}$.

Технологический цикл проходки включает: образование вруба в забое с породой прочностью 40 МПа с помощью отбойной коронки диаметром 0,8 м на глубину подачи 0,6 м; разрушение центральной части забоя ($\sigma_{сж}=80$ МПа) ударным исполнительным органом; и, наконец, обработку отбойной коронкой приконтурной («кутковой») части забоя толщиной 0,2 м. Следует заметить, что эта часть забоя, как показали эксперименты [11,12], является трудным участком для разрушения ударным инструментом. Производительность ударного разрушения здесь снижается по сравнению с разрушением центральной части забоя в 2÷3 раза. Поэтому приконтурный слой толщиной 0,1÷0,2 м, в определенной мере уже ослабленный ударной нагрузкой, можно разрушать отбойной коронкой, при этом достигается большая точность проектных отметок горной выработки и улучшается качество ее поверхности. Расчетные данные по удельной энергоёмкости разрушения и производительности проходки для трех способов разрушения представлены в таблице.

Таблица

Способ разрушения	Прочность породы, МПа	Объем разрушения, м ³	Производительность разрушения, м ³ /ч	Удельная энергоёмкость, кВт·ч/м ³	Средняя уд. энергоёмкость по забою, кВт·ч/м ³	Скорость проходки, пог.м/ч
Комбинированный						
Образование вруба резанием	40	1,9	30	3,3		
Ударное разрушение центральной части забоя	80	4,25	12	1,5	4,17	1,02
Обработка контура выработки резанием	80	1,05	6,0	16,6		
Ударный						
Образование вруба	40	1,2	3,0	5,0		
Обработка центр. части забоя	80	4,32	12	1,5	2,4	0,54
Обработка контура выработки	80	1,68	5,0	3,0		
	40	1,9	30	3,3		
Резание	80	5,3	6,0	16,6	13,1	0,63

На основании этих данных можно сделать вывод о том, что сочетание резания и удара для разрушения забоя принятого варианта горной выработки позволяет по сравнению с проходкой обычным резанием увеличить ее скорость на 60% и в 3 раза снизить удельные энергозатраты на разрушение. При ударном разрушении забоя имеем самую низкую удельную энергоемкость, однако скорость проходки уменьшается по сравнению с комбинированным разрушением почти в 2 раза. И, наконец, проходка выработки проходческим комбайном, оснащенным резцовой головкой, характеризуется высокими энергозатратами, низкой производительностью и большим расходом режущего инструмента. Особенно пород прочностью выше 60 МПа и абразивностью более 15 мг.

Таким образом, сравнение комбинированного разрушения горных пород с резанием и ударным разрушением позволяет сделать следующие выводы.

Комбинированный способ разрушения, сочетающий основные преимущества резания – непрерывность процесса и чистоту обработки контура выработки, и удара – низкую удельную энергоемкость разрушения, является перспективным при проходке горных выработок со сложной структурой забоя с породными прослойками прочностью 60÷120 МПа. Энергопотребление на разрушение в сравнении с резанием можно снизить в зависимости от структуры и прочности пород в забое в 2÷4 раза и в таких же пропорциях увеличить скорость проходки.

Наибольший эффект от применения комбинированного способа ожидается при проходке выработок по смешанному забою с присечкой крепких пород, проведение которых в настоящее время остается актуальной задачей в горнодобывающей промышленности.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бреннер В.А., Жабин А.Б., Пушкарев А.Е., Щеголевский М.И. Гидромеханическое разрушение горных пород. М.: Изд-во АГН, 2000. 343с.
2. Мерзляков В.Г., Бафталовский В.Г. Физико-технические основы гидроструйных технологий в горном производстве. М.: ННЦГП-ИГД им. А.А. Скочинского, 2004. 645с.
3. Афендииков В.С., Топорков А.А., Чеботарева А.Н. Механизация проведения подготовительных выработок за рубежом. - М.: ЦНИЭИуголь, 1989. –98 с.
4. Мерзляков В.Г., Присташ В.В. Состояние и перспективы развития способов разрушения горных пород применительно к технологиям проведения горных выработок // Научн. сообщ. /ИГД им. А.А. Скочинского. – М., 1998. – Вып. 310. – С. 41-50.
5. Бузинник В.Н., Елифанцев Ю.К., Нешитин В.М., Коняшин Ю.Г. Проведение горных выработок машинами ударного действия. М.: ЦНИЭИуголь. – 1976.
6. Циферблат В.А. Навесные гидравлические и пневматические ударники фирмы «Ингерсол-Рэнд». М.: НИИинформтяжмаш. - 1978.
7. Шрайман А.Л., Заяц И.Е. Опыт применения проходческих машин с ударным рабочим органом за рубежом. М.: ЦНИЭИуголь. – 1978.
8. Безвзрывная технология открытой добычи твердых полезных ископаемых /[Матис А.Р. и др.] Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2007.-337с.
9. Марков В.С., Лабутин В.Н., Ёлшин В.К. Безвзрывная разработка многолетнемерзлых россыпных месторождений подземным способом. Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2014. –

10. Протасов Ю.И. Разрушение горных пород. – М.: МГГУ, 1995.

11. Лабутин В.Н., Елшин В.К., Маркин В.С. Опыт применения ударных устройств для разработки россыпных месторождений в условиях многолетней мерзлоты.// Сб.науч.тр. Межд. Конф. «Проблемы и перспективы развития горных наук», посвященной 60-летию ИГД СО РАН. Т.2. Машиноведение. Геотехнологии.- Новосибирск: ИГД СО РАН, 2005.

12. Лабутин В.Н., Марков В.С. Перспективы применения комбинированного способа разрушения горных пород. / Ж. ГИАБ, №12, 2015

© В. Н. Лабутин, 2016

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ИНЕРЦИОННО-УДАРНОГО СПОСОБА РАЗРУШЕНИЯ В ТЕХНОЛОГИЯХ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Самуил Яковлевич Левенсон

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, заведующий лабораторией вибротехники, тел. (383)217-06-76, e-mail: lev@misd.ru

Михаил Александрович Ланцевич

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, доцент, старший научный сотрудник лаборатории вибротехники, тел. (383)220-14-98, e-mail: lama0350@mail.ru

Людмила Ивановна Гендлина

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории вибротехники, тел. (383)217-06-12, e-mail: gen@misd.ru

Владимир Михайлович Усольцев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, научный сотрудник лаборатории вибротехники, тел. (383)220-14-98, e-mail: vovchik_big@list.ru

Алексей Васильевич Морозов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, научный сотрудник лаборатории вибротехники, тел. (383)220-05-19, e-mail: alex02@ngs.ru

Проанализирована возможность использования инерционно-ударного способа разрушения и разупрочнения прочных горных пород при открытой разработке полезных ископаемых. Приведена компоновочная схема струга с молотковым ротором для отработки откосов уступов высотой до 30 м.

Ключевые слова: горные породы, ударное разрушение, струг, молотковый ротор, отработка откосов.

PROSPECTS FOR THE USE OF INERTIAL-IMPACT METHOD OF FRACTURE IN THE TECHNOLOGY OF OPENCAST MINING

Samuil Ya. Levenson

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Ph. D. Eng, Head of the Laboratory Vibrotehnika, tel. (383)217-06-76, e-mail: lev@misd.ru

Mikhail A. Lantsevich

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Ph. D. Eng, Docent, Senior Researcher, Laboratory Vibration Equipment, tel. (383)220-14-98, e-mail: lama0350@mail.ru

Lyudmila I. Gendlina

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Ph. D. Eng, Senior Researcher, Laboratory Vibration Equipment, tel. (383)217-06-12, e-mail: gen@misd.ru

Vladimir M. Usoltsev

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Researcher, Laboratory Vibration Equipment, tel. (383)220-14-98

Alexey V. Morozov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Researcher, Laboratory Vibration Equipment, tel. (383)220-05-19,
e-mail: alex02@ngs.ru

Analyzed the possibility of using inertial-impact way to developing and weakening of strong rocks in the open development of useful resources. Given a layout diagram of the plane with a hammer rotor for testing slopes of scarps up to 30 m.

Key words: rock, impact failure, the plow, the hammer rotor, development of slopes.

Добыча твердых полезных ископаемых открытым способом обладает известными существенными преимуществами по сравнению с подземной разработкой месторождений. В России открытым способом добывается более 65% угля, до 80 – 90% руд черных и цветных металлов, золота, алмазов и строительных материалов.

Традиционно используемое выемочно-погрузочное оборудование карьеров обеспечивает эффективную выемку горных пород прочностью на сжатие до 15–20 МПа. Более крепкие породы разрабатываются после их предварительного разрушения или разупрочнения.

Основным способом подготовки пород к выемке является взрывной, которому изначально присущ ряд принципиальных недостатков:

- отрицательное влияние на устойчивость бортов карьеров;
- высокий уровень потерь и разубоживания полезного ископаемого;
- большое количество вспомогательных операций и сложность организации производства;
- негативное воздействие на окружающую среду;
- повышенная опасность;
- высокая стоимость.

Характерное для взрывной отбойки крупномасштабное разрушение породного массива не позволяет отстраивать борта карьеров под большими генеральными углами.

По мнению академиков В.В. Ржевского и К.Н. Трубецкого [1], к наиболее актуальным задачам, стоящим перед современной горной наукой в области

открытой разработки месторождений полезных ископаемых, относится создание энерго- и ресурсосберегающих технологий на основе принципиально новых способов разрушения горных пород. Одним из перспективных направлений научной деятельности для решения этой задачи является разработка оборудования, позволяющего осуществлять эффективное механическое разрушение горных пород в относительно тонком поверхностном слое без снижения прочности и устойчивости подоткосного массива.

Выполненный в ИГД СО РАН анализ основных показателей известных способов разрушения горных пород свидетельствует о возможности использования ударного разрушения при выемке горных пород с пределом прочности на сжатие до 100 МПа [2]. При этом способ послойного ударного разрушения обладает наибольшей эффективностью. Это подтверждается опытом применения уже существующих рабочих органов, в конструкции которых реализуется инерционно-ударный способ разрушения различных материалов, например, рабочего органа льдоуборочной машины [3], выполненного в виде горизонтально установленного вала, на котором посредством гибких связей смонтированы бойки из стали. При вращении вала бойки, получившие запас кинетической энергии, разрушают лед, нанося по нему удары.

Инерционный вращательный рабочий орган в виде колец, установленных с зазором на осях рабочего органа [4], использовали для обработки горных пород с коэффициентом крепости по Протодьяконову до 8. Проведенные исследования показали, что инерционно-ударный способ разрушения может эффективно использоваться при обработке природных минералов средней прочности, при этом, по мнению авторов, есть резерв для снижения энергоемкости процесса.

В технологиях открытой разработки полезных ископаемых для разрушения и разупрочнения горной породы предлагается использовать струг, рабочий орган которого выполнен в виде молоткового ротора (рис. 1).

Струг состоит из самоходной платформы, снабженной механизмом передвижения в виде четырех независимых ходовых стоек, и стрелы, выполненной в виде фермы, связанной с платформой посредством механизма осевого перемещения стрелы и гидроцилиндра.

Ходовые стойки имеют гидроцилиндры-домкраты, с помощью которых платформа перед отработкой откоса на каждой рабочей позиции выставляется в горизонтальное положение, что обеспечивает последовательное снятие стружки максимальной ширины

Независимость работы ходовых стоек позволяет осуществлять перемещение струга в любом направлении, вплоть до вращения вокруг вертикальной оси.

Стрела имеет возможность поворачиваться в вертикальной плоскости от горизонтального до вертикального положений, а также выдвигаться в осевом направлении на различную длину. Частичное перемещение стрелы вверх и ее поворот обеспечивают перевод струга в транспортное положение.

На стреле с возможностью перемещения установлена каретка, на которой смонтирован рабочий орган – молотковый ротор. Перемещение каретки вдоль стрелы осуществляется с помощью привода подач.

Ротор имеет независимый привод и представляет собой вращающийся барабан в виде закрепленных на валу дисков, между которыми на осях свободно подвешены молотки.

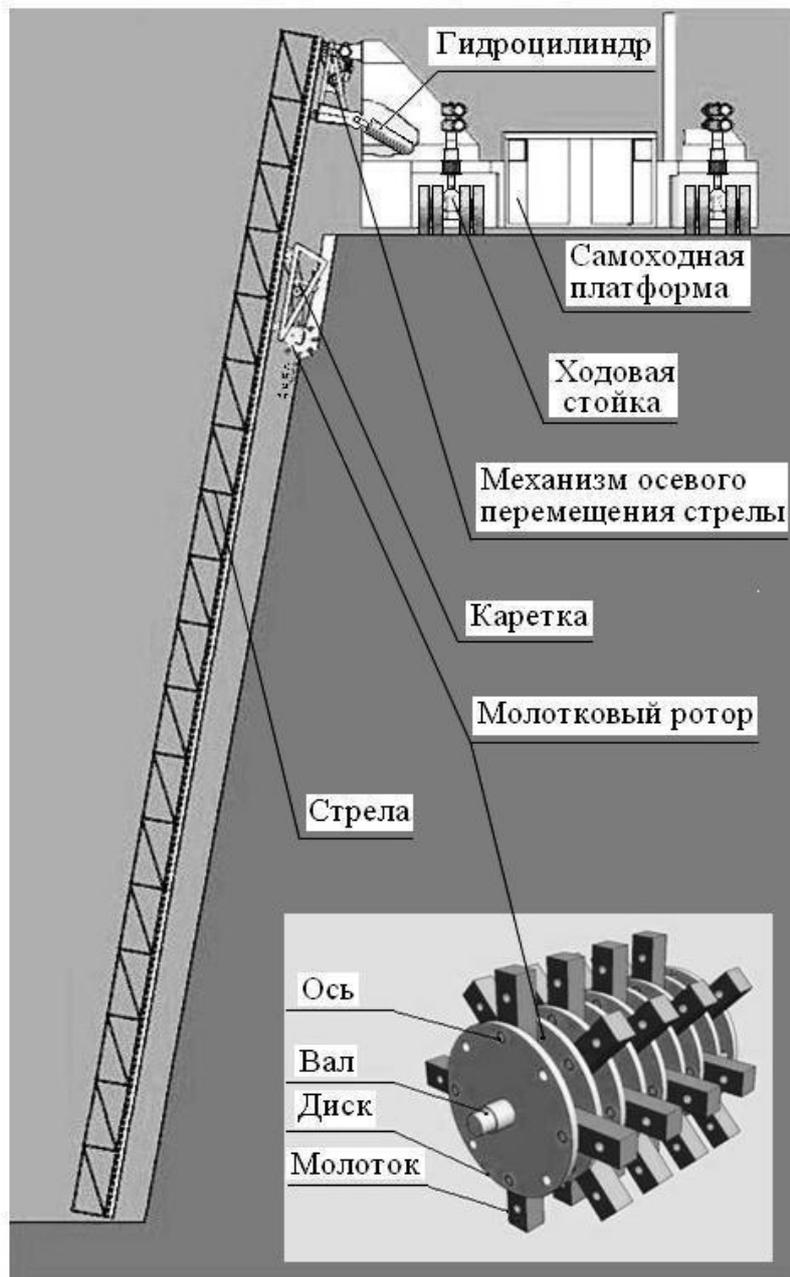


Рис. 1. Схема струга с молотковым ротором

Исходным условием при расчете конструктивных параметров молотков является реализация уравновешенных ударов по забою, при этом исключаются реактивные воздействия на оси подвески молотков, а, следовательно, на

подшипники ротора и стрелу струга. Разрушение горной породы осуществляется за счет кинетической энергии вращающихся молотков.

Струг с молотковым ротором выполняет отбойку горной породы на откосе уступа следующим образом.

В исходном положении струг располагают на необходимом по условию обеспечения заданной глубины отбойки расстоянии от бровки откоса. Гидроцилиндром поворачивают стрелу на требуемый угол, механизмом осевого перемещения ее опускают вниз до касания с нижней площадкой уступа. Затем включают привод молоткового ротора и привод подачи каретки – выполняется отбойка слоя горной породы откоса вплоть до нижней площадки. Далее включают реверс электродвигателя подачи каретки, и она перемещается вверх на высоту, исключающую контакт молотков ротора с поверхностью откоса. Привод вращения молоткового ротора и привод подачи каретки выключаются, стрела поднимается на некоторую величину или отводится от поверхности откоса. Включаются ходовые стойки, и самоходная платформа передвигается вдоль кромки уступа на новую позицию, удаленную от исходной на величину захвата стружки молотковым ротором.

Далее цикл работы струга повторяется.

Струг с молотковым ротором, который предназначен для отработки наклонных плоскостей уступов (откосов), обладает следующими положительными свойствами:

- способностью вести отработку откосов любой высоты от 15 до 30 м и крепостью горной породы на одноосное сжатие до 80 МПа;
- способностью начинать отработку откоса с углом наклона 55° и меньше любой кривизны и доводить угол наклона откоса до 80° ;
- при работе молоткового ротора обеспечивается сохранность подоткосного массива.

Использование стругов с молотковым ротором наиболее эффективно на породах прочностью до 60 – 80 МПа и позволяет увеличить угол наклона бортов карьеров в конечном контуре до 50° , а угол наклона рабочих бортов карьеров – до $20 - 30^\circ$.

Целесообразность создания и внедрения стругов с молотковым ротором подтверждена технико-экономическими расчетами и поддержана специалистами АК «АЛРОСА».

Дальнейшие работы, связанные с созданием струга, будут направлены на изучение процесса взаимодействия молоткового ротора с материалами различной крепости с целью оптимизации его конструктивных параметров и режимов отбойки.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ржевский В.В., Трубецкой К.Н. Задачи горной науки в области открытой разработки месторождений полезных ископаемых // Горный журнал. – 1988. – № 1. – С. 21 – 23.

2. Маттис А.Р., Ческидов В.И., Яковлев В.Л. и др. Безвзрывные технологии открытой добычи твердых полезных ископаемых / отв. ред. В.Н. Опарин. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2007. – 337 с.

3. Ганжа В.А. Разрушение снежно-ледяных образований механическим способом: монография. – Красноярск: Изд-во Сиб. федер. ун-та, 2012. – 192 с.

4. Сердцева Ж.В., Тишков А.Я., Гендлина Л.И., Левенсон С.Я. Об ударном разрушении пород средней прочности // Сб. трудов II международной конференции «Динамика и прочность горных машин». – Новосибирск, Изд-во ИГД СО РАН, 2003. – С. 83–87.

© С. Я. Левенсон, М. А. Ланцевич, Л. И. Гендлина, В. М. Усольцев, А. В. Морозов, 2016
УДК 522.33.013.3

УСТРОЙСТВО ДЛЯ СОЗДАНИЯ ИНИЦИИРУЮЩИХ ЩЕЛЕЙ В СТЕНКАХ СОЛЕВЫХ СКВАЖИН

Юрий Михайлович Леконцев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной разработки угольных месторождений, тел. (383)217-01-38

Аркадий Васильевич Леонтьев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, доктор технических наук, ведущий научный сотрудник лаборатории горной информатики, тел. (383)217-06-36, e-mail: leon@misd.ru

Впервые разработана конструкция устройства для создания инициирующих щелей в стенках солевых скважин. Инициирующие щели необходимы для подготовки измерительных скважин при определении напряжений в массиве горных пород методом гидроразрыва. Устройство прошло промышленные испытания в условиях Верхнекамского месторождения калийных солей.

Ключевые слова: массив калийных солей, поперечная инициирующая щель, буровой став, нож.

FORMER OF INITIATING SLOTS IN SALT WELL WALLS

Yuri M. Lekontsev

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, Senior Researcher, Underground Coal Mining Laboratory, tel. (383)217-01-38

Arkady V. Leont'ev

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Doctor of Engineering Sciences, Principal Researcher, Mining Information Science Laboratory, tel. (383)217-06-36, e-mail: leon@misd.ru

It is for the first time that formers of initiating slots in walls of salt wells have been engineered. Initiating slots are required in making measurement holes to estimate rock mass stresses using hydraulic fracturing method. The slot formers have been commercially trialed in mines of the Upper Kama Potash Salt Deposit.

Key words: potash salt deposit, lateral initiating slot, drilling column, cutter.

В Институте горного дела СО РАН разработана и запатентована оригинальная технология направленного гидроразрыва пород для управления труднообрушающимися кровлями в очистных забоях и дегазации угольных пластов [1,2]. Суть ее заключается в том, что для искусственного обрушения кровель производится бурение серии вертикальных скважин, в которых специальным инструментом осуществляется нарезание поперечных дисковых иницирующих щелей. Далее на интервале расположения щелей выполняется гидроразрыв стенок скважин с получением направленной протяженной трещины, приводящей к посадке кровли.

Возник замысел использовать данную технологию в качестве основы для одного из вариантов определения напряжений в массиве горных пород методом измерительного гидроразрыва. Как известно, физическую основу метода представляет зависимость критического давления рабочей жидкости при гидравлическом разрыве изолированного участка измерительной скважины от напряженного состояния и свойств разрушаемой среды. Предполагается, что если изолированный участок скважины содержит заранее выполненную щель, трещина гидравлического разрыва на небольшом расстоянии от скважины сохраняет заданное направление. При этом процедура интерпретации экспериментальных данных существенно упрощается [4].

Технология проведения тестов гидроразрыва включает бурение скважин на глубину до 10 – 12 метров, нарезание дискообразных щелей в стенках скважин, герметизацию их локальных участков специальным уравновешенным пакерным устройством, включая участки с нарезанными щелями. Для нарезания дискообразных щелей разработано устройство, адаптированное к физико-механическим свойствам данного полезного ископаемого и условиям проведения буровых работ.

Схема устройства показана на рисунке. Оно состоит из корпуса 1, штока 2, ножа 3, оси 4, возвратной пружины 5, окна 6, уклона 7, стопорной гайки 8, регулировочной гайки 9, рабочей пружины 10, шайбы 11, штифта 12, хвостовика 13 и забойного наконечника 14. Выход ножа из корпуса позволяет нарезать дискообразные полости на стенках скважин диаметром до 150 мм.

Работа устройства происходит в следующей последовательности. Хвостовиком 13 устройство навинчивается на штангу бурового станка и, используя осевую подачу, без вращения вводится в скважину до упора забойного наконечника 14 в забой последней. После досылки устройства в скважину включают вращатель бурового става станка и осевую подачу из расчета 1/50 мм/об.

С учетом того, что забойный наконечник 14 штока 2 неподвижен, то дальнейшее осевое перемещение совершает корпус 1 устройства с уклоном 7, сжимая пружину 10. При этом нож 3 скользит по надвигающемуся в его сторону уклону 7, поворачиваясь на закрепленной оси 4, растягивает пружину 5 и выдвигается из корпуса через окно 6. Выдвижение ножа из корпуса,

совмещенное с вращением корпуса, приводит к нарезке в стенке скважины полости дискообразной формы.

После нарезания полости вращение бурового става прекращают и медленно ($V=200$ мн/мин) перемещают буровой став на 0,5 м по направлению к устью скважины. Такое перемещение необходимо и достаточно для втягивания ножа 3 внутрь корпуса 1 под действием пружин 5 и 10.

Место нарезания полости по длине шпура предусматривается регулировать установкой проставок различной длины, навинчиваемых на забойный наконечник 14.

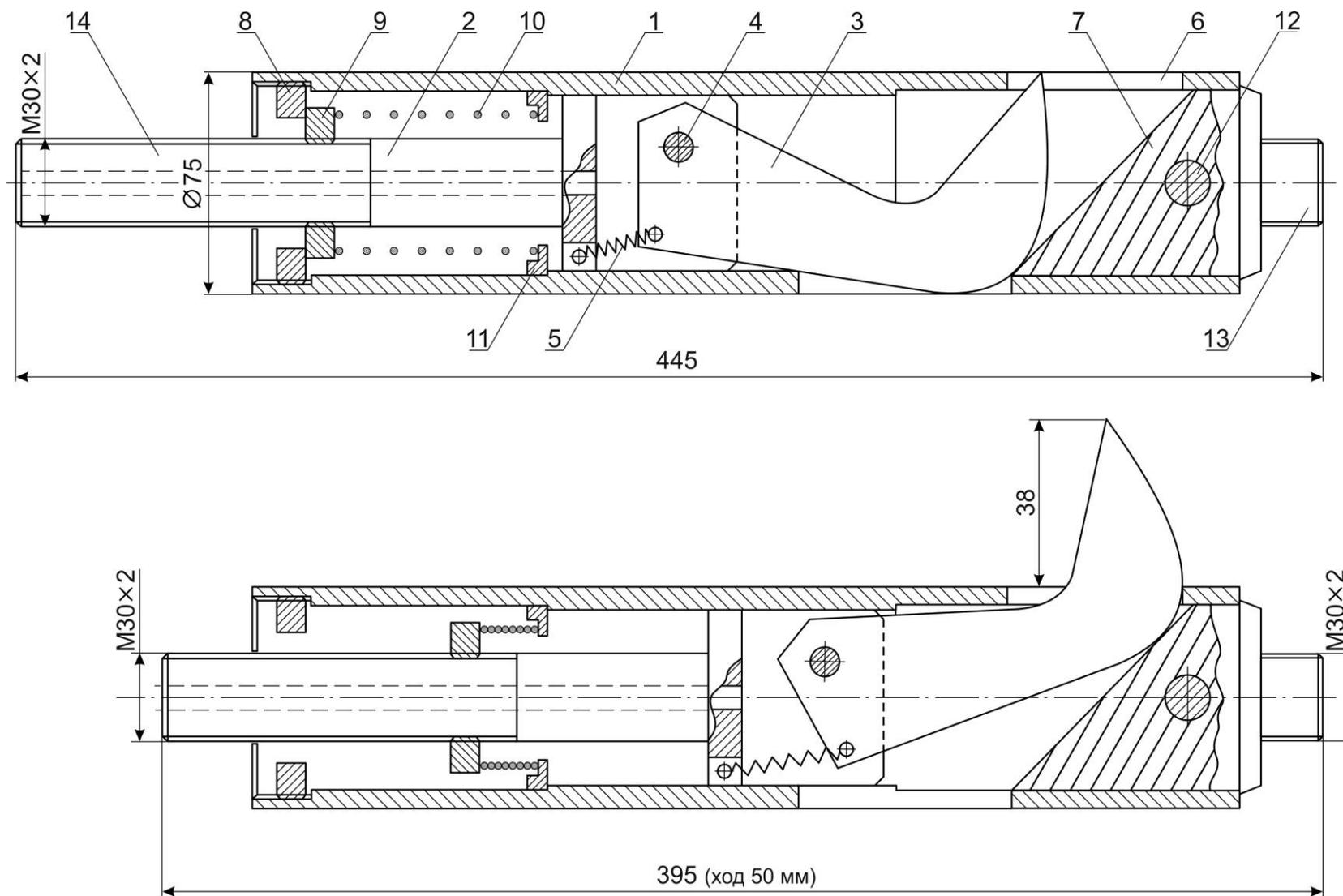


Рис. Схема устройства для нарезания дисковых щелей в стенках скважин:
 исходное положение устройства (вверху) и положение подвижных частей устройства
 после выдвижения ножа (внизу), (пояснения в тексте)

Устройство испытано в производственных условиях при выполнении тестов гидроразрыва в сильвинитовом массиве рудника СКРУ-3 Верхнекамского месторождения калийных солей. Иницирующие щели выполнялись с помощью устройства в вертикальных скважинах диаметром 76 мм на глубине порядка 10 м от контура подземной выработки. Прочность породы на разрыв в местах испытания составляла 2.5-3.8 МПа. Результаты щелеобразования контролировались при помощи видеозонда и были признаны удовлетворительными.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Леконцев Ю.М., Сажин П.В. Технология направленного гидроразрыва пород для управления труднообрушаемыми кровлями в очистных забоях и дегазации угольных пластов // ФТПРПИ. – 2014. – № 5. С. 137-142..
2. Леконцев Ю.М., Леонтьев А.В., Рубцова Е.В. Устройство для гидроразрыва пород в скважине // Патент России № 2433259. 2011. Бюл. № 31.
3. Панов А. В., Скулкин А. А., Цибизов Л. В., Родин Р. И. Определение компонент природного поля напряжения по данным измерительного гидроразрыва // 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. 186–190.

© Ю. М. Леконцев, А. В. Леонтьев, 2016

РЕЗУЛЬТАТЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ НАПРЯЖЕНИЙ В СОЛЯНОМ МАССИВЕ МЕТОДОМ ГИДРОРАЗРЫВА СТЕНОК СКВАЖИНЫ

Аркадий Васильевич Леонтьев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, доктор технических наук, ведущий научный сотрудник лаборатории горной информатики, тел. (383)217-06-36, e-mail: leon@misd.nsc.ru

Рассмотрены результаты экспериментального определения параметров действующего поля напряжений в подземных выработках рудника СКРУ –3 Верхнекамского месторождения калийных солей. Использован метод гидроразрыва среды с применением созданного в ИГД СО РАН измерительно-вычислительного комплекса «Гидроразрыв». Установлены следующие значения действующих в горизонтальной плоскости компонент напряжений: $\sigma_2 = 8.8 - 14.4$; $\sigma_1 = 12.9 - 25.3$ МПа.

Ключевые слова: массив калийных солей, контроль напряжений, гидроразрыв пород в скважине.

RESULTS OF STRESS DETERMINATION IN SALT ROCKS BY HYDROFRACTURING

Arkady V. Leont'ev

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Doctor of Engineering Sciences, Principal Researcher, Mining Information Science Laboratory, tel. (383)217-06-36, e-mail: leon@misd.nsc.ru

The paper reports data of experimental determination of effective stresses in underground excavations of Solikamsk Mine-3 at the Upper Kama Potash Salt Deposit. The tests used the method of hydrofracturing and measurement and computation equipment *Gidrorazryv* designed at the Institute of Mining. The measured effective horizontal stresses are: $\sigma_2 = 8.8-14.4$; $\sigma_1 = 12.9-25.3$ МПа.

Key words: salt rock mass, stress control, hydrofracturing.

В настоящее время ПАО «Уралкалий» разрабатывает инженерные мероприятия по ограничению (локализации) аварийных ситуаций на рудниках Верхнекамского месторождения калийных солей, главным образом связанных с обеспечением устойчивости соленосных пород и исключением прорыва вод в горные выработки. Для Верхнекамских рудников этот вопрос особенно актуален в связи со сложными горно-геологическими условиями месторождения, большими площадями выработанного пространства, значительными сдвигами подработанных пород. Решение проблемы обеспечения сохранности водозащитной толщи и снижения потерь полезного ископаемого в целиках невозможно без надежного геомеханического обоснования принимаемых технических решений. В связи с этим резко

возрастает значение современной информации о напряженно-деформированном состоянии массива соляных пород. В данной статье приведены некоторые предварительные результаты экспериментальных исследований действующего поля напряжений, полученные в подземных выработках рудника СКРУ-3 Верхнекамского месторождения калийных солей. Работа выполнялась в сотрудничестве со специалистами АО «ВНИИГалургии» г. Санкт-Петербург.

Некоторые результаты экспериментальных исследований напряженного состояния соляных месторождений в странах СНГ, в основном, были получены в конце прошлого столетия [1]. Применялись методы лабораторного анализа образцов пород с привлечением эффектов памяти горных пород, натурные способы инструментального контроля, такие как метод целевой разгрузки, компенсации, метод измерений на больших базах. Обзор опубликованных данных (табл. 1) показал, что напряженное состояние соляных массивов может отличаться от гидростатического.

Таблица 1

Параметры напряжений действующих на соляных месторождениях стран СНГ

Месторождение	Контроль ная глубина, м	Гравитационная составляющая поля напряжений, МПа	Параметры действующих напряжений, МПа		
			горизонт.		вертик.
			σ_x	σ_y	σ_z
Стебниковское	140	3.0	1.2	1.4	3.2
	190	4.0	1.7	1.3	4.1
	250	5.3	3.9	4.2	6.6
	310	6.5	4.3	4.5	6.9-7.5
	370	7.8	5.0	5.2	7.9-8.4
Старобинское	500	10.5	5.2-5.5	5.5-5.9	9.6
	720	15.1	9.0-9.4	9.4-9.8	12.1-12.8
Солотвинское	430	9.0	5.2-9.4	–	11.0-15.3
Сентовская площадь	1070	22.5	20.0	–	24.0
Верхнекамское [2.3.4]:					
– рудник БКРУ-2	400	8.4	25.0	12.4	18.4
	400	8.4	23.3	13.4	17.4
– рудник БКРУ-3	–	–	20.6	17.2	13.2
– рудник СКРУ-1	284	6.0	14.6-5.8	9.2-10.2	11.2-12.5

В частности, на рудниках Верхнекамского месторождения отмечено превышение компонентами горизонтальных напряжений (σ_x , σ_y) величины вертикальной составляющей (σ_z), а также повышенный уровень последней, пока не получивший объяснения.

Как известно, арсенал методов пригодных для определения напряжений в глубине соляного массива весьма ограничен ввиду особенностей структурного строения геосреды и ее нелинейного деформирования при нагружении.

В цикле экспериментального определения параметров действующего поля напряжений, который был осуществлен в подземных выработках рудника СКРУ –3, использован метод измерительного гидроразрыва, работоспособность которого была подтверждена ранее в шахтных экспериментах [5]. Применялась классическая схема метода, когда по давлениям гидроразрыва определялись наибольшее и наименьшее горизонтальные напряжения, а вертикальная составляющая оценивалась по весу покрывающих пород как γH (где γ – плотность среды, осредненная по глубине H) [6]. Месторождение характеризует практически пологое залегание на небольшой (230-380 м) глубине, поэтому определение гравитационной составляющей в качестве одного из главных напряжений вполне оправдано.

Тесты гидроразрыва выполнены с использованием измерительно-вычислительного комплекса, созданного в ИГД СО РАН. Обследование поверхности стенок скважины и выбор участков свободных от видимых нарушений породной среды проводилось с помощью видеозонда (см. статью Вострикова В.И. и др. в настоящем сборнике). На рисунке представлена функциональная схема ИВК.

