

ЖТМ

ISSN 1728-3841

**НАУЧНО-
ТЕХНИЧЕСКИЙ
ЖУРНАЛ**



2011 № 2

**ГОРНАЯ МЕХАНИКА
И МАШИНОСТРОЕНИЕ**

ГОРНАЯ МЕХАНИКА И МАШИНОСТРОЕНИЕ

№ 2 2011

Учредитель журнала:

ЗАО «Солигорский Институт проблем
ресурсосбережения с Опытным
производством»

Редакция:

Главный редактор

Щерба Владимир Яковлевич

Заместитель главного редактора

Прушак Виктор Яковлевич

Ответственный секретарь

Заяц Ирина Михайловна

Технический редактор

Барановский Анатолий Леонидович

Редакционная коллегия:

Андрейко С.С. — доктор технических наук, проф.

Белый А.В. — доктор технических наук, проф.

Богданович П.Н. — доктор технических наук, проф.

Буря А.И. — кандидат технических наук, проф.

Голуб М.В. — доктор технических наук, проф.

Губанов В.А. — доктор технических наук

Журавков М.А. — доктор физ.-техн. наук, проф.

Захаров Ю.Н. — доктор технических наук, проф.

Зубов В.П. — доктор технических наук, проф.

Кантович Л.И. — доктор технических наук, проф.

Кислов Н.В. — доктор технических наук, проф.

Петровский Б.И. — доктор технических наук

Смычник А.Д. — доктор технических наук, проф.

Струк В.А. — доктор технических наук, проф.

Стухляк П.Д. — доктор технических наук, проф.

Адрес редакции:

Республика Беларусь, 223710,

г. Солигорск, ул. Козлова, 69

Тел.: (+375 174) 263532,

(+375 174) 282107,

факс: (+375 174) 262837

E-mail: ontiipr@tut.by

Свидетельство о государственной
регистрации № 1000 от 12.01.2010

Подписные индексы:

74933 (для индивидуальных подписчиков),

749332 (для организаций)

Научно-технический журнал

Издается с декабря 1998 г.

Выходит четыре раза в год

Журнал включен в Перечень научных изданий



Подписано в печать 15.06.2011

Формат 60×84¹/₈. Бумага «Снегурочка»

A4, 80 г/м². Гарнитура Таймс.

Отпечатано на ризографе CR-1610.

Усл. печ. л. 17,88. Тираж 240 экз. Заказ 325.

СОДЕРЖАНИЕ

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Смычник А.Д., Шемет С.Ф., Гречко А.М., Кацемба С.Н., Злебова А.Е., Сытник Е.В. Оценка качества противofильтрационной завесы, выполненной струйным методом, на примере Гарлыкского месторождения калийных солей в Туркменистане.....	5
Войтенко В.С., Новиков М.С., Новиков С.С., Рабаева Н.С., Оника С.Г., Силков Р.А. Технология увеличения дебитов нефтяных и приемистости нагнетательных скважин с использованием энергии ударных («силовых») волн....	14
Казаченко Г.В. Распад биомассы и эволюция торфяной залежи.....	24
Кислов Н.В., Цыбуленко П.В. Парусность измельченной калийной руды и продуктов ее обогащения.....	32
Журавков М.А., Чумак Н.Г. Один из подходов к решению задач изучения устойчивости кровли подземных выработок с макротрещинами.....	43
Вагин В.Б., Прохоров Н.Н., Ефимов А.М., Иванова Н.Н., Кафанова Т.П., Кулагов Е.В. Сейсмогеологическая модель зоны техногенной трещиноватости.....	52
Турко М.Р., Бахмутская Л.В., Журавская А.М. Исследование обогатимости сильвинитовой руды Нежинского участка Старобинского месторождения методом фракционного анализа в тяжелых жидкостях.....	61

МАШИНОСТРОЕНИЕ

Платовских М.Ю. Исследование динамики трехмассовой модели перфоратора ударного действия.....	70
Кислов Н.В., Коваленок А.А. Оценка режимов работы пневмоуборочных сопл....	76
Конопляник И.А. Определение коэффициентов динамичности и запаса прочности ленточного конвейера в зависимости от применяемой системы привода	84

МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

Громыко Ж.Н., Неверов А.С. Исследование процессов разделения фаз в системах полиэтилен – нефть методом ИК-спектроскопии.....	92
Бабуль Т., Кухарева Н.Г., Петрович С.Н., Галынская Н.А., Басалай И.А. Исследование влияния предварительной цементации и карбонитрации на структуру и свойства боридных покрытий, формирующихся на углеродистых сталях.....	96

MINE MECHANICAL ENGINEERING AND MACHINE-BUILDING

№ 2 2011

Founder of the Journal:

JSC «Soligorsk Institute for Problems
of Resources Savings with Pilot
Production»

Edition:

Editor-in-Chief

Shcherba Vladimir Yakovlevich

Deputy Editor-in-Chief

Prushak Viktor Yakovlevich

Executive Secretary

Zayats Irina Mikhailovna

Technical Editor

Baranovsky Anatoly Leonidovich

Editorial Board:

Andreiko S.S. – Ph.D., Professor

Belyi A.V. – Ph.D., Professor

Bogdanovich P.N. – Ph.D., Professor

Burya A.I. – Ph.D., Professor

Golub M.V. – Ph.D., Professor

Gubanov V.A. – Ph.D.

Zhuravkov M.A. – Ph.D., Professor

Zaharov Y.N. – Ph.D., Professor

Zubov V.P. – Ph.D., Professor

Kantovich L.I. – Ph.D., Professor

Kislov N.V. – Ph.D., Professor

Petrovsky B.I. – Ph.D.

Smychnik A.D. – Ph.D., Professor

Struck V.A. – Ph.D., Professor

Stukhlyak P.D. – Ph.D., Professor

Editorial Address:

The Republic of Belarus, 223710,

Soligorsk, Kozlova Street, 69

Tel: (+375 174) 263532,

(+375 174) 282107,

Fax: (+375 174) 262837

E-mail: ontiiipr@tut.by

Certificate of State Registration

No 1000 dd. 12.01.2010

Subscriptions Indexes:

74933 (for individual subscribers),

749332 (for organizations)

Scientific and Technical Journal

Published since December, 1998

Issued four times a year

The journal is included in the list of scientific
publications of Higher Attestation Commission of
the Republic of Belarus



Signed for print 15.06.2011

Format 60×841/8. Paper «Snegurochka»

A4, 80 g/m2. Times Headset.

Printed on risograph CR-1610.

Nominal printed sheets 17,88. 240 copies. Order 325.

CONTENTS

GEOTECHNOLOGY

Smychnik A.D., Shemet S.F., Grechko A.M., Katsemba S.N., Zlebova A.E., Sytnik E.V. Quality evaluation of the sealing curtain performed using the jet method in Garlykskoye potash salt deposit in Turkmenistan.....	5
Voitenko V.S., Novikov M.S., Novikov S.S., Rabaeva N.S., Onika S.G., Silkov R.A. Technology of increase of oil-well capacity and intake capacity of injection wells by using the energy of knock waves («power» waves).....	14
Kazachenko G.V. Decomposition of biomass and peat bed changing.....	24
Kislov N.V., Tsybulenko P.V. Wind resistance of ground potash ore and its enrichment products.....	32
Zhuravkov M.A., Chumak N.G. One of the approaches to resolve the issues studying the roof stability of underground workings with macro cracks.....	43
Vagin V.B., Prokhorov N.N., Efimov A.M., Ivanova N.N., Kafanova T.P., Kulagov E.V. Seismogeological model of technogenic fracture zone.....	52
Turko M.R., Bakhmutskaia L.V., Zhuravskaya A.M. Research of the sylvinite ore dressability of the Nezhin section of Starobin deposit by the fractional analysis in heavy liquids.....	61

MACHINE-BUILDING

Platovskikh M.Yu. Research of the dynamics of three mass-model of impact perforator	70
Kislov N.V., Kovalenok A.A. Estimation of pneumatic nozzles operating conditions...	76
Konoplyanik I.A. Determination of dynamic factor and safety assurance factor of belt conveyor depending on the applied drive system.....	84

MATERIALS ENGINEERING

Gromyko Zh.N., Neverov A.S. Investigation of phase partition processes in polyethylene – oil systems by means of IR-spectroscopy method.....	92
Babul T., Kukhareva N.G., Petrovich S.N., Galynskaya N.A., Basalay I.A. Research of preliminary casehardening and carbonitration influence on structure and properties of boride coatings to be formed on carbon steels.....	96

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

УДК 551.49+661.426(471.45)

**ОЦЕНКА КАЧЕСТВА ПРОТИВОФИЛЬТРАЦИОННОЙ ЗАВЕСЫ,
ВЫПОЛНЕННОЙ СТРУЙНЫМ МЕТОДОМ, НА ПРИМЕРЕ
ГАРЛЫКСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАЛИЙНЫХ СОЛЕЙ В ТУРКМЕНИСТАНЕ**

Смычник А.Д., Шемет С.Ф., Гречко А.М., Кацемба С.Н., Злебова А.Е., Сытник Е.В.
(ОАО «Белгорхимпром», г. Минск, Беларусь)

В статье представлен новый подход к оценке качества противофильтрационной завесы, выполненной методом струйной цементации, который может быть использован при освоении рудных месторождений в сложных гидрогеологических условиях.

Введение

Противофильтрационные вертикальные завесы, образованные струйным методом, могут быть использованы в качестве защиты разрабатываемых горных выработок от затопления подземными водами при освоении рудных месторождений, находящихся в сложных гидрогеологических условиях. К таким месторождениям можно отнести Гарлыкское месторождение калийных солей, отличающееся значительной обводненностью верхней надсолевой части.

Гарлыкское месторождение калийных солей расположено в Гаурдак-Кугитангском геологическом районе (перспективный для промышленного освоения минерального сырья) в юго-восточной части Туркменистана (рисунок 1). Основным объемом гидрогеологических исследований в районе Гарлыкского месторождения выполнен при проведении работ на стадии детальной разведки в период 1965-1966 годов (Седлецкий В.И. и др.). С 2010 г. специалистами ОАО «Белгорхимпром» совместно с РУП «Белгеология» на договорной основе начаты работы по проектированию и строительству горно-обогатительного комбината (ГОК) мощностью 1,4 млн. т/год КС1. Выполненные к настоящему времени полевые работы включали бурение контрольно-стволовых скважин и проведение опытно-фильтрационных работ в виде опытных откачек в скважинах для уточнения гидрогеологических параметров водоносных горизонтов в пределах выбранной для строительства ГОК промплощадки. По результатам проведенных откачек водоносный горизонт четвертичных отложений характеризуется значительной водообильностью (удельный дебит составляет 10,1 л/с) и высокими фильтрационными свойствами (коэффициент фильтрации равен 38,6 м/сут).

Создание противофильтрационной завесы в наносах

Вертикальная противофильтрационная завеса, предлагаемая для отработки Гарлыкского месторождения калийных солей, представляет собой трехрядную систему вертикальных сопряженных грунтобетонных колонн, расположенных по кольцам разного диаметра вокруг шахтных стволов. Конструкция верхней части шахтного ствола в плане и разрезе представлена на рисунке 2.

Грунтобетонные колонны формируют методом струйной цементации через вертикальные скважины. Закачка в скважины цементного раствора начинается с разрушения и перемешивания грунта. Такая система «водоподавления» формирует вокруг шахтного ствола относительно водонепроницаемую зону, которая препятствует обводнению ствола при его проходке. В соответствии с конкретными гидрогеологическими условиями надсолевой части разреза контрольно-стволовых скважин на участке Гарлыкского месторождения цементация должна осуществляться в интервале глубин от 0 до 64 м.



Рисунок 1 – Обзорная карта района размещения Гарлыкского месторождения калийных солей

Применение на Гарлыкском месторождении метода струйной цементации объясняется следующим:

- этот метод может использоваться для нескальных грунтов (в нашем случае разрез четвертичных отложений представлен песчано-гравийно-галечными грунтами, часто с включением валунов, супесями, суглинками);
- в результате цементации исходные породы полностью преобразуются в новый материал – грунтобетон, характеризующийся высокой прочностью, низкой способностью к деформациям и низкой водопроницаемостью;

- геометрические размеры и свойства грунтобетона могут быть обоснованно выбраны (рассчитаны) на стадии проектирования и проверены на практике в процессе эксплуатации.

Противофильтрационная завеса, образованная струйным методом, обычно имеет водопроницаемость порядка $1 \cdot 10^{-6}$ м/сут, с глубиной возможно повышение коэффициента фильтрации до $1 \cdot 10^{-4}$ м/сут. Эффективность защитных функций завесы зависит от ее толщины и степени взаимопроникновения колонн. Последнее особенно важно в гравийных грунтах при больших напорах [1], так как в этом случае вокруг незацементированных зон может начаться эрозия грунтобетона. В случае Гарлыкского месторождения, водовмещающими породами рассматриваемого четвертичного водоносного горизонта служат, в основном, гравийно-галечные грунты и водоносный горизонт относится к слабонапорным.