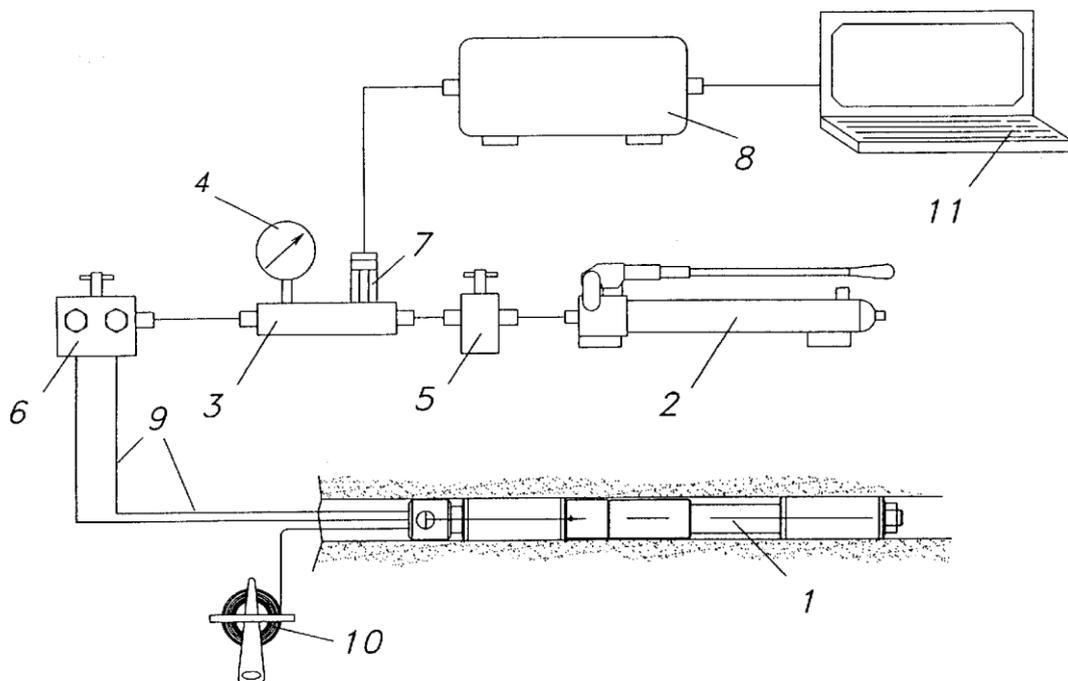


Рис. Функциональная схема измерительно-вычислительного комплекса:

1 – двухпакерный зонд в скважине; 2 – ручной насос; 3 – адаптер; 4 – контрольный манометр; 5, 6 – коммутирующие устройства; 7 – датчик давления с кабелем связи; 8 – регистратор давления; 9 – маслопроводы; 10 – рулетка; 11 – персональный компьютер

Некоторые технические характеристики комплекса:

- диаметр измерительных скважин, мм.....76
- глубина измерительных скважин, м.....10
- максимальное давление в гидросистеме, МПа.....60
- датчик давления, тип.....МИДА-ДИ-51П
- рабочий флюид.....масло индустриальное 60

Четыре замерные станции были организованы в периферийных по частям света областях шахтного поля рудника вне зон подработки либо надработки. Каждая станция состояла из трех измерительных скважин глубиной порядка 10 м, выбуренных на удалении друг от друга по простиранию подземных выработок. Выработки имели коробовую форму размером 3.1 м по высоте и 5.3 м – по ширине. В процессе экспериментальных работ в общей сложности выполнено 11 тестов измерительного гидроразрыва на глубинах от 4 до 9,5 м от устья скважины.

Первоначально измерительный зонд устанавливался в скважинах на максимальную глубину. После выполнения теста гидроразрыва он последовательно перемещался в направлении к устью скважины с шагом 1.5 – 2.0 м. Процедура выполнения тестов включала регистрацию во времени t следующих параметров: P_c – давление гидроразрыва; P'_s – давление запираения при гидроразрыве; P_r – давление раскрытия трещины разрыва при повторном нагружении; P''_s – давление запираения при повторном нагружении; P'_r – давление раскрытия трещины при третьем нагружении; P'''_s – давление запираения. Прочность геосреды на разрыв определялась по разнице между величинами P_c и P_r .

Результаты экспериментальных исследований отражены в табл. 2.

Таблица 2

Величины напряжений, установленные в экспериментах

№№ замерной станции	Расстояние от контура выработки, м	σ_{\min} , МПа	σ_{\max} МПа	Прочность породы на разрыв, МПа
1	4.0	8.80	14.00	4.0
	6.0	10.03	15.75	3.5-3.8
2	5.5	9.73	12.94	3.8
3	5.5	9.74	13.72	4.5
	7.5	3.80	4.47	2.0-4.6
4	9.0	13.56	24.93	3.0-3.5
	7.5	14.30	25.30	3.0-3.8

	6.0	13.53	23.00	4.3
	9.5	14.40	24.85	2.5-2.8
	7.5	12.50	19.50	3.0
	5.5	11.60	18.50	3.5

Следует отметить, что на удалениях более 5 м от контура кровли выработок, коэффициент концентрации напряжений, действующих в горизонтальной плоскости, можно принять равным единице. Эта оценка сделана на основе решения плоской упругой задачи (условие плоской деформации) с учетом реального сечения выработок.

Полученные значения действующих в горизонтальной плоскости компонент напряжений ($\sigma_1 = 12.9 - 25.3$; $\sigma_2 = 8.8 - 14.4$ МПа), в целом, согласуются

с приведенными для Верхнекамского месторождения в табл. 1. Отметим их более высокий уровень по сравнению с величиной вертикальной (гравитационной, при $\gamma = 2.4$ гс/см³) компоненты ($\sigma_3 = 6.0 - 8.9$ МПа), вычисленной с учетом глубины залегания замерных станций. Данный вывод следует считать предварительным, поскольку все замерные станции находились в зоне влияния выработанного пространства, а истинная величина вертикальной компоненты пока не установлена.

Анализ выборки экспериментальных данных позволяет отметить, что метод гидроразрыва может успешно применяться для контроля напряжений в соляных породах. Свидетельством тому идентичные значения величин напряжений, полученные данным методом на одной и той же глубине от устья в соседних (параллельных) скважинах.

Практика выполнения экспериментальных работ с использованием метода гидроразрыва показала, что отдельное внимание должно быть уделено технологии выбуривания измерительных скважин, от качества которых зависит надежность и объем успешных тестов гидроразрыва. Скважины должны иметь выдержанную прямолинейность, заданные геометрические размеры, чистую поверхность стенок. Следует добиться полной очистки полости скважин от штыба. Ясно, что для этого необходимо создание специального инструмента и отработка определенного регламента выполнения буровых работ.

Для определения параметров поля напряжений в нетронутом массиве необходимо решение обратной пространственной задачи, в которой сведения о локальных напряжениях, полученные в экспериментах, будут использованы для верификации модельной задачи.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Токсаров В.Н. Экспериментальное определение напряжений в соляных породах: дис...канд. техн. наук. – Пермь: ГИ УрО РАН, 2000. – 159 с.
2. Ермаков Н.И., Рябов В.Е. О напряженном состоянии массива пород Верхнекамского месторождения калийных солей // Разработка соляных месторождений: Межвузовский сб. научных тр. – Пермь, 1984. – С. 52-55.

3. 3. Полянина Г.Д., Виноградов Ю.А. Взаимосвязь складчатости и напряженно-деформированного состояния карналлитового пласта // Разработка калийных месторождений: Межвузовский сб. научных тр. – Пермь, –1989. – С. 68-71.

4. Рябов В.Е. Связь напряженного состояния соляного массива Верхнекамского месторождения и складчатости промышленных пластов // Технология подземной разработки калийных месторождений: Межвузовский сб. научных тр. – Пермь, – 1988. – С. 6-8.

5. Исследование напряженно-деформированного состояния соляного массива методом гидроразрыва скважин / Научный отчет по договору № 562-21 – Фонды ИГД СО РАН. – Новосибирск. – 1995. – 25 с.

6. Леонтьев А.В., Попов С.Н. Опыт практического применения измерительного гидроразрыва // Горный журнал. – 2003. – № 3. – С. 37-43.

© А. В. Леонтьев, 2016

УДК 622.4:625.42

ВЛИЯНИЕ ГОДОВОЙ ЦИКЛИЧНОСТИ ИЗМЕНЕНИЯ ТЕПЛОвого ПОТОКА В ГРУНТ НА РАСЧЕТНЫЙ ТЕПЛОвой БАЛАНС ДВУХПУТНОГО ТОННЕЛЯ МЕТРОПОЛИТЕНА

Иван Владимирович Лугин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, доцент, старший научный сотрудник, тел. (383)217-03-51, e-mail: ivlugin@misd.nsc.ru

Елена Леонидовна Алферова

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, младший научный сотрудник, тел. (383)217-03-51, e-mail: alferova@mosk.ru

В работе рассмотрены факторы, влияющие тепловой поток из двухпутного тоннеля метрополитена в окружающий грунтовый массив при различных климатических условиях. Выявлена и определена величина сдвига по фазе колебаний величин теплового потока и температур атмосферного воздуха, влияющая на расчетные значения теплового баланса и на расчетный воздухообмен.

Ключевые слова: метрополитен, двухпутный тоннель, тепловой поток в грунт, тепловой баланс, тоннельная вентиляция.

EFFECT OF ANNUAL CYCLICITY OF HEAT FLOW VARIATION IN SOIL ON ESTIMATED TEMPERATURE BALANCE IN DOUBLE-TRACK UNDERGROUND RAILWAY TUNNEL

Ivan V. Lugin

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, Assistant Professor, Senior Researcher, tel. (383)217-03-51, e-mail: ivlugin@misd.nsc.ru

Elena L. Alferova

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Junior Researcher, tel. (383)217-03-51, e-mail: alferova@mosk.ru

The study considers effects on heat flow from double-track underground railway tunnel in surrounding soil under different climate conditions. Phase displacement in the range of heat flow rates and atmospheric air temperatures, that influences calculated values temperature balance and estimated air exchange, is revealed and evaluated.

Key words: underground railway, double-track tunnel, heat flow in soil, temperature balance, tunnel ventilation.

Основная задача тоннельной вентиляции – поддержание воздушно-теплового баланса в тоннеле. Воздухообмен в тоннеле в большинстве случаев определяется необходимостью удаления теплоизбытков, которые зависят от внутренних (частота движения, скорость и масса поездов, пассажиропоток, освещенность тоннеля, оборудование) и внешних факторов (регион прокладки метрополитена, глубина заложения, теплофизические свойства грунтов и их гидрогеология). Теплотери, в основном, это потери тепла в грунтовой массив, окружающий тоннель. Из теплопоступлений и теплотерь выводится тепловой баланс. По требованиям [1], при расчете вентиляции, необходимо определять нестационарный тепловой поток из тоннелей в грунт в теплый период года, а также из грунта в тоннели в холодный период года. Для метрополитенов мелкого заложения, из-за небольшой толщины слоя грунта до поверхности, возникает опосредованный теплообмен с атмосферным воздухом через грунт, способный достигать существенных значений. Все тепло, что не ушло в грунт, требуется удалять средствами тоннельной вентиляции, то есть подавать необходимое для охлаждения тоннеля количество наружного воздуха.

Строительные и конструктивные особенности двухпутного тоннеля приняты по конструкторской документации. Рассмотрен круглый двухпутный тоннель, радиусом 4700 мм (рис. 1), с вентиляционным каналом вверху тоннеля, отделенного от путевого отсека фальшпотолком.

Расчет нестационарного теплового потока проведен с использованием программной реализации расчета теплопередачи методом конечных элементов.

На рис. 1 изображена геометрическая модель исследуемой области «тоннель-грунт» и указаны граничные и начальные условия.

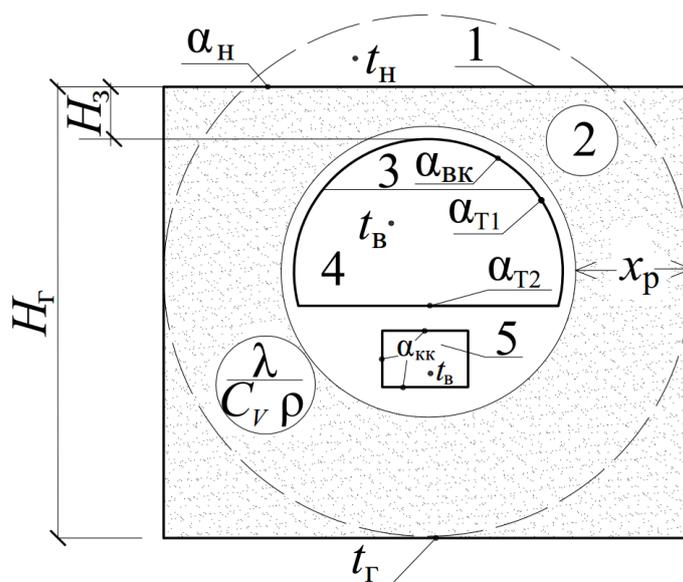


Рис. 1. Геометрическая модель «тоннель-грунт»:

1 – дневная поверхность; 2 – грунт; 3 – вентканал дымоудаления; 4 – путевой отсек; 5 – воздушно-кабельный канал; H_3 – глубина заложения тоннеля, м; H_Γ – расчетная толщина грунта, м; x_p – толщины грунта, где температура прогретой его толщи близка к естественной температуре грунта, м; t_n , t_b , t_Γ – температуры, соответственного, наружного и внутреннего воздуха и грунта на глубине H_Γ ; α_{BK} , α_n , α_{T1} , α_{T2} , α_{KK} – коэффициенты теплоотдачи поверхностей для граничных условий третьего рода, соответственно, верха вентканала, поверхности Земли, боковой стеки тоннеля, пола тоннеля, воздушно-кабельного канала, Вт/(м²·К)

Глубина заложения тоннеля H_3 – это расстояние от дневной поверхности до верхнего свода тоннеля. Исследования проведены для пяти глубин заложения: 1, 5, 10, 15 и 20 м (рассматривается метрополитен мелкого заложения). H_Γ – толщина грунта в рассматриваемой модели, принята из условия, что расстояние до нижней образующей поверхности тоннеля от нижнего края грунтового массива не менее x_p , которая определяется по формуле [4]:

$$x_p = 67,8 \cdot (aZ)^{0,5} = 67,8 \cdot (Z\lambda / (\rho C_V))^{0,5},$$

где Z – годовой период колебания температур, $Z=8760$ сут.; λ – теплопроводность грунта, Вт/(м·К); ρ – плотность грунта, кг/м³; C_V – теплоемкость грунта, Дж/(м³·К); $a = \lambda / (\rho C_V)$ – температуропроводность грунта, м²/с. От температуропроводности зависит скорость распространения температурных изменений в грунте, а также скорость их затухания с глубиной. В природе грунтовой массив многослойный, состоит из разных по теплофизическим свойствам грунтов, с постоянно изменяющимися их толщинами. В работе рассматривается не слоистый, а сплошной грунт, но с различной температуропроводностью, характерной для большинства грунтов [3-7], с диапазоном $4 \div 8 \cdot 10^{-7}$ м²/с с шагом 10^{-7} м²/с.

Изменение температур наружного t_n и внутреннего t_b воздуха по времени задается гармоническим законом колебаний:

$$t_n = a \cdot \cos(z) + b \text{ и } t_b = c \cdot \cos(z) + d,$$

где коэффициенты $a = t_{VI} - b$, $b = (t_I + t_{VI})/2$, $d = t_{III} - c$, $c = (t_{XII} + t_{III})/2$; t_I и t_{VI} – среднемесячные температуры за январь и июль соответственно [8], °С; t_{III} и t_{XII} – расчетные температуры внутреннего воздуха в тоннеле в теплый и холодный периоды года соответственно, °С; z – время в сутках, за начало отсчета принято 1 июля.

Расчетные параметры микроклимата внутреннего воздуха приняты по [1].

Естественная температура грунта $t_{гр}$, окружающего тоннель на глубинах H_3 , а также температура грунта t_Γ на глубине H_Γ находится по формуле [2]:

$$t_{гр} = t_{ср.год.в} + 1,3\Delta t + \frac{H}{30} - \frac{h_{геод}}{200} \pm \frac{A_0}{e} \sqrt{\frac{\pi}{az}},$$

где $t_{\text{ср.год.в}}$ – среднегодовая температура воздуха, °С; Δt – перепад температур между средней температурой воздуха за год и среднегодовой температурой на дневной поверхности земли, °С; $h_{\text{геод}}$ – высота данного места [10], м, для городов принималась высота их центров; H – глубина, на которой рассчитывается температура, м; A_0 – суточная амплитуда колебаний температуры на дневной поверхности земли, °С; a – температуропроводность грунта, м²/с; e – основание натурального логарифма; знак «+» ставится при расчете $t_{\text{гр}}$ в ТП, знак «-» при расчете $t_{\text{гр}}$ в ХП.

Для определения коэффициента теплоотдачи α в тоннелях метрополитена использована формула [2]:

$$\alpha = 2,64\epsilon_c \frac{(\rho_v v_0)^{0,8}}{d_3^{0,2}},$$

где ϵ_c – коэффициент, учитывающий влияние шероховатости поверхности; v_0 – средняя скорость движения воздуха в тоннеле, м/с; ρ_v – плотность воздуха в тоннеле, кг/м³; $d_3 = 4F/\Pi$ – гидравлический эквивалентный диаметр рассматриваемого воздушного канала, м; F – площадь поперечного сечения канала, м²;

Π – периметр этого канала, м.

На рис. 2 показаны удельные тепловые потоки в грунт для условий Новосибирска при одинаковой глубине заложения (15 м) для грунтов с различными теплофизическими свойствами. Пиковые значения удельного теплового потока отличаются на 99–262 Вт/пог.м, это 28,6–51,5 %. Сдвиги по фазе составляют 130–146 суток.

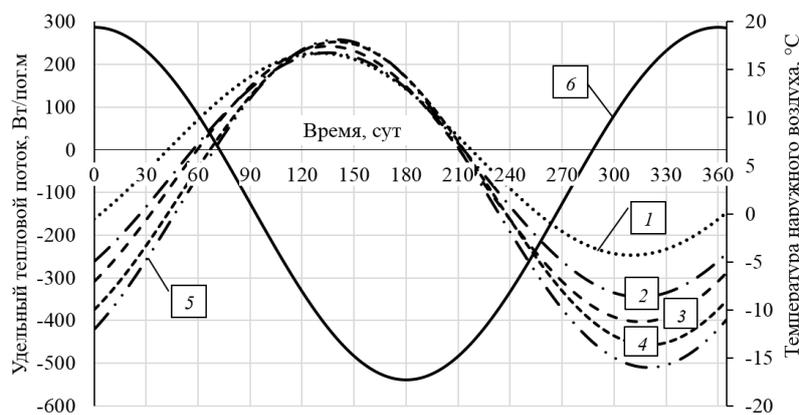


Рис. 2. Удельный годовой тепловой поток в грунт в г. Новосибирске на глубине 15 м при различных значениях температуропроводности: 1 – $4 \cdot 10^{-7}$ м²/с; 2 – $5 \cdot 10^{-7}$ м²/с; 3 – $6 \cdot 10^{-7}$ м²/с; 4 – $7 \cdot 10^{-7}$ м²/с; 5 – $8 \cdot 10^{-7}$ м²/с; 6 – температура наружного воздуха, °С

Таким образом, удельный тепловой поток в грунт q , Вт/пог. м, в течение года также, как и температуру, можно описать синусоидой:

$$q=e+f \cdot \cos(z-\Delta),$$

где z – день года в отсчете от первого июля, сут; e и f – коэффициенты; Δ – сдвиг по фазе, сут, колебаний температур атмосферного воздуха и теплового потока в грунт, объясняющийся и зависящий от тепловой инерции окружающего тоннель массива грунта. Этот сдвиг необходимо учитывать при определении расчетного периода для нахождения теплового баланса и расчетного воздухообмена. Значения коэффициентов e, f и сдвига Δ приведены в таблице.

Таблица

Данные для расчета уравнений удельного теплового потока q в грунт для Новосибирска при различной глубине в зависимости от температуропроводности грунта: первая строка – коэффициент e , вторая – коэффициент f , третья – фаза Δ , сут.

Температуро- проводность, м ² /с	Глубина заложения, м				
	1	5	10	15	20
Новосибирск					
$4 \cdot 10^{-7}$	-116	-40	-23	-14	-11
	206	247	237	237	236
	115	130	130	130	130
$5 \cdot 10^{-7}$	-159	-59	-35	-23	-17
	223	286	271	272	271
	120	135	135	135	135
$6 \cdot 10^{-7}$	-201	-81	-49	-33	-25
	237	322	304	304	304
	120	135	140	140	140
$7 \cdot 10^{-7}$	-241	-103	-64	-44	-34
	249	355	336	334	335
	120	140	145	144	144
$8 \cdot 10^{-7}$	-277	-125	-80	-57	-44
	259	384	366	361	363
	120	140	146	146	146

Тепловой поток Q , Вт, для определения теплового баланса определится как:

$$Q=q \cdot l_{\text{пер}},$$

где $l_{\text{пер}}$ – длина перегона, м. Он так же будет изменяться по гармоническому закону, где пересечения нулевой отметки будут разделяться на теплопотери и теплопоступления.

Выводы: получена зависимость величины теплового поток в грунт из двухпутного тоннеля метрополитена от глубины заложения, теплофизических свойства грунта, климатических условия местности возведения метрополитена. Показано, что глубина заложения больше 15 м не оказывает существенного влияния на величину теплового потока в грунт. Определен сдвиг по фазе между колебаниями температуры атмосферного воздуха и теплового потока в грунт, который необходимо учитывать при определении расчетного теплового баланса и воздухообмена.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. СП 120.13330.2012. Метрополитены. Актуализированная редакция СНиП 32-02-2003. – Введ. 01-01-2013. Москва: [б.и.], 2012. – 267 с.
2. Цодиков, В.Я. Вентиляция и теплоснабжение метрополитенов / В.Я. Цодиков. – Москва: Недра, 1975. – 237 с.
3. Карнаухов, Н.Н. Механика мерзлых грунтов и принципы строительства нефтегазовых объектов в условиях севера / Н.Н. Карнаухов, С.Я. Кушнир, А.С. Горелов, Г.М. Долгих – М.: ЦентрЛитНефтеГаз, 2008. – 432 с.
4. Яковлев, Р. Н. Универсальный фундамент. Технология ТИСЭ / Р.Н. Яковлев. – М.: ООО «Аделант», 2010. – 59 с.
5. Куликов, Ю.Г. Методические указания по испытанию вечномерзлых глинистых грунтов в полевых условиях: метод. указания / Ю.Г. Куликов, Ю.Д. Дубнов. – М., Главтранспроект, 1969. – 58 с.
6. Трофимов, В.Т. Грунтоведение / В.Т. Трофимов, В.А. Королев, Е.А. Вознесенский и др. – 6-е изд., перераб. и доп. – М.: Изд-во МГУ им. М.В. Ломоносова, 2005. – 1024 с.
7. Мазуров, Г.П. Физико-механические свойства мерзлых грунтов / Г.П. Мазуров. – Л. – М.: Стройиздат, 1964. – 45 с.
8. СП 131.13330.2012. Строительная климатология. Актуализированная редакция СНиП 23-01-99*. – Введ. 01-01-2013. Москва: [б.и.], 2012.
9. СНиП 2.04.05-91*. Отопление, вентиляция и кондиционирование воздуха. – Введ. 01-01-1992. Москва, 1999. – 72 с.
10. Карта высот [Электронный ресурс] // Российский УКВ портал, 2003-2015. – Режим доступа: <http://www.vhfdx.ru/karta-vyisot> (дата обращения: 19.11.2015).

© И. В. Лугин, Е. Л. Алферова, 2016

УДК 622.4

**КОМПЛЕКСНЫЙ АНАЛИЗ СОВМЕСТНОГО ВЛИЯНИЯ
АЭРОДИНАМИЧЕСКИХ И МАССОВЫХ СИЛ
НА НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ
ПРОФИЛЬНЫХ И ЛИСТОВЫХ ЛОПАТОК РАБОЧЕГО КОЛЕСА
ОСЕВОГО ВЕНТИЛЯТОРА**

Иван Владимирович Лугин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, доцент, старший научный сотрудник, тел. (383)217-03-51, e-mail: ivlugin@misd.nsc.ru

Надежда Владимировна Панова

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, младший научный сотрудник, тел. (383)217-03-51, e-mail: nadejda_panova@bk.ru

В статье приведены результаты исследования аэродинамических характеристик и напряженно-деформированного состояния элементов осевого вентилятора большого диаметра при использовании листовой и профильной лопатки с одинаковой средней линией.

Ключевые слова: осевой вентилятор, листовая лопатка, профильная лопатка, напряженно-деформированное состояние лопатки.

**INTEGRATED ANALYSIS OF COUPLED
EFFECT EXERTED BY AERODYNAMIC AND MASS
FORCES ON STRESS-STRAIN STATE OF SHAPED
AND SHEET BLADES OF AXIAL FAN IMPELLER**

Ivan V. Lugin

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, Assistant Professor, Senior Researcher, tel. (383)217-03-51, e-mail: ivlugin@misd.nsc.ru

Nadezhda V. Panova

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, Junior Researcher, tel. (383)217-03-51, e-mail: nadejda_panova@bk.ru

The paper reports tests of aerodynamic characteristics and stress–strain state of elements in the structure of a large-diameter fan with shaped and sheet blades with the equal center line of the blade profile.

Key words: axialfan, sheet blade, shaped blade, stress–strain state.

Главные вентиляторные установки шахт (ГВУ) являются основным средством борьбы с вредностями, выделяющимися в шахтную атмосферу, и поддержания требуемых параметров микроклимата. Также задачей ГВУ является обеспечение безопасности своевременным выносом из выработок метана и поддержании его концентрации в требуемых пределах. В связи с постоянным увеличением глубины работ в шахтах и ростом выделений вредных примесей на ГВУ накладываются все большие требования по вентиляционным параметрам.

Аэродинамические схемы вентиляторов фирм «TLT», «HOWDEN», «AM3» и др. с профильными лопатками имеют одну принципиальную общность, они представляют собой ту или другую модификацию «аналитического профиля Чебышева», разработанного в начале двадцатого века. При этом они отличаются только втулочным размером рабочего колеса, закрученностью хорд привтулочных и периферийных профилей, числом лопаток на рабочем колесе. В этой связи их безразмерные аэродинамические характеристики в координатах «давление–производительность» ступеней вентилятора практически одинаковые, и далеко не всегда достаточные для обеспечения требований меняющихся в широких диапазонах шахтных вентиляционных режимов [1].

Развитие математических методов проектирования аэродинамики осевых вентиляторов позволяет оперативнее находить нужные варианты аэродинамических схем и новые пути решения поставленных задач.

В качестве примера рассмотрена аэродинамическая схема ОВ-84[2] с диаметром рабочего колеса 4 м (соответствует одноступенчатому ВОД-40 без спрямляющих и направляющих аппаратов) и числом лопаток 10, на ее основе построена геометрическая модель лопаток и проточной части вентилятора с частотой вращения 375 об/мин. Толщина листовой лопатки принята по рекомендациям [2] не более 2 % от длины хорды лопатки [3].

Современный уровень развития вычислительной техники и методов расчета аэродинамических процессов в проточной части вентилятора позволяет определить аэродинамические параметры вентилятора с высокой долей достоверности. В данной работе в качестве инструмента исследования применен модуль расчета аэродинамики CFX программно-вычислительного комплекса ANSYS, основанный на численном решении системы уравнений Навье – Стокса, описывающей течение газа (жидкости) на основе фундаментальных законов сохранения (т.е. с минимальными допущениями).

Построение расчетной сетки проведено в модуле TurboGrid – специализированном сеточном процессоре, позволяющим с высокой степенью автоматизации создать высококачественную гексаэдрическую сетку,

пригодную для расчетов аэродинамики. Количество ячеек на расчетный сектор проточной части для одной лопатки составляет около 200 тыс. На рис. 1а приведен пример построения сетки для проточной части вентилятора с профильной лопаткой.

При расчете на входе в вентилятор задается расход воздуха, на выходе задается постоянное статическое давление, равное атмосферному. В результате расчета определяется одна точка аэродинамической характеристики вентилятора, соответствующая данному расходу. Далее расход воздуха на входе меняется для построения аэродинамической характеристики. На рис. 1б приведена расчетная модель сектора проточной части для одной лопатки на примере профильной с обозначенными граничными условиями.

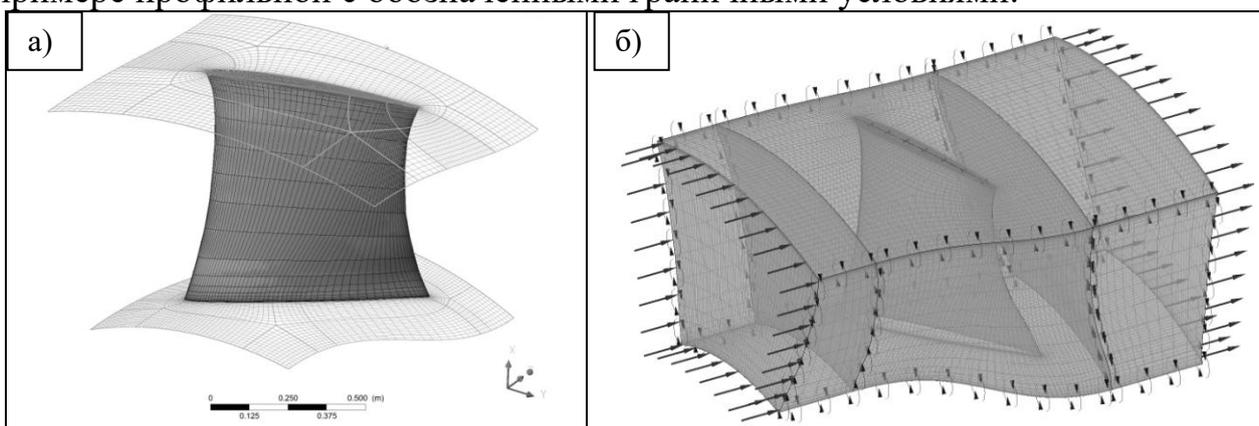


Рис. 1. Сеточная (а) и расчетная модель с обозначенными граничными условиями (б) проточной части вентилятора с профильной лопаткой

Для построения рабочих характеристик вентилятора при различных углах установки был принят диапазон производительности с переменным шагом. Диапазон корректировался в результате расчета для получения характеристики в области зоны устойчивой работы. Получены аэродинамические характеристики полного давления и полного КПД вентилятора для углов установки лопаток (УУЛ), равных 25,35 и 45°. На графике (рис. 2) приведены аэродинамические характеристики вентилятора при различных УУЛ рабочего колеса для листовой и профильной лопатки. Видно, что на характеристиках имеются как участки совпадения, так и существенного различия. Основное различие заключается в увеличении области устойчивой работы у профильной лопатки в области низкой производительности. Причем это различие увеличивается с увеличением УУЛ.

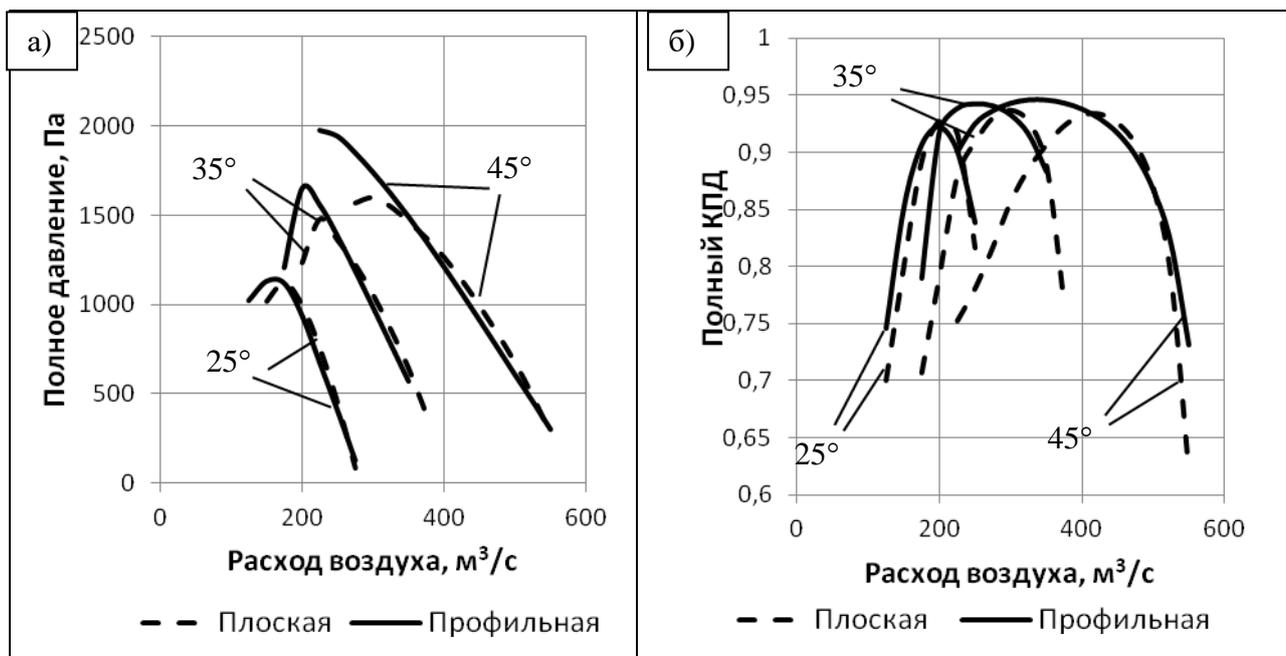


Рис. 2. Аэродинамическая характеристика вентилятора с листовой и профильной лопаткой при УУЛ 25, 35 и 45 градусов; а) полное давление, Па; б) полный КПД

Использование модуля CFX программно-вычислительного комплекса ANSYS позволило получить величину и характер распределения нагрузки от влияния аэродинамических сил на лопатку рабочего колеса, последующая передача этих данных в модуль StaticStructural позволяет определить влияние этих сил на надежность лопаток осевого вентилятора. Надежность обеспечивается запасом статической прочности в пределах заданного ресурса, и предотвращением резонансных явлений.

Одной из задач исследования является обеспечение допустимого уровня напряжений в лопаточном узле с учетом предельных прочностных характеристик используемых материалов и принятых коэффициентов запаса прочности, второй – осуществление безопасной отстройки частот собственных колебаний лопаток от частот возбуждающих сил с целью предотвращения опасных динамических напряжений из-за возможного резонанса. При статическом анализе наибольший интерес вызывают максимальные напряжения и перемещения в конструкции. Реальная конструкция чаще всего находится в условиях сложного напряженного состояния. При проведении исследований использовался критерий текучести фон Мизеса, позволяющий поставить в соответствие сложному напряженному состоянию эквивалентное ему по некоторой величине простое напряженное состояние.

На рабочие лопатки осевых вентиляторов действует преимущественно два вида нагрузок от аэродинамических и центробежных сил. При исследовании профильных лопаток было установлено, что направление этих сил противоположно, а в случае листовых лопаток эти силы направлены в одну сторону. При исследовании надежности лопаточных систем важно учитывать, что основное влияние на напряженно-деформированное состояние оказывают центробежные силы, учет же аэродинамических сил незначительно изменяет

картину напряженно-деформированного состояния. На рис. 3 представлены перемещения профильной лопатки от воздействия центробежных и аэродинамических сил.