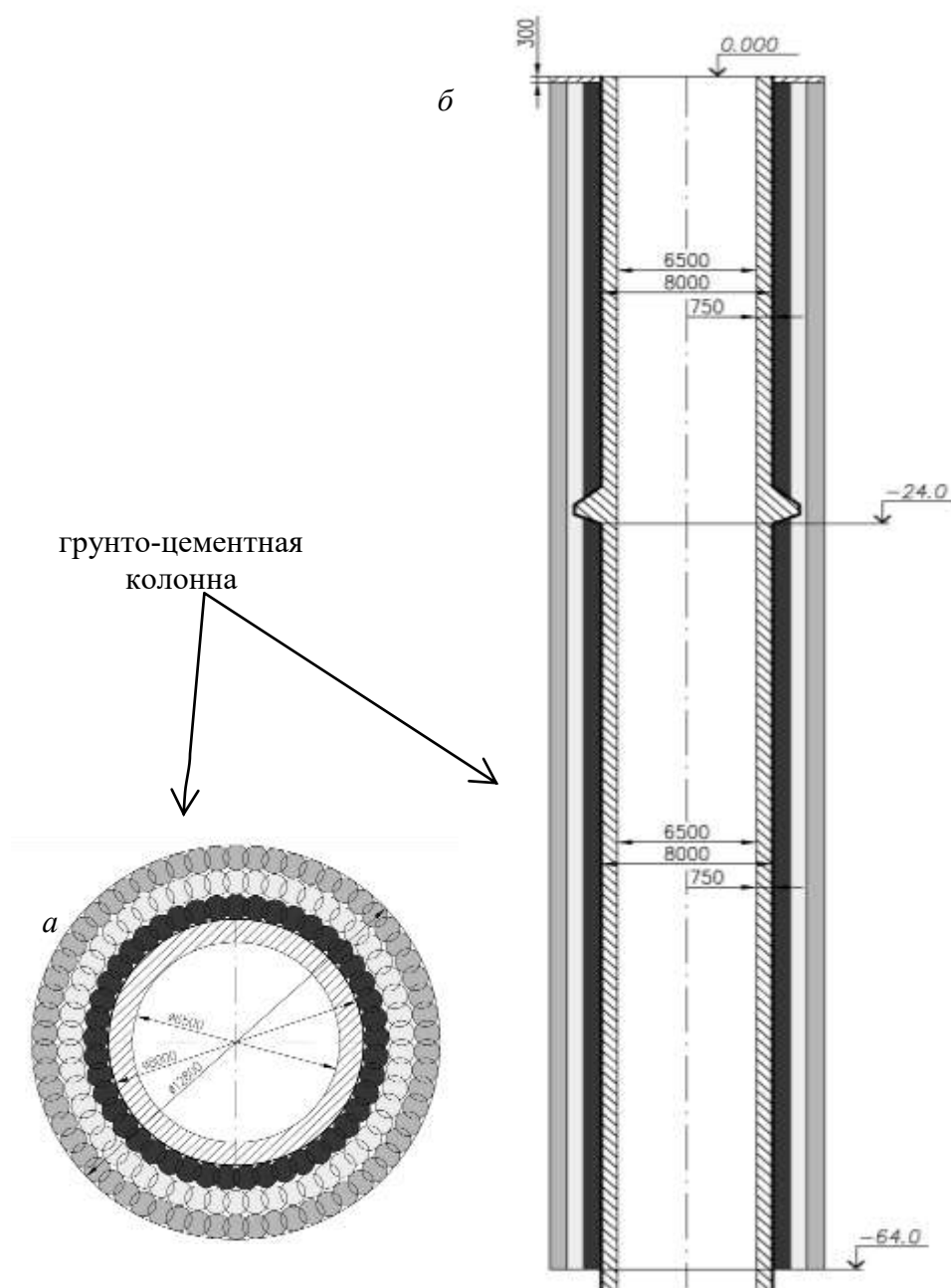


Рисунок 2 – Конструкция шахтного ствола в плане (а) и в разрезе (б)

Оценка качества используемых противофильтрационных завес должна производиться перед началом и в процессе строительства, а также по его окончании [1]. Для этой цели перед началом работ должна быть получена необходимая грунто-бетонная смесь, которая прошла испытания на прочность, и выполнены расчеты размера колонн и их количества. До начала формирования противофильтрационной завесы в случае трещиноватых пород определяют их модуль Юнга, коэффициент Пуассона и начальное значение коэффициента трещиноватости [2]. Контроль качества закрепления породы цементом заключается в последовательном бурении в скважине одного интервала за другим и гидравлическом опробовании этих интервалов. По отношению величин максимального и минимального водопоглощения судят о длине зоны цементации [2].

В процессе строительства завесы необходимо осуществлять постоянный технологический контроль, состоящий в анализе данных автоматической записи параметров в процессе бурения и при выполнении струйной цементации. Эти записи включают: скорость опускания и подъема монитора; количество оборотов монитора; данные по измерениям вертикальности скважин, свойств раствора, его давлению, а также давлению воздуха (воды) и их расходов [1].

После возведения завесы проводят поверочные испытания завесы, состоящие в выбуривании образцов для определения прочности грунтобетона и подтверждения его водонепроницаемости. Для определения плохо проработанных зон применяют прозванивание, выбуривание, томографию [1].

Все перечисленные выше способы оценки качества цементации не могут быть реализованы для контроля качества готовых противофильтрационных завес, так как позволяют провести контроль до цементации путем длительного наблюдения водопоглощения грунта или разрушающий контроль свойств цементного камня противофильтрационной завесы на границе раздела самой завесы с внешней обводненной частью породы.

Для получения оперативной информации о состоянии сплошности, водонепроницаемости завесы, наличии в ней дефектов в виде пустот, пор, грунта, необработанного цементом в процессе бурения скважин и др. может быть использован ультразвуковой способ контроля [2]. Способ состоит в использовании звукового метода на отражение ультразвуковых волн для обнаружения дефектов в строительных конструкциях между излучающим и отражающим зондами (зонды находятся в каналах доступа, заполненных водой, установленных в скважинах, пробуренных в колоннах вертикально до глубины проектной отметки). Контроль качества осуществляется в готовой противофильтрационной завесе. Каналы доступа в виде труб устанавливают в центре взаимно пересекающихся грунтоцементных колонн, формирующих эту завесу [2].

Оценка качества противофильтрационной завесы

Выполненные к настоящему времени исследования гидрогеологических условий Гарлыкского месторождения позволяют выбрать параметры системы водопонижения, расход нагнетаемого цементного раствора, количество скважин и время их работы. Полная геолого-техническая информация и основные проектные данные представляются в виде геолого-технического наряда, на основе которого на выбранном участке строительства шахтного ствола формируется противофильтрационная завеса с последующим контролем ее качества. В дополнение к существующим ниже представлен новый способ контроля качества противофильтрационной завесы, предлагаемой для использования в качестве защиты от затопления подземными водами на Гарлыкском месторождении калийных солей. Проверку качества созданной противофильтрационной завесы в конкретных геолого-гидрогеологических условиях Гарлыкского месторожде-

ния предлагается проводить опытно-эксплуатационным путем по приведенной ниже схеме.

1) В пределах шахтного ствола, защищенного противοфильтрационной завесой, закладывается водопонижающая скважина, в которой проводится откачка до глубины около 50 м. Как установлено исследованиями, горные породы, залегающие выше этого интервала, обладают наиболее высокими фильтрационными свойствами и, следовательно, составляют основную часть зоны цементации (рисунок 3). Откачка выполняется до полного осушения шахтного ствола с помощью насоса или эрлифтом.

2) После остановки насоса выполняют наблюдения за восстановлением уровня подземных вод в шахтном стволе, далее строится график фактического восстановления уровня подземных вод во времени.

3) Строится численная модель участка размещения шахтного ствола в плане и разрезе (рисунки 4, 5) и вычисляются расчетные значения подъема уровня вод.

4) Эффективность работы противοфильтрационной завесы оценивается сравнением расчетного и фактического восстановления уровня подземных вод в шахтном стволе.

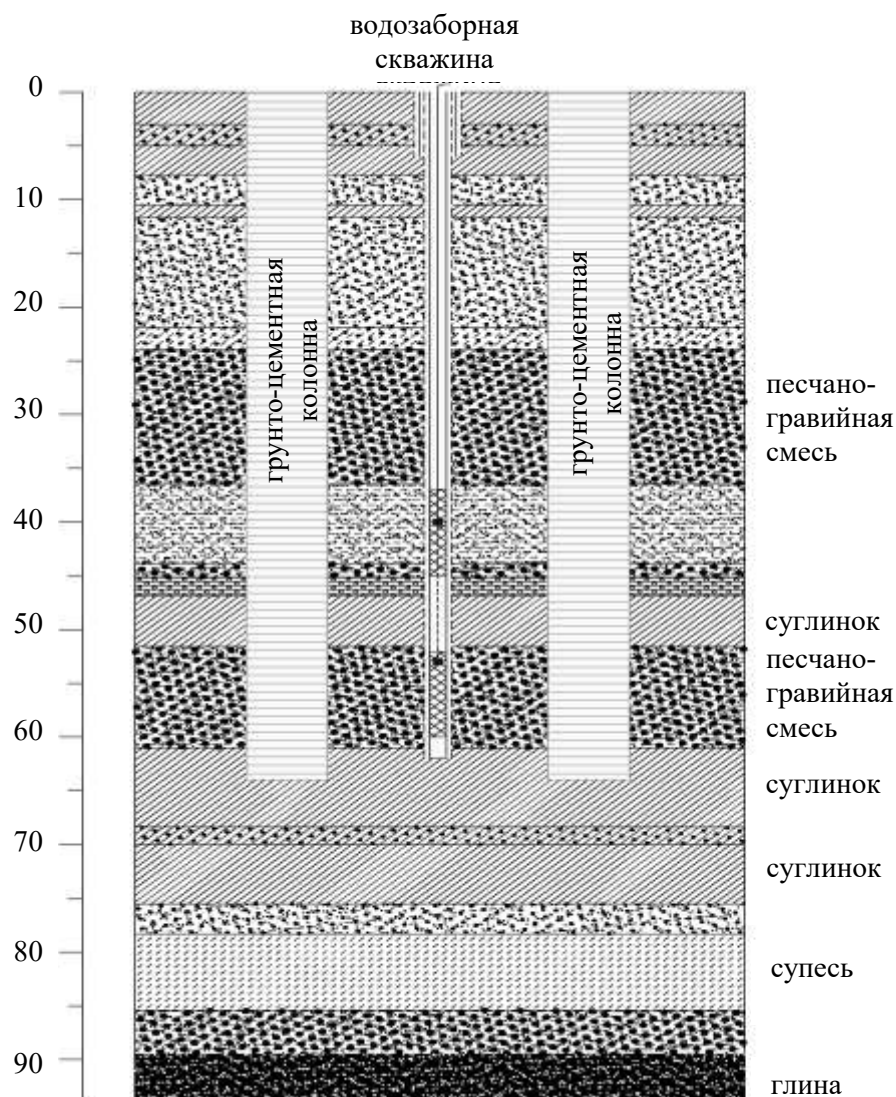


Рисунок 3 – Конструкция шахтного ствола в разрезе с водопонижающей скважиной

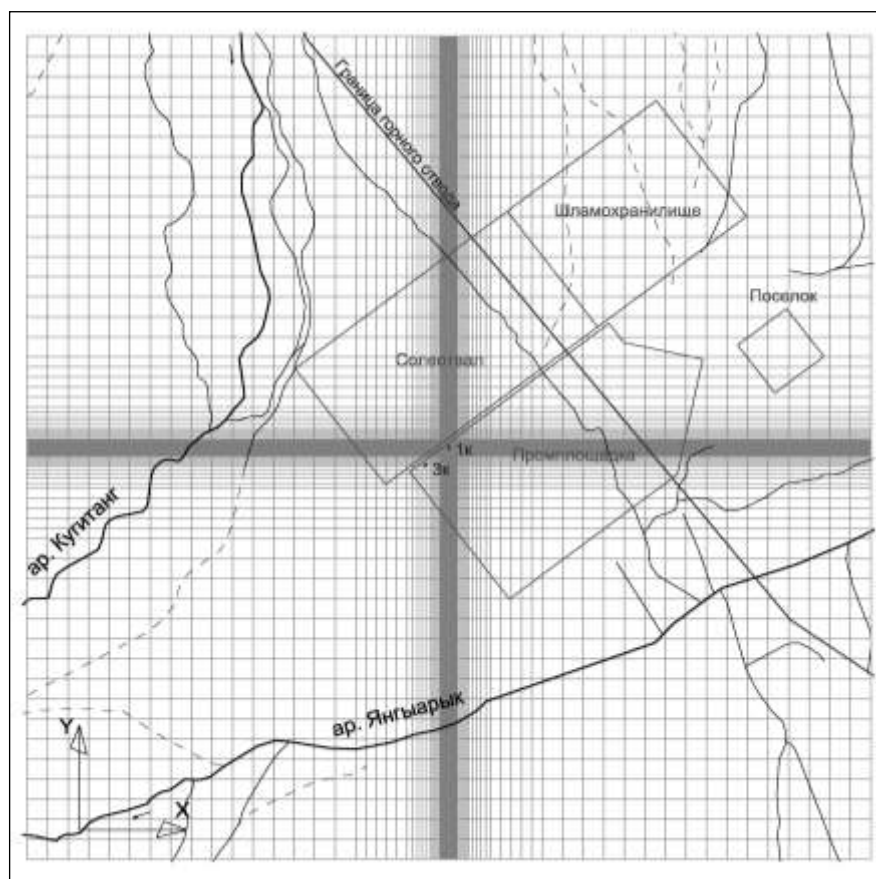


Рисунок 4 – Расчетная модель в плане

Моделирование процессов геофильтрации осуществляется с помощью многофункциональной автоматизированной системы моделирования движения подземных вод и оценки влияния их отбора на окружающую среду МАС-2000 [3]. На модели задаются условия фильтрации, сформулированные на основе данных откачки подземных вод из шахтного ствола до глубины 50 м, и выполняется корректировка модели с помощью решения обратных задач.

На откорректированной модели выполняется решение тестовых задач. Условия фильтрации, формирующиеся в подошве фильтрационной завесы под влиянием откачки, показаны на рисунке 6.

Как видно из рисунка 6, потоки подземных вод направлены как по латерали со стороны долины р. Кугитанг-Дарья, так и снизу по вертикали за счет созданной разности напоров в верхних и нижних водоносных слоях четвертичного горизонта. Величина перетекания подземных вод из незащищенной с помощью завесы части разреза скважины в верхнюю часть, обустроенную противифльтрационной завесой, зависит от величины κ_0 – коэффициента фильтрации слабопроницаемого суглинка мощностью m_0 , залегающего в подошве грунтоцементных колонн.

В связи с отсутствием к настоящему времени лабораторных измерений значений κ_0 , для выполнения предварительных расчетов его величина задавалась значениями 10^{-2} и 10^{-3} м/сут. Величина m_0 принималась согласно геологическому разрезу по скважине № 1к – 7,4 м. В результате решения тестовых задач построены графики восстановления уровня подземных вод во времени для принятых значений κ_0 . Статический уровень подземных вод $H_{ст} = 9$ (рисунок 5, 7).