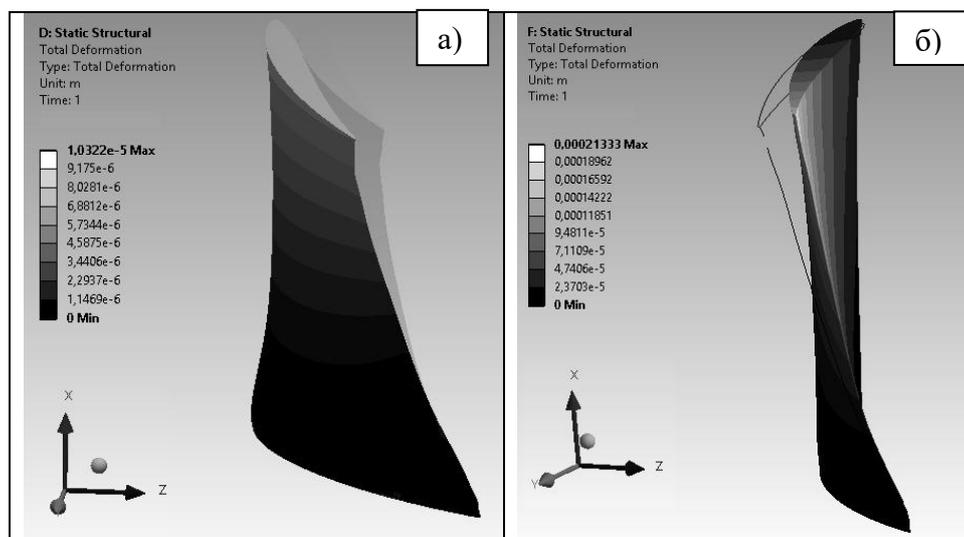


Рис. 3. Перемещение профильной лопатки осевого вентилятора от воздействия: (а) аэродинамических сил; (б) центробежных сил

В рамках проведенного исследования была использована сталь с пределом текучести $\sigma_T = 250$ МПа. Для профильной и листовой лопатки обеспечивается необходимый запас прочности. При этом стоит отметить что масса профильной лопатки составила 206 кг, а листовой 58 кг, что меньше в 3,5 раза. Следовательно, к преимуществам использования листовой лопатки можно отнести следующее: меньше момент инерции ротора (уменьшается время разгона и торможения ротора), меньше центробежная сила (возможно увеличение окружных скоростей вращения), снижается трудоемкость изготовления и конечная стоимость.

Выводы

При прочих равных условиях, на большей части нисходящей ветви аэродинамические характеристики осевого вентилятора с профильной и листовой лопаткой для одинаковых УУЛ различаются незначительно. Область устойчивой работы осевого вентилятора с профильной лопаткой больше в сторону малых расходов. На расширение области устойчивой работы влияет УУЛ, на большем угле различие характеристик увеличивается. Профильная лопатка на больших УУЛ работает в области больших давлений, что позволяет рекомендовать их для более высоконапорных вентиляторов. С точки зрения прочности и надежности преимущества имеет листовая лопатка, использование которой позволяет уменьшить время разгона и торможения ротора, повысить вентиляционные параметры по давлению и производительности за счет увеличения окружных скоростей вращения по концам лопаток, снизить трудоемкость изготовления и конечную стоимость.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Панова Н.В. Развитие вентиляторостроения главного проветривания шахт //Сборник трудов XIV научно-практической конференции «Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности». – Кемерово, 2012 – с. 113–115.
2. Брусиловский И.В. Аэродинамические схемы и характеристики осевых вентиляторов ЦАГИ / М: Недра, 1978. – 198 с.
3. Лугин И.В., Панова Н.В. Численное моделирование аэродинамических параметров осевых вентиляторов на примере схемы ОВ-103 ЦАГИ / Сборник трудов Всероссийской научной конференции для студентов, аспирантов и молодых ученых с элементами научной школы «Горняцкая смена – 2015». Том 4, Изд. ИГД СО РАН. – Новосибирск 2015. – С. 251-255.

© И. В. Лугин, Н. В. Панова, 2016

УДК 622:539.3

ВЫВОД ИНТЕГРАЛЬНЫХ УРАВНЕНИЙ ТИПА ФРЕДГОЛЬМА ДЛЯ РАСЧЕТА НАПРЯЖЕНИЙ ОКОЛО ПОЛИГОНАЛЬНЫХ СЕЧЕНИЙ ВЫРАБОТОК

Валерий Егорович Миренков

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник лаборатории механики горных пород, тел. (383)217-06-93, e-mail: mirenkov@misd.nsc.ru

Валерий Алексеевич Шутов

Новосибирский государственный университет архитектуры, дизайна и искусства, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 38, доктор технических наук, профессор, тел. (913)896-74-66, e-mail: va_shutov@mail.ru

Предлагается метод решения задачи о напряженно-деформированном состоянии в окрестности выработки с сечением в виде выпуклого многоугольника, по контуру которого заданы напряжения и (или) смещения. Метод основан на решении трех основных задач теории упругости для полуплоскости, единообразен для любой полигональной формы контура выработки и сводит проблему к решению системы интегральных уравнений типа Фредгольма второго рода.

Ключевые слова: метод, полуплоскость, уравнения, выработка, граничные условия, напряжения, смещения.

DERIVATION OF THE FREDHOLM-TYPE INTEGRAL EQUATIONS TO CALCULATE STRESSES IN ROCKS AROUND POLYGONAL CROSS-SECTION EXCAVATIONS

Valery E. Mirenkov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Doctor of Engineering Sciences, Professor, Principal Researcher, Rock Mechanics Laboratory, tel. (383)217-06-93, e-mail: mirenkov@misd.nsc.ru

Valery A. Shutov

Novosibirsk State Academy of Architecture and Art, 630091, Russia, Novosibirsk, 38 Krasny prospect, Doctor of Engineering Sciences, Professor, tel. (913)896-74-66, e-mail: va_shutov@mail.ru

The authors propose a method to solve problems on stress–strain state of rocks around a convex polygonal cross-section excavation with stresses and (or) displacements assigned at its perimeter. The method is based on solution of three principal elasticity problems for half-plane, is uniform for any polygonal perimeter of an excavation and reduces the problem solution to a system of the Fredholm-type integral equations of the second kind.

Key words: method, half-plane, equations, excavation, boundary conditions, stresses, displacements.

Одним из наиболее перспективных методов решения проблемы расчета напряженно-деформированного состояния в окрестности выработки является процесс сведения ее к интегральным уравнениям [1-4]. Это связано с тем, что численной реализацией интегральных уравнений занимаются многие научные школы и представляется возможность использования последних достижений в этой области для реализации полученных уравнений. Наиболее сложная проблема возникает при выводе интегральных уравнений для областей с угловыми точками, т.е. выработок с полигональным поперечным сечением. Существующие численные методы решения таких задач не обеспечивают необходимую точность и требуют доказательства существования, единственности и непрерывной зависимости от входных данных [5]. Этими же недостатками обладают и интегральные уравнения, полученные при априорных предположениях на процесс деформирования и сводящиеся в результате к уравнениям типа Фредгольма первого рода [1,2]. В таком случае необходима регуляризация уравнений, т.е. сведения их к уравнениям типа Фредгольма второго рода.

Рассмотрим однородную изотропную плоскость с отверстием в виде произвольного выпуклого n -угольника, по контуру которого заданы произвольные нормальные и касательные напряжения и (или) смещения (рис. 1). Продолжая каждую из сторон n -угольника до бесконечности, выделим n полуплоскостей. На участке k -ой ($k=1,2,\dots,n$) полуплоскости, совпадающей с k -ой стороной многоугольника, действуют заданные напряжения (для определенности) p_k^0, q_k^0 , а на остальных участках границы этой полу-плоскости

– возникшие в результате деформирования рассматриваемой плоскости искомые напряжения p_k^\pm, q_k^\pm (« \pm » относят соответственно к положительным и отрицательным значениям абсциссы x_k локальной системы координат x_k, y_k , связанной с серединой данной стороны длиной $2a_k$ (рис.1)).

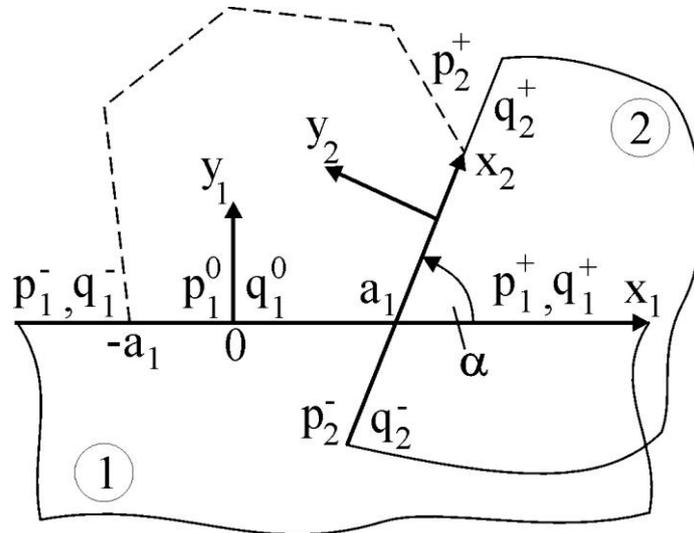


Рис. 1. Расчетная схема плоскости с полигональной выработкой

Допустим, что функции p_k^+, q_k^+ известны. Тогда напряженное состояние в полуплоскости (k) определяется выражениями

$$\begin{aligned} \sigma_{xk} &= 2 \operatorname{Re} \Phi_k(z_k) - \operatorname{Re} [z_k \Phi_k'(z_k) + \Psi_k(z_k)], \\ \sigma_{yk} &= 2 \operatorname{Re} \Phi_k(z_k) + \operatorname{Re} [z_k \Phi_k'(z_k) + \Psi_k(z_k)], \\ \tau_{xyk} &= -\operatorname{Im} [z_k \Phi_k'(z_k) + \Psi_k(z_k)], \end{aligned} \quad (1)$$

Здесь [1]

$$\begin{aligned} \Phi_k(z_k) &= -\frac{1}{2\pi i} \cdot \left[\int_{-a}^a \frac{p_k^-(t) - i \cdot q_k^-(t)}{t - z_k} dt + \right. \\ &\left. + \int_{-a}^a \frac{p_k^+(t) - i \cdot q_k^+(t)}{t - z_k} dt + \int_{-a}^a \frac{p_k^0(t) - i \cdot q_k^0(t)}{t - z_k} dt \right], \end{aligned} \quad (2)$$

$$\Psi(z_k) = -\frac{1}{2\pi i} \left[\int_{-a}^a \frac{p_k^- + i \cdot q_k^-}{t - z_k} dt + \int_{-a}^a \frac{p_k^+ + i \cdot q_k^+}{t - z_k} dt + \int_{-a}^a \frac{p_k^0 + i \cdot q_k^0}{t - z_k} dt \right] - \Phi_k - z_k \cdot \Phi_k'.$$

Формулы перехода от одной системы координат, связанной с полуплоскостью (k), к другой, связанной с полуплоскостью (k+1), имеют вид [1]

$$z_{k+1} = (z_k - z_{0k}) \cdot \exp(i \cdot \alpha_{k+1}), \quad (3)$$

где z_{0k} – положение начала координат системы z_{k+1} относительно системы z_k ; α_{k+1} – угол поворота системы z_{k+1} относительно системы z_k .

Переходя последовательно от полуплоскости (k) к полуплоскости (k+1) ($k=1,2,\dots,n$), будем получать цепочку соотношений:

$$\begin{aligned} p_k^+ &= \sigma_{xk+1} \cdot (p_{k+1}^+, q_{k+1}^+, p_k^0, q_k^0) \cdot \sin^2 \alpha_{k+1} + \sigma_{yk+1} \cdot (p_{k+1}^+, q_{k+1}^+, p_k^0, q_k^0) \cdot \cos^2 \alpha_{k+1} + \\ &\quad + \tau_{xyk+1} \cdot (p_{k+1}^+, q_{k+1}^+, p_k^0, q_k^0) \cdot \sin 2\alpha_{k+1}, \\ q_k^+ &= [\sigma_{xk+1} \cdot (p_{k+1}^+, q_{k+1}^+, p_{k+1}^0, q_{k+1}^0) - \sigma_{yk+1} \cdot (p_{k+1}^+, q_{k+1}^+, p_{k+1}^0, q_{k+1}^0)] \cdot \sin 2\alpha_{k+1} + \\ &\quad + \tau_{xyk+1} \cdot (p_{k+1}^+, q_{k+1}^+, p_{k+1}^0, q_{k+1}^0) \cdot \cos 2\alpha_{k+1}, \end{aligned} \quad (4)$$

$$\begin{aligned} p_{k+1}^+ &= \sigma_{xk} \cdot (p_k^+, q_k^+, p_k^0, q_k^0) \cdot \sin^2 \alpha_{k+1} + \sigma_{yk} \cdot (p_k^+, q_k^+, p_k^0, q_k^0) \cdot \cos^2 \alpha_{k+1} - \\ &\quad - \tau_{xyk+1} \cdot (p_k^+, q_k^+, p_k^0, q_k^0) \cdot \sin 2\alpha_{k+1}, \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} q_{k+1}^- &= [\sigma_{yk} \cdot (p_k^+, q_k^+, p_k^0, q_k^0) - \sigma_{xk} \cdot (p_k^+, q_k^+, p_k^0, q_k^0)] \cdot \sin^2 \alpha_{k+1} + \\ &\quad + \tau_{xyk} \cdot (p_k^+, q_k^+, p_k^0, q_k^0) \cdot \sin 2\alpha_{k+1}, \end{aligned}$$

причем

$$p_{n+1}^- = p_1^-, \quad q_{n+1}^- = q_1^-.$$

Таким образом, выписывая решение (2) для каждой полуплоскости последовательно и вычисляя при этом напряженное состояние (1.1), после подстановки в (4) получим систему $4n$ интегральных уравнений, связывающую искомые p_k^+, q_k^+ ($k=1,2,\dots,n$) и заданные граничные функции p_k^0, q_k^0 . Знание p_k^+, q_k^+ ($k=1,2,\dots,n$) полностью решает задачу определения напряженно-деформированного состояния в плоскости с отверстием.

Рассмотренный выше подход дает хорошие результаты в случае некоторой симметрии отверстия и нагрузок. Наибольшую простоту имеем в случае правильных n -угольника и нагрузок, вызывающих симметричное или антисимметричное поле напряжений.

Рассмотрим частную задачу сформулированного выше класса, т.е. представим систему (4) в развернутом виде для случая плоскости с

прямоугольным отверстием, на параллельных сторонах которого приложены произвольные, но попарно одинаковые усилия (рис. 2).

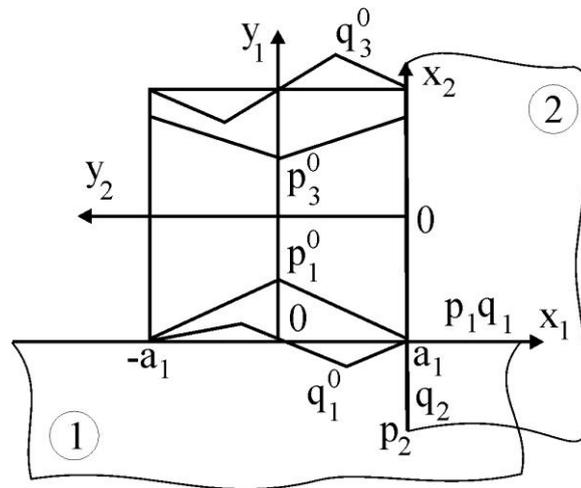


Рис. 2. Расчетная схема ослабления прямоугольного сечения

Согласно симметрии и в соответствии с обозначениями, указанными на рис. 1, 2, имеем

$$\begin{aligned}
 p_2^- &= p_2^+ = p_2(x_2, 0) = p_2(a_1 - a_2 - x_1, 0) = \\
 &= \sigma_{x1}(a_1, y_1) = \sigma_{x1}(a_1, x_2 + a_2) = \sigma_{x1}(a_1, a_1 - x_1), \\
 -q_2^- &= q_2^+ = -q_2(x_2, 0) = -q_2(a_1 - a_2 - x_1, 0) = \\
 &= \tau_1(a_1, y_1) = \tau_1(a_1, x_2 + a_2) = \tau_1(a_1, a_1 - x_1), \\
 p_1^- &= p_1^+ = p_1(x_1, 0) = \sigma_{x2}(-a_2, y_2) = \sigma_{x2}(-a_2, a_1 - x_1), \\
 -q_1^- &= q_1^+ = q_1(x_1, 0) = \tau_2(-a_2, y_2) = \tau_2(-a_2, a_1 - x_1).
 \end{aligned}$$

Тогда система (4) для определения четырех неизвестных функций запишется в виде

$$p_1(x_1, 0) = \sigma_{x2}(-a_2, a_1 - x_1), \quad q_1(x_1, 0) = -\tau_2(-a_2, a_1 - x_1), \quad (5)$$

$$p_2(a_1 - a_2 - x_1, 0) = \sigma_{x1}(a_1, a_1 - x_1), \quad -q_2(a_1 - a_2 - x_1, 0) = \tau_1(a_1, a_1 - x_1).$$

Для полуплоскости (1), учитывая (2), (5), (1) и (3), получим

$$\begin{aligned}
 p_2(a_1 - a_2 - x_1, 0) = \sigma_{x1}(a_1, a_1 - x_1) = & -\frac{2}{\pi} \cdot \left\{ (a_1 - x_1) \cdot \left[\int_{|t| \geq a} (t - a_1) \cdot K_{11}^- \cdot p_1(t) dt + \right. \right. \\
 & \left. \left. + \int_{-a}^a (t - a_1) \cdot K_{11}^- \cdot p_1^0(t) dt \right] - \int_{|t| \geq a} (t - a_1)^2 \cdot K_{11}^- \cdot q_1(t) dt - \right.
 \end{aligned}$$

$$- \int_{-a}^a (t - a_1)^2 \cdot K_{11}^- \cdot q_1^0(t) dt \Big\}, \quad (6)$$

$$- q_2(a_1 - a_2 - x_1, 0) = \tau_1(a_1, a_1 - x_1) = - \frac{2(x_1 - a_1)}{\pi} \cdot \left\{ (x_1 - a_1) \cdot \left[\int_{|t| \geq a} K_{11}^- \cdot p_1(t) dt + \right. \right. \\ \left. \left. + \int_{-a}^a K_{11}^- \cdot p_1^0 dt \right] - \int_{|t| \geq a} (t - a_1) \cdot K_{11}^- \cdot q_1(t) dt + \int_{-a}^a (t - a_1) \cdot K_{11}^- \cdot q_1^0(t) dt \right\}.$$

Для полуплоскости (2)

$$p_1(x_1, 0) = \sigma_{x_2}(-a_2, a_1 - x_1) = - \frac{2}{\pi} \cdot \left\{ (a_1 - x_1) \cdot \left[\int_{|t| \geq a} (t + a_2) \cdot K_{22}^- \cdot p_2(t) dt + \right. \right. \\ \left. \left. + \int_{-a}^a (t + a_2) \cdot K_{22}^- \cdot p_2^0 dt \right] - \int_{|t| \geq a} (t + a_2)^2 \cdot K_{22}^- \cdot q_2 dt - \right. \\ \left. - \int_{-a}^a (t + a_2)^2 \cdot K_{22}^- \cdot q_2^0 dt \right\}, \quad (7)$$

$$q_1(x_1, 0) = \tau_2(-a_2, a_1 - x_1) = \frac{2(x_1 - a_1)}{\pi} \cdot \left\{ (x_1 - a_1) \cdot \left[\int_{|t| \geq a} K_{22}^- \cdot p_2(t) dt + \right. \right. \\ \left. \left. + \int_{-a}^a K_{22}^- \cdot p_2^0 dt \right] + \int_{|t| \geq a} (t + a_2)^2 \cdot K_{22}^- \cdot q_2 dt + \int_{-a}^a (t + a_2)^2 \cdot K_{22}^- \cdot q_2^0 dt \right\}.$$

В (6), (7) использованы обозначения

$$K_{11}^\pm = \frac{t \pm a_1}{[(t \pm a_1)^2 + (x_1 - a_1)^2]^2}, \quad t = 1, 2.$$

Перепишем (1.6) и (1.7) в виде

$$p_2(x_1) - \int_a^\infty K_1 \cdot p_1(t) dt - \int_a^\infty K_2 \cdot q_1(t) dt = f_1(x_1), \\ q_2(x_1) - \int_a^\infty K_3 \cdot p_1(t) dt - \int_a^\infty K_4 \cdot q_1(t) dt = f_2(x_1), \quad (8) \\ p_1(x_1) - \int_a^\infty K_5 \cdot p_2(t) dt - \int_a^\infty K_6 \cdot q_2(t) dt = f_3(x_1),$$

$$q_1(x_1) - \int_a^\infty K_7 \cdot p_2(t) dt - \int_a^\infty K_8 \cdot q_2(t) dt = f_4(x_1),$$

где

$$K_1(t, x_1) = (x_1 - a_1) \cdot [(t + a_1) \cdot K_{11}^+ + (t - a_1) \cdot K_{11}^-],$$

$$K_2(t, x_1) = [(t + a_1)^2 \cdot K_{11}^+ + (t - a_1)^2 \cdot K_{11}^-],$$

$$K_3(t, x_1) = (x_1 - a_1)^2 \cdot [K_{11}^+ - K_{11}^-],$$

$$K_4(t, x_1) = (x_1 - a_1) \cdot [(t + a_1) \cdot K_{11}^+ - (t - a_1) \cdot K_{11}^-],$$

$$K_5(t, x_1) = (x_1 - a_1) \cdot [(t + a_2) \cdot K_{22}^+ + (t - a_2) \cdot K_{22}^-],$$

$$K_6(t, x_1) = [(t + a_2)^2 \cdot K_{22}^+ + (t - a_2)^2 \cdot K_{22}^-],$$

$$K_7(t, x_1) = (x_1 - a_1)^2 \cdot [K_{22}^+ - K_{22}^-],$$

$$K_8(t, x_1) = (x_1 - a_1) \cdot [(t + a_2) \cdot K_{22}^+ - (t - a_2) \cdot K_{22}^-],$$

$$f_1(x_1) = \frac{2}{\pi} \cdot (x_1 - a_1) \cdot \int_{-a}^a (t - a_1) \cdot K_{11}^- \cdot p_1^0(t) dt + \frac{2}{\pi} \cdot \int_{-a}^a (t - a_1)^2 \cdot K_{11}^- \cdot q_1^0(t) dt,$$

$$f_2(x_1) = -\frac{2}{\pi} \cdot (x_1 - a_1)^2 \cdot \int_{-a}^a K_{11}^- \cdot p_1^0(t) dt - \frac{2}{\pi} \cdot (x_1 - a_1) \cdot \int_{-a}^a (t - a_1) \cdot K_{11}^- \cdot q_1^0(t) dt,$$

$$f_3(x_1) = \frac{2}{\pi} \cdot (x_1 - a_1) \cdot \int_{-a}^a (t + a_2) \cdot K_{22}^- \cdot p_2^0(t) dt + \frac{2}{\pi} \cdot \int_{-a}^a (t + a_2)^2 \cdot K_{22}^- \cdot q_2^0(t) dt,$$

$$f_4(x_1) = \frac{2}{\pi} \cdot (x_1 - a_1)^2 \cdot \int_{-a}^a K_{22}^- \cdot p_2^0(t) dt + \frac{2}{\pi} \cdot (x_1 - a_1) \cdot \int_{-a}^a (t + a_2) \cdot K_{22}^- \cdot q_2^0(t) dt.$$

Для случая квадратного отверстия и нагрузок, вызывающих симметричное деформирование, из (8) следует, что первое и второе уравнения тождественны соответственно третьему и четвертому и для нахождения $p(x) = p_1(x) = p_2(x)$, $q(x) = q_1(x) = q_2(x)$ имеем, таким образом, два уравнения. Переходя к безразмерным координатам (величины, имеющие размерность длины, отнесены к половине стороны квадрата) и производя замену переменных

$$x = \frac{1}{y}, \quad t = \frac{1}{\tau}, \quad dt = -\frac{d\tau}{\tau^2},$$

окончательно получим

$$\begin{aligned}
p(y) - \int_0^1 K_1 \cdot p(\tau) d\tau - \int_0^1 K_2 \cdot q(\tau) d\tau &= f_1(y), \\
q(y) - \int_0^1 K_3 \cdot q(\tau) d\tau - \int_0^1 K_4 \cdot p(\tau) d\tau &= f_2(y),
\end{aligned} \tag{9}$$

где

$$\begin{aligned}
K_1 &= y^3 \cdot (1-y) \cdot \left\{ (\tau+1)^2 \cdot [y^2 \cdot (\tau+1)^2 + \tau^2 \cdot (1-y)^2] J^{-2} + \right. \\
&\quad \left. + (1-\tau)^2 \cdot [y^2 \cdot (1-\tau)^2 + (1-y)^2 \cdot \tau^2] J^{-2} \right\}, \\
K_2 &= y^4 \cdot \left\{ (1+\tau)^3 \cdot [y^2 \cdot (1+\tau)^2 + \tau^2 \cdot (1-y)^2] J^{-2} + \right. \\
&\quad \left. + (1-\tau)^3 \cdot [y^2 \cdot (1-\tau)^2 + \tau^2 \cdot (1-y)^2] J^{-2} \right\}, \\
K_3 &= y^3 \cdot (1-y) \cdot \left\{ (1-\tau)^2 \cdot [y^2 \cdot (1-\tau)^2 + \tau^2 \cdot (1-y)^2] J^{-2} - \right. \\
&\quad \left. - (1+\tau)^2 \cdot [y^2 \cdot (1+\tau)^2 + \tau^2 \cdot (1-y)^2] J^{-2} \right\}, \\
K_4 &= y^2 \cdot (1-y)^2 \cdot \tau \cdot \left\{ (1-\tau)^3 \cdot [y^2 \cdot (1-\tau)^2 + \tau^2 \cdot (1-y)^2] J^{-2} - \right. \\
&\quad \left. - (1+\tau) \cdot [y^2 \cdot (1+\tau)^2 + \tau^2 \cdot (1-y)^2] J^{-2} \right\},
\end{aligned}$$

$f_1(y), f_2(y)$ получаются из (8) после вычисления соответствующих интегралов с заменой x на y^{-1} .

Если же по контуру квадратного отверстия действуют постоянные нормальные усилия (касательные $\tau = 0$), то это, по-существу, эквивалентно задаче для плоскости с квадратным отверстием сжимаемой (растягиваемой) на бесконечности постоянными, вообще говоря, различными усилиями $\sigma_y = k_1$ и $\sigma_x = k_2$. Эта задача разбивается на две $\sigma_y = k_1$ и $\sigma_x = k_2, \sigma_y = 0$, каждая из которых получается как сумма (разность), при соответствующем выборе k_1 и k_2 , следующих двух задач.

Задача 1. По контуру отверстия приложены постоянные нормальные усилия интенсивностью $p^0(x) = 1, q^0(x) = 0$. Тогда в системе (9) нужно положить

$$\begin{aligned}
f_1 &= -y \cdot (1-y) \cdot [4y^2 + (1-y)^2] J^{-1} + \operatorname{arctg}\{2y \cdot (1-y)^{-1}\}, \\
f_2 &= -y^2 \cdot [4y^2 + (1-y)^2] J^{-1}.
\end{aligned}$$

Задача 2. По контуру отверстия действуют в двух взаимно перпендикулярных направлениях сжимающие и растягивающие усилия. Тогда в силу антисимметричности напряженного состояния относительно продолжений диагоналей квадрата система для определения $q(x)$ и $p(x)$ будет

$$p(x) = -\sigma_x(1, 1-x), \quad q(x) = -\tau(1, 1-x). \quad (10)$$

В развернутом виде система (1.10) совпадает с (1.9), если перед $p(y)$ и $q(y)$ поставить знак минус.

Таким образом, соотношения (4) и частные случаи (3), (9) представляют систему уравнений типа Фредгольма и могут быть решены одним из известных приближенных методов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Мусхелишвили Н.И. Некоторые основные задачи математической теории упругости. – М.: Наука, 1966. – 708 с.
2. 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 E. – т.38. – № 2. – С. 87-96.
3. Шутов А.В., Красновский А.А., Миренков В.Е. Моделирование контактных условий при деформировании образцов пород // ФТПРПИ. – 2004. – № 2. – С. 25-32.
4. Tien Y.M., Kuo M.C. Analysis of singular stress around a corner tip incenseon. International journal of rock mechanics. – 2001. – т. 38. – P. 399-412.
5. Bahareh Vazhbakht, Attila M Zsaki, A finite element mesh optimization method incorporating geologic features for stress analijsis of underground excavations. Int J Rock Mech Min Sci 2013; 59: 111-119.

© В. Е. Миренков, В. А. Шутов, 2016

УДК 622:539.3

НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ОКОЛО ОСЛАБЛЕНИЙ С УГЛОВЫМИ ТОЧКАМИ

Валерий Егорович Миренков

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник лаборатории механики горных пород, тел. (383)217-06-93, e-mail: mirenkov@nisd.nsc.ru

Валерий Алексеевич Шутов

Новосибирский государственный университет архитектуры, дизайна и искусства, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 38, доктор технических наук, профессор, тел. (913)896-74-66, e-mail: va_shutov@mail.ru

Рассматривается расчет напряженного состояния в окрестности выработок полигонального сечения. Задачи решаются в дополнительных напряжениях для новых систем интегральных уравнений типа Фредгольма второго рода. Исследуются три вида контуров выработок (треугольного, квадратного и шестиугольного). Приведенные результаты расчетов компонент напряжений обсуждаются.

Ключевые слова: плоскость, выработка, полигональный контур, граничные условия, расчет, напряжения.

STRESS STATE OF ROCKS AROUND WEAKNESS ZONES WITH ANGULAR POINTS

Valery E. Mirenkov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Doctor of Engineering Sciences, Professor, Principal Researcher, Rock Mechanics Research Laboratory, tel. (383)217-06-93, e-mail: mirenkov@misd.nsc.ru

Valery A. Shutov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Doctor of Engineering Sciences, Professor, tel. (913)896-74-66, e-mail: va_shutov@mail.ru

The scope of the calculation encompasses stresses in rocks around multiangular cross-section excavations. The authors solve the problems in terms of additional stresses for new systems of the Fredholm-type integral equations of the second kind. The study includes three variants of cross sections (triangular, square and hexagonal). The stress calculation results are discussed.

Key words: plane, excavation, multiangular perimeter, boundary conditions, calculation, stresses.

В практике горного дела встречаются выработки квадратного, прямоугольного и треугольного поперечного сечения. Вмещающие такие выработки породы могут отличаться разнообразием, учет которого существенно усложняет получение решения. Во все случаях моделирования пород результаты обычно сравниваются с простейшим случаем изотропных для оценки влияния анизотропии на напряженное состояние в окрестности выработки. Важное значение при рассмотрении таких задач связано с описанием процесса разрушения, представляемом в более чистом виде без учета влияния анизотропии. Симметрия задачи облегчает получение аналитического решения, но практическое разрушение происходит с уменьшением ее на первом же шаге.

Расчет напряженно-деформированного состояния около полостей в массиве пород в работе сводится к решению дополнительной задачи используя систему интегральных уравнений тип Фредгольма второго рода из [1]. Сжимающие напряжения на бесконечности считаются заданными и пересчитываются в граничные условия на контуре полигональной выработки. В отличие от известных работ по расчету деформирования в окрестности выработки методом конечных элементов [2-4], в статье точность вычислений

определяется точностью вычисления интегралов, для которых разработаны методы решения [5].

На рис. 1, 2 представлены изолинии величин σ_y и τ_{xy} при формулировке граничных условий на нижней стороне контура квадратной полости соответственно в виде:

$$1) \sigma_n = 10, \quad \tau_n = 0; \quad (1)$$

$$2) \sigma_n = \begin{cases} 0, & -1 \leq x \leq 0,5, \quad 0,5 \leq x \leq 1, \quad y = -1, \\ 20, & -0,5 < x < 0,5, \quad y = -1 \end{cases}$$

$$\tau_n = 0; \quad (2)$$

$$3) \sigma_n = \begin{cases} 0, & -0,5 \leq x \leq 0,5, \quad y = -1 \\ 20, & -1 < x < -0,5, \quad 0,5 \leq x \leq 1, \quad y = -1, \end{cases}$$

$$\tau_n = 0. \quad (3)$$

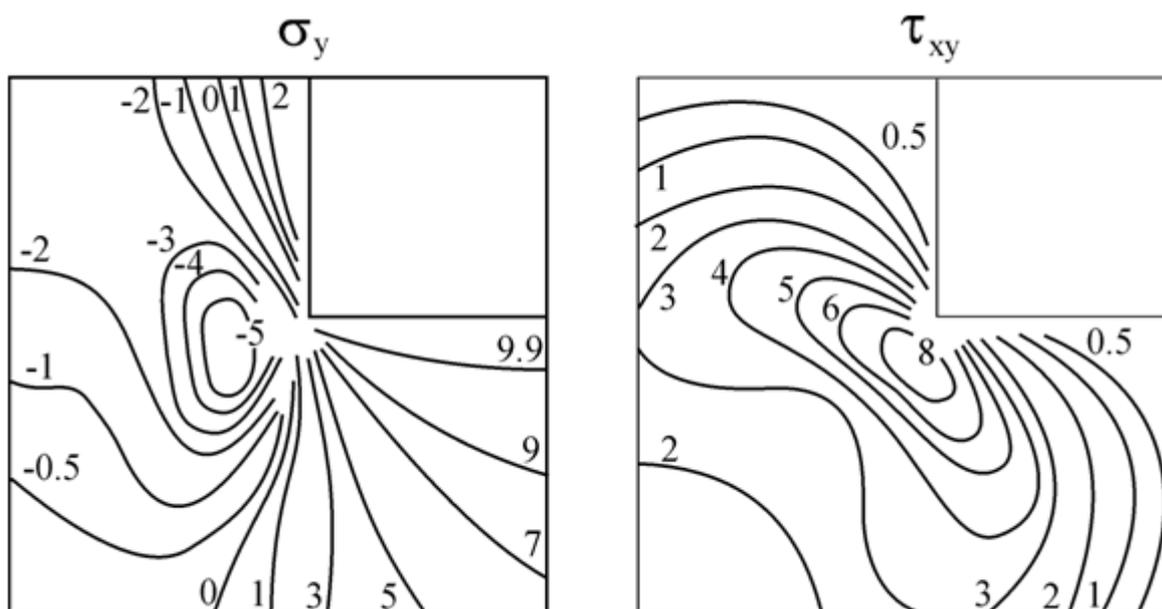


Рис. 1. Изолинии напряжений в окрестности квадратного ослабления

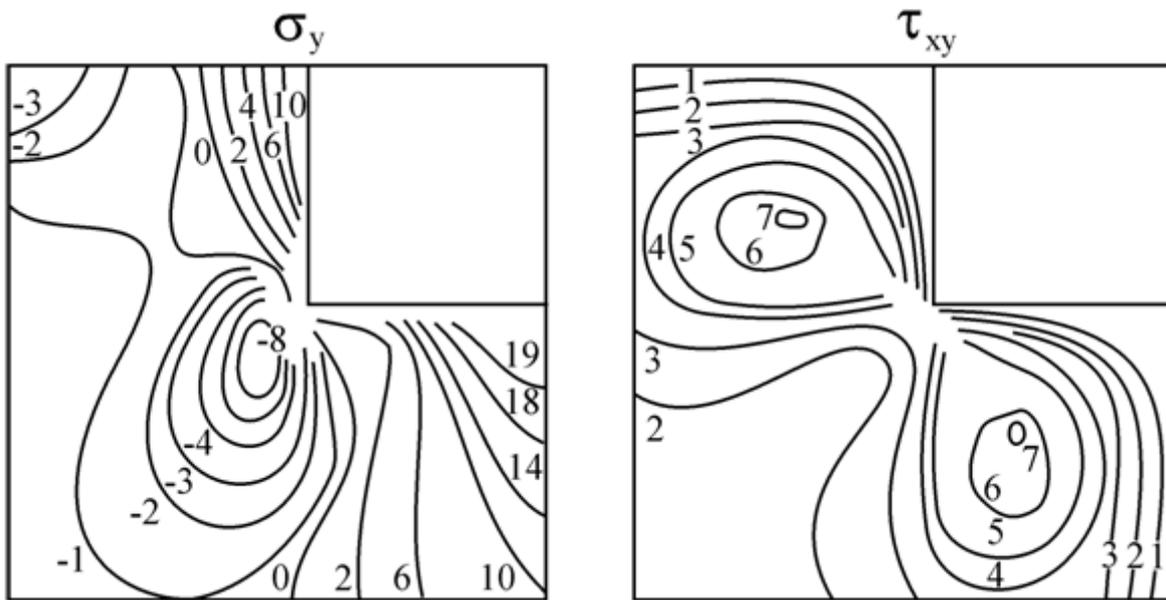


Рис. 2. Поля компонент напряжений

На остальных сторонах заданы аналогичные (1)–(4) граничные условия. Компоненты σ_{xx} получаются поворотом σ_y на 90° . Видно, что при равномерной нагрузке (рис. 1) на контуре квадратной полости концентрация σ_y наблюдается в окрестности нижней и верхней сторон.

Из рис. 3 видно, что при формулировке граничных условий в виде (3) σ_y концентрируется также, как и в первом случае, около середин нижней и верхней сторон и в углах квадратной полости.

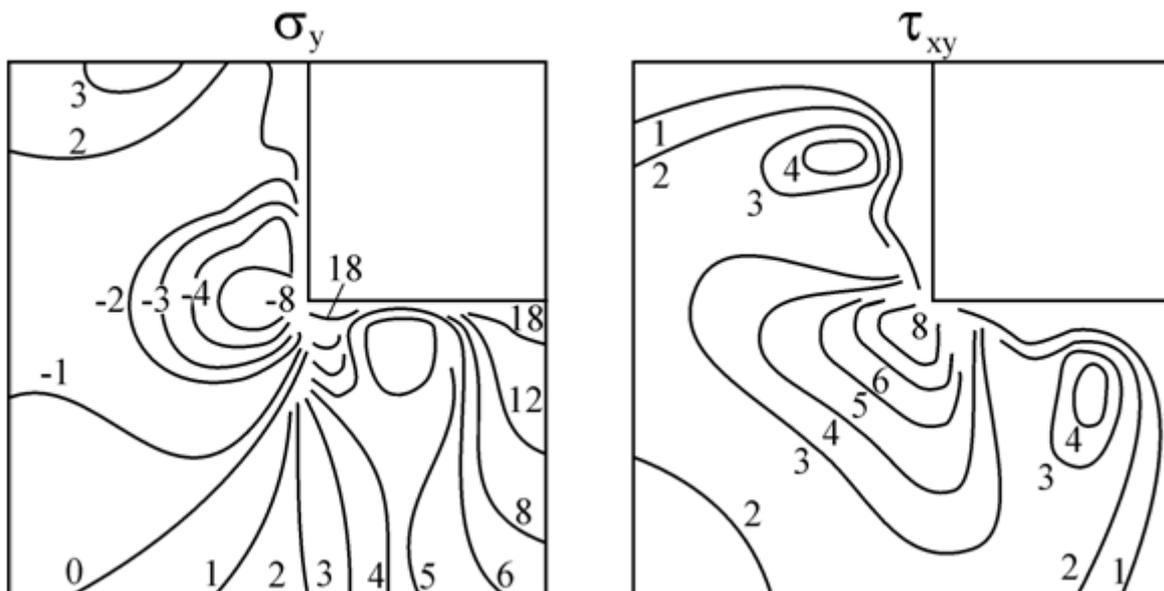


Рис. 3. Напряжения в окрестности квадратной полости

В то же время наблюдается рост значений σ_y в окрестности середин боковых сторон. Тем не менее, качественно σ_y в первом и во втором случаях подобны. Изолинии же τ_{xy} качественно отличаются друг от друга при задании граничных условий в виде (1) и (2). Концентрация τ_{xy} в последнем случае наблюдается на некотором расстоянии от углов в симметричных точках.

На рис. 3 приведены изолинии значений σ_y и τ_{xy} для случая формулировки граничных условий в виде (3). Расположение областей растяжения и сжатия для компоненты σ_y качественно подобно предыдущим случаям, однако имеются существенные количественные отличия, связанные с числом экстремальных точек σ_y и их положением относительно контура ослабления.

Сказанное имеет место и для компоненты τ_{xy} .

В рассмотренных трех случаях формулировки граничных условий для ослабления квадратного сечения, кроме иллюстрации возможности численной реализации полученных систем уравнений, исследовался вопрос влияния места положения внешних усилий на стороне контура отверстия при неизменном главном векторе. Очевидно, что уменьшив вдвое значения напряжений на рис. 2, 3 и сложив их, получим результат, приведенный на рис. 1. Можно утверждать, при прочих равных условиях, что наиболее устойчивая ситуация наблюдается при равномерном распределении по всей стороне квадратного отверстия и наименее благоприятная – при размещении того же главного вектора, но на участках, примыкающих к вершинам. Отсюда следует вывод о более рациональном месте расположения подкрепления, что соответствует равномерно распределенному отпору по всему контуру, конечно, с позиций рассмотрения σ_y , τ_{xy} .

Распределение напряжений σ_y и τ_{xy} для прямоугольной полости с соотношением сторон 1:10 и граничными условиями $\sigma_n = 10, \tau_n = 0$, представлено на рис. 4. Можно отметить существенное увеличение σ_y в окрестности короткой стороны по сравнению со случаем квадратной полости и уменьшение τ_{xy} соответственно.

Приведем для сравнения результаты расчетов для случаев равносторонних треугольного, прямоугольного и шестиугольного отверстий.

В предположении, что задачи являются дополнительными в качестве нагрузки принято распределенное по контуру отверстия нормальное давление постоянной интенсивности, то есть граничные условия имеют вид для каждой

$$\sigma_n = 10, \quad \tau_n = 0, \quad |x| \leq a, \quad a = 1 \quad (4)$$

из сторон многоугольной полости. Наиболее информативными являются эпюры напряжений на линии, являющейся продолжением любой из сторон полигонального отверстия. С одной стороны, зная все компоненты напряжений на границе

полуплоскости, ограниченной этой линией, легко продолжить их в полуплоскость. С другой стороны, во многих прикладных задачах важно знать напряжения на контуре отверстия, чтобы, например, судить о возможности разрушения.

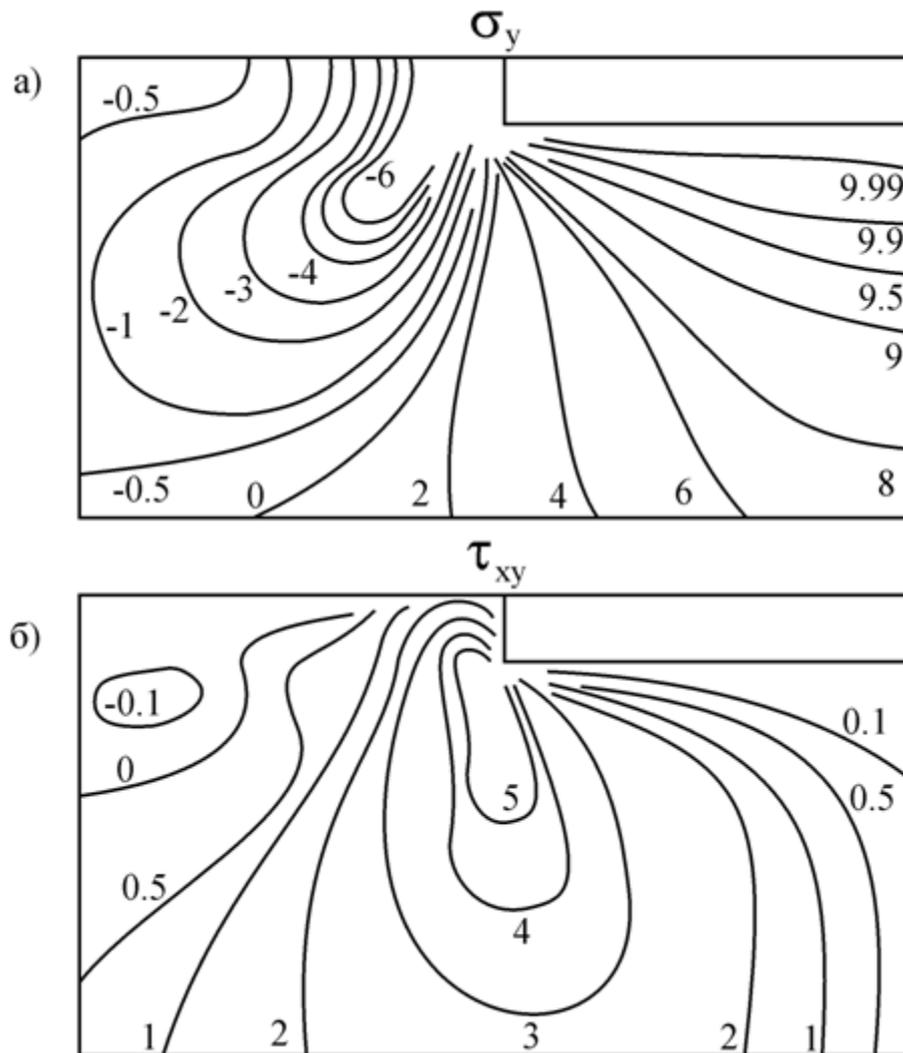


Рис. 4. Распределение напряжений около прямоугольной полости

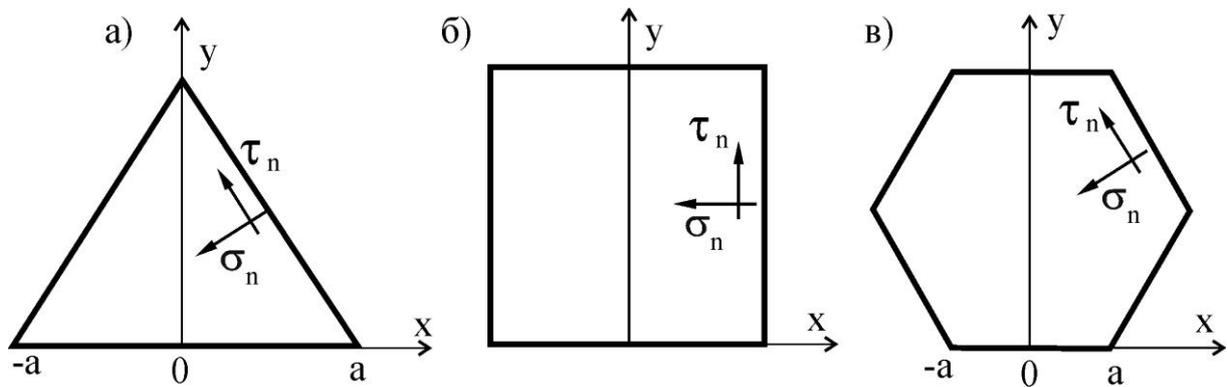


Рис. 5. Ослабление плоскости отверстиями

Проведенные расчеты по линии границы одной из образующих отверстие полуплоскостей в виде эпюр нормальных $p(x)$, касательных $q(x)$ и σ_x напряжений соответственно для треугольной, квадратной и шестиугольной полостей. На рис. 6, 7 приведены результаты расчетов только для треугольного и шестиугольного контуров выработки.

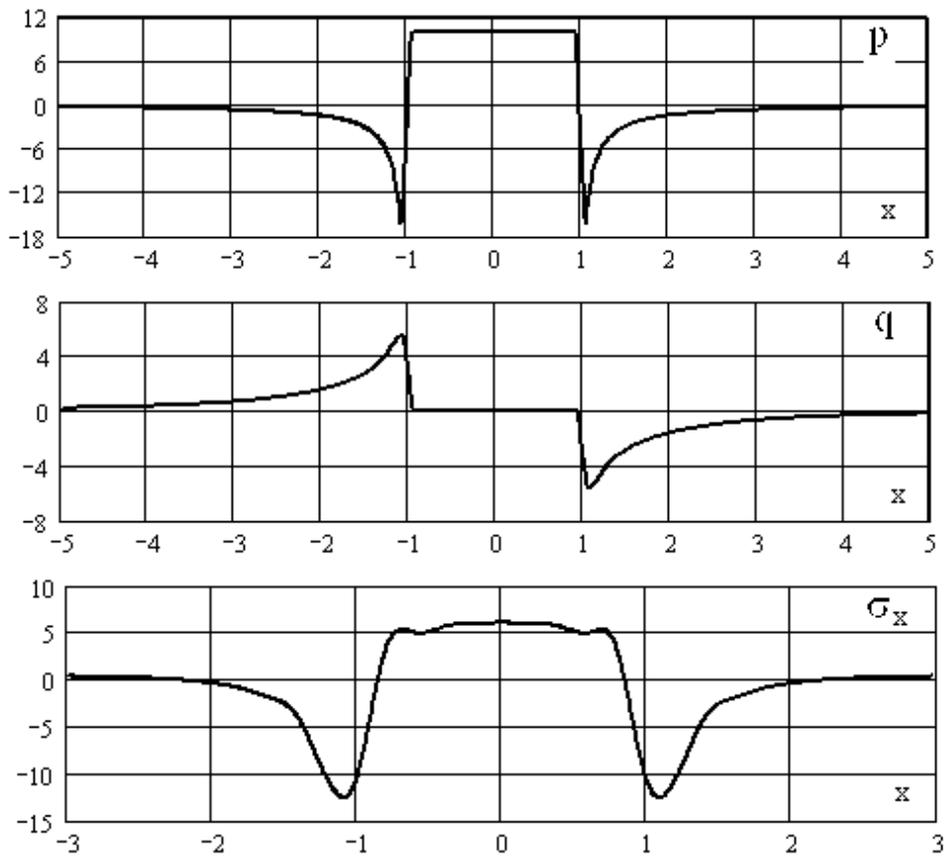


Рис.6. Распределение p , q , σ_x (треугольное отверстие)

Как видим, концентрация напряжений $p(x)$ с ростом числа сторон многоугольника падает. В то же время касательные напряжения по модулю

наоборот возрастает, а σ_x в середине стороны отверстия из положительного переходит в отрицательное.

Рассмотрены поля изолиний напряжений в прилегающей к отверстию полуплоскости с границей, совпадающей с любой из линий контура многоугольника соответственно для треугольной, квадратной и шестиугольной полостей. На рис. 8 приведены поля изолиний напряжений для случая шестиугольного контура выработки. Качественно картины изолиний для всех трех видов отверстий совпадают. Наибольшие концентрации напряжений имеют место для треугольного отверстия, а наименьшие – для шестиугольного. Характерным, и это естественно, является быстрое затухание напряжений при удалении от контура отверстия. Поле напряжений...

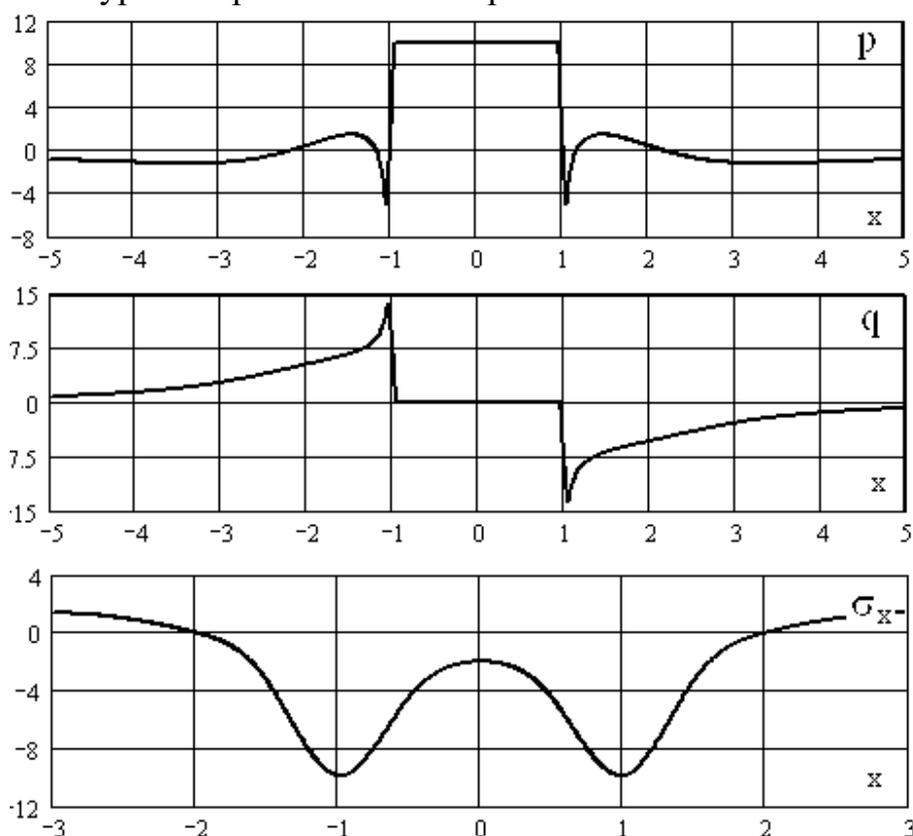


Рис.7. Распределение p , q , σ_x (шестиугольное отверстие)

Хорошо известно, что проблема получения регулярных уравнений для решения задач теории упругости всегда интересовала исследователей. Выше получены регулярные всюду, за исключением угловых точек контура полости, системы уравнений, которые позволяют сразу, на первом шаге численной реализации, получать компоненты напряжений, в частности, опорное давление впереди выработки.

Авторы понимают, что угловые точки представляют, образно говоря, «ложку дегтя в бочке меда». Действительно, в наиболее интересных точках, а именно: точках, отвечающих углам полости, как и в классике, получаем

разрывность и неопределенность решения (в общем случае кусочно-однородных областей, составляющих углы полости, решение может быть не только неопределенно (бесконечно), но и не существовать предела при стремлении к угловой точке, как, например, в случае вдавливания со сцеплением жесткого штампа в полуплоскость). Этот вопрос не тривиальный, но, к сожалению, с таким обстоятельством согласны, кажется, все.

Мы считаем необходимым остановиться на этом вопросе хотя бы декларативно в силу того, что с точки зрения, господствующей в механике деформируемого твердого тела, стандартное представление о бесконечных (неопределенных) напряжениях выглядит универсальным и безупречным, так что специалисты в этих областях не испытывают никаких внутренних побуждений к пересмотру этой кардинальной для них концепции. В то же время конечность напряжений не является какой-то тонкостью, значение которой ощутимо лишь в каких-либо экстремальных условиях; наоборот, это – грубый факт, игнорирование которого приводит к качественно неверным, нелепым заключениям уже в простейших ситуациях.

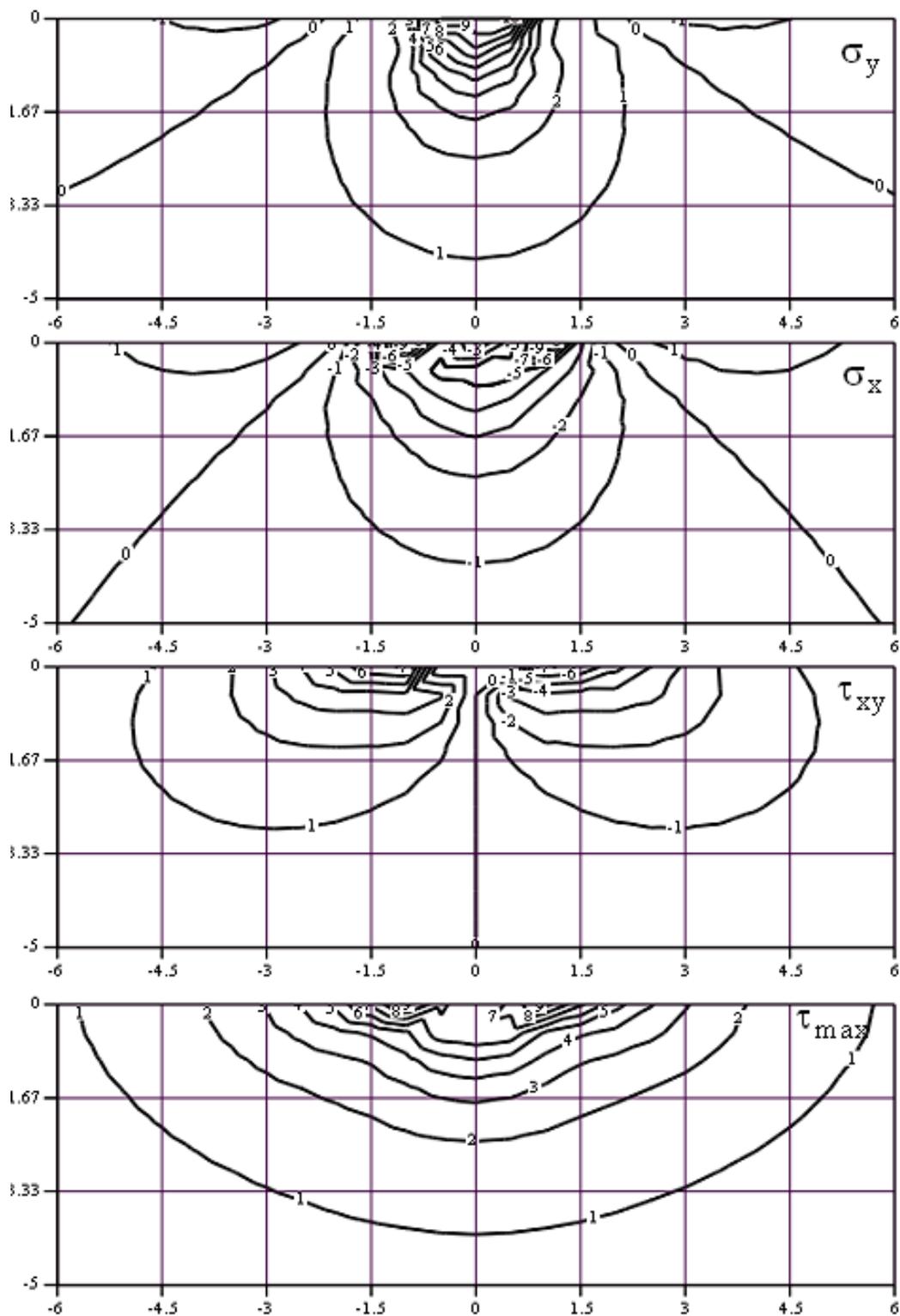


Рис. 8. Изолинии напряжений (шестиугольное отверстие)
 БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Миренков В.А., Шутов В.А. Вывод интегральных уравнений типа Фредгольма для расчета напряжений около полигональных сечений выработок (См. данный сборник).
2. Zhenchang Guan, Tao Deng, Hongwei Huang, Yujing Jiang. Back analysis technique for mountain tunneling based on the complex variable solution. *Int. J. Rock. Mech. Min. Sci.* 2013; 59: 15-21.

3. Серяков В.М. Математическое моделирование массива горных пород при применении технологий с закладкой выработанного пространства/ ФТПРПИ.–№5.–С.51-60.
4. Bahareh Vazhbakht, Attila M Zsaki, A finite element mesh optimization method incorporating geologic features for stress analysis of underground excavations. Int J Rock Mech Min Sci 2013; 59: 111-119.
5. Белоносов С.М. Основные плоские статические задачи теории упругости для односвязных и двусвязных областей. – Новосибирск: Наука, 1967. – 402 с.

© В. Е. Миренков, В. А. Шутов, 2016

УДК 622.02:539.2

**ПЕРСПЕКТИВНЫЕ МЕТОДЫ ОЦЕНКИ СОСТОЯНИЯ
УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА В ОКРЕСТНОСТЯХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

Лариса Алексеевна Назарова

Институт проблем комплексного освоения недр РАН, 111020, Россия, г. Москва, Крюковский тупик, 4, доктор физико-математических наук, ведущий научный сотрудник, тел. (383)330-56-70, e-mail: lanazarova@ngs.ru

Владимир Лазаревич Шкуратник

Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», 119991, Россия, г. Москва, Ленинский проспект, 4, доктор технических наук, профессор кафедры физических процессов горного производства и геоконтроля, тел. (495)750-91-20, e-mail: ftkp@mail.ru

Петр Владимирович Николенко

Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», 119991, Россия, г. Москва, Ленинский проспект, 4, кандидат технических наук, доцент кафедры физических процессов горного производства и геоконтроля, тел. (499)230-25-93, e-mail: petrov-87@mail.ru

Представлены способы контроля напряженно-деформированного состояния массива в окрестностях горных выработок на основе акустико-эмиссионные эффектов, сопровождающих деформирование размещаемых в скважинах датчиков из композиционных материалов. Дано описание аппаратурного обеспечения и результаты испытаний способов. Показано, что они позволяют получать в мониторинговом режиме информацию о превышении напряжениями заданных значений, а также величины смещения максимума зоны опорного давления.

Ключевые слова: напряженно-деформированное состояние, акустическая эмиссия, композиционные материалы, углепородный массив, геомониторинг.

PROMISING METHODS TO ESTIMATE COAL–ROCK MASS CONDITION IN THE VICINITY OF EXCAVATIONS

Larisa A. Nazarova

Institute of Integrated Mineral Development, Russian Academy of Sciences, 111020, Russia, Moscow, 4 Kryukovsky tupik, Doctor of Physico-Mathematical Sciences, Principal Researcher, tel. (383)330-56-70, e-mail: lanazarova@ngs.ru

Vladimir L. Shkuratnik

National University of Science and Technology—MIS&S, 119991, Russia, Moscow, 4 Leninsky prospect, Doctor of Engineering Sciences, Professor of the Department of Physical Processes in Mining and Geocontrol, tel. (495)750-91-20, e-mail: ftkp@mail.ru

Petr V. Nikolenko

National University of Science and Technology—MIS&S, 119991, Russia, Moscow, 4 Leninsky prospect, Candidate of Engineering Sciences, Assistant Professor of the Department of Physical Processes in Mining and Geocontrol, tel. (495)230-25-93, e-mail: petrov-87@mail.ru

The authors describe methods to control stress–strain state of rock mass around underground excavations based on effect of acoustic emission accompanying deformation of sensors made of composites and installed in drillholes. The equipment and data of tests of the methods are characterized. It is shown that the methods allow keeping track of information on excess of stresses over preset values and on peak stress displacement in the abutment pressure zone.

Key words: stress–strain state, acoustic emission, composites, coal–rock mass, geomonitoring.

Важнейшими прогнозными признаками ухудшения устойчивости конструктивных элементов систем разработки является изменения во времени и пространстве их напряженно-деформированного состояния (НДС). Эти изменения наиболее сильно проявляются в окрестностях горных выработок. Обычно они фиксируются по смещению максимума зоны опорного давления вглубь массива и изменению напряжений в этой зоне, например, с помощью активных или пассивных скважинных ультразвуковых измерений [1-3]. Технологические особенности таких измерений не позволяют реализовывать их в режиме мониторинга с автоматической регистрацией искомой информации о динамике НДС. Кроме того сама эта информация является косвенной и чисто качественной. Во многом избежать отмеченных недостатков позволяют методы контроля состояния приконтурного массива, основанные на акустико-эмиссионных эффектах в скважинных датчиках из композиционных материалов. Ниже рассматривается один из вариантов реализации таких методов, в котором в качестве указанного материала используется текстолит. Последний, как показано в [4], обладает высокой акустико-эмиссионной тензочувствительностью и способен «запоминать» испытанные ранее максимальные напряжения, а при их превышении генерировать акустическую эмиссию (АЭ) с аномально высокой активностью.

Схема, иллюстрирующая реализацию рассматриваемого метода контроля представлена на рис. 1.

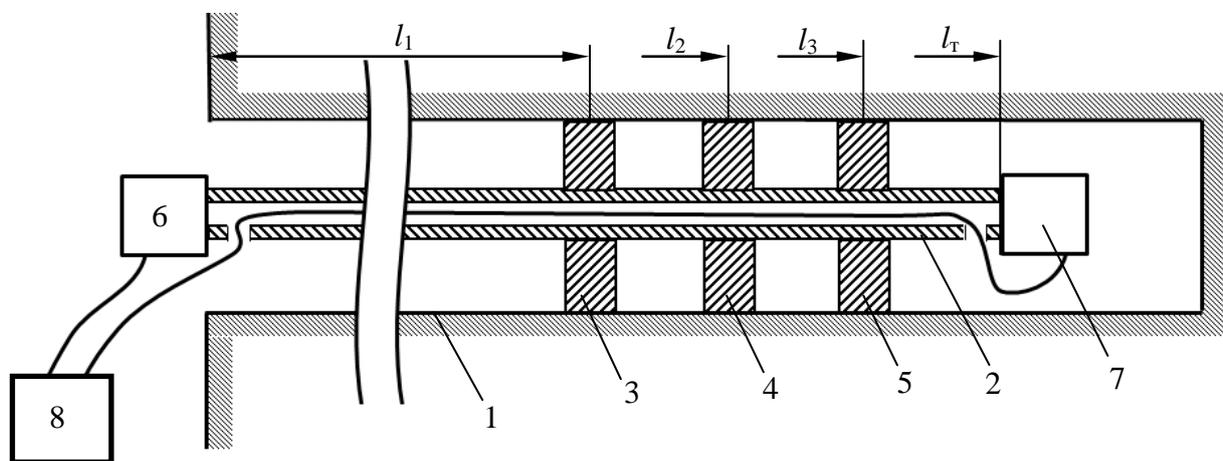


Рис. 1. Схема скважинных акустико-эмиссионных измерений:

1 – измерительная скважина; 2 – трубчатый звукопровод; 3,4,5 – текстолитовые кольца; 6,7 – акустические преобразователи; 8 – акустико-эмиссионный измерительный комплекс; l_1, l_2, l_3 – расстояния от контура выработки до текстолитовых колец; l_{Γ} – длина звукопровода

В измерительную скважину помещают трубчатый металлический звукопровод с закрепленными на нем текстолитовыми кольцами. Их общее число может составлять несколько десятков и зависит от максимальной

глубины, на которую необходимо осуществлять контроль смещения зоны опорного давления, а также требованиями к разрешающей способности контроля.

Текстолитовые кольца, внешний диаметр которых совпадает с диаметром измерительной скважины, а внутренний с диаметром звукопровода, акустически связаны с последним.

Под действием напряжений в окрестностях выработки скважина деформируется, что приводит к соответствующим деформациям текстолитовых колец. Возникающие при этом в кольцах сигналы АЭ по звукопроводу передаются

к приемным акустическим преобразователям и далее на многоканальный акустико-эмиссионный измерительный комплекс, например, A-Line 32D.

На рис. 2 представлены полученные экспериментально амплитудные значения активности АЭ в трех последовательных кольцах при смещении максимума зоны опорного давления вглубь массива. Так в момент времени t_1 , когда указанный максимум находится на глубине l_1 , соответствующее этой глубине кольцо будет испытывать максимальные деформации, а вид распределения

$A_i = f(l_i)$ будет отражать рис. 2а.

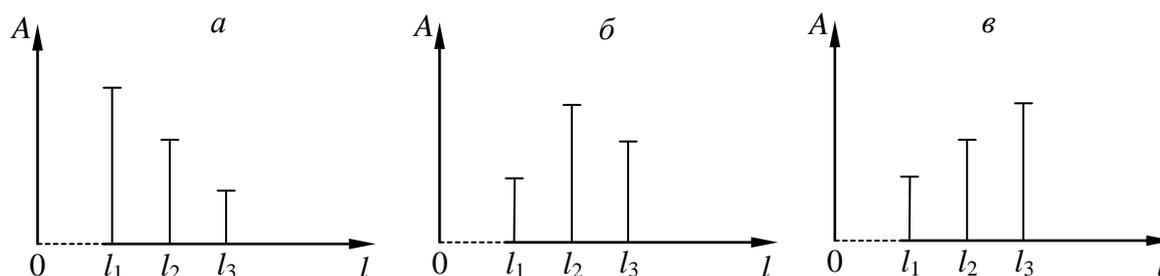


Рис. 2. Амплитудные значения активности АЭ в текстолитовых кольцах, расположенных на расстоянии l_i от контура выработки, в момент времени t_1 (а), $t_2 > t_1$ (б) и $t_3 > t_2$ (в)

Увеличение нарушенности пород приконтурного массива под влиянием природных и техногенных факторов приведет к смещению максимума зоны опорного давления. В некоторый момент времени $t_2 > t_1$ этот максимум достигнет глубины l_2 , на которой находится кольцо 4, а затем в момент времени $t_3 > t_2$ - глубины l_3 , на которой находится кольцо 5, и т. д. При этом распределения

$A_i = f(l_i)$ будут иметь вид, представленный на рис. 2б и 2в соответственно. Таким образом, результаты акустико-эмиссионных измерений будут нести информацию о пространственно-временной динамике напряжённо-деформированного состояния массива в окрестностях выработки.

Акустико-измерительный комплекс, снабжённый устройством селекции принимаемых сигналов по амплитуде, в каждый момент времени позволяет выделить сигналы с максимальной амплитудой A_i и измерить разность времени Δt_i их прихода на приемные акустические преобразователи. При этом расстояние l_i от контура выработки до i -ого кольца, над которым находится максимум зоны опорного давления определяется по формуле

$$l_i = \frac{l_T - \Delta t_i \cdot v}{2},$$

где l_T – длина звукопровода, а v – скорость распространения упругих волн в нем.