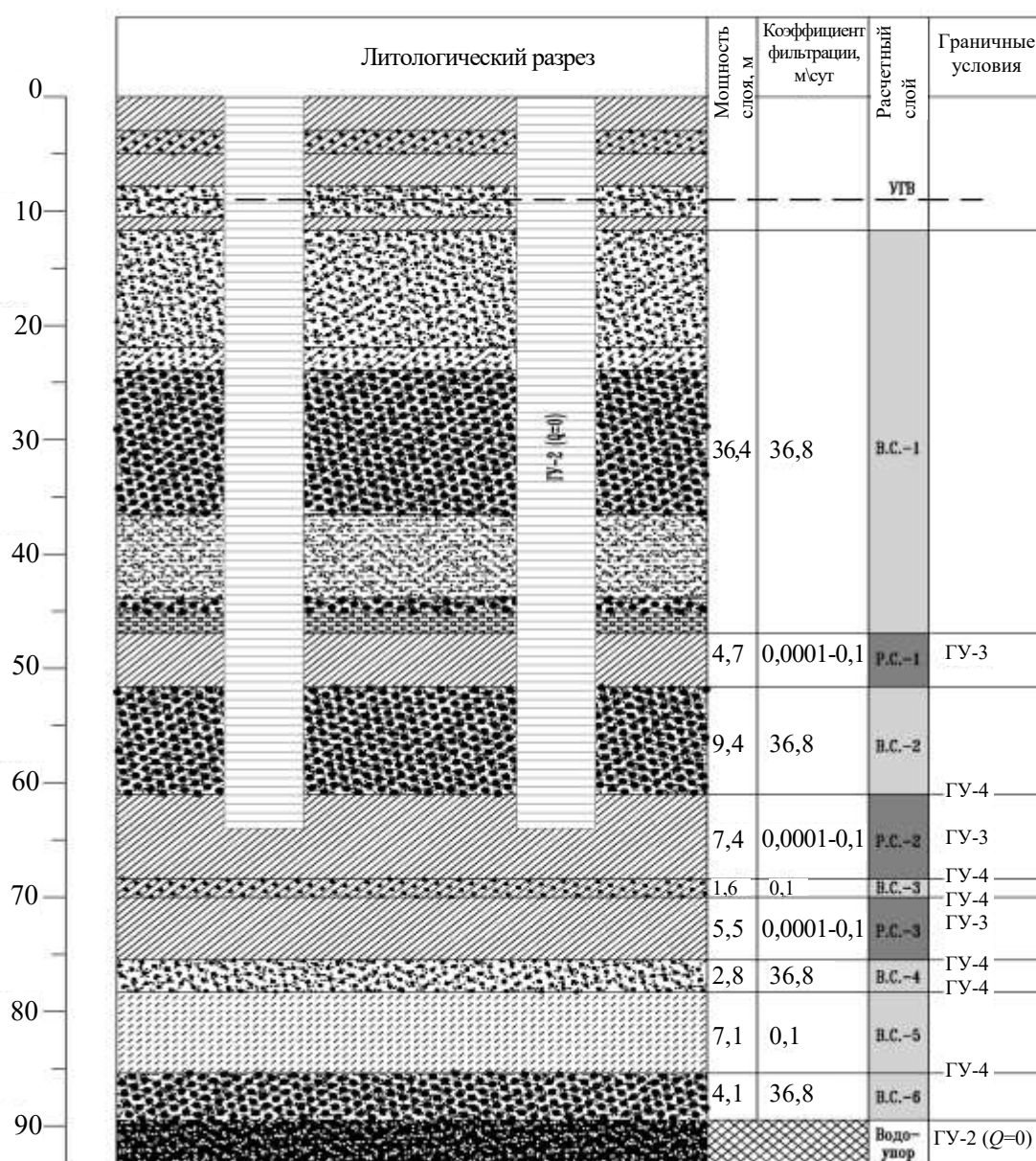


Рисунок 5 – Расчетная модель в разрезе

После проведения опытно-фильтрационных работ в шахтном стволе будет выполнено сравнение графиков восстановления уровня подземных вод, полученных по данным опытной откачки и вычисленных на основе модели. Полученные результаты сравнения позволят с определенной степенью вероятности свидетельствовать о качестве созданной завесы. В случаях, если величина отклонения полученных по результатам откачки значений уровней подземных вод от модельных значений (для конкретного значения κ_0) составляет не более 10 %, можно сделать вывод о достаточной защищенности разрабатываемого месторождения противофильтрационной завесой, в противном случае необходимо рассмотреть вопрос о разработке состава дополнительных мероприятий по защите месторождения от затопления подземными водами.

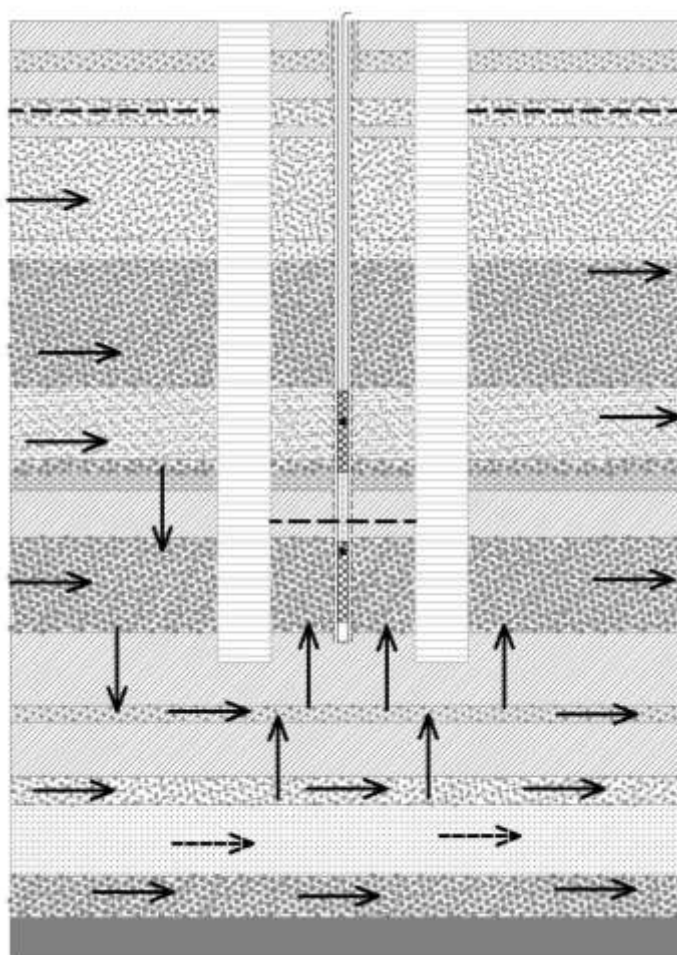


Рисунок 6 – Условия водообмена (район шахтного ствола) под влиянием откачки (стрелками показано направление потоков подземных вод)

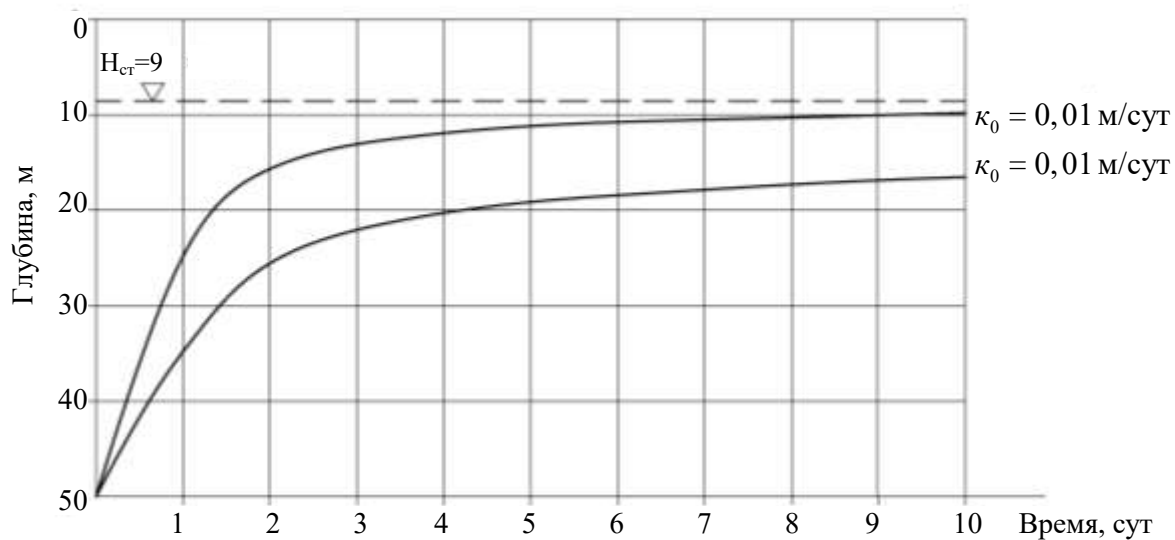


Рисунок 7 – Модельные кривые восстановления уровня подземных вод для различных значений κ_0

Выводы

Предложенный подход к оценке качества противofильтрационных завес, сформированных с помощью струйного цементирования, имеет ряд преимуществ: простота реализации; прямое определение гидроизоляционных свойств завесы; отсутствие необходимости в изучении и применении сложных в использовании специальных геофизических методов исследований и привлечении специалистов определенного профиля.

Список использованных источников

1. Создание противofильтрационных завес методом струйной цементации / В.Г. Радченко [и др.] // Гидротехника. – 2008. – № 1.
2. Способ контроля качества строительной конструкции: пат. 2392620 РФ, МПК G 01 N 33/38 / А.Г. Малинин, Д.А. Малинин; заявитель А.Г. Малинин, Д.А. Малинин. – № 2009116347/03; заявл. 28.04.2009; опубл. 20.06.2010.
3. Многофункциональная автоматизированная система моделирования движения подземных вод и оценки влияния их отбора на окружающую среду (технический проект) / М.М. Черепанский [и др.]; ЦНИИКИВР. – Минск, 1999 – 197 с.

Smychnik A.D., Shemet S.F., Grechko A.M., Katsemba S.N., Zlebova A.E., Sytnik E.V.

Quality evaluation of the sealing curtain performed using the jet method in Garlykskoye potash salt deposit in Turkmenistan

The article presented a new approach to the quality evaluation of the sealing curtain performed by the jet grouting method which can be used by the ore deposits development under difficult hydro-geological conditions.

Поступила в редакцию 29.03.2011 г.

УДК 622.016.25

ТЕХНОЛОГИЯ УВЕЛИЧЕНИЯ ДЕБИТОВ НЕФТЯНЫХ И ПРИЕМИСТОСТИ НАГНЕТАТЕЛЬНЫХ СКВАЖИН С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЭНЕРГИИ УДАРНЫХ («СИЛОВЫХ») ВОЛН

Войтенко В.С. (ООО «Белорусское горное общество», г. Минск, Беларусь),
Новиков М.С., Новиков С.С., Рабаева Н.С. (ПКФ «Недра – С», г. Астрахань, Россия),
Оника С.Г., Силков Р.А. (УО «Белорусский национальный технический университет», г. Минск, Беларусь)

В статье представлены рекомендации по увеличению дебитов нефтяных и приемистости нагнетательных скважин. Описывается способ обработки нефтяных коллекторов с использованием энергии ударных волн, выделены преимущества данного вида интенсификации притоков пластового флюида.

Введение

Среди способов, применяемых для восстановления производительности нефтяных и увеличения приемистости нагнетательных скважин, особенно привлекательны (из-за простоты применения и относительно низкой себестоимости) гидрофизические, в частности, базирующиеся на принципах использования энергии ударных волн.

Ударные волны являются частным случаем упругих волн большой амплитуды, фаза сжатия которых распространяется с большей скоростью, чем фаза растяжения. Основное свойство волн, независимо от их природы, состоит в том, что в форме (виде) волн осуществляется перенос энергии без переноса вещества. Упругая энергия (энергия звука) передается по акустическим волноводам, представляющим собой каналы с четкими границами в виде стенок, свойства которых резко отличаются от свойств внутренней и наружной сред, или каналы, возникающие за счет резкой разницы свойств внешней и внутренней сред.

Во всех этих случаях поток энергии во внешнюю среду, как правило, незначителен, и им можно пренебречь. Буровая скважина является наглядным примером акустического волновода.

В скважине с зацементированной обсадной колонной распространяются те же типы волн, что и в открытом стволе. Обсадная колонна и цементное кольцо представляют собой два тонких слоя на поверхности стенки скважины, толщина которых много меньше длин продольных и поперечных волн.

Энергетической характеристикой упругих (звуковых) волн является интенсивность звука – энергия, переносимая звуковой волной через единицу поверхности, перпендикулярную направлению распространения волны в единицу времени. Интенсивность звука зависит от амплитуды звукового давления, свойств среды и формы волны.

При распространении звуковой волны в заданном направлении происходит постепенное ее затухание; то есть уменьшение интенсивности и амплитуды. При этом поглощение звука заметно возрастает с увеличением его частоты. Поэтому высокочастотный ультразвук (частота выше 20000 Гц) и гиперзвук (частота в диапазоне от 10^9 до 10^{12} - 10^{13} Гц) распространяются, как правило, лишь на очень малые расстояния, часто всего на несколько сантиметров.

В атмосфере, в водной среде и земной коре дальше всего распространяются низкочастотные инфразвуковые волны (частота ниже 16 Гц). Исследования подтверждают,

что при воздействии низкочастотными ударными волнами импульсы давления распространяются в пласте на 500 метров, а в некоторых случаях до нескольких километров от источника излучения. Воздействие на пласт мощными ударными волнами с частотой 0,5-80 Гц перекрывает весь спектр резонансных частот практически всех типов коллекторов [1].

Гидроудары, согласованные по частоте повторения со скоростью ударной волны и глубиной скважины, способны раскачать столб жидкости до получения периодических перепадов давления на забое в десятки и сотни МПа. Чем больше скорость движения жидкости, ее плотность, а также скорость распространения ударной волны (больше «жесткость» волновода), тем больше величина ударного повышения давления:

$$P_{\text{удар}} = w \cdot \rho \cdot C_{\text{удар}},$$

где w – скорость жидкости до остановки;

ρ – плотность жидкости;

$C_{\text{удар}}$ – путь ударной волны за 1 секунду (скорость ударной волны).

В жидкостях распространяются только продольные волны, а в твердых средах – продольные и поперечные. Их природа определяется колебаниями частиц среды относительно направления распространения волны. В продольной волне частицы колеблются в направлении распространения волны, в поперечной – перпендикулярно ему.

Так как плоскость, перпендикулярная направлению распространения волны, имеет две координаты, то поперечная волна может быть поляризована двояко. Поляризуемость волны проявляется в анизотропных средах, к которым могут быть отнесены практически все продуктивные коллекторы. Например, в трещиноватых породах скорость распространения волны и ее интенсивность больше вдоль преобладающей системы трещин (трещины гидравлического разрыва пласта) и меньше в направлении, перпендикулярном трещиноватости.

При циклическом ударном воздействии в зоне перфорационных отверстий происходит отрыв отложений от стенок поровых каналов. Волны сжатия, многократно отражаясь, трансформируются в волны растяжения, которые способствуют развитию и образованию новых трещин, а также превращению субкапиллярных пор в капиллярные.

Перепады давления при импульсном воздействии изменяются попеременно по величине и направлению, в результате чего жидкость перемещается из застойных зон и каналов в зоны активного дренирования.

Генерирующие в пласте колебания должны по возможности соответствовать частоте естественных колебаний скелета породы и насыщающих флюидов [1]. Такие колебания вызывают несколько эффектов, отражающихся на жидкостях и находящихся в пласте газов. Они снижают когезионные и адгезионные связи, значительно уменьшают проявление капиллярных сил, слипание между породой и жидкостью, способствуют стимулированию группирования нефтяных капелек в потоки, облегчая течение углеводородов в пористой среде.

Упругие волны способствуют развитию в пласте осциллирующей силы, что приводит к разным ускорениям пластовых флюидов (нефти, воды, газа) из-за различия их плотностей. Между жидкими фазами развивается поверхностное трение в связи с разными ускорениями, что способствует выделению теплоты, которая, в свою очередь, снижает их поверхностное натяжение [2].