Развитие описанного выше метода контроля возможно за счет использования акустико-эмиссионного эффекта памяти в текстолитовых кольцах. Суть этого эффекта заключается в невоспроизводимости активности АЭ вплоть до максимального напряжения предшествующего цикла нагружения, когда указанная активность скачкообразно возрастает. Эффект, впервые установленный Й. Кайзером ещё в 1953 г. [5], проявляется практически во всех твёрдых природных и синтезированных материалах, в частности и в текстолите.

Текстолитовые кольца предварительно и последовательно нагружают вдоль одного и того же диаметрального направления до заданных уровней установочных напряжений $P_1^* > P_2^* > P_3^*$ соответственно. Звукопровод с закреплёнными на нём кольцами размещают в скважине таким образом, чтобы направление их механического нагружения совпадало с направлением максимального действующего в массиве напряжения.

Под действием естественного поля напряжений контур измерительной скважины деформируется, приводя к деформированию текстолитовых колец. Причём активность сигналов АЭ, возникающих в каждом из колец, будет прямо пропорциональна величине деформаций. Для приема сигналов АЭ и последующей идентификации сработавшего кольца достаточно одного приемного преобразователя 6. Сигналы с выхода преобразователя поступают на вход акустико-эмиссионного комплекса, обеспечивающего получение зависимости суммарного счета N импульсов АЭ в функции от времени t . Эта зависимость представлена на рис. 3. Она характеризуется скачками величины N в моменты времени t_i , в которые давление на соответствующие кольца превышают значения P_i^* .

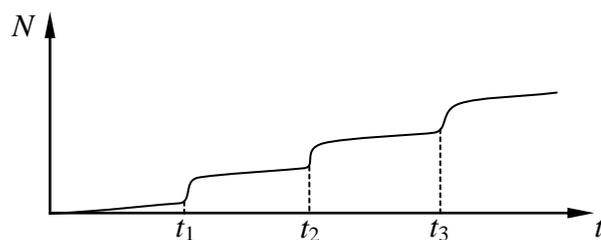


Рис. 3. Зависимость суммарного счета N импульсов акустической эмиссии на выходе приемного акустического преобразователя от времени t :

t_1, t_2, t_3 – значения времени, в которые происходит последовательное «срабатывание» текстолитовых колец 1, 2 и 3

Поскольку значения давлений P_i в моменты времени t_i соответствуют заранее заданным установочным давлениям P_i^* , то очевидно, что описанный метод позволяет получить количественную оценку изменяющихся в приконтурном массиве напряжений.

В заключение отметим, что описанная выше конструкция датчика принципиально может быть использована и для определения направления максимального напряжения в массиве. Для этого можно использовать зависимость акустико-эмиссионной тензочувствительности текстолитовых колец от ориентации их слоистой структуры относительно направления действия максимальных напряжений. Так в [6] на основе экспериментальных исследований слоистых текстолитов показано, что указанная чувствительность максимальна при направлении одноосного нагружения, совпадающем с направлением слоёв. Если же указанные направления ортогональны, то акустико-эмиссионная тензочувствительность стремится к нулю.

Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда, проект № 16-17-00029.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ямщиков В.С., Тютюнник П.М., Блок А.В. Экспериментальное изучение пространственной неоднородности массива вблизи горной выработки методом ультразвукового прозвучивания // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1974. – №5. – С.28-36.
2. Шкуратник В.Л., Данилов В.Н. Об использовании локационного режима при ультразвуковом контроле напряженно-деформированного состояния массива горных пород // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1990. - №3. – С.37-40.
3. Комплексные инженерно-геологические исследования при строительстве гидротехнических сооружений / Под ред. А.И. Савича, Д.Б. Куюнджича. – М.: Недра, 1990. – 463с.
4. Шкуратник В.Л., Николенко П.В. Об использовании акустико-эмиссионного эффекта памяти в композиционном материале для контроля критических напряжений в массиве горных пород // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2013. - №4. – С.32-39.
5. Kaiser J. Erkenntnisse und Folgerungen aus der Messung von deGerauschen bei Zugbeanspruchung von metallischen Werkstoffen // Archiv fur das Eisenhüttenwesen. – 1953. – Vol. 7. – №1/2. – P. 43-45.
6. Николенко П.В., Шкуратник В.Л. Особенности акустико-эмиссионных эффектов в анизотропных композиционных материалах и их использование для контроля напряжений в массиве горных пород // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2014. - №4. – С.1-8.

© Л. А. Назарова, В. Л. Шкуратник, П. В. Николенко, 2016

УДК 622.232

К ВОПРОСУ СОЗДАНИЯ РАСПОРНЫХ АНКЕРНЫХ КРЕПЕЙ ДЛЯ УПРОЧНЕНИЯ ТРЕЩИНОВАТЫХ ОБВОДНЕННЫХ И МЕРЗЛЫХ ПОРОД

Юрий Иванович Николаев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, младший научный сотрудник, тел. (383)217-05-26, e-mail: 58nikolaev@mail.ru

Геннадий Алексеевич Ефентьев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, младший научный сотрудник, тел. (383)217-05-26

В статье представлены результаты исследования параметров распорного анкера, выполненного из прессованной древесины. Дана оценка несущей способности анкера и распорного усилия со стороны анкера на стенки шпура. Приведена технология установки анкера и область его применения.

Ключевые слова: анкер, деревянная штанга, контурное прессование, набухание, распор, сцепление, трещиноватость, крепление, мерзлые породы, обводненные породы.

ENGINEERING EXPANSION SHELL ROCK BOLTS FOR REINFORCEMENT OF JOINTED WET AND FROZEN ROCKS

Yuri I. Nikolaev

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Candidate of Engineering Sciences, Junior Researcher, tel. (383)217-05-26, e-mail: 58nikolaev@mail.ru

Gennady A. Efent'ev

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Junior Researcher, tel. (383)217-05-26

The article reports tests of an expansion shell rock bolt made of compressed wood. The load-bearing capacity of the rock bolt and the thrust force applied by the rock bolt to drillhole walls are estimated. The installation technology and application range of the rock bolt are described.

Key words: rock bolt, wooden bolt, perimeter compaction, expansion, thrust force, cohesion, jointing, reinforcement, frozen rocks, wet rocks.

Практика горного дела показывает преимущество анкерной крепи с точки зрения технологии крепления, механики пород, расхода материалов и трудоемкости работ по поддержанию горных выработок. Анкерная крепь

длительное время развивалась в направлении повышения сопротивления анкера на выдергивание. Связано это со стремлением с большими усилиями нагружать породы у опорной плиты анкера для того, чтобы прочнее «пришивать» неустойчивые нарушенные породы к прочному ненарушенному массиву. Результатом стало создание анкерной системы, которая надежно поддерживает горные выработки, проводимые в крупно-блочных массивах с незначительной трещиноватостью и при наличии прочности закрепляемых пород на одноосное сжатие не ниже определенного значения.

Однако при креплении выработок, проводимых в более сложных условиях, анкерное упрочнение часто не отвечает требованиям обеспечения их устойчивости. В этих условиях применение распорных анкеров, способных создавать высокие поперечные давления по всей боковой поверхности шпуров, а вокруг шпуров активную зону нагружения пород, может оказать существенное влияние на крепление с позиций механики горных пород. Появление в массиве упрочняемых пород усилий всестороннего сжатия позволит повысить их прочность и устойчивость.

Усилия закрепления известных в настоящее время анкеров системы «сплит-сет» компании «Интерсол-ренд» [1] и штанг «свеллекс» фирмы «Атлас Копко» [2] позволяют оценить их распор величиной до 1 МПа. Он обеспечивает сцепление штанги с породой, достаточное для удержания породы на месте, что дает некоторое повышение устойчивости породного массива. Однако его недостаточно для исключения сдвижения пород при перегрузках породного массива, а также для предотвращения обрушения пород в пространстве между анкерами.

Расчеты по определению необходимого распора.

Схема расчета представлена на рис. 1. Для его простоты массив породы, в котором проводится выработка, представляется разделенным трещинами на одинаковые блоки кубической формы. Анкеры устанавливаются по квадратной схеме с равным расстоянием между рядами анкеров и анкерами в одном ряду. После установки анкера в шпур в его окрестности распределяется давление, которое имеет следующий вид [3]:

$$\sigma_r = (q + P) (R/r)^2 + q, \quad (1)$$

где σ_r - давление на расстоянии r от оси шпура; q – горное давление; P – распор анкера в шпуре; R – радиус шпура; r – расстояние от оси шпура.

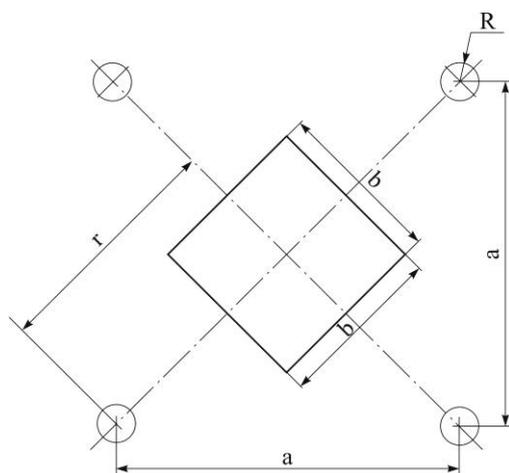


Рис. 1. Схема для расчета необходимого распора анкеров в шпурах

На рис. 1 приводится квадратный участок боковой поверхности выработки, который закрепляется четырьмя анкерами. В центре участка располагается одиночный блок породы. Расчет ведется на величину распора анкеров в шпурах, окружающих блок, при котором вес блока уравнивается силами трения, которые действуют по боковым поверхностям блока. Горное давление и прочность сцепления между блоками у боковой поверхности выработки принимаются равными нулю. Влияние распора более удаленных от блока анкеров расчетом пренебрегается.

Уравнение для расчета необходимого распора имеет вид:

$$\rho b^3 g = 4 k_{mp} b^2 P R^2 / (a / \sqrt{2} - b/2)^2, \quad (2)$$

где ρ - плотность горной породы; b – размер ребра кубического блока породы; g – ускорение свободного падения; k_{mp} - коэффициент трения между блоками породы; a - расстоянием между рядами анкеров и анкерами в одном ряду.

Формула для расчета величины необходимого распора после решения уравнения (2) и введения обозначения $n = b/a$, имеет следующее выражение:

$$P = \rho g a^3 n (\sqrt{2} - n)^2 / 16 R^2 k_{mp}. \quad (3)$$

В качестве примера расчет по формуле (3) для условий, когда $\rho = 2000 \text{ кг/м}^3$; $n = 0,25$; $k_{mp} = 0,5$; $a = 1 \text{ м}$ дает для анкеров «сплит-сет», устанавливаемых в шпурах диаметром 35 мм ($R=1,75 \cdot 10^{-2} \text{ м}$) величину необходимого распора равную 2,71 МПа, а для штанг «свеллекс» и деревянных анкеров, размещенных в шпурах диаметром 43 мм ($R=2,15 \cdot 10^{-2} \text{ м}$), необходимый распор составит 1,8 МПа.

Конструкция анкера для упрочнения трещиноватых обводненных и мерзлых пород.

Предлагаемая конструкция анкера представляет собой штангу из прессованной древесины внутренний и внешний концы которой выполнены с

конусообразными скосами, а на внешнем ее конце установлена опорная плита, выполненная из древесного пластика. Для крепления горных выработок анкер вгоняется с натягом в предварительно пробуренный шпур до контакта с породой опорной плиты, которая удерживается на штанге силами трения.

Анкер изготавливается из древесины прочных пород дерева диаметром равным диаметру шпура для его установки. Степень прессования древесины анкера в долях от первоначального размера [4] выбирается в диапазоне от 0,1 до 0,4 д.ед.

Механизм действия анкера.

Механизм действия предлагаемого анкера (далее анкера) аналогичен действию анкера «сплит-сет», выполненного из металлической трубы с продольным разрезом [1]. Однако благодаря способности составляющих элементов анкера к быстрому набуханию, он имеет несколько дополнительных полезных качеств: создает в анкерных шпурах распорное давление большее, чем анкер «сплит-сет» и штанга «свеллекс»; выполняет самонатяжение; выполняет нагружение массива усилиями, нарастающими во времени; оказывают нарастающее сопротивление нагрузкам на породный массив; благодаря пластичности штанги, не теряет сцепления с породами, которые подвергаются взрывным и иным сейсмическим воздействиям; благодаря низкой теплопроводности штанги, сохраняет сцепление с мерзлыми породами; пригоден для применения в трещиноватых, обводненных и мерзлых горных породах.

Эксперименты по определению прочности закрепления анкера.

Эксперименты в лабораторных условиях проводились для определения усилий, необходимых для смещения анкера в шпуре при его проталкивании в шпур и при его вытягивании из шпура. С помощью известной зависимости [5] рассчитывались удельные усилия сцепления штанги анкера со стенками шпура:

$$c = F/\pi dl, \quad (5)$$

где c – удельное усилие сцепления штанги анкера со стенками шпура, МПа; F – усилие, необходимое для смещения анкера в шпуре, Па; d – диаметр шпура, м; l – длина анкера в шпуре, м.

На рис. 2, 3 показаны результаты экспериментов по смещению сосновых анкеров, установленных в шпурах, выбуренных в водонасыщенном массиве. Кривые демонстрируют рост усилий сцепления анкеров во времени и при росте степени прессования древесины анкера.



Рис. 2. Зависимость максимального удельного сцепления анкера со стенками шпура от степени прессования древесины

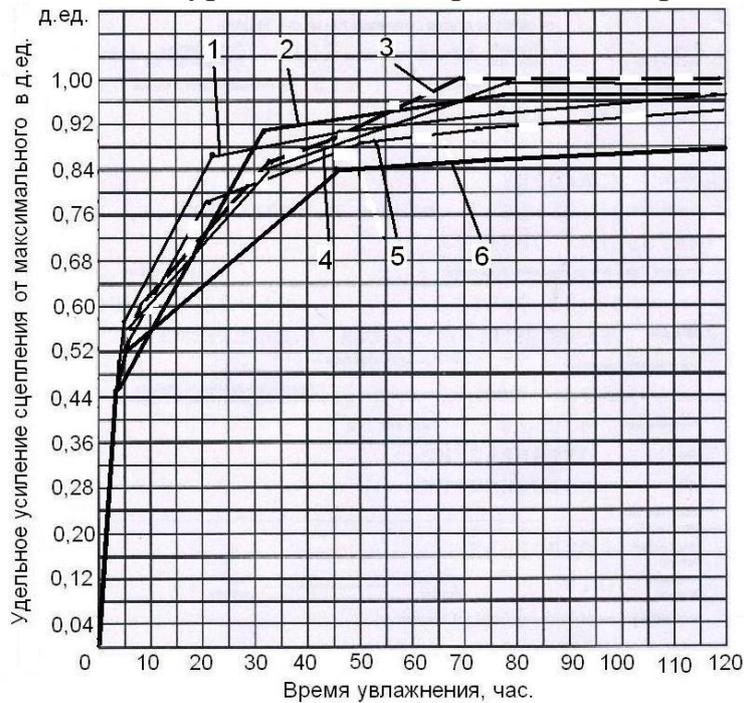


Рис. 3. Зависимость удельного усилия сцепления анкера со стенками шпура от времени увлажнения:

1 - $k=0,047$; 2 - $k=0,085$; 3 - $k=0,112$; 4 - $k=0,174$; 5 - $k=0,226$; 6 - $k=0,326$

Расчеты по определению создаваемого в шпуре распора.

Удельное усилие сцепления анкера со стенками шпура и распор связаны уравнением:

$$c = Pf_{mp}, \quad (6)$$

где f_{mp} – коэффициент трения древесины сосны о породу.

Коэффициенты трения между разными горными породами и породами древесины детально изучены [6]. Для сосны во влагонасыщенном состоянии коэффициент трения о разные породы изменяется в пределах от 0,52 до 0,6. Это позволяет при использовании данных, приведенных на рис. 2, с помощью уравнений (5) и (6) рассчитать величины распора, усилие вытягивания из шпура, усилие закрепления замка, рабочее сопротивление и другие технические характеристики анкера.

Выводы

1. Закрепление анкера происходит по всей площади соприкосновения с боковыми стенками шпура и нарастает во времени по мере набухания древесины штанг. За первые два часа после установки в увлажненном шпуре прочность закрепления достигает 25% от максимальной, через 4 часа – 50%, через 24 часа прочность превышает рабочее сопротивление анкера и продолжает нарастать на протяжении последующих шести суток.

2. Первые сутки анкер является податливой крепью, а затем переходит в работу жесткой крепи.

3. Анкер в зависимости от степени прессования древесины создает по всей боковой поверхности шпура распор от 0,5 до 3,2 МПа, который превышает распорное давление на которое способны анкеры «сплит-сет» и штанги «свеллекс».

4. Прочность закрепления анкера растет пропорционально увеличению диаметра, длины замка и степени прессования древесины штанг. Целесообразно применять анкер диаметром не менее 35 мм с высокой степенью прессования штанг, равной 0,33 и более. При увеличении диаметра анкера степень прессования древесины может быть снижена.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Скотт Д. Новая анкерная крепь / Д. Скотт // Глюкауф. - 1980. № 3. - С.6-10.
2. Гетце В. Крепь горизонтальных выработок / В. Гетце, Ю. Крае // Глюкауф. - 1981. № 18. - С.31-32.
3. Турчанинов И.А. Основы механики горных пород / И.А.Турчанинов, М.А.Иофис, Э.В.Каспарьян. - Л.: Недра, 1989.-488с.
4. Хухрянский П. Н. Прессование древесины / П. Н. Хухрянский. – М.: «Лесная промышленность», 1964.-С.28-29.
5. Юхименко А.Г. Анкерная крепь из пластифицированной древесины/А.Г.Юхименко, Б.П.Стуре // Уголь.- 1963.- №9.- С. 20-22.
6. Широков А.П. Теория и практика применения деревянной анкерной крепи / А.П.Широков, В.С.Евсеев, В.А.Лидер.-Кемерово, 1973.-197с.

© Ю. И. Николаев, Г. А. Ефентьев, 2016

АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОДНОВРЕМЕННО-РАЗДЕЛЬНОЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ СКВАЖИН НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ЮГО-ВОСТОКА РЕСПУБЛИКИ ТАТАРСТАН

Азат Альбертович Нурғалиев

Нефтегазодобывающее управление «Ямашнефть» ОАО «Татнефть», 423450, Россия, Республика Татарстан, г. Альметьевск, ул. Чапаева, 4а, заместитель главного инженера по производству, тел. (917)391-07-47, e-mail: naa@tatneft.ru

Ленар Тависович Хабибуллин

ОАО «Татойлгаз», 423450, Россия, Республика Татарстан, г. Альметьевск, ул. Тимирязева, 17, главный специалист по ремонту скважин, тел. (917)266-55-40, e-mail: linarrt@tatoilgas.ru

В статье рассмотрена одновременно-раздельная технология эксплуатации нефтедобывающих скважин и показаны ее положительные и отрицательные стороны. Сделаны выводы, что предлагаемый проект одновременно-раздельной добычи является экономически привлекательным за счет дополнительной добычи нефти, высокого индекса доходности и низкого периода окупаемости, даже на мелких и выработанных месторождениях. Так же проведена оценка перспективности внедрения, в части количества необходимых установок и дополнительной добыче нефти.

Ключевые слова: нефтедобывающая скважина, мелкие месторождения Республики Татарстан, высокая геологическая неоднородность объектов, технология одновременно-раздельной добычи, пакер, насосно-компрессорные трубы, штанговые-глубинные насосы, оптимизация затрат на добычу нефти.

ANALYSIS OF EFFICIENCY OF SIMULTANEOUS–SEPARATE WELL OPERATION IN THE SOUTH-EAST OF THE REPUBLIC OF TATARSTAN

Azat A. Nurgaliev

Yashmaneft Oil and Gas Production Department, TATNEFT, 423450, Russia, Republic of Tatarstan, Almetyevsk, 4a Chapaeva Str., Deputy Chief Engineer for Production, tel. (917)391-07-47, e-mail: naa@tatneft.ru

Lenar T. Khabibullin

TATOILGAS, 423450, Russia, Republic of Tatarstan, Almetyevsk, 17 Timiryazeva Str., Principal Well Servicing Expert, tel. (917)266-55-40, e-mail: linarrt@tatoilgas.ru

The authors discuss the technology for simultaneous–separate operation of oil-producing wells and show its advantages and shortages. It is concluded that the simultaneous–separate oil production project proposed is economically attractive due to increment in oil production, high income terms and short pay-off period even in small and depleted reservoirs. Furthermore, the potential of the proposed project is evaluated in terms of the required facilities and incremental oil production.

Key words: oil-producing well, small reservoirs in the Republic of Tatarstan, high geological nonuniformity, simultaneous–separate production technology, packer, oilwell tubing, bottom-hole pumps, oil production cost optimization.

С начала 80-х годов началось активное освоение карбонатных залежей, часто совпадающих в плане с нижезалегающими разрабатываемыми пластами. Появилось много скважин, вскрывающих пласты разных отложений, характеризующихся большим разнообразием параметров и свойств их продукции.

Анализ нефтяных месторождений Татарстана показывает, что большинство из них являются многопластовыми. Совместная разработка одним фильтром, как правило, приводит к потере суммарного дебита на 20-40 %.

При этом нефтяные месторождения ОАО «Татнефть» находятся на поздней стадии разработки, характеризующейся низкими дебитами и газовым фактором, высокой обводненностью продукции и полностью механизированной добычей, поэтому простые технологические схемы одновременно-раздельной эксплуатации (ОРЭ), характерные для фонтанной эксплуатации, не применимы.

Появление новых высоконадежных технических средств (пакеров, скважинных насосов, средств контроля) повышает работоспособность схем ОРЭ. Поэтому использование ОРЭ на многопластовых месторождениях Татарстана весьма актуально и своевременно.

Назначение и преимущества одновременно-раздельная эксплуатация пластов:

- повышение рентабельности работы скважин за счет подключения в разработку других эксплуатационных объектов или разных по свойствам пластов одного объекта разработки;
- погашение проектного фонда скважин, сокращение объемов бурения за счет использования ствола одной скважины;
- организация системы разработки с одновременным (совместным) отбором запасов углеводородов разных эксплуатационных объектов одной сеткой скважин.

Промысловый опыт эксплуатации двух пластов одной скважиной методом ОРЭ указывает на его высокую эффективность. В среднем на 30% сокращаются капитальные вложения и эксплуатационные затраты в сопоставлении с затратами на бурение и эксплуатацию месторождений самостоятельными сетками на каждый пласт. Метод ОРЭ дает возможность уплотнять сетку скважин (добывающих и нагнетательных) без дополнительного метража бурения. Их применение повышает рентабельность отдельных скважин за счет подключения к ним других объектов разработки или разных по продуктивности пластов одного объекта разработки.

За счет оптимизации работы объектов повышается производительность скважины. Таким образом, технология ОРЭ позволяет значительно оптимизировать затраты на добычу нефти.

Анализ эффективности ОРЭ на мелких месторождениях Юго-Востока Татарстана рассмотрим наглядно на примере НГДУ «Ямашнефть» (рисунок).

НГДУ «Ямашнефть» является одним из своеобразных полигонов, экспериментальной площадкой для проведения исследований и изучения

результатов освоения ОРЭ, т.к. практически все нефтяные месторождения на территории деятельности имеют несколько продуктивных пластов с существенно отличающимися характеристиками.

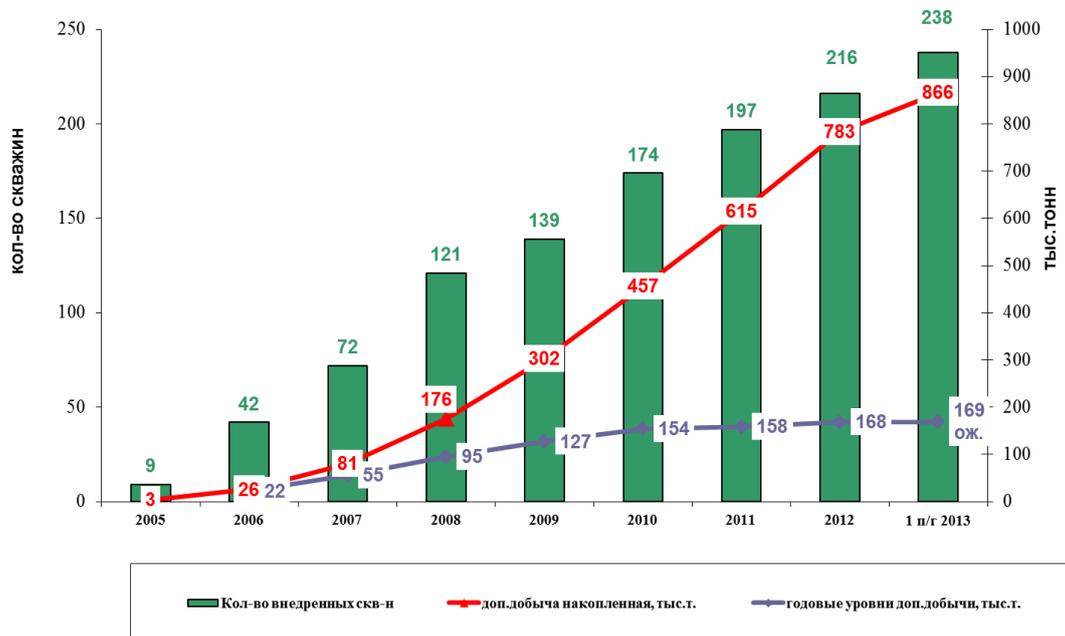


Рис. Динамика внедрения ОРЭ и накопленной дополнительной добычи

Особенностью отложений нижнего и среднего карбона является низкий дебит. 33% фонда скважин НГДУ эксплуатируется с дебитом нефти менее 1,5т./сут. И как правило, при дебите менее 1т./сут. скважина попадает в категорию нерентабельных. Поэтому вопрос по поиску путей повышения рентабельности скважины всегда был актуальным. Если традиционные технологии повышали эффективность скважины на краткосрочный период, то уже использование технологий ОРД позволило этот срок увеличить кратно. В результате внедрения установок ОРД 33 скважины (или 14% от общего фонда ОРЭ) вышли из категории нерентабельных. 25 скважин из них на сегодня уже окупили понесенные затраты.

Затраты на внедрение УОРД, которые составляют более 2 млн руб. возвращаются за 9 месяцев, на оставшийся заявленный срок эффекта (7 лет) данного мероприятия, обеспечивается уже эффективную работу скважины.

В НГДУ технология ОРД и ОРЗ рассматривается не только как инструмент для дополнительной добычи, но и в организации технологической схемы разработки недренируемых объектов.

Первый опыт был получен на Ямашинском месторождении. Благодаря комбинированию технологий ОРЭ и ОРЗ, была реализована классическая схема разработки участка, включившая в себя как зону нагнетания, так и зону отбора. Суточный прирост в добыче по участку составил 11 тонн по нефти. С целью поддержания пластового давления и компенсации отбора в тот же период в нагнетательной скважине, через которую производилась закачка воды в

турнейский пласт, был приобщен тульский горизонт и организована закачка по технологии ОРЗ. На 01.07.14 г. года накопленная дополнительная добыча на данном участке по тульскому горизонту составила свыше 25 тыс. т. нефти.

С 01.02.2013 г. на Архангельском месторождении начали применять нулевую ставку НДС на добычу высоковязкой нефти башкирского яруса. Обязательным условием при такой добыче является отдельный учет добываемой льготированной нефти. И здесь установка ОРЭ стало незаменимым инструментом для решения данной задачи. Сохранив запасы по существующим объектам, ввели башкирский ярус в разработку путем внедрения двухлифтовых установок ОРД, ОРЗ и ОРДиЗ с суммарным приростом 40 т/сут.

Технологию ОРДиЗ можно назвать неординарным решением, раньше и представить не могли о совмещении одной скважиной двух назначений. Новые возможности применения установкам ОРЭ позволило запланировать внедрение в 2010 г. технологию ОРДиЗ на добывающей скважине Ерсубайкинского месторождения для организации дополнительных очагов заводнения, без дополнительных капитальных затрат на обустройство. На нагнетательной скважине приобщить башкирский ярус, тем самым увеличить выработку запасов по данному объекту.

Первая установка ОРД малого диаметра в АО «Татнефть» была внедрена на скважине Березовского месторождения 24 декабря 2012 года, которая позволила ввести в разработку западную часть залежи тульского горизонта, центральная часть которой уже эксплуатировалась установками ОРД. Прирост составил 4,9 т/сут.

В декабре 2012 года была испытана первая установка для одновременно-раздельной эксплуатации трех объектов, которая на сегодняшний день успешно эксплуатируется. К разрабатываемым объектам турнейского и бобриковского горизонтов был приобщен башкирский ярус. Прирост составил 3,6 т/сут.

Вышеназванные две технологии для нас на сегодняшний день очень актуальны, поскольку имеется фонд скважин для внедрения данных установок. Потенциальный фонд с малым диаметром составляет 13 скважин, и он из года в год будет расти с увеличением бурения.

Потенциальный фонд для внедрения ОРД 3-х пластов составляет 35 скважин.

В результате приобщения возвратных объектов с применением технологии ОРЭ позволило нам вовлечь в активную разработку на 5-10 лет раньше намеченного при сохранении существующей системы разработки более 5 млн. тонн извлекаемых запасов, а это в среднем 26 тыс. тонн на 1 скважину (отбор от ТИЗ на 01.07.2013 г. составляет 17%). Как видно на слайде вовлечение запасов произошло на всех месторождениях НГДУ, что в общем позволило положительно повлиять на экономическую эффективность разработки наших мелких залежей.

Только расширение области применения технологии ОРД позволит нам и в дальнейшем вести рентабельную эксплуатацию скважин и залежей, обеспечивая поддержание пластового давления, раннего вовлечения в

разработку запасов при сохранении существующей системы разработки, уплотнения скважин без дополнительного бурения, сокращения проектного фонда, создания очагов заводнения без дополнительных затрат.

© А. А. Нурғалиев, Л. Х. Хабибуллин, 2016

УДК 622.235

АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ПЛОТНОСТИ СЕТКИ СКВАЖИН НА НЕФТЕИЗВЛЕЧЕНИЕ И РАЗВИТИЕ СИСТЕМ ЗАВОДНЕНИЯ В КАРБОНАТНЫХ КОЛЛЕКТОРАХ МЕЛКИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ РЕСПУБЛИКИ ТАТАРСТАН

Азат Альбертович Нурғалиев

Нефтегазодобывающее управление «Ямашнефть» ОАО «Татнефть», 423450, Россия, Республика Татарстан, г. Альметьевск, ул. Чапаева, 4а, заместитель главного инженера по производству, тел. (917)391-07-47, e-mail: naa@tatneft.ru

Ленар Тависович Хабибуллин

ОАО «Татойлгаз», 423450, Россия, Республика Татарстан, г. Альметьевск, ул. Тимирязева, 17, главный специалист по ремонту скважин, тел. (917)266-55-40, e-mail: linarrt@tatoilgas.ru

В статье рассмотрена проблема низкого коэффициента извлечения нефти в сложно построенных карбонатных коллекторах мелких месторождений республики Татарстан. Неблагоприятное влияние особенностей геологического строения залежей и высокая вязкость нефти объясняют отнесение запасов, сосредоточенных в этих коллекторах, к трудноизвлекаемым. В работе разработаны решения по увеличению нефтеизвлечения за счёт расширения применения методов заводнения и уплотнения сетки скважин.

Ключевые слова: нефтедобывающая скважина, коэффициент нефтеизвлечения, мелкие месторождения Республики Татарстан, система поддержания пластового давления, уплотнение сетки скважин, разработка карбонатных коллекторов, регулирование разработки месторождения нефти.

ANALYSIS OF WELL SPACING EFFECT ON OIL RECOVERY AND FLOODING PATTERN IN SMALL CARBONATE RESERVOIRS IN THE REPUBLIC OF TATARSTAN

Azat A. Nurgaliev

Yashmaneft Oil and Gas Production Department, TATNEFT, 423450, Russia, Republic of Tatarstan, Almetyevsk, 4a Chapayeva Str., Deputy Chief Engineer for Production, tel. (917)391-07-47, e-mail: naa@tatneft.ru

Lenar T. Khabibullin

TATOILGAS, 423450, Russia, Republic of Tatarstan, Almetyevsk, 17 Timiryazeva Str., Principal Well Servicing Expert, tel. (917)266-55-40, e-mail: linarrt@tatoilgas.ru

The paper addresses the issue of low oil recovery from small complex-structure carbonate reservoirs in the Republic of Tatarstan. Reserves in these reservoirs are classified as scavenger oil due to unfavorable geological structure of the reservoirs and high viscosity of oil. The authors

develop solutions towards enhancement of oil recovery through wider application of flooding techniques and by denser well spacing.

Key words: oil-producing well, oil recovery factor, small reservoirs of the Republic of Tatarstan, reservoir pressure maintenance system, denser well spacing, carbonate reservoir engineering, oil field development regulation.

Значительные запасы нефти месторождений республики Татарстан сосредоточены в сложнопостроенных, низкопродуктивных залежах карбонатных коллекторов, нефть которых в основном характеризуется высокой вязкостью. Поэтому, в связи с уменьшением добычи нефти по терригенным коллекторам, залежи карбонатных отложений следует рассматривать в существующем резервом добычи нефти.

Разработка карбонатных коллекторов в Татарстане в настоящее время осуществляется крайне низкими темпами (1,3 % от НИЗ) и в основном на естественном режиме, разбуренность залежей менее 50%. Утвержденный КИН составляет 0,2 д.ед., текущий – 0,049 д.ед. (от категории А+В+С1).

Неблагоприятное влияние особенностей геологического строения залежей и высокая вязкость нефти объясняет отнесение запасов нефти, сосредоточенных в этих коллекторах, к трудноизвлекаемым.

Одним из путей снижения неблагоприятного влияния геологических факторов и повышения эффективности разработки нефтяных месторождений является использование вторичных и третичных методов увеличения нефтеотдачи, но при этом необходимо учитывать, что конечный КИН увеличится незначительно, поэтому наиболее актуальными вопросами дальнейшего совершенствования проектирования разработки нефтяных месторождений является обоснование выбора оптимальной плотности сетки скважин.

Цель работы направлена на повышение эффективности, качества контроля и регулирования процесса разработки сложнопостроенных карбонатных коллекторов башкирского яруса, характеризующиеся низкими ФЕС и, как следствие, низкими добычными характеристиками.

Таким образом, в работе рассматривается опыт разработки карбонатных коллекторов башкирского яруса с точки зрения заводнения и влияния плотности сетки на нефтеизвлечение используя характеристики вытеснения.

Анализ разработки опытных участков башкирского яруса по изучению влияния плотности сетки скважин на нефтеизвлечение и развитию систем заводнения в карбонатных коллекторах башкирского яруса. С начала разработки не происходит резкое снижение пластовых давлений, значения средних дебитов по жидкости и нефти не сильно отличаются по сравнению с прошлыми годами. Текущий коэффициент нефтеизвлечения 0,02. Таким образом, применение интенсивной системы воздействия приводит к наиболее рациональной разработке карбонатных коллекторов.

К выводу о необходимости ограничения скорости движения фронта заводнения в низкопроницаемых карбонатных коллекторах с развитой

трещиноватостью, пришли многие исследователи. При этом рекомендуется: скорость вытеснения в карбонатных коллекторах ограничить скоростью капиллярного вытеснения. Скорости не должны превышать 8-12 м в год; давление на забое нагнетательных скважин установить на уровне $0,5 \div 0,7$ от горного вертикального давления.

Сопоставление показателей разработки двух участков при одинаковых условиях безразмерного времени (отношение накопленного отбора жидкости к геологическим запасам), показывает, что разработка залежей по первой технологии характеризуется меньшим отбором воды. Водонефтяные факторы соответственно составляют 0,65 и 1,0, более высоким коэффициентом (текущие коэффициенты соответственно составляют 18,2 и 15,6%), меньшим объемом закачиваемой воды (кратность закачки - отношение накопленной закачки к геологическим запасам соответственно составляют 0,108 и 0,406 д.ед.), которая почти в 3,8 раза меньше приходится на тонну геологических запасов.

Исходя из анализа и сопоставления показателей разработки к внедрению рекомендуется первая технология, дополненная термозаводнением с использованием горизонтальной технологии.

Технология заводнения не приводит к интенсификации добычи нефти из карбонатных отложений башкирского яруса. Процесс заводнения осуществляется при низких нерентабельных дебитах ($2,5 \div 3,0$ т/сут).

Таким образом, по участкам с близкими геолого-физическими параметрами осуществляются две разные технологии разработки карбонатных коллекторов башкирского яруса заводнением.

1. На участке разбуренного по плотности сетки 100×100 м, осуществляется технология заводнения, которая предусматривает ввод месторождения в разработку на естественном режиме до начала резкого снижения пластового давления ($P_{пл}$) от $0,2 \div 0,25 P_{гор}$, дебитов скважин, затем осваивается заводнение продуктивных пластов с давлением на забое нагнетательных скважин $0,6 \div 0,7 P_{гор}$. Интенсивность системы заводнения выбирается из условия компенсации отбора жидкости закачкой воды ($90 \div 100\%$).

2. На участке разбуренного по плотности сетки 200×200 м, осуществляется технология первичного заводнения. После разбуривания залежи осваивается система заводнения при давлении на забое скважин $0,7 P_{гор}$. Несмотря на оптимальные забойные давления, происходит резкое обводнение продукции скважин и добыча нефти и жидкости после достижения максимального уровня резко снижается. Начальные дебиты залежи 3,0 т/сут снижаются до 1,5 т/сут. Мероприятия по регулированию режимов работы скважин, циклическая закачка воды, применение физико-химических методов (кислотных) не приводят к увеличению дебитов нефти скважин.

Вывод: Разработка башкирских отложений в начальной стадии необходимо осуществлять на естественном режиме. Изучить геологическое строение бурением скважин по редкой сетке. Уплотнение сетки скважин малого диаметра. Создание самостоятельной системы разработки избирательным освоением скважин под закачку воды, применение оборудования ОРЭ.

Зависимость КИН от плотности сетки для отложений башкирского яруса

В табл. 1 представлены сводные данные для оценки зависимости от коэффициента нефтеизвлечения от плотности сетки скважин (ПСС, S) по опытным участкам башкирских отложений.

Таблица 1

Данные для оценки зависимости от КИН от ПСС
по опытным участкам башкирских отложений

НГДУ	Место-рождение	ПСС, га/скв	НБЗ, тыс.т	НИЗ, тыс.т	КИН, д.ед.	ln(КИН)	$S^{1,5}$, (км ² /скв) ^{1,5}	S, км ² /скв
ЯН	Ямашинское	4,3	1247	359	0,288	-1,245	0,0089	0,0430
ЯН	Ямашинское	7,8	1247	241	0,193	-1,645	0,0218	0,0780
ЯН	Ямашинское	5,4	1594	339	0,213	-1,546	0,0125	0,0540
ЛН	Ромашкинское	5,5	1538	520	0,338	-1,085	0,0129	0,0550
ЛН	Ромашкинское	3,9	658	232	0,353	-1,041	0,0077	0,0390
ЛН	Ромашкинское	3,2	240	72	0,300	-1,204	0,0057	0,0320
ЛН	Ромашкинское	9,7	762	196	0,257	-1,359	0,0302	0,0970

Наибольшую эффективность показали опытные участки башкирского яруса с плотностью сетки 2-4 га/скв.

Решение проблемы влияния плотности сетки скважин на нефтеотдачу в значительной степени связано с охватом пластов воздействием, т. е. с оценкой доли дренируемых запасов, а также с обеспечением необходимых темпов добычи нефти. Обе эти задачи решаются на основании технико-экономических расчетов различных вариантов по плотности сетки для одной какой-то системы размещения скважин, исходя из применяемых в настоящее время критериев оптимальности (рациональности).

В НГДУ «Ямашнефть» полученный опыт запланирован для дальнейшего внедрения, так в 2014 году осуществляется бурение 20 СМД на Екатерининском и Шегурчинском месторождениях с целью уплотнения существующей сетки с 300 на 300 м до 150 на 150 м.

Бурение дополнительных скважин, осуществляемое на месторождениях, находящихся в поздней стадии разработки, является технологически оправданным. Его эффективность предопределяется тем, что оно реализуется после детального изучения неоднородности пластов, после разбуривания месторождений основной сеткой скважин.

На сегодняшний день затраты на бурение 1 скважины в среднем составляют 24,390 млн. руб. Анализ зависимости КИН от затрат (табл. 2).

Анализируя таблицу можно сделать вывод, что для увеличения КИН на 1 % необходимо затратить по Екатериновскому месторождению 71,808 млн. руб., а на Южно-Шегурчинское поднятие 23,225 млн. руб. Такой разбег затрат зависит от начальных извлекаемых запасов и от текущей накопленной добычи нефти.

Таблица 2

Планируемые КИН к 2030 году в зависимости от затрат

Объект разработки	Накопленная добыча нефти по ТСР к 2030 г., тыс. тн.	Накопленная добыча нефти из пробуренных скважин к 2030 г., тыс. тн.	КИН без уплотнения сетки скважин, д.ед.	КИН с учетом уплотнения сетки скважин, д.ед.	Отклонение, д.ед.	Затраты на бурение, млн. руб.	Затраты на увеличение КИН на 1%, млн. руб.
Екатериновское	2075,500	552,206	0,15	0,19	0,04	287,234	71,808
Южно-Шегурчинское поднятие	1041,61	289,022	0,22	0,28	0,06	141,78	23,225

За счет уплотнения сетки скважины, к 2030 году конечный КИН увеличится по Екатериновскому месторождению на 4%, а по Южно-Шегурчинскому поднятию на 6%. Таким образом, дополнительное (уплотняющее) бурение на поздних стадиях разработки во многих случаях оказывается единственно реальной возможностью замедлить темпы снижения добычи нефти и повысить нефтеотдачу пластов.

При оптимизации плотности сетки скважин решаются две задачи: обеспечение текущей добычи и обеспечение конечного коэффициента нефтеизвлечения. Следует четко разграничивать скважины, которые преимущественно обеспечивают текущий уровень добычи, но мало влияют на конечное нефтеизвлечение, так как эти запасы могут быть отобраны другими скважинами, и скважины, которые «работают» преимущественно на конечное нефтеизвлечение, так как эти запасы другими скважинами отобраны быть не могут, но их вклад в текущую добычу невелик, и, наконец, скважины, за счет которых решаются обе эти задачи — и поддержание текущей добычи, и повышение конечного нефтеизвлечения, к чему мы и стремимся на месторождениях.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Нефтегазоносность Республики Татарстан. Геология и разработка нефтяных месторождений / Под ред. проф. Р.Х. Муслимова. – В 2-х томах. – Казань: Изд-во «Фэн» Академии наук РТ, 2007.

2. Обобщение опыта разработки мелких месторождений (НГДУ «Нурлатнефть» и «Ямашнефть»): Отчет по договору / ТатНИПИнефть; Р.Г. Абдулмазитов, Г.Х. Бакирова, Бугульма, 2005 г.

3. Дополнение к проекту разработки Ямашинского нефтяного месторождения: отчет / ТатНИПИнефть; рук. Абзяпбаров А.В. [и др.] – Бугульма, 2007.

© А. А. Нургалиев, Л. Х. Хабибуллин, 2016

УДК 622.83

ВАРИАЦИЯ СКОРОСТЕЙ УПРУГИХ ВОЛН В УГЛЕПОРОДНОМ МАССИВЕ ПРИ СЛОЕВОЙ ВЫЕМКЕ

Антон Владимирович Панов

Институт проблем комплексного освоения недр РАН, 111020, Россия, г. Москва, Крюковский тупик, 4, младший научный сотрудник, e-mail: anton-700@yandex.ru

Леонид Анатольевич Назаров

Институт проблем комплексного освоения недр РАН, 111020, Россия, г. Москва, Крюковский тупик, 4, доктор физико-математических наук, ведущий научный сотрудник лаборатории геотехнологических процессов, тел. (383)217-24-46, e-mail: mining1957@mail.ru

Лариса Алексеевна Назарова

Институт проблем комплексного освоения недр РАН, 111020, Россия, г. Москва, Крюковский тупик, 4, доктор физико-математических наук, ведущий научный сотрудник лаборатории геотехнологических процессов, тел. (383)217-24-46, e-mail: lanazaroval@ngs.ru

Андрей Леонидович Карчевский

Институт проблем комплексного освоения недр РАН, 111020, Россия, г. Москва, Крюковский тупик, 4, доктор физико-математических наук, ведущий научный сотрудник, e-mail: karchevs@math.nsc.ru

Разработана и методом конечных элементов реализована модель углепородного массива горизонтально-слоистой структуры. С использованием данных лабораторных экспериментов по нагружению угольных образцов получены эмпирические зависимости скоростей распространения продольных и поперечных волн от среднего напряжения. На основе численных экспериментов выполнена оценка напряженного состояния при выемке угольных пластов и рассчитаны приращения скоростей упругих волн в угольных пластах и вмещающих породах, необходимые для томографических исследований.

Ключевые слова: углепородный массив, метод конечных элементов, напряженно-деформированное состояние, обработка, эволюция скорости акустических волн.

VARIATION OF ELASTIC WAVE VELOCITIES IN COAL–ROCK MASS UNDER SLICE CUTTING

Anton V. Panov

Institute of Integrated Mineral Development, Russian Academy of Sciences, 111020, Russia, Moscow, 4 Kryukovsky tupik, Junior Scientific Researcher, tel. (383)217-06-36, e-mail: anton-700@yandex.ru

Leonid A. Nazarov

Institute of Integrated Mineral Development, Russian Academy of Sciences, 111020, Russia, Moscow, 4 Kryukovsky tupik, Doctor of Physico-Mathematical Sciences, Leading Researcher, Geotechnical Processes Laboratory, tel. (383)217-24-46, e-mail: mining1957@mail.ru

Larisa A. Nazarova

Institute of Integrated Mineral Development, Russian Academy of Sciences, 111020, Russia, Moscow, 4 Kryukovsky tupik, Doctor of Physico-Mathematical Sciences, Leading Researcher, Geotechnical Processes Laboratory, tel. (383)217-24-46, e-mail: lanazaroval@ngs.ru

Andrey L. Karchevsky

Institute of Integrated Mineral Development, Russian Academy of Sciences, 111020, Russia, Moscow, 4 Kryukovsky tupik, Doctor of Physico-Mathematical Sciences, Leading Researcher, Geotechnical Processes Laboratory, tel. (383)217-24-46, e-mail: karchevs@math.nsc.ru

The authors have developed a model of horizontally bedding coal–rock mass and implemented the model using the finite-element method. Based on the data of laboratory compression tests of coal specimens, the empirical relations between P - and S -wave velocities and mean stress are obtained. The numerical experiments yield estimate of stress state of coal–rock mass under mining and increments in the velocities of elastic waves in coal and surrounding rock mass, required for tomographic research.

Key words: coal–rock mass, finite-element method, stress–strain state, mining, acoustic wave velocity evolution.

Одним из эффективных методов контроля состояния породного массива при ведении горных работ является активное и пассивное акустическое зондирование. Сложившаяся при этом практика интерпретации сейсмической информации (www.cgg.com) предусматривает построении карт распределения скоростей V продольных волн, а области с повышенными значениями V ассоциируются с зонами опасных напряжений. Между тем, если построить обоснованную референтную скоростную модель и воспользоваться подходом [1], то появляется возможность не только качественного, но и количественного мониторинга напряженно-деформированного состояния. Настоящая статья – первый этап реализации такой программы применительно к углепородным массивам.

Рассмотрим типичную конфигурацию подземного пространства, возникающую при слоевой выемке угля. На рис. 1 показано вертикальное сечение исследуемого объекта: чередующиеся субгоризонтальные слои угля и песчаника. Отрабатываемый пласт вскрыт двумя штреками, поперечные размеры которых много меньше их протяженности. Поэтому для исследуемого участка в первом приближении принимается модель плоской деформации.

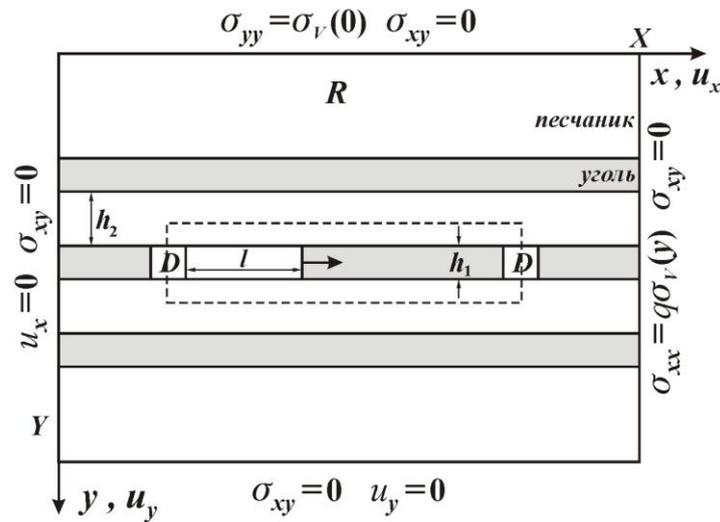


Рис. 1. Схема расчетной области и граничные условия

Напряженное состояние углепородного массива [2] описывается линейно-упругой моделью, включающей уравнения равновесия, закон Гука и соотношения Коши для малых деформаций. Расчетная область R и условия на ∂R представлены на рис. 1: где σ_{xx} , σ_{xy} и σ_{yy} – компоненты тензора напряжений; u_x , u_y – смещения; q – коэффициент бокового отпора, характеризующий величину горизонтальной компоненты поля напряжений вне зоны ведения горных работ; H – их глубина; $\sigma_v(y) = \rho g(H+y)$ – литостатическое напряжение; h_1 и h_2 – мощности пластов и междупластев; X и Y – размеры R .

Расчеты проводились МКЭ с использованием оригинального кода [3], шаг дискретизации по горизонтали 1 м, по вертикали 0.125 м. Геометрические параметры модели: $H = 500$ м; $X = 600$ м; $Y = 46$ м; l – положение забоя при ведении очистных работ; $h_1 = 2$ м; $h_2 = 5$ м; размеры штреков D 10×2 м; длина панели 200 м. Физические свойства (E -модуль Юнга, ν -коэффициент Пуассона, ρ -плотность) слагающих массив пород приведены в табл. 1.

Таблица 1

Физические и акустические свойства пород

Порода	ρ , кг/м ³	E , ГПа	ν	A , м/с	B , м/с	α	s , МПа
Песчаник	2400	35	0.25	1700	2500	0.20	2
Уголь	1300	7	0.27	1700	2500	0.20	2

Моделировался процесс отработки панели (стрелкой на рис. 1 показано направление развития очистных работ). В качестве примера на рис. 2 при $q = 0.7$ приведены изолинии нормальных компонент σ_{xx} и σ_{yy} (отнесены к $\rho g H$) на различных стадиях отработки панели, иллюстрирующие известные факты, а именно, увеличение l ведет к повышению уровня растягивающих

горизонтальных напряжений в кровле отработанного пространства и увеличению протяженности зоны опорного давления. Следует отметить высокий горизонтальный градиент напряжений в окрестности линии $x = l$.

Здесь основной интерес представляло распределение V перед началом выемки запасов, являющееся, по сути, референтной скоростной моделью при томографии среды, а также его эволюция в процессе развития горных работ. Воспользуемся данными лабораторных экспериментов о скоростях упругих волн при различном гидростатическом напряжении σ для углей [4] и песчаников [5]. Приведенные в этих публикациях данные с точностью порядка первых процентов аппроксимируются соотношением

$$V(\sigma) = B - (B - A) \exp(-\alpha \sigma / s), \quad (1)$$

где значения эмпирических параметров A , B , α и s приведены в табл. 1.

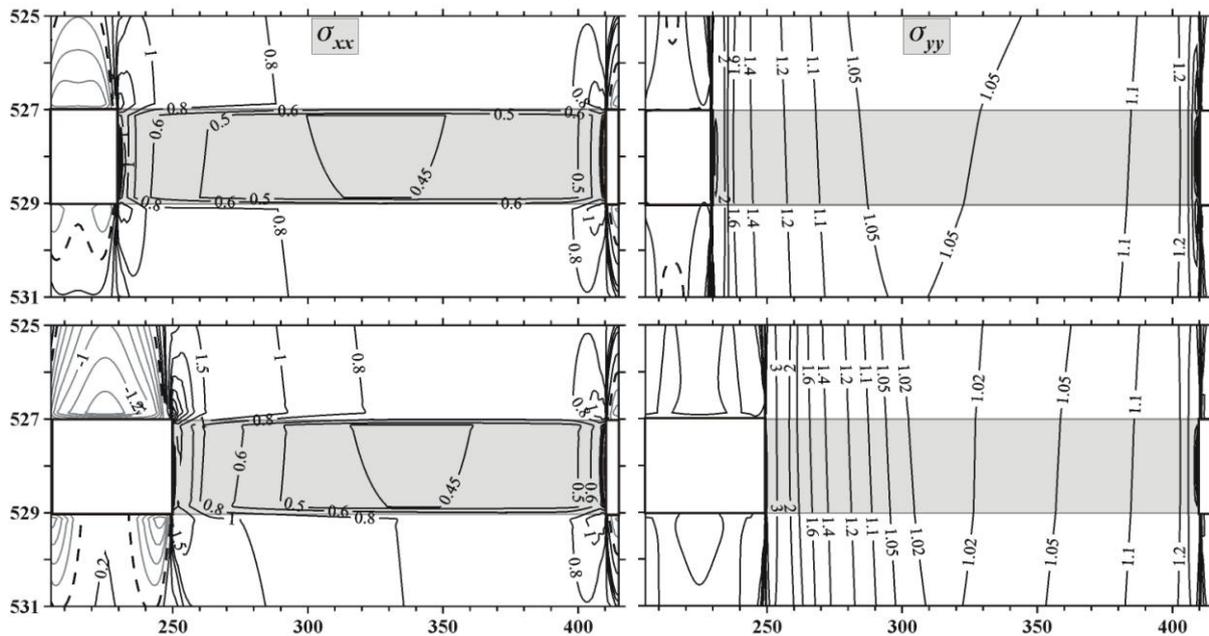


Рис. 2. Изолинии нормальных компонент тензора напряжений σ_{xx} и σ_{yy} при $q = 0.7$ для $l = 30$ и 50 м

Для модели плоского деформированного состояния $\sigma = 0.5(1 + \nu)(\sigma_{xx} + \sigma_{yy})$. Это выражение, рассчитываемое по найденному численно полю напряжений, и использовалось в (1). Рис. 3 (слева $q = 0.4$, справа $q = 0.7$) демонстрирует изолинии скоростей продольных волн в окрестности обрабатываемого пласта при $l = 30$ и 50 м.

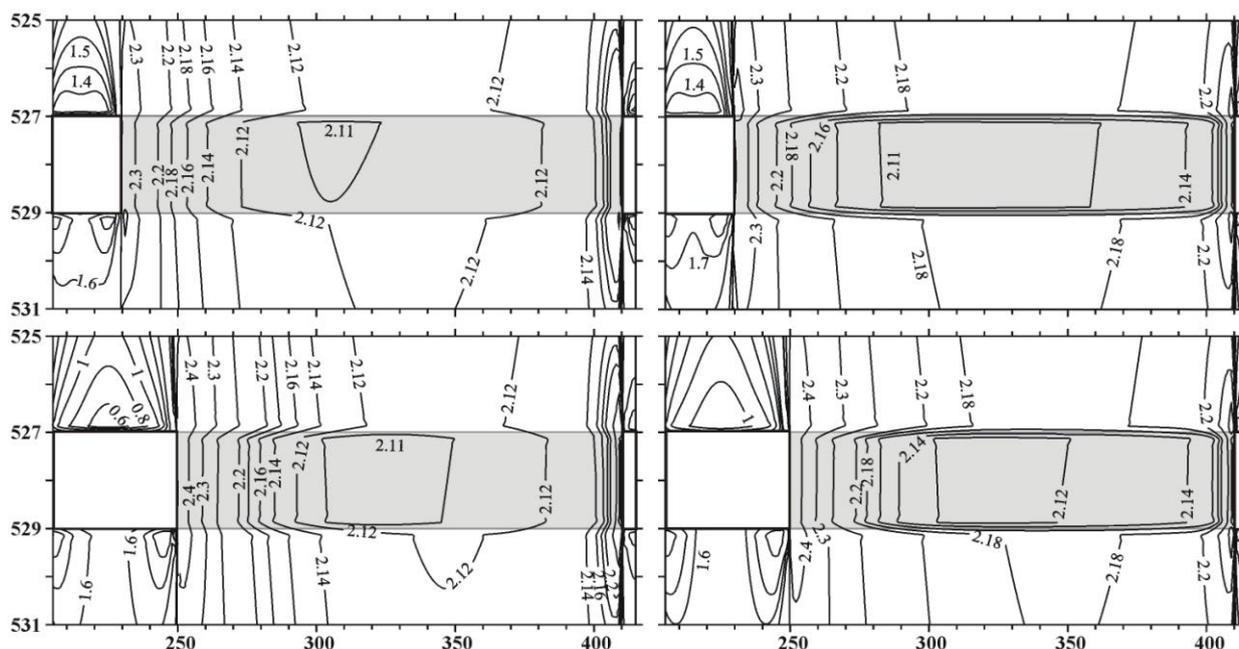


Рис. 3. Изолинии скорости продольных волн (км/с) при $q=0.4, 0.7$ для различной протяженности выработанного пространства l

Отметим основные особенности распределения V , которые необходимо принимать во внимание при создании алгоритма томографии пласта:

- ♦ граница пласта с вмещающими породами - контрастная;
- ♦ вследствие небольшой мощности пласта изменение скорости в вертикальном направлении незначительно;
- ♦ с увеличением l градиент скорости по простиранию пласта $\Delta V/\Delta x$ уменьшается;
- ♦ возрастание коэффициент бокового отпора q приводит к снижению величины $\Delta V/\Delta x$.

Численные эксперименты показали, что распределение скоростей упругих волн в угольном пласте, обусловленное эволюцией поля напряжений при отработке последнего, имеет выраженную анизотропию: в горизонтальном направлении вариация V достигает 20-25%, в вертикальном V – практически не меняется. Этот результат обуславливает необходимость проведения лабораторных экспериментов, призванных выяснить степень влияния различных компонент тензора напряжений на скорость распространения упругих волн в углях.

Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда (проект № 16-17-00029).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Назаров Л. А., Назарова Л. А., Эпов М. И. и др. Акустический метод определения напряжений в массиве горных пород на основе решения обратной задачи // Доклады Академии наук. – 2016. – Т. 466. – № 6. – С. 718-721.

2. Назаров Л. А., Назарова Л. А. Некоторые геомеханические аспекты проблемы извлечения газа из угольных пластов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1999. – №. 2. – С. 35-44.

3. Дядьков П. Г., Назаров Л. А., Назарова Л. А. Численное моделирование напряженного состояния земной коры и условий возникновения динамической неустойчивости сейсмоактивных разломов при рифтогенезе // Геология и геофизика. – 1997. – Т. 38. – №. 12. – С. 2001-2010.

4. Morcote A., Mavko G., Prasad M. Dynamic elastic properties of coal // Geophysics. – 2010. – Т. 75. – №. 6. – С. E227-E234.

5. Pervukhina M. et al. Applicability of velocity—stress relationships based on the dual porosity concept to isotropic porous rocks // Geophysical Journal International. – 2010. – Т. 181. – №. 3. – С. 1473-1479.

© А. В. Панов, Л. А. Назаров, Л. А. Назарова, А. Л. Карчевский, 2016

УДК622.279.3:622.831.325.3

РАЗРАБОТКА ТЕХНИЧЕСКИХ И МЕТОДИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО ГАЗОДИНАМИЧЕСКИМ ИССЛЕДОВАНИЯМ В ДЕГАЗАЦИОННЫХ СКВАЖИНАХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Андрей Владимирович Патутин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, научный сотрудник, тел. (383)335-96-42, e-mail: andrey.patutin@gmail.com

В работе представлена методика измерения газоотдачи угольных пластов в дегазационных скважинах. Полученные данные могут использоваться для построения профиля притока газа и выявления интервалов интенсивного газовыделения, оценки пластового давления и проницаемости угольного пласта, определения радиуса влияния дегазационных скважин, необходимого для проектирования множественного направленного гидроразрыва с целью повышения дебита метана. Приведены разработанные технические решения измерений газоотдачи массива при контролируемом радиально-симметричном нагружении стенок скважины.

Ключевые слова: газоотдача, углепородный массив, метан угольных пластов, дегазационная скважина.

DEVELOPMENT OF TECHNICAL AND METHODOLOGICAL SOLUTIONS OF GAS FLOW MEASUREMENTS IN COAL SEAMS

Andrey V. Patutin

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasnyi av., Candidate of Physico-Mathematical Sciences, research associate, tel. (383)335-96-42, e-mail: andrey.patutin@gmail.com

The paper presents a method for measuring the gas recovery in coal degassing wells. The data obtained can be used to build the gas inflow profile and to identify intervals of intense gas release, for reservoir pressure and permeability of the coal seam estimation. Also the radius of the degasification wells influence required to increase the methane production rate with the help of hydraulic fracturing method may be evaluated. Developed technical solutions for measurement coal massif gas recovery with a controlled radially-symmetrical loading of the borehole walls are presented.

Key words: gas recovery, coal measure rock, coal methane, degassing well.

В настоящее время в мировой практике для эффективной дегазации угольных пластов широкое распространение получили технологии направленного бурения из подземных выработок [1]. Существующие данные подтверждают, что интенсивное газовыделение начинается сразу после начала проходки и растет по мере внедрения става вглубь массива [2]. Длина дегазационных скважин достигает нескольких сотен метров, при этом траектория скважины может проходить через зоны повышенной трещиноватости и пересекать опасные по суфлярам области в угольном пласте. В дополнение к этому, происходит значительное выделение метана, вызванное разрушением угля в процессе бурения. При существующих технических подходах невозможно определить области углепородного массива вдоль оси скважины с преимущественным типом метановыделения; неясен вклад отдельных источников (суфляр, зона повышенной трещиноватости, разрушение угля) в общий дебет, фиксируемый на устье. Отсутствие подобной информации снижает эффективность разрабатываемых дегазационных схем, приводит к дополнительным затратам на пластовое бурение, повышает риски возникновения внезапных выбросов породы и газа при разработке месторождения.

Другой актуальной проблемой является получение достоверной информации о проницаемости углепородного массива. Проведение газодинамических исследований скважин и дальнейший анализ полученных зависимостей позволяет определять ряд параметров в газонасыщенных пластах, в том числе: пластовое и забойное давление на различных режимах, дебиты флюидов, продуктивность, свойства и характеристики коллектора. Данный подход широко используется при разработке традиционных газовых месторождений и адаптирован для оценки коллекторских свойств в горизонтальных скважинах.

Технологическая схема реализации метода индикаторных кривых в протяженной пластовой скважине включает герметизацию её определенного интервала с помощью пакеров и регулирование в нем давления газа с использованием управляемого дросселя на выходе пневматической линии из

межпакерного интервала прибора для газо- и гидродинамических скважинных исследований.

В процессе измерений регистрируют зависимость выходного расхода газа от давления в исследуемом интервале скважины – так называемую индикаторную кривую. Порядок обработки данных газодинамических исследований методом индикаторных диаграмм следующий:

а) по результатам исследований строят индикаторную диаграмму – график зависимости $(P_{пл} - P_{мпи}) / Q_{г}$ от выходного расхода газа $Q_{г}$, где пластовое давление $P_{пл}$ принимают равным значению стабилизации давления в закрытом межпакерном интервале $P_{мпи}$ при $Q_{г} = 0$;

б) аппроксимируют полученный график прямолинейной зависимостью вида

$$\frac{(P_{пл}^2 - P_{мпи}^2)}{Q_{г}} = a + bQ_{г}, \quad (1)$$

где a, b – коэффициенты, подлежащие определению;

в) определяют максимальные выходные расходы газа при атмосферном давлении в исследуемом интервале скважины и при вакуумировании дегазационной скважины $Q_{г}^{(MAX)}$ (давление в исследуемом интервале равно давлению в вакуумной дегазационной сети угледобывающей шахты $P_{ДЕГАЗ}$)

$$Q_{г}^{(MAX)} = \frac{\sqrt{a^2 + 4b(P_{пл}^2 - P_{ДЕГАЗ}^2)} - a}{2b}; \quad (2)$$

г) рассчитывают среднее значение пластового давления $\bar{P}_{пл}$ газа по формуле

$$\bar{P}_{пл} = \frac{1}{N} \sum_{n=1}^N \sqrt{P_{мпи_n}^2 + aQ_{г_n} + bQ_{г_n}^2}. \quad (3)$$

Если полученное значение существенно отличается от значения пластового давления, использованного при построении графика индикаторной кривой (см. подпункт «а»), то полученное по формуле (3) среднее значение пластового давления используют для повторной обработки данных по указанной выше схеме.

Выходными данными измерений являются пластовое давление газа в зоне обильного газовыделения и ожидаемый дебит газа при подключении к дегазационной системе шахты.

Технологическая схема применения метода кривой восстановления давления включает герметизацию интервала скважины, его подключение к системе шахтной дегазации, а затем, после стабилизации давления в межпакерном

интервале, изоляцию интервала и регистрацию в нем кривой восстановления давления.

В ходе проведенных теоретических исследований рассмотрено несколько технических решений реализации измерения газоотдачи углепородного массива в протяженных пластовых скважинах. Особенностью выбранных решений является их соответствие с достигнутыми ранее результатами, в том числе возможность проведения исследований при контролируемом радиально-симметричном нагружении стенок межпакерного интервала, а также применение роботизированной системы доставки в скважину прибора и сплошных гибких линий для подсоединения устройства к оборудованию, устанавливаемому в горной выработке [3]. Это многократно повышает функциональность измерений, снижает стоимость и трудозатраты на их выполнение.

На рис. 1 приведена схема трехпакерного устройства для проведения скважинных исследований. К отличительным характеристикам устройства относятся следующие:

а) три пакерных оболочки, из которых крайние используются для герметизации интервала газодинамических исследований, а центральная – для радиально симметричного его нагружения;

б) одна из крайних пакерных оболочек является подвижной относительно других, что вместе с гидравлическим цилиндром хода обеспечивает самоходное передвижение прибора по стволу скважины.

Приведенные технические решения прибора для скважинных измерений газоотдачи, фильтрационных свойств и температуры углепородного массива обеспечивают его работу в двух режимах: самостоятельное передвижение в скважине к интервалу проведения измерений и непосредственное проведение измерений. К преимуществам трехпакерной схемы можно отнести две линии связи с пультом управления, а также возможность радиально симметричного нагружения стенок скважины в средней части изолированного интервала.

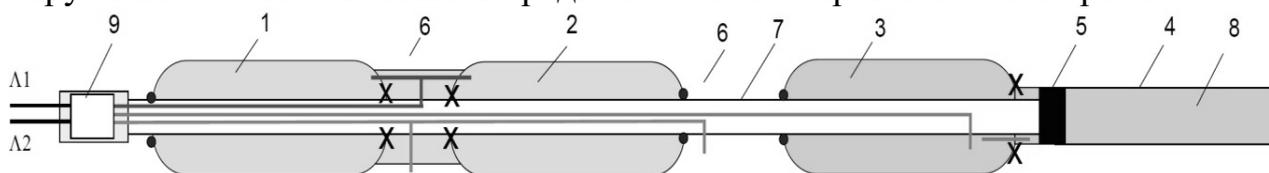


Рис. 1. Схема трехпакерного скважинного прибора для измерений газоотдачи при контролируемом радиальном воздействии на массив:

1 – крайняя пакерная оболочка, закрепленная на штоке цилиндра хода; 2 – центральная пакерная оболочка, закрепленная на штоке цилиндра хода; 3 – крайняя пакерная оболочка, закрепленная на цилиндре хода; 4 – гидравлический цилиндр хода; 5 – поршень цилиндра хода, соединенный со штоком; 6 – межпакерный (тестируемый) интервал скважины; 7 – шток цилиндра хода; 8 – газовая пружина; 9 – клапанная коробка; X – закрепленный конец пакерной оболочки; ● – подвижный конец пакерной оболочки, герметично скользящий по штоку цилиндра хода; Л1, Л2 – линии соединения скважинного прибора с оборудованием, устанавливаемым в горной выработке

Разработанный подход измерения газоотдачи угольных пластов в шахтных условиях и технические решения его реализации позволяют проводить последовательные замеры пластового давления и оценивать дебет газа при контролируемом воздействии на углепородный массив на значительном удалении от выработки.

Работа выполнена в Институте горного дела СО РАН и поддержана Министерством образования и науки РФ в рамках проекта RFMEFI60414X0096.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Hungerford F., Ren T., Aziz N. Evolution and application of in-seam drilling for gas drainage // International Journal of Mining Science and Technology. – 2013. – Vol. 23. – P.543–553.
2. Шевченко Л.А. Газодинамические процессы в зонах влияния дегазационных скважин большой длины // III Международная научно-практическая конференция «Современные тенденции и инновации в науке и производстве», Междуреченск. – 2014. – С. 98–99.
3. Патутин А.В., Дегтярева Н.В., Шилова Т.В., Чечурова Р.Д., Сердюков С.В. Комплекс методических и технических средств поперечного гидроразрыва в дегазационных скважинах // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2015. – №2. – С. 339–343.