Благодаря колебаниям освобождается защемленный газ, способствующий проявлению эффекта газлифта в скважине. Осциллирующая сила развивает дополнитель-

ное колебательное звуковое давление, также способствующее продвижению нефти к скважине.

Энергия, распространяющаяся в продуктивном пласте в виде упругих волн, изменяет контактный угол между жидкостями и породой, уменьшая гидравлический коэффициент трения. Тем самым облегчается их течение в направлении скважин, дебиты которых возрастают, и перепады давления в призабойной зоне пласта увеличиваются.

Создание перепадов давления способствует не только очистке поровых каналов пласта, но и разрушению его скелета. Механизм разрушения может быть представлен следующим образом.

Известно, что для разрыва нетрещиноватых пород, слагающих практически все типы нефтегазовых коллекторов, необходим градиент давления примерно 20-30 кПа/м, а трещиноватых – 10-15 кПа/м. Повышение давления приводит к расширению существующих трещин коллектора и образованию новых. Спад давления сопровождается их смыканием. Повторяющиеся деформации способствуют усталостному разрушению породы и выкрашиванию фрагментов пласта, имеющих низкую проницаемость. Изменение скорости и направления движения жидкости в зоне питания скважины при изменении давления на стенки продуктивного пласта позволяет использовать радиальные и тангенциальные силы, подвергать породу пласта воздействию напряжений сжатия, растяжения, изгиба и сдвига, то есть расшатывать, выламывать и выкрашивать ее частицы. Оторванные твердые частицы в струе жидкости являются абразивом и могут выполнять функции проппанта.

Следует обратить внимание еще на одно немаловажное обстоятельство. Нефть, как и все структурированные среды, обладает свойством тиксотропии, которое заключается в том, что при встряхивании среды происходит резкое снижение ее вязкости из-за разрушения структурного каркаса. Это явление, несомненно, может быть с высокой эффективностью использовано в практике увеличения нефтеотдачи пластов. Таким образом, при одновременной обработке мощными ударными волнами определенного числа скважин, в том числе и нагнетательных, на месторождении можно достигнуть две цели: во-первых, расширить контуры питания скважин за счет увеличения проницаемости коллектора и, во-вторых, улучшить фильтрационную способность самой нефти (за счет снижения ее вязкости). В итоге, такое воздействие может привести не только к увеличению дебитов скважин, но и к повышению коэффициента извлечения нефти в целом по месторождению.

Реализация технологии

Изложенное было положено в основу разработки рассматриваемой ниже технологии. На первом этапе ее реализации осуществляется специальный комплекс исследований, направленных на выявление реального состояния геосреды объекта волнового воздействия, с использованием приборов: ГКА (гамма-каротаж), МТА (манометр-термометр), МИД-НМА (магнитоимпульсный дефектоскоп-толщиномер), ТК ГАК (трехкомпонентный геоакустический каротаж). Следует подчеркнуть, что ТК ГАК самостоятельно или в комплексе с другими методами позволяет решать обширный круг задач при интенсификации притоков, оценке технического состояния скважин и контроле над разработкой нефтяных, газоконденсатных и газовых месторождений, что убедительно иллюстрируется данными, приведенными в таблице 1.

Таблица 1 – Задачи, решаемые с использованием трехкомпонентного геоакустического каротажа

№ п/п	Формулировка задачи	Комплекс геофизических исследований
1	Определение характера насыщения пластов-коллекторов как в открытых, так и в обсаженных стволах	ТК ГАК, термометрия
2	Определение флюидоотдающих интервалов (профиль потока) текущего нефтегазонасыщения	ТК ГАК, термометрия
3	Определение поглощающих интервалов промывочной жидкости в открытом стволе	ТК ГАК, термометрия, манометрия
4	Определение негерметичности промежуточных и эксплуатационных колонн, их башмаков, муфт ступенчатого цементирования и других элементов подземного оборудования, а также толщин стенок колонны и дефектов (нарушений), если они имеются в наличии	ТК ГАК, магнитоимпульсная дефектоскопия-толщинометрия
5	Определение текущего местоположения контактов нефть – вода, нефть – газ, газ – вода	ТК ГАК
6	Определение интервалов активного воздействия высокопластичных пород (солей, увлажненных глин) на обсадные колонны	ТК ГАК, магнитоимпульсная дефектоскопия-толщинометрия
7	Определение интервалов заколонных и межколонных перетоков жидкостей, газов и их смеси	ТК ГАК, термометрия
8	Определение местоположения скопления углеводородов в межколонных и заколонных пространствах	ТК ГАК, термометрия

Физической основой ТК ГАК являются геоакустические шумы, а именно – колебания среды в диапазоне частот 100-5000 Гц, которые генерируются при движении пластовой воды, нефти, газа или их смесей через пустоты за обсадными колоннами, перфорационные отверстия или негерметичные соединения подземного оборудования.

Колебания в диапазоне частот 100-5000 Гц проходят через сталь, газ, жидкость и упругие среды [3]. При этом в диапазоне частот 100-500 Гц обнаруживается движение высокопластичных пород и пластовой воды. В диапазоне частот 500-5000 Гц происходит вибрация при движении углеводородов (вибрация в частотном диапазоне 500-1500 Гц соответствует движению жидких углеводородов, а в диапазоне 2500-5000 Гц – движению газа).

Из теории волновых процессов известно, что чем больше длина волны, тем меньше ее скорость и больше глубина исследования. И наоборот, при меньшей длине волны ее скорость выше и меньше глубина распространения. Это утверждение подтверждается расчетными данными. Так, наибольшей глубинностью исследования в околоскважинном пространстве характеризуется параметр Н1 (движение пластовой воды) – до 70-100 метров. Для параметра Н3 (движение жидких углеводородов) глубинность исследования колеблется от 50 до 70 метров, а для параметра Н4 (движение газа) – от 30 до 50 метров. Однако в реальных условиях (из-за анизотропии пласта-коллектора, извилистости поровых каналов, неоднородности фильтрационно-емкостных свойств породы по простиранию пласта и т.д.) глубинность исследований трехкомпонентного геоакустического каротажа намного меньше, но все же составляет не менее 5-10 метров.

Из всех дополнительных геофизических методов ТК ГАК в настоящее время является наиболее информативным и позволяет решать многие геологические, технологические и технические вопросы при строительстве скважин и разработке месторождений.

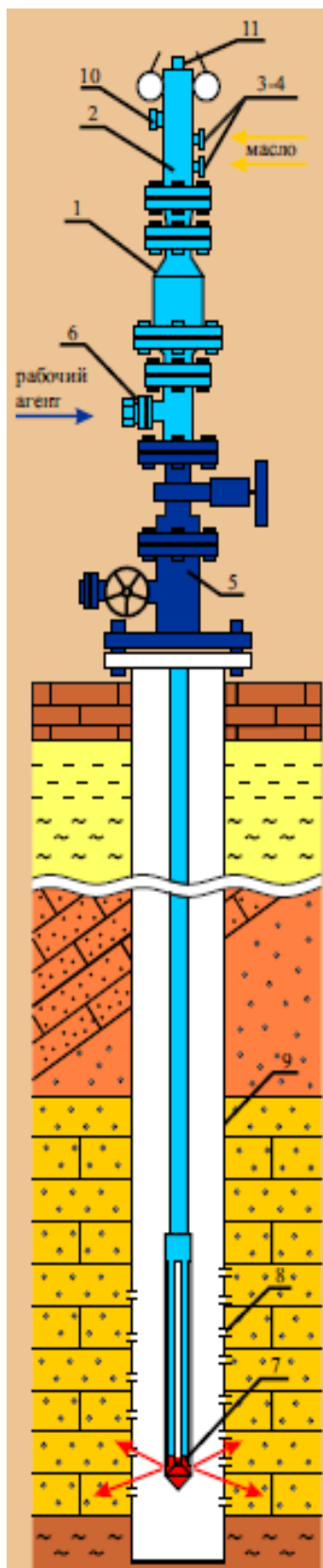


Рисунок – Схема обработки продуктивного пласта направленными силовыми (ударными) волнами

Этот метод – единственный, позволяющий определять через насосно-компрессорные трубы (НКТ) и обсадные колонны (ОК) источники межколонных давлений, направление движения перетоков, проверить на герметичность ОК, НКТ, бурильные трубы и получить реальную информацию о состоянии геосреды в околоскважинной зоне.

После анализа результатов исследований по первому этапу и установлению целесообразности, приступают к волновой обработке выбранного объекта с помощью генератора силовых волн УГСВ-3 производственно-коммерческой фирмы «Недра-С», техническая характеристика которого представлена в таблице 2.

Генератор силовых волн, смонтированный на устье скважины, по волноводу (НКТ, которые позволяют создавать неразрывный поток жидкости при любых ее уровнях в скважине), заполненному технологическим раствором (рабочим агентом), посылает волну сжатия заданной направленности (рисунок).

На рисунке отображены: 1 – корпус генератора; 2 – гидромолот (пневмомолот); 3-4 – подача/сброс масла (воздуха) со станции управления; 5 – устье скважины; 6 – подача рабочего агента от ЦА-320; ЦН-10; 7 – контейнер-отражатель; 8 – зона перфорации; 9 – волновод (НКТ); 10 – подача масла со станции управления; 11 – подача воздуха со станции управления.

В качестве генератора силовых волн используется УГСВ-1 и УГСВ-3 (устьевой генератор силовых волн). Отличие УГСВ-3 от УГСВ-1 в мощности и виде привода, привод УГСВ-1 пневматический, меньшей мощности, но она достаточная для работы в водозаборных скважинах. Кроме того, привод от компрессора позволяет производить очистку пласта сразу после обработки.

Хорошее акустическое согласование жидкостного волновода со спущенным отражателем и обрабатываемым коллектором способствует высокому коэффициенту полезного воздействия на продуктивный пласт. Потери на затухание волны при этом не превышают 10-12 % на километр скважины.

На третьем заключительном этапе производится анализ и оценка эффективности выполненных работ с назначением (при необходимости) дополнительных исследований.

К преимуществам метода воздействия силовыми волнами можно отнести следующее [1]:

- простота оборудования;
- несложность монтажа из-за размещения оборудования на устье скважины;
- противofонтанная безопасность (оборудование можно монтировать на противовыбросное оборудование (ПВО), или на перфорационную задвижку);

- увеличение приемистости и улучшение свойств коллекторов в несколько раз, что приводит к увеличению дебитов флюидов;
- возможность ввода скважины в эксплуатацию сразу после обработки пласта, не извлекая отражатель;
- равномерная обработка волнами всего коллектора, а при работах по интенсификации притока кислотами и т.д., обеспечение их проникновения во все участки интервала перфорации (в отличие от гидроразрыва);
- очистка внутренней поверхности НКТ волнами Релея во время обработки, в результате этого хорошее прохождение приборов геофизических исследований (ГИС) при контроле над разработкой месторождений;
- отсутствие высоких давлений в скважине и нежелательных побочных явлений;
- возможность (в отличие от всех других способов) включения «в работу» всей толщи продуктивного пласта.

Таблица 2 – Характеристика генератора силовых волн УГСВ-3

Параметры	Описание
Мощность (кДж)	3
Энергия волны (Дж)	5-1500
Глубина залегания объекта волновой обработки (м)	До 5000
Рабочий агент	Жидкость, не колюматизирующая продуктивный коллектор
Радиус действия волны (м)	До 400
Шаг обработки (м)	0,5-1,5
Интервал обработки (м)	Без ограничений
Привод генератора	Дизель+НШ-100
Привязка отражателя силовых волн к подошве продуктивного пласта	Геофизическими методами

Традиционные методы увеличения дебита скважин хорошо известны: гидроразрыв пласта, бурение горизонтальных скважин и т.д., однако эти методы имеют или высокую стоимость и сложную технологию, или предъявляют высокие требования к объекту воздействия.

Сравнение эффективности горизонтальных скважин с волновым разуплотнением пласта в различных регионах России показало, что стоимость горизонтальных скважин многократно выше стоимости волнового воздействия, а добыча с помощью горизонтальных скважин увеличивалась в 1,5-2 раза, в то время как после волнового воздействия – в 3,5-4 раза.

Эффективность применения изложенной технологии наглядно видна по результатам увеличения приемистости и дебитов нефтяных скважин № 17, № 232, № 41 (таблицы 3-7).

Скважина № 17

Исследованием трехкомпонентным геоакустическим каротажем ВИ 40006 охвачен интервал глубин 3546-3600 метров. В интервале перфорации 3563-3590 метров находятся известняки триасового возраста.

Анализ полученных данных дает основание для следующих выводов.

1. Обнаружен заколонный переток воды, снизу из под башмака (глубже 3590 метров) до отметки 3579 метров, где движение воды меняет направление на горизонтальное.

2. Интервал глубин 3578-3571 метров характеризуется как динамически пассивный, то есть не отмечается интенсивного движения флюида (нефти) как за колонной, так и по пласту. Среда исследования обладает газовым фактором, что связано с присутствием в колонне нефти.

3. В верхнем интервале перфорации (3563-3570 метров) обнаружены аномалии геоакустических сигналов, свидетельствующие о преимущественном движении флюида (нефти) в горизонтальном направлении.

Выдана рекомендация на воздействия волновой технологией на пласт в интервале 3563-3570 метров.

До проведения работ по волновому воздействию было произведено на нефти определение приемистости скважины, которая составила 240 м³/сутки.

Произведены промысловые работы волновым методом с привязкой «отражателя» по ГК и локатору муфт на глубине 3572 метра. Интервалы установки «отражателя» через 1 метр в интервале 3563-3572 метра, всего 9 этапов. Всего закачено (вбито) нефти плотностью 0,86 г/см³ в эти интервалы в объеме 24,2 м³.

После волнового воздействия было произведено на нефти на прежних режимах определение приемистости скважины, которая составила 560 м³/сутки.

Таблица 3 – Изменение суточной добычи нефти в скважине №17, в которой проводились работы по волновому воздействию

№ скв.	Дебит до воздействия общий (июль 2004 года), м ³	Вода/нефть, %	В том числе нефть, м ³	Приемистость до и после воздействия, м ³ /сутки	Дебит после воздействия (декабрь 2004 года), м ³	Вода/нефть, %	В том числе нефть, м ³	Дебит после воздействия (май 2005 года), м ³	Вода/нефть, %	В том числе нефть, м ³
17	6,6	17/83	5,4	240/560	15,4	61/39	6,0	48	73/21	10,0

Скважина № 232

Исследованием трехкомпонентным геоакустическим каротажом ВИ 40006 охвачен интервал глубин 3581,5-3538 м. Шаг измерений составлял 0,5 м. В интервале перфорации 3563-3571 м находятся известняки триасового возраста.

Анализ полученных данных дает основание для следующих выводов:

1. Динамически пассивные участки интервала перфорации, т.е. где нет движения жидкости (нефти), являются интервалы: 3538-3542, 3548-3551, 3556-3562,5 м.

2. Наиболее активное движение жидкости с газовым фактором (нефти) отмечается в интервалах: 3543-3547, 3552,5-3555 м.

3. Наиболее интенсивное движение жидкости с газовым фактором (нефть+вода) отмечается в интервале 3563-3571 м.

4. Заколонных перетоков в интервале исследований не обнаружено.

Рекомендуемый интервал воздействия на перфорированный пласт волновой технологией с глубины 3543 м до 3555 м (интенсификация притока).

До проведения работ по волновому воздействию на пласт было произведено на нефти определение приемистости скважины, которая составила 720 м³/сутки.

Произведены промысловые работы волновым методом с привязкой «отражателя» по ГК и локатору муфт на глубине 3571 м. Интервалы установки «отражателя» че-

рез 1 м в интервале 3543-3571 м, всего 16 этапов. Всего закачано (вбито) нефти плотностью $0,86 \text{ г/см}^3$ в эти интервалы в объеме 80 м^3 .

После волнового воздействия ввиду интенсивного поглощения в скважине определение приемистости не производилось.

Таблица 4 – Изменение суточной добычи нефти в скважине № 232, в которой проводились работы по волновому воздействию

№ скв.	Дебит до воздействия общий (июль 2004 года), м^3	Вода/нефть, %	В том числе нефть, м^3	Приемистость до и после воздействия, $\text{м}^3/\text{сутки}$	Дебит после воздействия (декабрь 2004 года), м^3	Вода/нефть, %	В том числе нефть,	Дебит после воздействия (май 2005 года), м^3	Вода/нефть, %	В том числе нефть, м^3
232	7,5	53/47	3,5	720/поглощение	11	65/35	3,8	30	87/13	3,9

Скважина №41

Исследованием трехкомпонентным геоакустическим каротажем ВИ 40006 охвачен интервал глубин 3500-3514 м. В интервале перфорации 3505-3514 м находятся песчаники. В процессе освоения притока флюида не получено.

Анализ полученных данных дает основание для следующих выводов.

1. Интервал перфорации (3505-3510 м) с позиции движения флюида пассивен, хотя слабое движение все же отмечается.

2. Исследуемая среда в интервале 3505-3510 м обладает признаками нефти с газовым фактором.

3. Ниже интервала перфорации наблюдается незначительный переток воды, но в статике не доходит до подошвы перфорированной зоны.

Выдана рекомендация на воздействие волновой технологией на пласт в интервале 3510-3505 м.

До волнового воздействия скважина была переведена на техническую воду плотностью $1,00 \text{ г/см}^3$, при давлении 100 ат определена приемистость скважины, которая составила $65 \text{ м}^3/\text{сутки}$.

Таблица 5 – Изменение суточной добычи нефти в скважине № 41, в которой проводились работы по волновому воздействию

№ скв.	Дебит до воздействия общий (июль 2004 года), м^3	Вода/нефть, %	В том числе нефть, м^3	Приемистость до и после воздействия, $\text{м}^3/\text{сутки}$	Дебит после воздействия (декабрь 2004 года), м^3	Вода/нефть, %	В том числе нефть, м^3	Дебит после воздействия (май 2005 года), м^3	Вода/нефть, %	В том числе нефть, м^3
41	нет	нет	нет	65/324	11	62/38	4,2	По техническим причинам не эксплуатировалась		

Таблица 6 – Изменение приемистости и суточной добычи нефти в скважинах, в которых проводились работы по волновому воздействию

№ скв.	Дебит до воздействия общий (июль 2004 года), м ³	Вода/нефть, %	В том числе нефть, м ³	Приемистость до и после воздействия, м ³ /сутки	Дебит после воздействия (декабрь 2004 года), м ³	Вода/нефть, %	В том числе нефть, м ³	Дебит после воздействия (май 2005 года), м ³	Вода/нефть, %	В том числе нефть, м ³
17	6,6	17/83	5,4	240/560	15,4	61/39	6,0	48	73/21	10,0
41	Скважина не работала			65/324	11	62/38	4,2	Данных нет, затоплена площадка		
210	3,9	42/58	2,2	288/360	14,5	57/43	6,2	15	48/52	7,8
232	7,5	53/47	3,5	720/поглощение	11	65/35	3,8	30	87/13	3,9
20*	11	37/63	6,9		19	6/94	17,9	41	25/75	31

*увеличение дебита на скважине № 20 произошло в результате интерференции волнового воздействия на скважине № 17 ($L=500$ м)

Произведены промысловые работы волновым методом с привязкой «отражателя» по ГК и локатору муфт на глубине 3510 м. Интервалы установки «отражателя» через 1 м в интервале 3510-3505 м, всего 5 этапов. Всего закачано (вбито) воды плотностью 1,00 г/см³ в эти интервалы в объеме 3 м³.

После волнового воздействия на воде было произведено на прежних режимах определение приемистости скважины, которая составила 324 м³/сутки.

Этот эффект связан с передачей резонансных импульсов на доминантной частоте не только на призабойную зону пласта (ПЗП) обрабатываемой скважины, но и на обрабатываемый пласт на расстояние более 500 м от ствола скважины. В таблице № 7 представлены сведения по обработанным скважинам.

Таблица 7 – Обработанные скважины

№ скважины	Дебит до обработки, м ³	Дебит после обработки, м ³
942 Жирновская	0,35	0,9-1,0
200 Кудиновская	2,5-3,0 насосный	23-24 фонтанный
127 Арчединская (нагнетательная)	200 ($P_n = 80$ ат)	432 ($P_n = 60$ ат)
12 Зеленовская	7,9	25
1364 Восточно-Тарко-Салинская	0	10
3491 Ромашкинская	2,7	15,8
6357 Ромашкинская	0	5,0
1311 Ромашкинская	0	0
6361 Ромашкинская	2,0	5,0
3530 Ромашкинская	0,8	21,0
3491 ЦДНГ-1	2,7	10

Заключение

Всего обработке ударными волнами были подвергнуты продуктивные пласты более чем в 50-ти скважинах. Работы проводились на предприятиях ОАО «Нижевартовскнефть», ОАО «Татнефть», ОАО «Пурнефтегазгеология», ОАО «Роснефть» и др.

Следует отметить, что при проведении этих испытаний не отмечено ни одного случая прорыва обсадных и насосно-компрессорных труб. Объясняется это тем, что при скорости ударной волны 1350-1550 м/с трубы не успевают деформироваться и не разрушаются даже при очень высоких величинах импульсного давления.

Таким образом, технология увеличения дебитов нефтяных скважин с использованием энергии ударных волн высокоэффективна и может быть рекомендована для широкого промышленного освоения. Особое внимание следует обратить на ее очевидную перспективность в решении проблемы резкого повышения коэффициентов извлечения нефти. Развитие этого направления может составить серьезную альтернативу таким сложным и дорогостоящим методам, как гидроразрывы пластов и бурение горизонтально-разветвленных скважин.

Список использованных источников

1. Волновая обработка коллекторов нефти и газа / В.С. Войтенко [и др.]. – Минск: Юнипак, 2005.
2. Колтюбинг: основы и практика применения в горном деле / В.С. Войтенко [и др.]. – Минск: Юнипак, 2007.
3. **Войтенко, В.С.** Комплексная технология получения информации о нефтегазонасыщенности перспективных горизонтов / В.С. Войтенко, А.Н. Лысенко // Бюллетень БГА. – Минск: 2000. – № 1(4).

Voitenko V.S., Novikov M.S., Novikov S.S., Rabaeva N.S., Onika S.G., Silkov R.A.

Technology of increase of oil-well capacity and intake capacity of injection wells by using the energy of knock waves («power» waves)

The article presents recommendations to increase oil-well capacity and intake capacity of injection wells. Oil reservoirs treating method by using the energy of knock waves is described. The advantages of the given type of the formation fluid entry stimulation are emphasized.

Поступила в редакцию 4.03.2011 г.

УДК 622.232(075.8)

РАСПАД БИОМАССЫ И ЭВОЛЮЦИЯ ТОРФЯНОЙ ЗАЛЕЖИ

Казаченко Г.В. (УО «Белорусский национальный технический университет», г. Минск, Беларусь)

Предложена зависимость степени разложения торфяной залежи от времени. На ее основании дано соотношение для определения периода полураспада биомассы в болотных комплексах. Обоснованы геометрические параметры расширения болотных комплексов и представлены оценки состояния залежи в виде диаграммы. Приведен углеродный баланс залежи в зависимости от степени разложения.

Введение

В гео- и биохимических процессах, протекающих в биосфере, основной продукт трансформации – биомасса. Биомасса подвергается биохимической обработке и во многих производственных технологиях, которые в таких процессах имеют много общего с естественными и часто являются интенсифицированной модификацией природных. Поэтому моделирование естественных процессов распада биомассы – один из путей исследования и интенсификации биотехнологий, которые в настоящее время активно развиваются.

Один из естественных процессов трансформации биомассы – ее биохимическое разложение, которое в условиях избыточной влажности влечет образование первого в генетическом ряду каустобиолитов образования – торфа. В естественных условиях этот процесс протекает в течение нескольких тысячелетий и активно продолжается в настоящее время. Степень биохимического распада биомассы при образовании торфа чаще всего оценивается степенью R разложения, которая является одной из его важнейших характеристик. Существует несколько способов и шкал ее определения, результаты которых не всегда совпадают. Продолжительность процесса разложения во времени при изменяющихся климатических условиях и других факторах, влияющих на процесс, затрудняет его математическое моделирование. Вместе с тем необходимость прогнозирования развития торфяных месторождений и, особенно, в связи с их природоохранной ролью, требует создания соответствующих методов качественной и количественной оценки состояния и развития торфяных залежей, что невозможно без адекватных математических моделей. В последнее время появляются публикации [1, 2, 3], посвященные этой проблематике и освещающие те или иные стороны процесса развития торфяных болот и их экосистем.

Формирование модели и ее исследование

В [3] предложена математическая модель для определения средней степени разложения торфяной залежи, рассматриваемой как «слоеный пирог» с количеством слоев, равным возрасту залежи. Причем результаты решения согласуются как со средним значением степени разложения, так и рядом других характеристик залежи – глубиной, количеством твердого вещества. Использование этого алгоритма предполагает введение ряда параметров, которые менялись в истории эволюции залежи, и значения которых оценить часто затруднительно.

Поэтому представляется целесообразным получить какое-либо достаточно удобное для практического приложения приближенное выражение для расчетной оценки степени разложения торфяной залежи в зависимости от времени ее эволюции. Как и в [3] предлагаем использовать дифференциальное соотношение:

$$dR = k \frac{1-R}{R} dt, \quad (1)$$

где R – степень разложения торфа;

k – коэффициент пропорциональности, зависящий от типа и вида залежи, условий ее образования.

Здесь принята абсолютная шкала измерения R , т.е. $0 \leq R \leq 1$.

Соотношение (1) интегрируется и при начальных условиях $t=0$, $R=0$ дает уравнение:

$$R + \ln(1-R) + kt = 0. \quad (2)$$

Поскольку точное решение этого уравнения не существует, то воспользуемся приближенным решением по методу Ньютона:

$$R = R_0 - \Delta R, \quad (3)$$

где R_0 – начальное приближение;

$$\Delta R = \frac{f(R_0)}{f'(R_0)} - \text{поправка по первому приближению};$$

$$f(R_0) = R_0 + \ln(1-R_0) + kt;$$

$$f'(R_0) = -\frac{R_0}{1-R_0}.$$

Так как точность решения во многом зависит от близости начального приближения к корню уравнения, то для его отыскания разложим выражение $\ln(1-R)$ в ряд по степеням R .

Тогда (2) преобразуется к виду:

$$R - \left(R + \frac{R^2}{2} + \frac{R^3}{3} + \dots \right) + kt = 0,$$

или

$$-\left(\frac{R^2}{2} + \frac{R^3}{3} + \dots \right) + kt = 0.$$

Учитывая, что R меньше единицы и ограничившись для начального приближения первым членом ряда в скобках левой части, получаем в качестве начального приближения:

$$R_0 = \sqrt{2kt}. \quad (4)$$

Тогда:

$$f(R_0) = \sqrt{2kt} + \ln(1 - \sqrt{2kt}) + kt;$$

$$f'(R_0) = -\frac{\sqrt{2kt}}{1 - \sqrt{2kt}}.$$

Подставив это в (3), имеем:

$$R = \sqrt{2kt} - \frac{f(\sqrt{2kt})}{f'(\sqrt{2kt})}. \quad (5)$$

Эта формула иллюстрируется на рисунке 1.

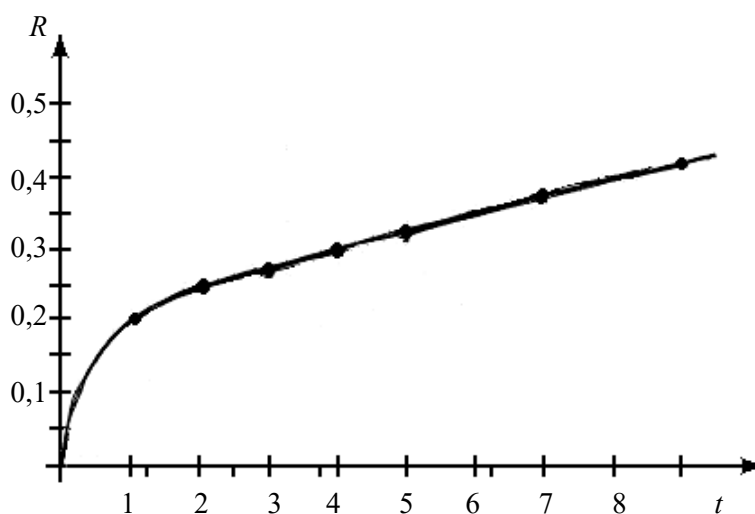


Рисунок 1 – Зависимость степени разложения торфа от времени

Представленный график показывает, что наиболее эффективно процесс разложения протекает в начальный период образования и развития торфяной залежи.

Полученные результаты хорошо согласуются с данными, полученными на основании использования модели «слоеный пирог».

Как и при радиоактивном распаде в этом случае можно использовать понятие периода полураспада, т.е. периода достижения торфом степени разложения $R = 0,5$.

Действительно, подставив $R = 0,5$ в (2), имеем $0,5 + \ln 0,5 + kt_{0,5} = 0$ или

$$t_{0,5} = \frac{2 \ln 2 - 1}{2k} \approx \frac{0,19}{k}, \quad (6)$$

где $t_{0,5}$ – период полураспада биомассы торфяной залежи.

Эта величина может быть взята в качестве оценки интенсивности процесса разложения биомассы в торфяных залежах.

Процесс торфообразования характеризуется также ростом общего объема торфяной залежи. Изменение объема залежи и площади ее поверхности в процессе разви-

тия оценим, считая, что тело залежи растет, не деформируя поверхности, на которой оно растет.

Обозначим площадь поверхности торфяной залежи через S , а ее периметр через Π (рисунок 2). Из общих соображений подобия можно записать:

$$\Pi = k_s \cdot \sqrt{S}, \quad (7)$$

где k_s – коэффициент, зависящий от формы поверхности залежи.