© А. В. Патутин, 2016

УДК 622.233.5

ОСОБЕННОСТЬ РАБОТЫ КОЛЬЦЕВОГО УПРУГОГО КЛАПАНА С КЛИНОВИДНОЙ ЩЕЛЬЮ В СИСТЕМЕ ВОЗДУХОРАСПРЕДЕЛЕНИЯ ПНЕВМОУДАРНЫХ МАШИН

Александр Юрьевич Примычкин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала ИГД СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, младший научный сотрудник лаборатории бурения и технологических импульсных машин, тел. (383)220-15-09, e-mail: 808@nn.ru

Описан пример применения кольцевого упругого клапана (КУК) в пневмоударной машине. На основе результатов, полученных при экспериментах на стенде и расчетным путем с использованием программы Solid Works, установлена закономерность изменения давления в клапанной щели в процессе срабатывания КУК с фаской. Получены выражения,

позволяющие определить изменение среднего давления в клапанной щели клиновидной формы.

Ключевые слова: пневмоударная машина, кольцевой упругий клапан, давление в клапанной щели, условие срабатывания, расчетная модель.

OPERATION OF RING-SHAPED ELASTIC VALVE WITH WEDGE-SHAPED CLEARANCE IN THE AIR-DISTRIBUTION SYSTEM OF PNEUMATIC PERCUSSIVE DRILLING MACHINES

Alexander Yu. Primychkin

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Junior Researcher, Drilling and Production Impulse-Forming Machines Laboratory, tel. (383)220-15-09, e-mail: 808@nn.ru

The author gives an example of operation of a ring-shaped elastic valve in a pneumatic percussive drilling machine. Based on the data of bench experimentation and calculations with Solid Work software, the mechanism of change in pressure in the valve clearance upon actuation of ring-shaped elastic valve with bevel is determined. The relations to find variation of average pressure in the wedge-shaped clearance are derived.

Key words: pneumatic percussive drilling machine, ring-shaped elastic valve, valve slot pressure, actuation condition, computational model.

Внимание к кольцевому упругому клапану (рис. 1), как элементу системы воздухораспределения пневмоударного привода, обусловлено его конструктивными достоинствами – простотой, компактностью, высокой пропускной способностью при малом ходе. Он хорошо вписывается в конструкцию машин [1, 2].

Для обоснованного назначения конструктивных параметров кольцевого упругого была разработана расчётная модель [1], как составная часть математической модели пневмоударного привода.

Расчеты в рамках этой модели показали, что клапан прямоугольного сечения, спроектированный для работы в пневмоударной машине, не способен надежно перекрыть клапанную щель. Он может обеспечить лишь контакт с цилиндром, но без должного для полной герметизации прижатия. Так же существует вероятность возникновения автоколебаний. Эксперименты на стенде [3] подтвердили эту особенность. Например, рабочий клапан сечением 15x9 мм ($\delta = 2$ мм, диаметр цилиндра – 128 мм, $\Delta p = 0,6$ МПа), который в пневмоударной машине четко срабатывает на открытие и закрытие, даёт в закрытом состоянии протечку 0,45 м³/мин, что составляет около 10% от общего потребления энергоносителя работающей машиной.

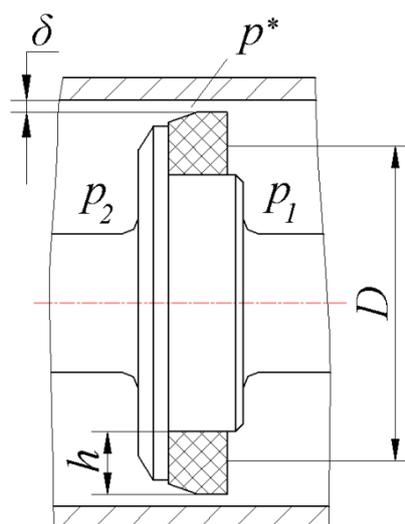


Рис. 1. Кольцевой упругий клапан с клиновидной щелью

Для повышения герметизации и улучшения срабатывания клапана на закрытие необходимо снизить среднее значение давления на наружную поверхность кольца p^* . Это можно обеспечить за счет изменения ее формы. Одним из вариантов является клапан круглого сечения [4]. Другим вариантом является введение фаски на наружной поверхности клапана со стороны выхода потока. В таком случае продольное сечение канала (клапанная щель) приобретает клиновидную форму (рис. 2). Такая конфигурация позволяет корректировать среднее давление в клапанной щели изменением длины фаски l .

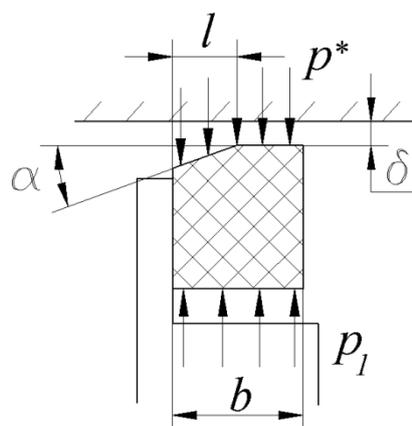


Рис. 2. Схема клапана с фаской

Эффект торможения кольца прямоугольного сечения, вызываемый действием пневматической отрицательной обратной связи, усиливается с уменьшением перепада Δp и ширины канала δ [3]. Поэтому наибольший интерес представляет возможность коррекции p^* при малых зазорах и перепадах давления.

Исследование давления p^* в клиновидной щели выполнялось на основе экспериментов и с использованием расчетной модели течения газа через

кольцевую щель, реализованной в программе Solid Works Flow Simulation . Методика изложена в [3].

Обработка экспериментальных данных показала, что величина угла фаски α слабо влияет на изменение среднего давления в канале. На рис. 3 видно, что увеличение α с 3° до 10° приводит к изменению среднего давления не более чем на 3%. Угол более 10° применять не рационально, поскольку задняя кромка КУК может оказаться ниже опорного буртика. При $\alpha < 5^\circ$ затруднено формирование фаски точением.

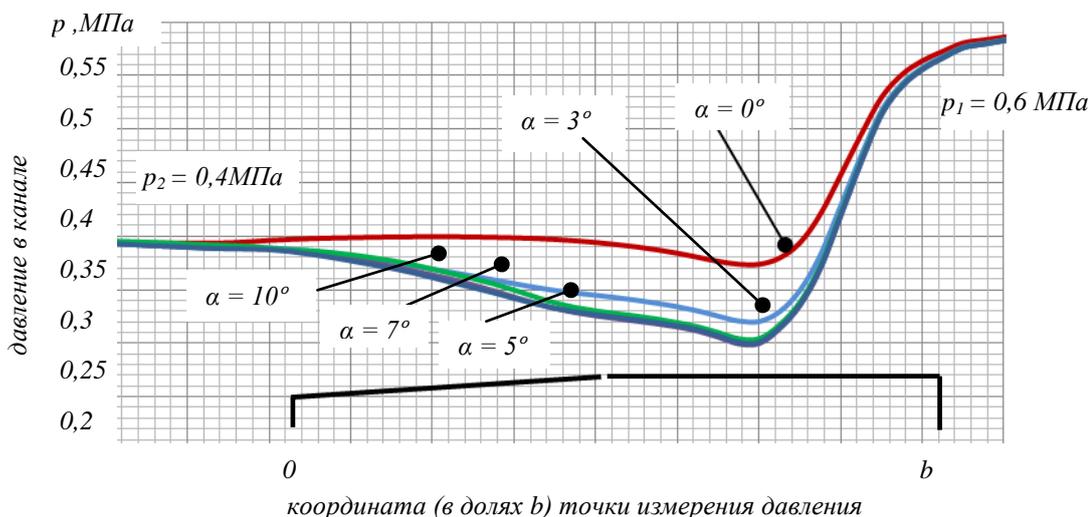


Рис. 3. Влияние угла фаски на распределение давления

В отличие от угла α , относительная длина фаски \tilde{l} ($\tilde{l} = l/b$), существенно влияет на среднее давление p^* . Ясно, что с увеличением \tilde{l} среднее давление снижается, поскольку увеличивается поверхность, находящаяся под пониженным давлением. Однако, при разных зазорах степень этого понижения различна. При большой клапанной щели, соответствующей моменту начала срабатывания на закрытие, влияние \tilde{l} мало. Например, изменение относительной длины \tilde{l} от 0,15 до 0,65 при $\delta = 1,5$ мм и перепаде $\Delta p = 1$ атм приводит к понижению среднего давления не более чем на 5%.

При малой щели (что соответствует моменту начала открытия) среднее давление в клапанной щели существенно снижается по мере увеличения длины фаски и роста перепада давления (рис. 4).

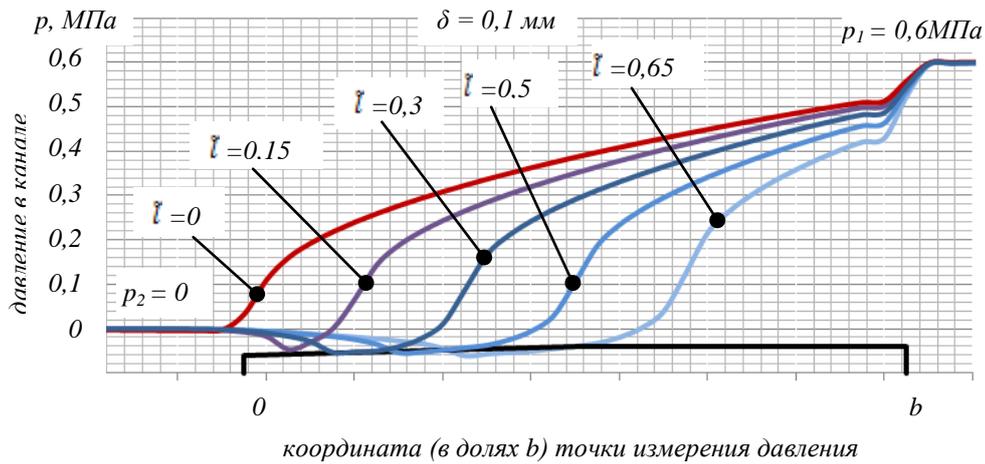


Рис. 4. Влияние длины фаски на распределение давления

Для количественной оценки влияния фаски на изменение среднего давления введен коэффициент γ_ϕ . Он показывает насколько изменяется среднее давление p_ϕ^* в щели клапана с фаской по сравнению со средним давлением p^* в щели клапана без фаски, естественно, при тех же параметрах (зазор, перепад давления):

$$\gamma_\phi = (p_\phi^* - p_2) / (p^* - p_2). \quad (1)$$

В результате обработки экспериментальных данных получена картина (рис. 5) изменения коэффициента γ_ϕ в зависимости от \tilde{l} и Δp при минимальной ширине клапанной щели $\delta = 0,1$ мм. Аппроксимирующая функция имеет вид:

$$\gamma_\phi(\tilde{l}_\phi, \Delta p) = 1 - (1,1 - 0,02\Delta p)\tilde{l}_\phi; \quad \tilde{l} = 0,15 \dots 0,65 \quad (2)$$

Видно, что величина Δp влияет слабо. Это позволяет использовать формулу:

$$\gamma_\phi(\tilde{l}_\phi) = 1 - \tilde{l}_\phi \quad (3)$$

Разница определения γ_ϕ по (2) и (3) не превышает 8%.

С увеличением ширины канала δ относительная величина его расширения, обусловленного фаской, при прочих равных условиях снижается. Соответственно влияние фаски ощущается меньше. Степень влияния δ удобно оценивать отношением:

$$\xi_\phi = \gamma_\delta / \gamma_{\delta=0,1} \quad (4)$$

где γ_δ – значение γ_ϕ при некоторой ширине δ ; $\gamma_{\delta=0,1}$ – значение γ_ϕ при $\delta = 0,1$ мм (при прочих равных условиях).

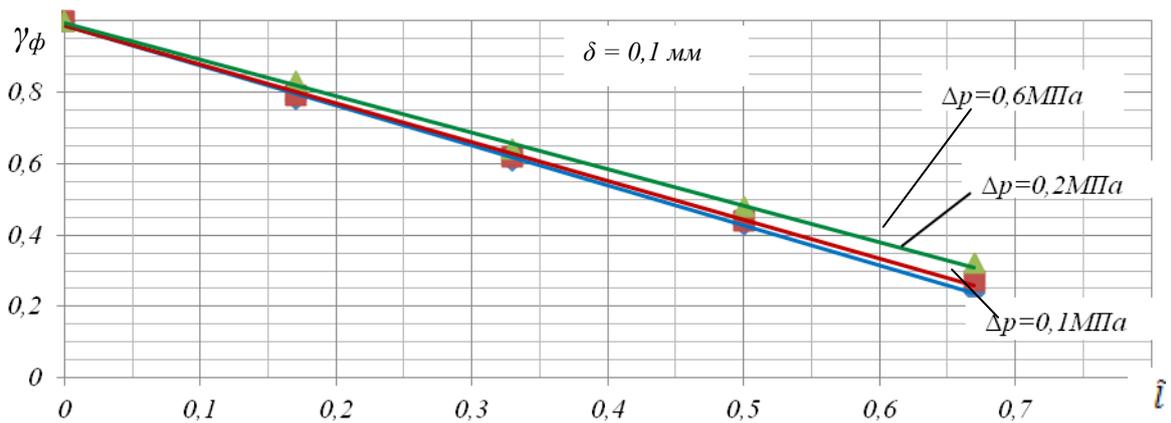


Рис. 5. Влияние относительной длины фаски и перепада давления на γ_ϕ

Представленные на рис. 6 результаты обработки экспериментальных данных показывают, что характер влияния ширины канала δ на параметр ξ_ϕ - линейный. Естественно, чем больше δ , тем положительный эффект, вносимый фаской, меньше.

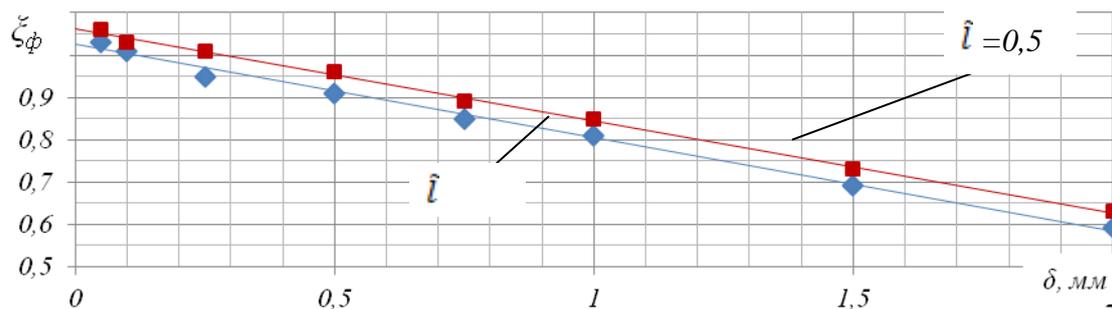


Рис. 6. Влияние зазора на изменение коэффициент ξ_ϕ

Разница в значении коэффициента ξ_ϕ при $\tilde{l} = 0,3$ и $\tilde{l} = 0,5$ составляет менее 5%. Можно считать, что в этом диапазоне коэффициент влияния δ определяется по формуле:

$$\xi_\phi = 1,05 - 0,2\delta \quad (5)$$

Исходя из (3) и (5) общий эффект от влияния фаски с параметрами δ , \tilde{l} можно выразить формулой:

$$\gamma_\phi(\tilde{l}, \delta) = 1 - \tilde{l} \cdot \xi_\phi = 1 - \tilde{l}(1,05 - 0,2\delta) \quad (6)$$

Таким образом, среднее давление в щели клапана с фаской будет определяться соотношением:

$$p_{\phi}^* = k \cdot \gamma_{\phi} \cdot \frac{p_1 - p_2}{2} + p_2 \quad (7)$$

где k – коэффициент среднего давления в щели клапана без фаски, p_1 и p_2 – давление перед клапаном и за ним, соответственно.

Результаты исследования КУК с фаской показывают, что введение фаски позволяет существенно повысить эффективность работы клапана, т.е. расширить диапазон настройки давлений его срабатывания и повысить герметичность перекрытия потока. Полученные эмпирические зависимости описывают (в рамках принятых ограничений) особенности поведения КУК, которые заключаются в следующем:

- эффективность введения фаски возрастает с увеличением её относительной длины \tilde{l} ,
- эффективность растёт по мере уменьшения ширины клапанной щели δ , т.е. по мере закрытия КУК;
- изменение угла фаски в пределах от 3 до 10° на работу клапана практически не влияет.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Петреев А.М. Кольцевой упругий клапан в пневмоударных машинах [Текст] / А.М. Петреев, Д.С. Воронцов, А.Ю. Примычкин // ФТПРПИ – 2010. – №4. с. 56 – 65.
2. Тимонин В.В. Погружные пневмоударники для подземных условий отработки месторождений [Текст] / В.В. Тимонин // Горное оборудование и электромеханика. – 2015. – №2 с. 13 - 17
3. Петреев А. М., Примычкин А. Ю. Особенность работы кольцевого упругого клапана прямоугольного сечения в системе воздухораспределения пневмоударных машин // 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 2 т. (Новосибирск, 15–26 апреля 2013 г.). – Новосибирск : СГГА, 2013. Т. 3. – С. 58–63.
4. Петреев А. М., Примычкин А. Ю. Особенность работы кольцевого упругого клапана круглого сечения в системе воздухораспределения пневмоударных машин // 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. 201 – 205.

© А. Ю. Примычкин, 2016

СОРБЦИОННАЯ ОЧИСТКА СТОЧНЫХ ВОД ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ ОТ НИКЕЛЯ

Галина Ивановна Пушкарева

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, старший научный сотрудник лаборатории обогащения полезных ископаемых и технологической экологии, тел. (383)217-02-24, e-mail: galinapush@mail.ru

Таисия Германовна Гаврилова

Новосибирский государственный технический университет, 630073, Россия, г. Новосибирск, пр. К. Маркса, 20, магистр 2-го года обучения, e-mail: barsolino92@mail.ru

Дарья Михайловна Цицилина

Новосибирский государственный технический университет, 630073, Россия, г. Новосибирск, пр. К. Маркса, 20, магистр 2-го года обучения, e-mail: dashathith@mail.ru

Исследована возможность использования марганцевых руд Сибири для сорбционного извлечения никеля из сточных вод. Определены оптимальные параметры сорбционного процесса в статическом режиме для удаления никеля до санитарных норм.

Ключевые слова: никель, сточные воды, марганцевые руды, сорбция.

ADSORPTION TECHNIQUE FOR THE REMOVAL OF NICKEL FROM MINE WASTE WATER

Galina I. Pushkareva

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Senior Researcher, Mineral Dressing and Engineering Ecology Laboratory, tel. (383)217-02-24, e-mail: galinapush@mail.ru

Taisia G. Gavrilova

Novosibirsk State Technical University, Aircraft Faculty, Department of Engineering Issues in Ecology, 630073, Russia, Novosibirsk, 20 Karl Marx prospect, second year master's student, e-mail: barsolino92@mail.ru

Dar'ya M. Tsitsilina

Novosibirsk State Technical University, Aircraft Faculty, Department of Engineering Issues in Ecology, 630073, Russia, Novosibirsk, 20 Karl Marx prospect, second year master's student, e-mail: dashathith@mail.ru

The authors analyze applicability of manganese ore from Siberia to remove nickel from waste water by adsorption. Optimal parameters of adsorption to remove nickel down to health standards in static mode are determined.

Key words: nickel, waste water, manganese ore, adsorption.

Источником сточных вод на горно-обогатительных комбинатах являются сливы обезвоживающих, обесшламливающих, промывочных аппаратов и

хвосты обогащения. Сточные воды, содержащие ионы никель, формируются при переработке сульфидных медно-никелевых руд и железо-никелевых руд, концентрация никеля в стоках составляет 0,01-74 мг/дм³ (ПДК никеля в воде – 0,1 мг/дм³).

Известны способы химической и электрохимической очистки воды от растворенного никеля. Такие из них, как ионный обмен, электрокоагуляция, известкование, не позволяют очистить стоки до уровня санитарных норм. Осмос, ультрафильтрация, хотя и обеспечивают большую степень очистки, дороги, малопроизводительны, требуют сложного оборудования и больших производственных площадей. Поэтому сорбционные методы с использованием природных сорбентов все чаще рассматриваются исследователями как доступные, эффективные методы очистки природных и сточных вод.

В работах [1-3] показано, что низкосортные марганцевые руды проявляют высокие окислительные свойства по отношению к ионам поливалентных металлов и некоторым классам органических соединений и сорбционные свойства – по отношению к ионам тяжелых металлов.

Цель настоящей работы – исследование возможности сорбционной очистки сточных вод от никеля с использованием марганцевых руд.

Исследования проводили на модельных растворах, приготовленных на водопроводной воде с добавлением сульфата никеля и на сточной воде металлургического завода. Для исследования были выбраны марганцевые руды двух месторождений Сибири Селезеньского и Усинского. Содержание марганца в руде Селезеньского месторождения, отмытой от глинистых примесей, составляет 21,25%, находится он, в основном, в виде криptomелана $K(Mn^{4+}, Mn^{2+})_8O_{16}$, в котором 81-82% марганца – MnO_2 . Обогащение руды методом магнитной сепарации позволило повысить содержание марганца до 26,7%. Карбонатная марганцевая руда Усинского месторождения представлена, в основном, родохрозитами ($MnCO_3$), содержание марганца – 20,08%. Для разложения карбонатов марганца до оксидов руда была термически обработана при $t = 600$ °С, содержание марганца увеличилось до 22,23 %.

Химический анализ жидкой фазы выполнялся на атомно-эмиссионном спектрометре, образцов марганцевой руды – на рентгенофлуоресцентном.

На первом этапе исследований была определена область оптимальных значений рН, где сорбционная емкость руды по отношению к никелю максимальная. Оксид марганца имеет ТНЗ в диапазоне 2,8-4,5, поэтому при рН выше

4,5 оксид марганца меняет заряд поверхности на отрицательный, что имеет значение для сорбции катионов. Поэтому представляет интерес исследование влияния рН на эффективность удаления никеля сорбцией на марганцевой руде. На рис. 1 представлены зависимости степени извлечения никеля от рН среды (*a*) и от расхода сорбента (*b*) на руде Селезеньского и Усинского месторождений. Области оптимальных значений рН находятся в обратной зависимости. Увеличение расхода сорбента приводит к увеличению степени

извлечения, но степень извлечения на руде Усинского месторождений в два раза выше, чем на руде Селезеньского. Это происходит потому, что в составе руды Усинского месторождения содержится около 30% кальция в виде карбоната, который после прокаливании превращается в оксид и в водной среде создает щелочную среду ($pH = 8 \div 8,5$), что создает условия для образования гидролизированных ионов никеля.

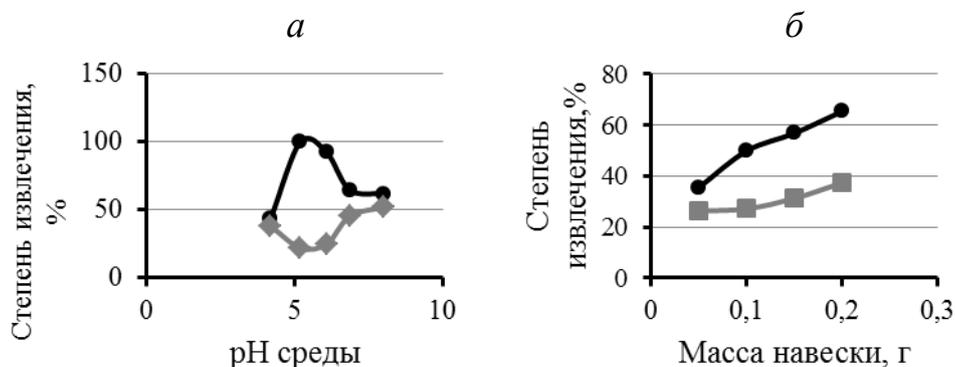


Рис. 1. Зависимость степени извлечения ионов никеля от pH среды (а) и массы навески (б) на марганцевой руде:

● – Усинского месторождения; ■ – Селезеньского месторождения

Учитывая более высокие сорбционные свойства руды Усинского месторождения, исследование кинетики сорбции и изотермы сорбции проводили на этой руде.

Исследование кинетики сорбции никеля из водных растворов на марганцевой руде проводили в статических условиях методом ограниченного объема. В конические колбы помещали раствор никеля с концентрацией 5 мг/дм^3 в количестве $0,1 \text{ дм}^3$, добавляли $0,2 \text{ г}$ руды крупностью $100 - 200 \text{ мкм}$, перемешивали на магнитных мешалках в течение 20 минут. По полученным данным рассчитывали сорбционную емкость в данный промежуток времени по формуле (1) и строили кинетическую кривую (рис. 2).

$$a(t) = \frac{(C_0 - C(t)) \cdot V}{m}, \quad (1)$$

где $a(t)$ – количество сорбированного вещества в момент времени t , мг/г; C_0 – начальная концентрация Ni в растворе, мг/дм³; $C(t)$ – концентрация Ni в момент времени t , мг/дм³; V – объем раствора, дм³; m – масса воздушно-сухого сорбента (руды), г.

Анализ кинетической кривой показывает, что сорбционный процесс характеризуется достаточно высокой сорбционной скоростью; равновесие в системе «раствор-сорбент» устанавливается за 15 минут, что свидетельствует о

высоком сродстве к поверхности сорбент. С целью определения лимитирующей стадии процесса сорбции никеля на марганцевой руде экспериментальные данные были обработаны по уравнению (2), которое характерно для внешне диффузионных процессов [4-5]:

$$\ln(1 - F) = -\gamma \cdot t + c, \quad (2)$$

где F – скорость достижения равновесия, рассчитываемая как $F = a/a_{\text{равн}}$ (a и $a_{\text{равн}}$ – сорбционная емкость руды в момент времени t и в состоянии равновесия, соответственно, мг/дм³); γ и c – постоянные величины для данных условий; t – время, мин.

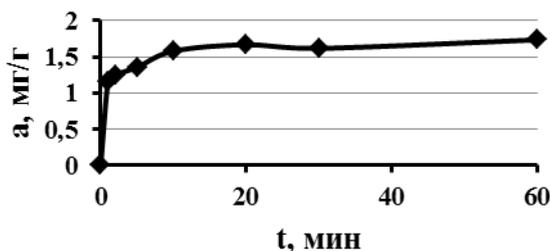


Рис. 2. Кинетическая кривая сорбции никеля на марганцевой руде

Зависимость $-\ln(1 - F)$ от t достаточно точно описывается линейным уравнением, поэтому можно считать, что вклад внешней диффузии в механизм сорбции является значительным.

Данные для построения изотерм получали методом переменных концентраций на модельных растворах с содержанием металла от 1 до 100 мг/дм³. Расход руды 0,2г/0,1дм³. Перемешивание осуществляли в течении 20 минут. Изотерма сорбции построена в виде зависимости между равновесным содержанием металла в сорбенте a , т.е. количеством поглощенного элемента единицей массы сорбента, и равновесной концентрацией его в растворе $c_{\text{равн}}$ (рис. 3). По виду изотермы можно отнести ее к изотермам молекулярной сорбции с высоким сродством иона металла к поверхности марганцевой руды. Максимальная сорбционная емкость руды (a_{max}) по отношению к Ni в условиях эксперимента составляет 13 мг/г.

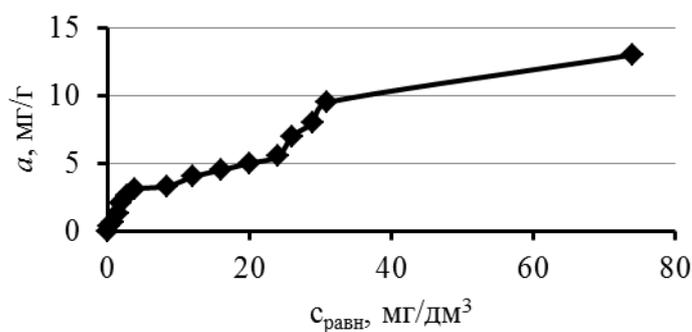


Рис. 3. Изотерма сорбции никеля на марганцевой руде

Для обработки экспериментальных данных, использовали уравнение Фрейндлиха. Постоянные Фрейндлиха находили графоаналитически, представив уравнение в логарифмических координатах в виде прямолинейной зависимости. Результаты расчета констант представлены в табл. 1.

Таблица 1

Параметры сорбции

Константы	по Фрейндлиху	lgK	K	tg α	n	ΔG , кДж/моль	по Ленгмюру	K	ΔG , кДж/моль
Значение		2,669	466,87	1,5457	0,6469	-15,11		2236,84	-18,97

Как следует из табл. 1 полученные значения энергии Гиббса (ΔG) отрицательные, что свидетельствует о возможности химического взаимодействия ионов никеля с рудой.

На основе данных, полученных в результате исследований, были выбраны оптимальные условия для очистки стока металлургического комбината. Результаты очистки представлены в табл. 2. Видно, что сорбционные свойства руды Усинского месторождения заметно выше, чем руды Селезеньского месторождения.

Таблица 2

Результаты очистки сточной воды

Марганцевая руда	Расход руды	pH среды	Содержание, мг/л					
			Al	Cu	Mn	Ni	Pb	Zn
Сточная вода								
—	—	2,5	1,1	142,9	0,41	16,9	131,4	13,73
Вода очищенная								
Усинское м-е	5 г/л	4,8	0,03	0,12	0,003	0,052	0,28	0,008

Селезеньское м-е	5 г/л	4,8	0,78	115,1	2,55	16,18	114,4	12,52
------------------	-------	-----	------	-------	------	-------	-------	-------

Выводы

Исследована возможность очистки сточных вод от никеля с использованием марганцевых руд двух месторождений Сибири: Усинского и Селезеньского. Определены оптимальные параметры сорбционного процесса в статическом режиме. Показано, что сорбционные свойства карбонатной руды Усинского месторождения значительно выше, чем руды оксидного типа Селезеньского месторождения. Марганцевая руда Усинского месторождения может быть использована для эффективного извлечения никеля из сточных вод.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бочкарев Г.Р., Пушкарева Г.И., Коваленко К.А. Извлечение мышьяка из природных вод и технологических растворов с использованием природного сорбента и катализатора // ФТПРПИ. – 2010. – № 2. – С. 102-108.
2. Бочкарев Г.Р., Пушкарева Г.И., Коваленко К.А. О сорбционных свойствах марганцевых руд // ФТПРПИ. – 2011. – № 6 – С. 102–108.
3. Бочкарев Г.Р., Коваленко К.А., Пушкарева Г.И. Исследование сорбции меди на марганцевой руде Порожинского месторождения // ФТПРПИ. – 2015. – № 5 – С. 155–160.
4. Полянский Н.Г., Горбунов Г.В., Полянская Н.Л. Методы исследования ионитов. – М.: Химия, 1976. – 286 с.
5. Когановский А.М., Клименко Н.А., Левченко Т.М., Марутовский Р.М., Рода И.Г. Адсорбционная технология очистки сточных вод. – К.: Наук. думка, 1981. – 175 с.

© Г. И. Пушкарева, Т. Г. Гаврилова, Д. М. Цицилина, 2016

УДК 534.232

РАЗРАБОТКА ТЕХНИЧЕСКИХ И МЕТОДИЧЕСКИХ СРЕДСТВ СКВАЖИННОГО ВИБРАЦИОННОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ ДЛЯ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ДЕГАЗАЦИИ

Леонид Алексеевич Рыбалкин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, аспирант, тел. (383)335-96-42, e-mail: Leonid.Rybalkin@gmail.com

Валерий Всеволодович Сказка

Институт математики им. С. Л. Соболева СО РАН, 630090, Россия, г. Новосибирск, пр. Ак. Коптюга, 4, доктор физико-математических наук, тел. (383)329-75-45, e-mail: skazka@math.nsc.ru

В настоящей статье рассмотрена математическая модель и результаты численных исследований излучения скважинного дебалансного вибросейсмического источника в ближней зоне, представляющей наибольший интерес с точки зрения повышения продуктивности дегазационных скважин. Полученные результаты численных экспериментов показывают сильную пространственную изменчивость интенсивности вибрационного воздействия в ближней зоне дебалансного источника и ее значительную зависимость от частоты генерируемых колебаний.

Ключевые слова: вибровоздействие, математическая модель, численные исследования, источник дебалансного типа.

NUMERICAL STUDY ON SEISMIC WAVES PROPAGATION IN THE NEAR ZONE OF THE UNBALANCED-MASS VIBRATION GENERATOR

Leonid A. Rybalkin

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Postgraduate student, tel. (383)335-96-42, e-mail: Leonid.Rybalkin@gmail.com

Valery V. Skazka

Sobolev Institute of Mathematics, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630090, Russia, Novosibirsk, 4 Acad. Koptuyug prospect, Doctor of Physical and Mathematical Sciences, tel. (383)329-75-45, e-mail: skazka@math.nsc.ru

In the article we describe a mathematical model and the results of the numerical study on the seismic waves propagation created by the unbalanced mass vibration generator in its near zone, which is important for increasing methane drainage holes' productivity. The results show that the degree of vibration's impact varies greatly depending on the place in the near zone of the unbalanced-mass generator and its dependence on the vibration frequency. Thus, in order to receive the maximum degree of impact in the near zone of seismic waves' propagation, borehole seismic generator with the limited driving power is supposed to work in high-frequency seismic range in frequency-time mode.

Key words: vibration impact, mathematical model, numerical study, unbalanced-mass generator.

Повышение эффективности предварительной дегазации угольных пластов предполагает интенсификацию десорбции метана, что экономически оправданно только при использовании малоэнергетических нетепловых физических воздействий.

Одним из перспективных методов является воздействие на углепородный массив вибросейсмическими колебаниями [1], создаваемыми скважинными источниками. Разработка технических решений таких источников предполагает исследование и оптимизацию режимов их работы, обеспечивающих высокую интенсивность колебаний в окрестности скважины [2]. Такая постановка задачи связана с тем, что активное воздействие сейсмических волн на вмещающие горные породы предполагает нелинейный характер взаимодействия с геологической средой и необратимые изменения ее свойств. Это отличает горнотехнологические источники от сейсморазведочных, главным требованием к которым является повторяемость сигналов и стабильность условий возбуждения упругих волн.