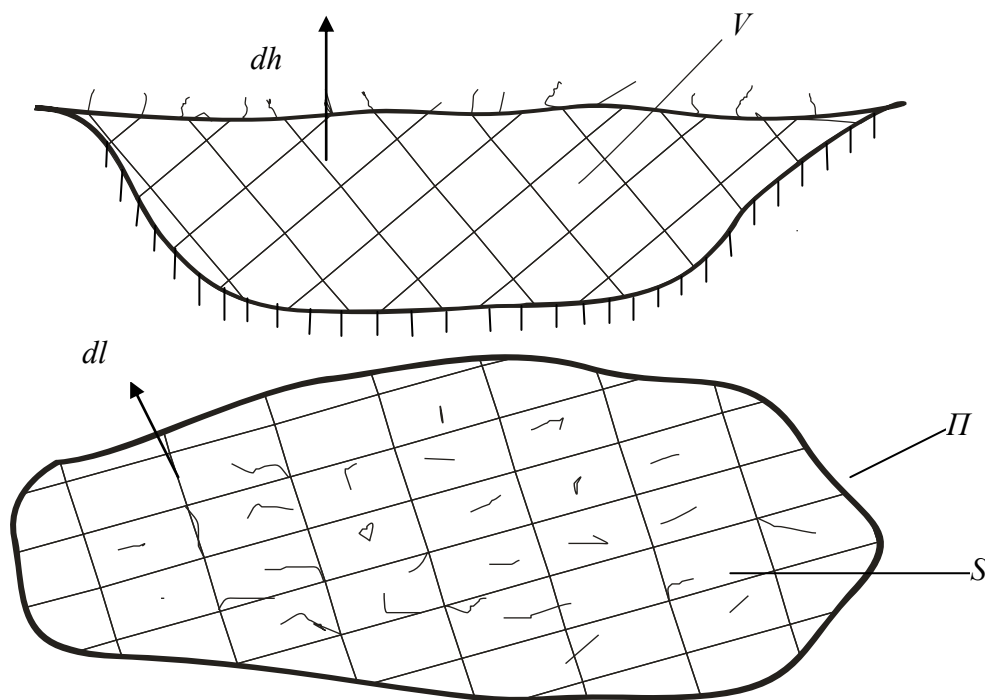


Рисунок 2 – К изменению объема залежи

С другой стороны, если через dl обозначить приращение размера залежи по нормали к периметру, то приращение площади залежи

$$dS = \Pi \cdot dl,$$

$$dl = \vartheta_l \cdot dt,$$

где ϑ_l – скорость приращения размера залежи по нормали к периметру.

Эта скорость существенно зависит от геометрии ложа залежи, а также от ряда других факторов и может существенно меняться в различные периоды эволюции. Поэтому введем в рассмотрение среднее значение этой скорости, тем более что рассматриваются большие промежутки времени.

Тогда на основании (7):

$$dS = k_s \cdot \sqrt{S} \vartheta_l \cdot dt. \quad (8)$$

Разделяя переменные и интегрируя, имеем:

$$\sqrt{S} = \frac{1}{2} \cdot k_s \cdot g_l \cdot t + C.$$

Считая, что при $t = 0$, $S = S_0$, находим $C = \sqrt{S_0}$. Тогда $\sqrt{S} = \frac{1}{2} \cdot k_s \cdot g_l \cdot t + \sqrt{S_0}$, а

$$S = \frac{1}{4} k_s^2 \cdot g_l^2 \cdot t^2 + k_s \cdot g_l \cdot \sqrt{S_0} \cdot t + S_0. \quad (9)$$

Величина S_0 – площадь, на которой начался процесс торфообразования, вряд ли определима как-нибудь надежно. Поэтому ее тоже можно принять равной нулю и оценивать возраст залежи по ее максимальной глубине, а зависимость площади от времени – формулой $S = \frac{1}{4} \cdot k_s \cdot g_l^2 \cdot t^2$.

Перейдем теперь к определению объема залежи. Его дифференциал:

$$dV = S \cdot dh,$$

где V – объем залежи;

$dh = g_h \cdot dt$ – вертикальное приращение залежи;

g_h – скорость увеличения размера залежи по вертикали.

Эту скорость также усредним. Тогда, учитывая (9), имеем:

$$dV = \frac{1}{4} k_s^2 \cdot g_l^2 \cdot g_h \cdot t^2 dt + k_s \cdot g_l \cdot g_h \cdot \sqrt{S_0} \cdot t dt + S_0 \cdot g_h \cdot dt. \quad (10)$$

Проинтегрировав, получим:

$$V = \frac{1}{12} \cdot k_s^2 \cdot g_l^2 \cdot g_h \cdot t^3 + \frac{1}{2} k_s \cdot g_l \cdot g_h \cdot \sqrt{S_0} \cdot t^2 + S_0 \cdot g_h \cdot t + C.$$

Приняв, как и выше, что при $t = 0$, $V = V_0$, находим $C = V_0$. Так как $V_0 = 0$, то окончательно:

$$V = \frac{1}{12} \cdot k_s^2 \cdot g_l^2 \cdot g_h \cdot t^3 + \frac{1}{2} k_s \cdot g_l \cdot g_h \cdot \sqrt{S_0} \cdot t^2 + S_0 \cdot g_h \cdot t. \quad (11)$$

Также как и при определении площади поверхности, установим $S_0 = 0$, тогда имеем упрощенную формулу для определения объема: $V = \frac{1}{12} \cdot k_s^2 \cdot g_l^2 \cdot g_h \cdot t^3$.

Эти соотношения показывают, что приращение площади торфяной залежи пропорционально квадрату, а объема – кубу времени. Полученные соотношения частично объясняют увеличение запасов торфа, которое регистрируется в информационных источниках с течением времени.

Скорости $\mathcal{Q}_h$ и $\mathcal{Q}_l$ зависят от географических, геологических и климатических факторов, и их оценки изменяются в значительных пределах. Скорость $\mathcal{Q}_l$ горизонтального роста может быть как положительной (естественные болота), так и отрицательной при антропогенных воздействиях.

Полученные зависимости, а также балансовые соотношения по составу торфяной залежи, позволили получить выражения для определения потерь биомассы в разложившейся и неразложившейся части торфяной залежи. Эти зависимости [3] приводим без вывода:

$$Q_n = Q_{nm} \cdot (1 - e^{-\varphi_1 \cdot R}), \quad (12)$$

$$Q_N = (1 - R) \cdot [1 - Q_{nm} \cdot (1 - e^{-\varphi_1 \cdot R})], \quad (13)$$

$$Q_R = R \cdot [1 - Q_{nm} \cdot (1 - e^{-\varphi_1 \cdot R})], \quad (14)$$

$$Q_T = 1 - Q_{nm} \cdot (1 - e^{-\varphi_1 \cdot R}), \quad (15)$$

где Q_n – относительные потери органического вещества;

Q_{nm} – максимально возможные потери органического вещества;

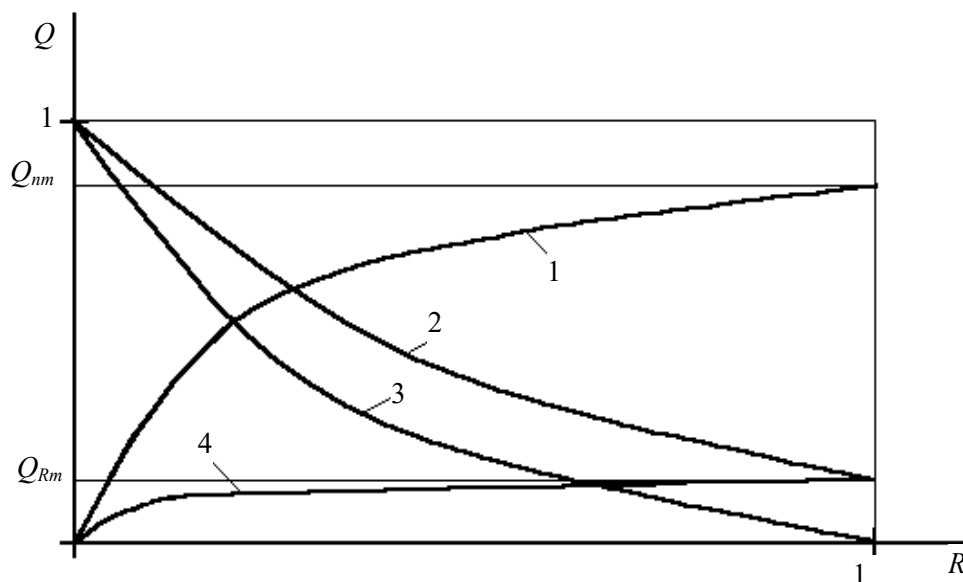
Q_N – количество неразложившегося органического вещества;

Q_R – количество разложившейся части торфа;

Q_T – количество торфа в залежи;

φ_1 – параметр, характеризующий потери органического вещества.

Зависимости (12-15) иллюстрируются на рисунке 3. Приведенная на рисунке 3 диаграмма построена для верхового торфа на основании обработки данных, приведенных в [5].



1 – $Q_n = Q_n(R)$; 2 – $Q_T = Q_T(R)$; 3 – $Q_N = Q_N(R)$; 4 – $Q_R = Q_R(R)$;

Q_{Rm} – максимально возможное количество разложившейся биомассы

Рисунок 3 – Диаграмма состояния торфяной залежи в зависимости от степени разложения

Для оценки и прогнозирования состояния торфяной залежи очень важным показателем является содержание углерода. При определении его количества также используем балансовое соотношение:

$$G_c = G_{cT} + G_{cn}, \quad (16)$$

где G_c – общее количество углерода, содержащееся в биомассе, поступившей в залежь;

G_{cT} – количество углерода в залежи;

G_{cn} – количество углерода, которое выделилось из залежи вместе с органическим веществом.

Запишем (16), определив G_c , G_{cT} и G_{cn} посредством концентрации углерода в соответствующих количествах биомассы, торфа и потерь органического вещества:

$$G_0 \cdot C_0 = G_T \cdot C_{cT} + G_n \cdot C_{cn}, \quad (17)$$

где G_0 – количество биомассы, поступившей в залежь;

G_T – количество торфа в залежи;

G_n – потерянное количество органического вещества;

C_0 , C_{cT} , C_{cn} – концентрации углерода в исходной биомассе, торфе и потерянном органическом веществе.

Используя вычисления G_0 , G_T , G_n посредством (12-17) и выполнив некоторые преобразования, получим:

$$G_T = G_0 \cdot Q_T = G_0 \cdot (1 - Q_{nm} \cdot (1 - e^{\varphi_1 R})),$$

$$G_n = G_0 \cdot Q_n = G_0 \cdot (1 - Q_{nm} \cdot (1 - e^{\varphi_1 R})).$$

С учетом этих выражений (17) принимает вид:

$$G_0 = C_{cT} (1 - Q_{nm} \cdot (1 - e^{-\varphi_1 R})) + C_{cn} \cdot Q_{nm} \cdot (1 - e^{-\varphi_1 R})$$

или после преобразований:

$$Q_{nm} \cdot (1 - e^{-\varphi_1 R}) = \frac{C_{cT} - C_0}{C_{cT} - C_{cn}}.$$

Из этого соотношения получаем формулу для определения степени разложения по концентрациям углерода и максимальным потерям органического вещества:

$$R = -\frac{1}{\varphi} \ln \left(1 - \frac{C_{cT} - C_0}{C_{cT} - C_{cn}} \cdot \frac{1}{Q_{nm}} \right). \quad (18)$$

Заключение

Таким образом, получены соотношения для определения средней степени разложения залежи в зависимости от времени ее образования и условий эволюции, а также по содержанию углерода в исходной биомассе, торфе и потерях органического вещества в процессе торфообразования. Полученные выражения могут быть использованы как для прогнозирования развития торфяных месторождений, так и для оценки распределения исходной биомассы в торфяной залежи и ее потерь в процессе эволюции последней.

Список использованных источников

1. **Инишева, Л.Н.** Возникновение и скорость развития процесса заболачивания на западно-сибирской равнине / Л.Н. Инишева, О.Л. Лисс // Торф в решении проблем энергетики, сельского хозяйства и экологии. – Минск, 2006. – С. 308-311.
2. **Панов, В.В.** Модели генезиса и принципы развития торфяных болот при их восстановлении / В.В. Панов // Торф в решении проблем энергетики, сельского хозяйства и экологии. – Минск, 2006. – С. 361-365.
3. **Казаченко, Г.В.** Математическое моделирование эволюции торфяной залежи / Г.В. Казаченко // Торф в решении проблем энергетики, сельского хозяйства и экологии. – Минск, 2006. – С. 312-315.
4. **Казаченко Г.В.** Моделирование состояния торфяной залежи в зависимости от степени разложения / Г.В. Казаченко // Современные проблемы механики торфа в процессах добычи и переработки. – Минск, 2002. – С. 48-53.
5. **Лиштван, И.И.** Основные свойства торфа и методы их определения / И.И. Лиштван, Н.Т. Король. – Минск: Наука и техника, 1975. – 320 с.

Kazachenko G.V.

Decomposition of biomass and peat bed changing

The peat bed decomposition degree and time relationship is proposed. And based upon the correlation for determination of biomass half-life period in bog complexes is presented. The geometrical parameters of bog complexes extension are validated and estimations of peat bed status are presented diagrammatically. Given the carbon balance of the deposit depending on the decomposition level.

Поступила в редакцию 26.04.2011 г.

УДК 622.331.3.6

ПАРУСНОСТЬ ИЗМЕЛЬЧЕННОЙ КАЛИЙНОЙ РУДЫ И ПРОДУКТОВ ЕЕ ОБОГАЩЕНИЯ

Кислов Н.В., Цыбуленко П.В. (УО «Белорусский национальный технический университет», г. Минск, Беларусь)

Приводятся результаты экспериментального исследования аэродинамических свойств измельченной калийной руды и продуктов ее переработки, выполнена оценка коэффициентов сопротивления, формы и парусности частиц, определены приведенные скорости витания полидисперсных смесей сырья и продуктов обогащения калийной руды, установлены показатели, характеризующие величину приведенной скорости витания, необходимой для обоснования минимально допустимой скорости несущей среды в системах пневмотранспорта, сепарации и улавливания, применяемых в процессах добычи и переработки калийной руды.

Введение

Расчет установок пневмотранспорта, сепарации и улавливания сыпучих сред сводится к нахождению рабочих режимов их перемещения под воздействием воздушного потока. Основным фактором, от которого зависит надежность и экономичность пневмотранспортных систем, является скорость несущей среды. Выбор необходимой скорости воздуха для обеспечения устойчивого пневмотранспортирования измельченных материалов основывается на оценке парусности частиц, характеризующей их аэродинамическими свойствами. Эти свойства наиболее полно отражает скорость витания $\mathcal{G}_s$, представляющая собой скорость восходящего потока, при которой частицы определенного размера находятся в состоянии динамического равновесия. По величине скоростей витания $\mathcal{G}_s$ частиц сыпучих сред определяются коэффициенты парусности k и оценивается величина скорости $\mathcal{G}$ несущей среды. Для выбора этой скорости предварительно проводится математическое изучение процесса с целью определения степени влияния определяющих факторов [1, 2].

В общем случае движение образца измельченного материала в восходящем потоке воздуха может быть представлено уравнением:

$$m \cdot \frac{d\mathcal{G}}{dt} = P_a + P_g - G, \quad (1)$$

где $P = m \cdot \frac{d\mathcal{G}}{dt}$ – движущая сила;

$P_a = 0,5 c_d F \rho_b (\mathcal{G} - U)^2$ – сила воздействия воздушного потока на образец;

c_d – коэффициент лобового сопротивления образца;

F – площадь миделевого сечения образца;

ρ_b – плотность несущей среды, кг/м³;

$\mathcal{G}$ – скорость воздуха;

U – скорость образца;

t – время;

m – масса образца;

$P_6 = 0,5\lambda \cdot S \cdot \rho_b (\vartheta - U)^2$ – сила трения воздуха о боковую поверхность образца при обтекании его воздушным потоком;

λ – коэффициент трения воздуха о поверхность образца;

S – площадь поверхности обтекания;

$G = V \rho g = mg$ – вес образца;

V – его объем;

$g = 9,8$ – ускорение свободного падения, м/с²;

ρ – плотность образца.

Для тел с шероховатой поверхностью $\lambda = 0,0082$ [2]. Определение боковой поверхности S образцов при их перемещении в восходящем потоке представляет значительные трудности. По данным ряда авторов [1] произведение $0,5\lambda \cdot \rho_b \leq 0,0005$, а коэффициент сопротивления c_d частиц измельченных материалов не превышает 0,8. Поэтому в уравнении (1) силой P_6 можно пренебречь. Если $G = P_a$, то теоретически скорость образца в восходящем потоке $U = 0$. В действительности образец, находясь в струе воздушного потока, колеблется около некоторого равновесного положения (находится в состоянии динамического равновесия) в зависимости от состояния потока, шероховатости образца и его положения по отношению к потоку. В этом случае скорость потока называют, как уже отмечалось, скоростью витания ϑ_s и которая на основании уравнения (1) может быть представлена следующим образом:

$$\vartheta_s = \sqrt{2G/c_d \rho_b F}. \quad (2)$$

Для шара диаметром $d_{ш}$ и плотностью $\rho_{ш}$ эта формула принимает вид:

$$\vartheta_s = \sqrt{\frac{4g}{3c}} \sqrt{\frac{\rho_{ш}}{\rho_b} d_{ш}} = \frac{3,62}{\sqrt{c}} \sqrt{\frac{\rho_{ш}}{\rho_b} d_{ш}}, \quad (3)$$

где $c = f(\text{Re}_s)$ – коэффициент сопротивления шара;

$\text{Re}_s = \vartheta_s \cdot d_{ш} / \nu$ – число Рейнольдса;

ν – кинематическая вязкость несущей среды.

Однозначно определить скорости витания шаровых частиц по формуле (3) невозможно, так как их коэффициент сопротивления c является функцией искомых величин. Поэтому скорости витания частиц правильной и произвольной формы устанавливают экспериментально.

В расчетные зависимости процессов сепарации измельченных материалов, их сушки в псевдоожиженном состоянии и сжигания, аспирации, пневмотранспорта и выделения из потока аэроsmеси входит так называемый коэффициент парусности k , определяющий способность частиц оказывать сопротивление потоку заданной скорости. Поэтому представляет интерес взаимосвязь между коэффициентами парусности k и скорости витания ϑ_s измельченных материалов. Для этого условно закрепляют образец в восходящем потоке. Сила, с которой поток будет действовать на образец в этом случае:

$$P_a = 0,5c_d \rho_b F \vartheta_s^2. \quad (4)$$

Реакция опоры P будет противоположна по направлению этой силе и выразится следующим образом:

$$P = P_a - G = m \frac{d\vartheta}{dt}. \quad (5)$$

Ускорение, которое могла бы сообщить образцу эта сила,

$$a = \frac{P_a - G}{m} = \frac{P_a}{m} - g. \quad (6)$$

Подставив (4) в формулу (6), получим:

$$a = 0,5c_{\text{л}} \frac{F}{m} \rho_{\text{в}} \vartheta^2 - g = k\vartheta^2 - g, \quad (7)$$

где $k = 0,5c_{\text{л}} \frac{F}{m} \rho_{\text{в}}$ – коэффициент парусности.

Лишим образец его опоры. Тогда движущая сила $P_a - G$ будет противостоять силе инерции образца:

$$I = ma = m(k\vartheta^2 - g). \quad (8)$$

В случае $P_a = G$ изменения движения не будет, т.е. $k \cdot \vartheta_s^2 - g = 0$, откуда:

$$k = g / \vartheta_s^2. \quad (9)$$

Таким образом, по результатам экспериментального определения скорости витания частиц отдельных фракций измельченных материалов оцениваются их коэффициенты парусности. Эти данные служат основой при выборе скорости несущей среды в системах пневмотранспорта, сепарации и пылеулавливания, применяемых в различных процессах при добыче и переработке калийной руды.

Результаты исследования

Эксперименты по определению скоростей витания и коэффициентов парусности были выполнены с образцами измельченной калийной руды проходческо-очистным комбайном Урал-10КС и продуктами обогащения этой руды (сульфат калия K_2SO_4 и хлоркалий KCl).

С целью обобщения экспериментальных данных за характерный размер частиц отдельных фракций принимается диаметр d , эквивалентного по объему и массе шара, а изменение коэффициентов $c_{\text{л}}$ сопротивления реальных частиц по сравнению с коэффициентами c сопротивления эквивалентных шаров учитывается коэффициентами формы $k_{\text{ф}} = c_{\text{л}} / c$. Тогда для частиц произвольной формы, которые заменены эквивалентными по массе и объему шарами, скорость витания определяется по формуле:

$$g_s = \sqrt{\frac{4g}{3k_\phi \cdot c}} \sqrt{\frac{\rho}{\rho_B} d_s} = \frac{3,62}{\sqrt{k_\phi \cdot c}} \sqrt{\frac{\rho}{\rho_B} d_s} = A \sqrt{\frac{\rho}{\rho_B} d_s}, \quad (10)$$

где ρ – плотность частиц определенной фракции измельченного материала, кг/м³;

ρ_B – плотность несущей среды, кг/м³;

$d_s = k_s \cdot d$ – эквивалентный диаметр частиц отдельной фракции измельченного материала, м;

k_s – коэффициент, учитывающий изменение диаметра d_s эквивалентного шара по сравнению со средним d размером частиц отдельной фракции;

$k_\phi = c_\phi / c$ – коэффициент формы частиц;

c_ϕ – коэффициент сопротивления частиц произвольной формы;

c – коэффициент сопротивления эквивалентного шара;

A – параметр формулы.

В случае, когда частицы имеют округлую форму, что характерно для измельченной бермовыми фрезами калийной руды при размере фракций $d \leq 2$ мм, коэффициент $k_s = (0,7 \div 0,9)d$. Если $d > 2$ мм, то фракции представлены пластинчатыми частицами, для которых k_s составляет в среднем $0,5d$ и изменяется в пределах $0,4 \div 0,6$.

В общем случае, как уже отмечалось, коэффициент сопротивления c витающих шаров является функцией числа Рейнольдса Re . Для витающих частиц произвольной формы:

$$Re_s = \frac{g_s \cdot d_s}{\nu}, \quad (11)$$

где ν – кинематическая вязкость несущей среды, м²/с.

Если $Re_s < 1$, $c = 24/Re_s$ (формула Стокса), при $Re_s = 1 \div 1000$ наиболее приемлема формула Л.С. Клячко [3]:

$$c = \frac{24}{Re_s} + \frac{4}{\sqrt[3]{Re_s}}. \quad (12)$$

Коэффициент сопротивления витающих шаров в случае $d_s \geq 2$ мм, что соответствует $Re_s > 1000$, не зависит от Re_s и составляет в среднем $\sim 0,3$ [1].

Коэффициент c_ϕ сопротивления реальных частиц показывает, какая часть кинетической энергии расходуется на сопротивление. Величина c_ϕ зависит от характера обтекания, формы и состояния поверхности частиц. На основании формулы (10) зависимость для определения коэффициента c_ϕ может быть представлена в виде:

$$c_\phi = 13,1 \frac{\rho d_s}{\rho_B \cdot g_s^2} = \frac{13,1}{A^2}. \quad (13)$$

Тогда в случае $Re_s > 1000$, что соответствует $d_s \geq 2$ мм, коэффициент формы

частиц $k_\phi = c_\lambda / c = c_\lambda / 0,3$. Из последних рассуждений следует, что функциональной четкой зависимости c_λ от числа Re_s не наблюдается в случае $d_s \geq 2$ мм. Это не случайно, так как гидродинамическое воздействие потока на взвешенные частицы произвольной формы определяется не только числом Рейнольдса, но также формой и шероховатостью частиц, их ориентацией по отношению к направлению потока, а также наличием или отсутствием вращения частиц в потоке и соударений их друг с другом и со стенками воздуховода. Вследствие этого коэффициент сопротивления частиц произвольной формы при $d_s \geq 2$ мм не остается постоянным, как это имеет место для неподвижных шаров и по мере увеличения d_s в большинстве случаев возрастает [3]. Последнее еще раз свидетельствует, что с увеличением размера частиц измельченных материалов форма их все более отличается от шарообразной.

Измельченный материал представляет собой смесь частиц, отличающихся, как правило, размерами, формой и плотностью. Отдельным фракциям соответствуют определенные значения скоростей витания. В связи с этим выбор режимов работы систем пневмотранспорта целесообразно проводить по приведенной скорости витания, которая вычисляется, как скорость витания определяющей фракции полидисперсной смеси частиц. Скорость $\mathcal{V}$ воздушного потока, найденная по приведенной скорости витания $\mathcal{V}_{\text{сп}}$, обеспечивает при пневмотранспорте устойчивое перемещение всей массы частиц полидисперсной смеси. Было установлено [1, 4], что приведенная скорость витания $\mathcal{V}_{\text{сп}}$ определяется по размеру частиц d_{10} , соответствующему суммарному их выходу по плюсу $P_b = 10\%$. Так, например, для диапазона фракций сульфата калия $d = 0,315 - 5,0$ мм зависимость $P_b = f(d)$ имеет вид:

$$P_b = 100 \cdot 10^{-(d/d_{10})^n}, \quad (14)$$

где $n = 0,52$ – параметр однородности частиц по фракциям;

$d_{10} = 2$ мм – размер частиц, суммарный выход которых по плюсу составляет 10 %, т.е. в полидисперсной смеси содержится 10 % частиц, размеры которых $d \geq 2$ мм.

В общем случае для определения размера d_{10} частиц необходимо оценить гранулометрический состав полидисперсной смеси частиц и установить параметры формулы (14). Величина d_{10} может быть также определена при наличии данных о суммарных выходах двух фракций P_1 и P_2 с достаточно большим различием в значениях их наименьших размеров d_1 и d_2 . Для этого необходимо предварительно вычислить параметр n однородности частиц по фракциям как угловой коэффициент прямой, характеризующей зависимость $P_b = f(d)$ в координатах $\lg \left(\lg \frac{100}{P_b} \right) - \lg d$ [4]. Тогда искомое значение размера d_{10} частиц выразится следующим образом:

$$d_{10} = d_1 / \sqrt[n]{2 - \lg P_1} = d_2 / \sqrt[n]{2 - \lg P_2}. \quad (15)$$

Значения размера d_{10} частиц определяют собой их плотность $\rho_{10} = \rho_1 (d_{10}/d_1)^{-a}$, где ρ_1 в кг/м^3 – плотность частиц размером $d_1 = 1$ мм, a – параметр интенсивности

уменьшения плотности частиц по мере увеличения их размера, эквивалентный диаметр частиц $d_{\text{э10}} = (0,5 \div 0,9) d_{10}$ и коэффициент их формы $k_{\text{ф}} = c_{\text{л}}/c$. Величины ρ_{10} и $d_{\text{э10}}$ необходимы для вычисления приведенной скорости $\mathcal{G}_{\text{сп}}$ витания измельченной калийной руды и продуктов ее переработки по обобщенной формуле (10), которая в рассматриваемом случае имеет вид:

$$\mathcal{G}_{\text{сп}} = \frac{3,62}{\sqrt{k_{\text{ф}} \cdot c}} \sqrt{\frac{\rho_{10}}{\rho_{\text{в}}}} d_{\text{э10}}. \quad (16)$$

Таким образом, для оценки аэродинамических свойств измельченной калийной руды необходимо проведение экспериментов по определению скоростей витания ее отдельных фракций. На этой основе определяются величины коэффициентов $c_{\text{л}}$ сопротивления частиц потоку несущей среды (формула 13), коэффициентов $k_{\text{ф}}$ формы частиц с $d_{\text{э}} \geq 2 \text{ мм}$ ($k_{\text{ф}} = c_{\text{л}}/c$), параметры A формулы (10) и устанавливаются значения приведенных скоростей витания $\mathcal{G}_{\text{сп}}$ полидисперсных смесей измельченной калийной руды и продуктов ее переработки. Ввиду того, что гранулометрический состав измельченной калийной руды и продуктов ее обогащения весьма неоднороден, а размеры их частиц изменяются в широких пределах, скорости витания отдельных фракций определялись в опытах на двух установках. Кроме этого, значения скоростей витания частиц хлористого калия и сульфата натрия заимствованы из работы [5], что позволило расширить диапазон оценки аэродинамических свойств исследованных материалов.

Для частиц, размер которых больше 2 мм, скорость витания определялась на установке, представляющей собой прозрачную коническую трубу с углом конусности 3° [1]. Установленный в верхней части трубы осевой вентилятор создавал в трубе восходящий поток воздуха. Скорость воздуха регулировалась изменением частоты вращения колеса вентилятора.

Методика проведения опытов заключалась в следующем. Из пробы определенной фракции частиц отбиралась навеска. Включался вентилятор и частицы переводились в трубу. Постепенным увеличением скорости восходящего потока устанавливался такой расход воздуха, когда частицы начинали совершать колебательное и вращательное движения в пространстве, ограниченном трубой. По шкале, установленной за прозрачным конусом, отмечался уровень, ниже которого частицы не опускались. Одновременно фиксировалось показание тягонапоромера, соединенного шлангами с установленной по оси трубы пневмометрической трубкой, являющейся приемником динамического давления. Отмечались барометрическое давление и температура воздуха. Полученные данные использовались для определения скорости воздушного потока, при которой частицы находятся в состоянии динамического равновесия – скорости витания.