Известные численные исследования скважинных источников посвящены расчетам полных волновых полей во временной и спектральных областях в дальней зоне излучения. Анализ установившихся упругих колебаний в ближней зоне излучения скважинного дебалансного источника ранее не проводился. Интерес к такому источнику связан с относительной простотой технической реализации и длительным характером вибрационного воздействия на углепородный массив в гармоническом режиме.

В настоящей статье рассмотрены результаты численных исследований излучения скважинного дебалансного вибросейсмического источника в ближней зоне, представляющей наибольший интерес с точки зрения повышения продуктивности дегазационных скважин.

Численные исследования проводились на математической модели силового воздействия дебалансного скважинного источника, имеющего конечные размеры по оси скважины.

Пусть в скважине вокруг ее оси вращается дебаланс с угловой скоростью ω . В зависимости от конструкции излучателя воздействие на стенки скважины может быть реализовано по-разному. Рассмотрим практически важный случай,

когда воздействие приложено ортогонально к небольшой части поверхности скважины (рис. 1).

Была рассмотрена система уравнения динамической теории упругости в цилиндрической системе координат (r, ϕ, z) , относительно вектора смещений $\vec{u} = (u_r, u_\phi, u_z)$ в области $Q = \{(x, y, z) | x^2 + y^2 > R_0^2\}$. На границе области при $r = R_0$ заданы краевые условия: $\sigma_{rr}|_{r=R_0} = -Aq(z)f(\phi - \omega t)$, $\sigma_{r\phi}|_{r=R_0} = \sigma_{rz}|_{r=R_0} = 0$, где $\sigma_{rr}, \sigma_{r\phi}, \sigma_{rz}$ — соответствующие компоненты тензора напряжений. Функция $f(\phi)$ периодическая с периодом 2π , функция $q(z)$ задает распределение силы, действующей на скважину вдоль оси z .

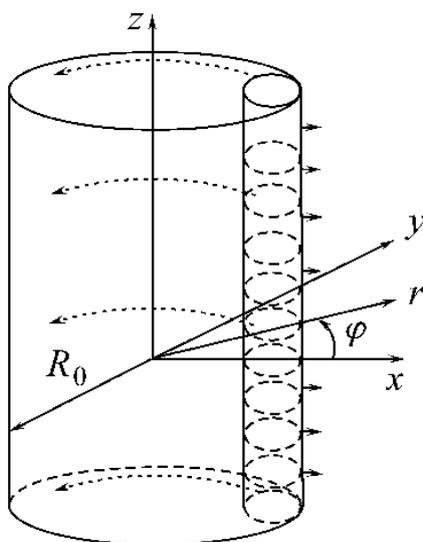


Рис. 1. Модель силового воздействия, приложенного ортогонально, дебалансного скважинного источника, имеющего конечные размеры по оси скважины (ось z)

Далее проводили преобразование Фурье системы уравнений упругости по координате z и искали решение задачи в виде:

$$u_r = \sum_{n=-\infty}^{\infty} e^{in(\phi - \omega t)} u_r^n(r, \xi), \quad u_\phi = \sum_{n=-\infty}^{\infty} e^{in(\phi - \omega t)} u_\phi^n(r, \xi), \quad u_z = \sum_{n=-\infty}^{\infty} e^{in(\phi - \omega t)} u_z^n(r, \xi).$$

Для этого записывали бесконечную систему обыкновенных дифференциальных уравнений относительно вектора смещений. Находили преобразование Фурье для функций $f(\phi)$ и $q(z)$, причем при разложении для ряда $f(\phi)$ брали не бесконечную сумму, а конечную от -100 до 100 , так как получившийся результат, как показали расчеты, практически не изменяется. Далее решали задачу при различных n, ξ .

Для численного решения задачи была построена устойчивая разностная схема второго порядка аппроксимации, которая решалась методом матричной прогонки. Процесс расчета выглядел следующим образом. При различных n , численно решалась задача, после этого проводилось суммирование и численное обратное преобразование Фурье.

В расчетах использованы следующие параметры среды: плотность $\rho = 2100 \text{ кг/м}^3$, скорости продольных и поперечных волн $V_p = 2400 \text{ м/с}$, $V_s = V_p / \sqrt{3}$, радиус скважины $R_0 = 0.084 \text{ м}$.

Результаты численных экспериментов. На рис. 2 показана амплитуда смещения частиц среды в волновом поле $\|U\|_r = \max_i |U| = \max_i (\sqrt{u_r^2 + u_\phi^2 + u_z^2})$ на расстоянии $r = 20 \text{ м}$ от скважины при вращении дебаланса с частотой 70 Гц в зависимости от положения точки наблюдения по оси z .

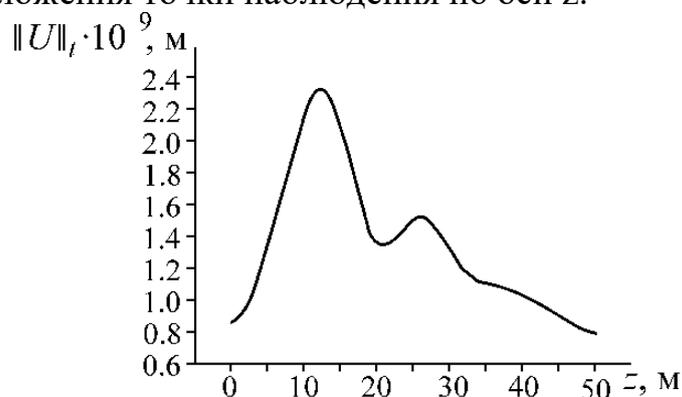


Рис. 2. Амплитуда смещения среды в волновом поле в зависимости от положения точки наблюдения по оси z при $r = 20 \text{ м}$, $\omega = 70 \text{ Гц}$

Пример расчета волнового поля (два периода колебаний) в точке максимума кривой рис. 4 ($z = 12 \text{ м}$, $r = 20 \text{ м}$, $\omega = 70 \text{ Гц}$) показан на рис. 3.

Рис. 4. Зависимости максимальной амплитуды вектора смещения частиц среды в волновом поле (а, в, д) и положения этого максимума по оси z (б, г, е) от частоты вращения дебаланса

Результаты численных экспериментов показывают сильную пространственную изменчивость интенсивности вибрационного воздействия в ближней зоне дебалансного источника и ее значительную зависимость от частоты генерируемых колебаний.

Таким образом, для получения максимальной интенсивности воздействия в объеме ближней зоны излучения скважинный сейсмический источник с ограниченной мощностью привода должен работать в высокочастотном сейсмическом диапазоне в режиме развертки частоты во времени.

Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации (проект RFMEF160414X0096).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Курленя М.В., Сердюков С.В. Реакция флюидов нефтепродуктивного пласта на вибросейсмическое воздействие малой интенсивности // ФТПРПИ. – 1999. – № 2. – С. 11–17.
2. Сказка В.В., Сердюков С.В., Ерохин Г.Н., Сердюков А.С. Анализ ближней зоны излучения сейсмического источника, действующего вдоль оси скважины // ФТПРПИ. – 2013. – №1. – С. 70–78.

© Л. А. Рыбалкин, В. В. Сказка, 2016

УДК 622.02:531

О МЕТОДАХ КОСВЕННОГО ОПРЕДЕЛЕНИЯ ВЕЛИЧИНЫ ДАВЛЕНИЯ ЗАПИРАНИЯ ТРЕЩИНЫ ПРИ ИЗМЕРИТЕЛЬНОМ ГИДРОРАЗРЫВЕ

Екатерина Владимировна Рубцова

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, старший научный сотрудник лаборатории горной информатики, тел. (383)217-09-30, e-mail: rubth@mysd.nsc.ru

Александр Александрович Скулкин

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, младший научный сотрудник лаборатории горной информатики, тел. (383)217-09-30, e-mail: chuppt@yandex.ru.

В статье описаны подходы к определению давления запираания по экспериментальным данным, регистрируемыми в процессе гидроразрыва. Приведен их сравнительный анализ по данным натурального эксперимента, а также результатам лабораторных тестов гидроразрыва в модельных образцах при их неравнокомпонентном нагружении.

Ключевые слова: измерительный гидроразрыв, скважина, трещина, компоненты напряжений, давление запираания, стенд.

INDIRECT METHODS TO DETERMINE SHUT-IN PRESSURE DURING HYDRAULIC FRACTURING

Ekaterina V. Rubtsova

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Senior Researcher, Mining Information Science Laboratory, tel. (383)217-09-30, e-mail: rubth@misd.nsc.ru

Alexander A. Skulkin

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Russia, Novosibirsk, 54 Krasny prospect, Senior Researcher, Mining Information Science Laboratory, tel. (383)217-09-30, e-mail: chupptt@yandex.ru

The paper describes the approaches to determination of shut-in pressure based on the experimental data recorded in the process of hydraulic fracturing. The comparative analysis of the full-scale experiment and lab tests on fracking of model specimens subjected to nonequicomponent loading is presented.

Key words: hydraulic fracturing for stress measurements, hole, fracture, stresses, shut-in pressure, test bench.

Важным элементом методики измерительного гидроразрыва является выбор способа интерпретации экспериментальных данных гидроразрыва. Наибольшее влияние на достоверность оценки действующих в массиве напряжений оказывает точность определения давления запираания, т.е. давления, соответствующего моменту равновесного состояния открытой трещины, при котором давление флюида уравнивает воздействие нормальных к плоскости трещины напряжений в породном массиве [1]. В классической схеме расчетное значение минимальной компоненты главных напряжений принимается равным давлению запираания и поэтому полностью зависит от точности его определения. При расчете максимальной компоненты главных напряжений величина давления запираания умножается на коэффициент три, и, соответственно, также будет утраиваться погрешность его определения. Таким образом, экспериментальная проверка и сравнительный анализ методов определения величины давления запираания являются весьма актуальными в целях повышения достоверности методики измерительного гидроразрыва.

Величина давления запираания определяется по кривой спада давления после образования, или повторного раскрытия, трещины гидроразрыва и прекращения подачи флюида в межпакерную зону (участок запираания трещины). Анализ динамики изменения давления на экспериментальных диаграммах «давление – время», полученных при выполнении тестов гидроразрыва как в лабораторных, так и в шахтных условиях (рис. 1), показывает, что кривая спада давления на участке запираания имеет характер, близкий к экспоненциальному. Задача заключается в выборе на участках запираания точки, наиболее точно соответствующей моменту равновесного состояния открытой трещины перед ее «схлопыванием».

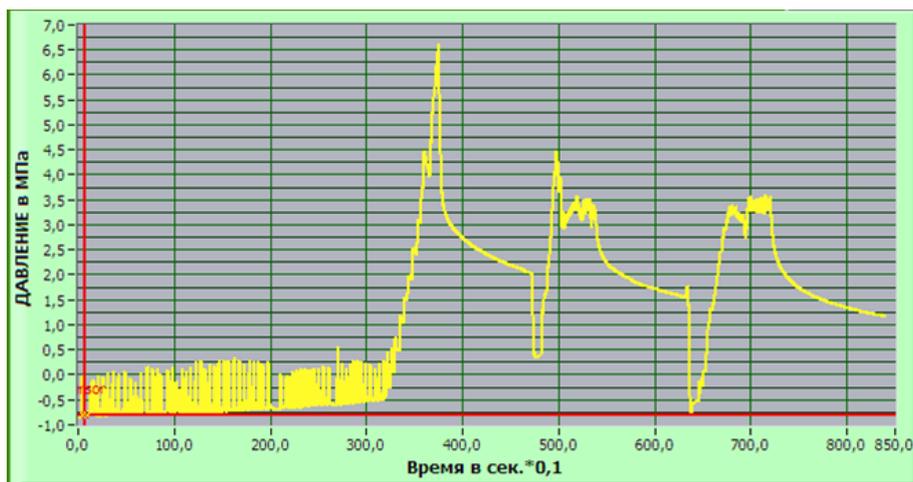


Рис. 1. Диаграмма «давление-время»
(экспериментальная скв. № 322, рудник СКРУ-3 ПАО «Уралкалий»)

Аналитический обзор известных подходов к определению давления запирания по экспериментальным данным, регистрируемым в процессе гидроразрыва, показал, что известные методы основаны на теоретических моделях, ни одна из которых не является строго разработанной или проверенной [2]. Для экспериментальной проверки и сравнительного анализа нами выбраны семь методов:

I) – «метод точки перегиба» [3-4], заключается в проведении касательной к кривой спада давления на диаграмме «давление-время» сразу после прекращения подачи флюида и выборе значения давления запирания в точке, где кривая отклоняется от касательной;

(следующие четыре метода (*II* – *V*) аналогичны «методу точки перегиба», отличия заключаются в виде диаграмм, на которых выполняется построение касательной)

II) – используется диаграмма « P относительно $\log \Delta t$ », где P – давление, Δt – интервал времени с момента начала спада кривой [4-5];

III) – используется диаграмма « $\log P$ относительно $\log \Delta t$ » [5-6];

IV) – используется диаграмма « P относительно $\log (t + \Delta t) / \Delta t$ », где t – время нагнетания флюида [6-7];

V) – используется диаграмма « dP/dt относительно P » [2];

VI) – метод, предложенный в ИГТМ АН УССР [7], при котором величина давления запирания определяется как величина стабилизировавшего давления на участке запирания;

VII) – «метод биссектрисы» [8], заключается в проведении одной касательной к начальному участку кривой спада, второй касательной к участку стабилизации давления и построению биссектрисы угла пересечения двух касательных, величина давления запирания определяется в точке пересечения биссектрисы с кривой спада давления.

Анализ влияния аналитического метода на величину расчетного значения давления запираания выполнялся при проведении экспериментальных тестов гидроразрыва в шести экспериментальных скважинах на руднике СКРУ-3 ПАО «Уралкалий».

В табл. 1 приведены значения величины давления запираания (квадратичное усреднение по трем нагружениям в каждой точке измерения), рассчитанные по экспериментальным данным с использованием описанных выше методов.

Таблица 1

Расчетные значения давления запираания,
полученные методами I – VII

Номер скважины	Давление запираания, МПа						
	Метод расчета						
	I	II	III	IV	V	VI	VII
Скважина № 322	3,42	3,29	3,41	3,60	2,99	2,40	3,08
Скважина № 421	14,03	13,57	13,82	13,87	13,33	11,14	13,50
Скважина № 422	14,53	14,09	14,31	14,70	14,22	11,56	14,12
Скважина № 423	13,97	13,30	14,03	14,10	13,33	11,28	13,53
Скважина № 431	14,64	14,64	14,64	14,70	14,33	12,87	14,44
Скважина № 432	13,50	12,41	12,30	11,81	12,55	9,79	12,50

Анализ полученных данных показывает, что метод определения величины давления запираания оказывает существенное влияние на полученные результаты экспериментов.

Для установления наиболее достоверного метода оценки величины давления запираания выполнены лабораторные тесты гидроразрыва в образцах из полиметилметакрилата размерами 200×200×200 мм при их независимом трехосном нагружении на стенде [9]. При выполнении тестов гидроразрыва использована новая конструкция макета скважинного зонда (рис. 2), который размещался в скважине диаметром 12 мм с тупиковым забоем.



Рис. 2. Макет скважинного зонда

В выполненных тестах гидроразрыва скважина ориентировалась по вертикали. В первом образце нагружение по вертикальной оси составило 4,5 тс, по горизонтальным осям – 4,5 тс и 5,5 тс. Заданные компоненты напряжений в образце составили 1,25 МПа, 1,25 МПа и 1,52 МПа, соответственно. Во втором образце предварительно была создана зародышевая трещина по образующей скважины. В направлении трещины образец нагружался усилием в 5,5 тс, по двум остальным осям усилиями в 3,0 тс. Соответствующие заданные компоненты напряжений в образце достигали 1,52 и два по 0,76 МПа.

В табл. 2 приведены результаты обработки данных, полученных в экспериментах на стенде.

Как можно видеть, наиболее точные результаты (соответствие расчетного значения величины давления запирания заданной минимальной компоненте напряжений в образце) показывают методы, основанные на использовании диаграмм « P относительно $\log \Delta t$ » (II) и « dP/dt относительно P » (V). Погрешность определения давления запирания в этих случаях не превышает 5 %.

Полученные результаты следует рассматривать как предварительные ввиду ограниченного числа опытов на лабораторном стенде. Для продолжения исследований в этом направлении планируется дооснащение стенда высоконапорными трубопроводами (до 70 МПа), что позволит полностью реализовать возможности домкратов и развивать усилие воздействия на грани образцов до 10 тс.

Таблица 2

Расчетная величина давления запирания

Вид образца	Заданная минимальная компонента напряжений в образце, МПа	Величина давления запирания, рассчитанная методами I - VII, МПа						
		I	II	III	IV	V	VI	VII
Скважина без инициирующей щели	1,24	4,67	1,29	1,33	1,54	1,2	0,69	1,16
Скважина с инициирующей щелью	0,76	1,37	0,77	0,89	0,86	0,8	0,42	0,65

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Леонтьев, А.В. Опыт практического применения измерительного гидроразрыва [Текст] / А.В. Леонтьев, С.Н. Попов // Горный журнал. – 2003. – № 3. – С. 37 – 43.
2. Aggson, J.R. Analysis of Hydraulic Fracturing Pressure Histories: A Comparison of Five Methods Used to Identify Shut-in Pressure / J.R. Aggson, K. Kim // Int. J. Rock Mech. Min. sci. – 1987. – Vol. 24. – № 1. – PP. 75 – 80.
3. Gronseth J.M. and Kry P.R. Instantaneous shut-in pressure and its relationship to the minimum in situ stress. In Proc. Workshop on Hydraulic Fracturing Stress Measurements, Open-File Rept 82-1075. U.S. Geological Survey, Washington, DC (1982).
4. Doe T.W. Determination of the state of stress at the Stripa Mine, Sweden. In Proc. Workshop on Hydraulic Fracturing Stress Measurements. Open-File Rept 82-1075, pp. 394-403. U.S. Geological Survey, Washington, DC (1982).
5. Aamodt A. And Kuriyagawa M. Measurement of instantaneous in pressure in crystalline rock. In Proc. Workshop on Hydraulic Fracturing Stress Measurements. Open-File Rept 82-1075, pp. 394-403. U.S. Geological Survey, Washington, DC (1982).
6. McLeman J. D. and Roegiers J.C. Do Instantaneous shut-in pressure accurately represent the minimum principal stress. In Proc. Workshop on Hydraulic Fracturing Stress Measurements. Open-File Rept 82-1075, pp. 181-208. U.S. Geological Survey, Washington, DC (1982).
7. Кулинич, В.С. Теоретические и экспериментальные аспекты измерения напряжений в массиве горных пород гидравлическим разрывом [Текст] / В.С. Кулинич // Сб. научных трудов «Исследования напряжений в горных породах». – Новосибирск: Изд. ИГД АН СССР. – 1985. – С. 67-74.
8. Леонтьев, А.В. Измерительно-вычислительный комплекс «Гидроразрыв» [Текст] / А.В. Леонтьев, Е.В. Рубцова, Ю.М. Леконцев, В.Г. Качальский // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2010. – № 1. – С. 104–110.
9. Рубцова Е. В. Стенд трехосного независимого нагружения для физического моделирования процесса измерительного гидроразрыва // 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. 211–216.

© Е. В. Рубцова, А. А. Скулкин, 2016

СОДЕРЖАНИЕ

1. <i>И. М. Абдулин, А. И. Чанышев.</i> Определение смещений в упругопластической области в задаче о сжатии массива пород с цилиндрической выработкой	3
2. <i>А. В. Азаров, А. С. Сердюков.</i> Моделирование точечных источников микросейсмического излучения в анизотропных горных породах	9
3. <i>С. Е. Алексеев, Д. И. Кокоулин.</i> Повышение надежности погружного пневмоударника с трехступенчатым ударником.....	15
4. <i>В. Д. Барышников, Д. В. Барышников.</i> Результаты экспериментальных исследований НДС приконтурной зоны выработки в соляном массиве	21
5. <i>Д. В. Барышников.</i> Лабораторная оценка погрешности определения осадок массива с использованием скважинного инклинометра.....	28
6. <i>В. Д. Барышников, В. Г. Качальский, Д. В. Барышников.</i> Лабораторные испытания деформационных свойств доломита по образцам керна скважин	35
7. <i>В. Д. Барышников, Л. Н. Гахова.</i> К вопросу оценки формирования напряженно-деформированного состояния подкарьерной потолочины численными методами	39
8. <i>В. И. Востриков, О. М. Усольцева, П. А. Цой, В. Н. Семенов.</i> Особенности развития процессов деформирования и микросейсмической эмиссии при нагружении образцов горных пород до разрушения.....	45
9. <i>В. И. Востриков, С. Ю. Гаврилов, Н. С. Полотнянко.</i> Контроль состояния устойчивости геоблока в бортовом откосе глубокого карьера	50
10. <i>В. И. Востриков, С. Ю. Гаврилов, Н. С. Полотнянко.</i> Видеокаротажный зонд.....	55
11. <i>Л. Н. Гахова.</i> Особенности работы массивных железобетонных конструкций в составе сооружений.....	60
12. <i>Л. И. Гендлина, Е. Г. Куликова, В. М. Усольцев.</i> Обоснование расчетной схемы вибрационного питателя для выпуска связных материалов	66
13. <i>Б. Б. Данилов, Б. Н. Смоляницкий, Д. О. Чецин.</i> Определение конструктивных параметров устройства для формирования отклоняющего воздействия на рабочий орган установки для одностадийного шнекового бурения скважин в грунте	72

14. <i>Б. Б. Данилов, Б. Н. Смоляницкий, Д. О. Чецин.</i> Определение основных параметров шнекового транспортера установки для одностадийного шнекового бурения скважин в грунте	77
15. <i>Б. Б. Данилов, Д. О. Чецин.</i> Определение местоположения центра поворота корпуса пневмопробойника в грунте под действием отклоняющего усилия	83
16. <i>Е. В. Денисова, Е. Л. Алферова, А. И. Канцырев.</i> Моделирование фронта температур в устройстве контроля остаточного ресурса элементов надземного газопровода в условиях Крайнего Севера	89
17. <i>Д. С. Евстигнеев, Б. Ф. Симонов, А. В. Савченко.</i> Экспериментальное исследование фильтрационных процессов при низкочастотном виброволновом воздействии в нефтенасыщенном образце	95
18. <i>Е. И. Журавлев, С. А. Варманов.</i> Анализ влияния факторов на прогноз динамических явлений в угленосном массиве при ведении горных работ	102
19. <i>Т. А. Киряева.</i> К вопросу об определении остаточной газоносности угольных пластов и ее связи с растворенным в угле метаном	108
20. <i>Т. А. Киряева.</i> Скрытая активизация газообразных компонентов природных углей при различных температурах их нагревания как одна из причин самовозгорания углей	114
21. <i>В. И. Клишин, Д. И. Кокоулин, С. Е. Алексеев, Бақыт Кубанычбек.</i> Создание бурового оборудования и инструмента для проходки скважин малого диаметра в крепких породах	120
22. <i>А. М. Коврижных, С. А. Коврижных.</i> Сдвиговая модель деформирования и разрушения материалов при ползучести	127
23. <i>А. М. Коврижных, С. А. Коврижных.</i> Упругопластическое деформирование, локализация и разрушение материалов	132
24. <i>И. В. Колыхалов, Е. Н. Шер.</i> Физическое моделирование развития близко расположенных осесимметричных трещин гидроразрыва	137
25. <i>С. А. Кондратьев, В. И. Ростовцев, О. Р. Кулагин, Б. Б. Сиволап.</i> Исследование деформационно-прочностных характеристик керновых образцов известняка, обработанных потоком ускоренных электронов	142
26. <i>И. А. Коновалов.</i> Исследование активности форм ксантогенатов, образованных окислением йодом, по отношению к границе раздела фаз «газ – жидкость»	147
27. <i>А. М. Красюк, П. В. Косых.</i> Исследование изгибных колебаний роторов вентиляторов главного проветривания	152
28. <i>А. А. Крамаджян, Е. П. Русин, С. Б. Стажевский, Хан Гил Нам.</i> Грунтовые анкеры с гибкой тягой и промежуточной опорой: к вопросу о моделировании взаимодействия с основанием	157

29. Г. И. Кулаков, Г. Е. Яковицкая, М. Д. Шарпова, В. И. Щелканова. Прогнозирование трещинообразования в деформируемых конструкционных материалах и горных породах по их электромагнитной эмиссии	163
30. В. Н. Лабутин. Проведение горных выработок проходческим комбайном с комбинированным исполнительным органом.....	169
31. С. Я. Левенсон, М. А. Ланцевич, Л. И. Гендлина, В. М. Усольцев, А. В. Морозов. Перспективы использования инерционно-ударного способа разрушения в технологиях открытой разработки полезных ископаемых	176
32. Ю. М. Леконцев, А. В. Леонтьев. Устройство для создания инициирующих щелей в стенках солевых скважин	181
33. А. В. Леонтьев. Результаты определения напряжений в соляном массиве методом гидроразрыва стенок скважины	185
34. И. В. Лугин, Е. Л. Алферова. Влияние годовой цикличности изменения теплового потока в грунт на расчетный тепловой баланс двухпутного тоннеля метрополитена	191
35. И. В. Лугин, Н. В. Панова. Комплексный анализ совместного влияния аэродинамических и массовых сил на напряженно-деформированное состояние профильных и листовых лопаток рабочего колеса осевого вентилятора	197
36. В. Е. Миренков, В. А. Шутов. Вывод интегральных уравнений типа Фредгольма для расчета напряжений около полигональных сечений выработок	202
37. В. Е. Миренков, В. А. Шутов. Напряженное состояние около ослаблений с угловыми точками	210
38. Л. А. Назарова, В. Л. Шкуратник, П. В. Николенко. Перспективные методы оценки состояния углепородного массива в окрестностях горных выработок.....	219
39. Ю. И. Николаев, Г. А. Ефентьев. К вопросу создания распорных анкерных крепей для упрочнения трещиноватых обводненных и мерзлых пород	224
40. А. А. Нургалиев, Л. Т. Хабибуллин. Анализ эффективности одновременно-раздельной эксплуатации скважин на месторождениях юго-востока Республики Татарстан	230
41. А. А. Нургалиев, Л. Т. Хабибуллин. Анализ влияния плотности сетки скважин на нефтеизвлечение и развитие систем заводнения в карбонатных коллекторах мелких месторождений Республики Татарстан	234
42. А. В. Панов, Л. А. Назаров, Л. А. Назарова, А. Л. Карчевский. Вариация скоростей упругих волн в углепородном массиве при слоевой выемке	239

43. <i>А. В. Патутин.</i> Разработка технических и методических решений по газодинамическим исследованиям в дегазационных скважинах угольных пластов	244
44. <i>А. Ю. Примычкин.</i> Особенность работы кольцевого упругого клапана с клиновидной щелью в системе воздухораспределения пневмоударных машин	248
45. <i>Г. И. Пушкарева, Т. Г. Гаврилова, Д. М. Цицилина.</i> Сорбционная очистка сточных вод горнопромышленных предприятий от никеля.....	254
46. <i>Л. А. Рыбалкин, В. В. Сказка.</i> Разработка технических и методических средств скважинного вибрационного воздействия для интенсификации дегазации	260
47. <i>Е. В. Рубцова, А. А. Скулкин.</i> О методах косвенного определения величины давления запираия трещины при измерительном гидроразрыве	265

CONTENTS

1. <i>I. M. Abdulin, A. I. Chanyshev.</i> Determination of displacements in elastoplastic domain in the problem on compression of rock mass with cylindrical cavity	3
2. <i>A. V. Azarov, A. S. Serdyukov.</i> Simulation of micro-seismicity of point sources of radiation in anisotropic rocks	9
3. <i>S. E. Alekseev, D. I. Kokoulin.</i> Improvement of reliability of downhole air hammer with threestep striking part.....	15
4. <i>V. D. Baryshnikov, D. V. Baryshnikov.</i> Experimental research findings on stresses in salt rock mass around an excavation	21
5. <i>D. V. Baryshnikov.</i> Laboratory assessment of rock mass subsidence errors using borehole inclinometer.....	28
6. <i>V. D. Baryshnikov, V. G. Kachalsky, D. V. Baryshnikov.</i> Laboratory testing of dolomite deformation characteristics using core samples.....	35
7. <i>V. D. Baryshnikov, L. N. Gakhova.</i> Estimation of stress–strain state in crown pillar under open pit using numerical methods.....	39
8. <i>V. I. Vostrikov, O. M. Usol'tseva, P. A. Tsoi, V. N. Semenov.</i> Deformation processes features and microseismic emission of rock specimens under loading until failure	45
9. <i>V. I. Vostrikov, S. Yu. Gavrilov, N. S. Polotnyanko.</i> Stability control of rockblock within deep open pit wall.....	50
10. <i>V. I. Vostrikov, S. Yu. Gavrilov, N. S. Polotnyanko.</i> Video well-logging tool.....	55
11. <i>L. N. Gakhova.</i> Behavior of reinforced massive concrete structures of different facilities	60
12. <i>L. I. Gendlina, E. G. Kulikova, V. M. Usol'tsev.</i> Evaluation of analytical model of a vibratory feeder for coherent materials	66
13. <i>B. B. Danilov, B. N. Smolyanitsky, D. O. Cheshchin.</i> Determination of design parameters of an accessory to divert single-stage auger drilling unit in soil	72

14. <i>B. B. Danilov, B. N. Smolyanitsky, D. O. Cheshchin.</i> Determination of basic parameters of screw conveyor for single-stage auger drilling in soil.....	77
15. <i>B. B. Danilov, D. O. Cheshchin.</i> Locating center of turn of air hammer under diverting force in soil	83
16. <i>E. V. Denisova, E. L. Alferova, A. I. Kantsyrev.</i> Modeling front of temperatures in residual life monitor for components of aboveground gas pipeline under conditions of the Extreme North	89
17. <i>D. S. Evstegneev, B. F. Simonov, A. V. Savchenko.</i> Experimental investigation into filtration processes under low-frequency vibrowave action on oil- saturated sample.....	95
18. <i>E. I. Zhuravlev, S. A. Vartanov.</i> Analysis of the effect exerted by different factors on forecast-ing of dynamic phenomena in coal and rock mass under mining.....	102
19. <i>T. A. Kiryaeva.</i> Estimating residual coalbed gas content and its connection with methane dissolved in coal.....	108
20. <i>T. A. Kiryaeva.</i> Concealed activation of gaseous components of coal under different heating temperature as one of the causes for spontaneous firing of coal	114
21. <i>V. I. Klishin, D. I. Kokoulin, S. E. Alekseev, Bakyt Kubanychbek.</i> Engineering of small-diameter drilling equipment and tool for hard rocks.....	120
22. <i>A. M. Kovrizhnykh, S. A. Kovrizhnykh.</i> Shear deformation and failure model for materials under creep	127
23. <i>A. M. Kovrizhnykh, S. A. Kovrizhnykh.</i> Elastoplastic deformation, localization and failure of materials	132
24. <i>I. V. Kolykhalov, E. N. Sher.</i> Physical modeling of closely spaced axisymmetric hydraulic fractures	137
25. <i>S. A. Kondrat'ev, V. I. Rostovtsev, O. R. Kulagin, B. B. Sivolap.</i> Analysis of strength and deformation characteristics of limestone core samples treated by accelerated electron flow	142
26. <i>I. A. Kononov.</i> Activity of iodine-oxidized xanthates relative to air–water interface	147
27. <i>A. M. Krasnyuk, Pavel V. Kosykh.</i> Analysis of bending vibrations of main fans	152
28. <i>A. A. Kramadzhyan, E. P. Rusin, S. B. Stazhevsky, Guil Nam Khan.</i> Ground anchors with a flexible tendon and intermediate support: simulation of interaction with the ground base	157
29. <i>G. I. Kulakov, G. E. Yakovitskaya, M. D. Sharapova, V. I. Shchelkanova.</i> Predicting fracturing in engineering materials and rocks under deformation based on electromagnetic emission	163
30. <i>V. N. Labutin.</i> Mining with heading machines equipped with a combination tool.....	169
31. <i>S. Ya. Levenson, M. A. Lantsevich, L. I. Gendlina, V. M. Usoltsev, A. V. Morozov.</i> Prospects for the use of inertial-impact method of fracture in the technology of opencast mining.....	176

32. <i>Yu. M. Lekontsev, A. V. Leont'ev.</i> Former of initiating slots in salt well walls.....	181
33. <i>A. V. Leont'ev.</i> Results of stress determination in salt rocks by hydrofracturing.....	185
34. <i>I. V. Lugin, E. L. Alferova.</i> Effect of annual cyclicity of heat flow variation in soil on estimated temperature balance in double-track underground railway tunnel.....	191
35. <i>I. V. Lugin, N. V. Panova.</i> Integrated analysis of coupled effect exerted by aerodynamic and mass forces on stress–strain state of shaped and sheet blades of axial fan impeller.....	197
36. <i>V. E. Mirenkov, V. A. Shutov.</i> Derivation of the Fredholm-type integral equations to calculate stresses in rocks around polygonal cross-section excavations.....	202
37. <i>V. E. Mirenkov, V. A. Shutov.</i> Stress state of rocks around weakness zones with angular points.....	210
38. <i>L. A. Nazarova, V. L. Shkuratnik, P. V. Nikolenko.</i> Promising methods to estimate coal–rock mass condition in the vicinity of excavations.....	219
39. <i>Yu. I. Nikolaev, G. A. Efent'ev.</i> Engineering expansion shell rock bolts for reinforcement of jointed wet and frozen rocks.....	224
40. <i>A. A. Nurgaliev, L. T. Khabibullin.</i> Analysis of efficiency of simultaneous–separate well operation in the south-east of the Republic of Tatarstan	230
41. <i>A. A. Nurgaliev, L. T. Khabibullin.</i> Analysis of well spacing effect on oil recovery and flooding pattern in small carbonate reservoirs in the republic of Tatarstan.....	234
42. <i>A. V. Panov, L. A. Nazarov, L. A. Nazarova, A. L. Karchevsky.</i> Variation of elastic wave velocities in coal–rock mass under slice cutting.....	239
43. <i>A. V. Patutin.</i> Development of technical and methodological solutions of gas flow measurements in coal seams.....	244
44. <i>A. Yu. Primychkin.</i> Operation of ring-shaped elastic valve with wedge-shaped clearance in the air-distribution system of pneumatic percussive drilling machines.....	248
45. <i>G. I. Pushkareva, T. G. Gavrilova, D. M. Tsitsilina.</i> Adsorption technique for the removal of nickel from mine waste water.....	254
46. <i>L. A. Rybalkin, V. V. Skazka.</i> Numerical study on seismic waves propagation in the near zone of the unbalanced-mass vibration generator.....	260
47. <i>E. V. Rubtsova, A. A. Skulkin.</i> Indirect methods to determine shut-in pressure during hydraulic fracturing.....	265