С каждой фракцией частиц опыты повторялись три раза.

Скорость витания определялась по формуле:

$$\mathcal{G}_{\text{с}} = K_{\text{н}} \cdot K_{\text{п}} \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot p_{\text{д}}}{\rho_0}}, \quad (17)$$

где $K_{\text{н}}$ – коэффициент, учитывающий геометрические размеры прозрачного конуса (определялся по данным работы [1] в зависимости от уровня, занимаемого частицами

при витании в трубе);

K_{Π} – коэффициент скоростного поля для сечения, в котором установлена пневмометрическая трубка;

p_d – динамическое давление, фиксируемое тягонапоромером, Па;

ρ_0 – плотность воздуха при нормальных атмосферных условиях (барометрическом давлении $B = 760$ мм рт. ст., температуре $t = 20$ °С, относительной влажности $\phi = 50$ %);

Δ – поправка на барометрическое давление B и температуру t воздуха,

$$\Delta = \frac{B \cdot 293}{760(273 + t)}.$$

При обработке результатов по определению скоростей витания определялись следующие величины:

- среднее значение скорости витания частиц определенной фракции:

$$g_{sc} = \frac{\sum_{i=1}^N g_{si}}{N},$$

где g_{si} – значение скорости витания, полученное в отдельном опыте, м/с;

N – число опытов;

- абсолютные отклонения величин скоростей витания от среднего значения:

$$\Delta g_{si} = g_{si} - g_{sc};$$

- среднее квадратическое отклонение полученных результатов от среднего значения скорости витания:

$$\Delta g_s = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^N \Delta g_{si}^2}{N-1}};$$

- относительное отклонение величины скорости витания, полученной в отдельном опыте, $\Delta g_s / g_{sc}$.

Скорость витания частиц размером менее 2 мм определялась на установке, ранее использованной в работах [6]. Установка имеет конической формы корпус, выполненный из органического стекла. Внутри корпуса пропущена прозрачная труба с внутренним диаметром 51 мм. В нижней части корпуса и трубы к отверстиям присоединяются с помощью пружин воздухопроницаемые в днище стаканы. Днище выполнено из сетки. Сетка покрыта хлопчатобумажной тканью. В верхней части корпуса имеется патрубок, соединенный с трубопроводом воздуходувки. К выхлопному патрубку воздуходувки присоединен трубопровод, где установлена диафрагма, по перепаду давления на которой определяется с помощью микроманометра расход воздуха.

Скорости витания определялись следующим образом. Навеска определенной фракции массой до 3 г равномерным слоем насыпалась на воздухопроницаемое днище

стакана, включалась воздуходувка и начиналась продувка стакана воздухом. Путем открытия дроссельной заслонки воздуходувки увеличивался расход воздуха до полного выноса частиц из стакана. За минимальную скорость витания $\mathcal{G}_{s\min}$ принималась скорость, определяемая как отношение расхода воздуха к площади поперечного сечения трубы в случае, когда во второй стакан попадала хотя бы одна частица. За максимальную скорость витания $\mathcal{G}_{s\max}$ принималась скорость воздуха в трубе, когда в первом стакане не оставалось ни одной частицы. Опыты с отдельной фракцией повторялись несколько раз.

Скорость витания определялась по формуле:

$$\mathcal{G}_s = 3,22 \cdot \sqrt{\frac{\Delta p}{\rho_d}} \cdot \frac{p_d}{\rho_{bc}}, \text{ м/с}, \quad (18)$$

где Δp – перепад давления на диафрагме, фиксируемый по ММН микроманометру, Н/м²;

$$\rho_d = 0,465 \cdot \left[\left(B + \frac{p_d}{13,6} \right) / (273 + t) \right], \text{ кг/м}^3 \text{ – плотность воздуха перед диафрагмой;}$$

B – барометрическое давление, мм рт.ст.;

t – температура воздуха перед диафрагмой, °С;

p_d – избыточное давление перед диафрагмой, фиксируемое U-образным манометром, мм вод. ст.;

$$\rho_{bc} = 0,465 B / (273 + t_{bc}), \text{ кг/м}^3 \text{ – плотность воздуха у входа в первый стакан;}$$

t_{bc} – температура воздуха у входа в первый стакан, °С.

Результаты опытов и расчетов по определению аэродинамических свойств различных фракций измельченной калийной руды представлены в таблице и изображены в виде обобщающей функции на рисунке 1.

Таблица – Аэродинамические свойства измельченной калийной руды

№	$d_n \div d_{n-1}$, мм	d_3 , мм	ρ , г/см ³	$\mathcal{G}_s$, м/с	k , 1/м	A	c_l	k_ϕ	$\mathcal{G}_{sp}$, м/с	k , 1/м
1	30-20	12,5	1,974	20,6	0,023	4,55	0,630	2,104	21,6	0,021
2	20-10	7,5	2,060	18,3	0,029	5,11	0,50	1,669	17,1	0,034
3	10-7	4,25	2,052	14,5	0,047	5,39	0,50	1,426	12,8	0,060
4	7-5	3,0	2,085	12,6	0,062	5,53	0,428	2,111	10,9	0,082
5	5-3	2,0	2,108	8,5	0,136	4,54	0,633	-	8,9	0,124
6	3-2	1,25	2,166	7,5	0,174	5,00	0,522	-	7,2	0,189
7	2-1	1,2	2,140	5,4	0,336	5,14	0,496	-	7,0	0,200
8	1-0,63	0,652	2,126	4,2	0,556	3,92	0,852	-	5,1	0,377
9	0,63-0,5	0,452	2,174	3,62	0,749	4,01	0,814	-	4,3	0,530
10	0,5-0,25	0,3	2,225	2,81	1,242	3,78	0,918	-	3,5	0,801
11	< 0,25	0,1	2,317	1,58	3,930	3,60	1,007	-	2,1	2,224

Из полученных результатов можно заключить, что весь диапазон данных разделяется на две зоны. Первая зона характерна для частиц с $d_3 < 2$ мм, которые имеют относительно округлую форму. В этом случае скорость $\mathcal{G}_s$ витания составляет

1,58 ÷ 7,5 м/с, коэффициент лобового сопротивления $c_{\text{л}}$ частиц при уменьшении d_3 увеличивается и составляет 0,496 ÷ 1,007, а параметр A формулы (10) лежит в пределах 3,60 ÷ 5,14. Для второй зоны, представленной плоскими частицами ($d_3 \geq 2$ мм), коэффициент формы $k_{\text{ф}} = 1,426 \div 2,111$, $\vartheta_s = 8,5 \div 20,6$ м/с, $c_{\text{л}} = 0,50 \div 0,63$ и $A = 4,54 \div 5,53$.

Согласно формуле (10) весь диапазон полученных значений скорости витания можно представить в виде функции $\vartheta_s = f\left(\sqrt{\rho d_3 / \rho_{\text{в}}}\right)$. В этом случае опытные значения ϑ_s располагаются практически на прямой линии (рисунок 1) с угловым коэффициентом A_p , то есть:

$$\vartheta_s = A_p \sqrt{\frac{\rho}{\rho_{\text{в}}} d_3}. \quad (19)$$

В результате математической обработки опытных данных оказалось, что обобщенные значения параметров формул (10) и (19) составляют $A_p = 4,77$, $c_{\text{л}} = 0,58$ и $k_{\text{ф}} = 1,92$ (для $d_3 \geq 2$ мм). В этом случае среднеквадратическое отклонение расчетных значений ϑ_s от опытных $\sigma = \pm 1,1$ м/с, а коэффициент парусности k лежит в пределах $(0,023 \div 0,174) \cdot 1/\text{м}$.

Аналогичным образом были обработаны опытные данные, полученные для хлоркалия KCl и сульфата калия K_2SO_4 . В этом случае для полидисперсной смеси частиц KCl $A_p = 5,25$, $c_{\text{л}} = 0,47$ и $k_{\text{ф}} = 1,5$, $\sigma = \pm 0,82$ и для K_2SO_4 $A_p = 4,79$, $c_{\text{л}} = 0,57$ и $k_{\text{ф}} = 1,90$, $\sigma = \pm 0,67$.

Если сгруппировать все опытные значения скоростей витания ϑ_s (рисунок 2), то обобщенная зависимость (19) для KCl и K_2SO_4 принимает вид:

$$\vartheta_s = 5,04 \sqrt{\frac{\rho}{\rho_{\text{в}}} d_3} \pm 0,8, \text{ м/с}. \quad (20)$$

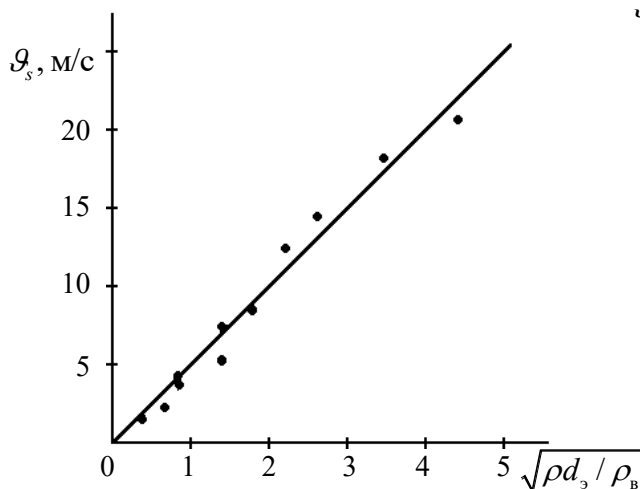


Рисунок 1 – Зависимость $\vartheta_s = A_p \cdot \sqrt{\rho d_3 / \rho_{\text{в}}}$ для измельченной калийной руды, $A_p = 4,77$

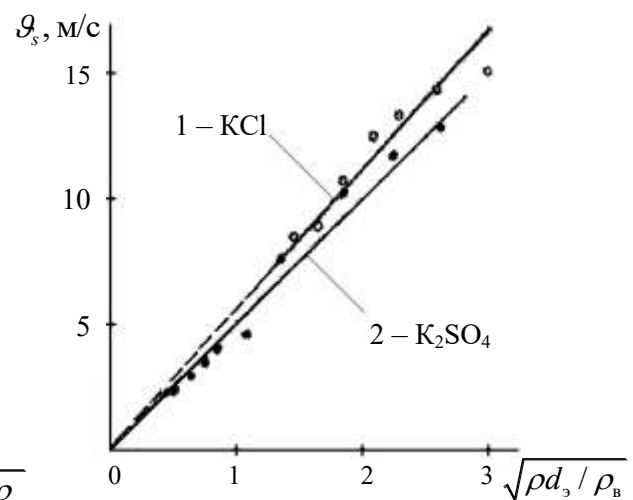


Рисунок 2 – Зависимость $\vartheta_s = A_p \cdot \sqrt{\rho d_3 / \rho_{\text{в}}}$: 1 – KCl, $A_p = 5,25$; 2 – K_2SO_4 , $A_p = 4,79$

Основываясь на полученных результатах по определению скоростей витания измельченной калийной руды и продуктов ее переработки, выполним расчет приведенных скоростей витания $\mathcal{G}_{\text{сп}}$. При этом определяющим является средний размер d_{10} фракции, суммарный выход по плюсу которой $P_{\text{в}} = 10\%$. Согласно расчету по формулам (15) $d_{10} = 28,7$ мм.

Фракции измельченной калийной руды в случае $d > 2$ мм представлены пластинчатыми частицами, эквивалентный диаметр которых $d_{\text{э}} = (0,4 \div 0,6) d$. Суммарный выход P фракций размером $d_i = 30-20$ мм составляет 12,22 % [4]. Коэффициент однородности размеров этих частиц очень мал ($n = 0,35$). В связи с этим средний расчетный размер частиц d_{10} , соответствующий выходу $P_{\text{в}} = 10\%$, получается больше среднего размера фракции $d_i = 30 \div 20$ мм. Поэтому эквивалентный диаметр этой фракции превышает ее средний размер и составляет $d_{\text{э}10} = 0,5 \cdot d = 14,35$ мм. Коэффициент формы частиц в этом случае $k_{\text{ф}} = 2,104$ (таблица).

Расчетное значение плотности ρ частиц измельченной калийной руды в случае $d_{10} = 28,7$ мм

$$\rho_{10} = \rho_1 \cdot (d/d_1)^{-a} = 2193 \cdot (28,7/1)^{-0,03} = 1983 \text{ кг/м}^3.$$

Согласно формуле (16) приведенная скорость витания измельченной калийной руды

$$\mathcal{G}_{\text{сп}} = \frac{3,62}{\sqrt{k_{\text{ф}} \cdot c}} \sqrt{\frac{\rho_{10}}{\rho_{\text{в}}}} d_{\text{э}10} = \frac{3,62}{\sqrt{2,104 \cdot 0,3}} \sqrt{\frac{1983 \cdot 0,01435}{1,205}} = 22,1 \text{ м/с},$$

которой соответствует коэффициент парусности $k = 0,02$.

Обобщенная зависимость (19) также может быть использована для определения приведенной скорости витания. В этом случае $\mathcal{G}_{\text{сп}} = 23,2$ м/с.

Ранее было установлено (14), что для K_2SO_4 размер d_{10} частиц при $P_{\text{в}} = 10\%$ составляет 2 мм. В этом случае эквивалентный диаметр частиц $d_{\text{э}10} = 0,8 \cdot 2 = 1,6$ мм, а плотность этих частиц $\rho_{10} = 2262 d_{10}^{-0,06} = 2170 \text{ кг/м}^3$.

Тогда по обобщенной формуле (19) приведенная скорость витания $\mathcal{G}_{\text{сп}} = 8,5$ м/с, а по формуле (16) – 8,4 м/с.

Для KCl при $P = 10\%$, $d_{10} = 4,3$ мм, $d_{\text{э}10} = 2,15$ мм, $\rho_{10} = 2275 d_{10}^{-0,08} = 2024 \text{ кг/м}^3$ приведенная скорость витания по формуле (19) $\mathcal{G}_{\text{сп}} = 9,6$ м/с, а по формуле (16) – 10,1 м/с.

Полученные значения приведенных скоростей витания служат основой для определения скорости несущей среды при пневмотранспорте и сепарации измельченной калийной руды и продуктов ее переработки.

Заключение

Выполнена оценка аэродинамических свойств фракций отбитой калийной руды и продуктов ее переработки, определены величины коэффициентов сопротивления частиц потоку несущей среды, коэффициентов парусности и формы частиц, установлены

значения приведенных скоростей витания полидисперсных смесей частиц измельченной руды и продуктов ее обогащения, разработаны методики экспериментального определения аэродинамических свойств сыпучих материалов и расчета показателей, характеризующих эти свойства.

Список использованных источников

1. **Кислов, Н.В.** Аэродинамика измельченного торфа / Н.В. Кислов; под ред. И.И. Лиштвана. – Минск: Наука и техника, 1987. – 175 с.
2. **Швыдкий, В.С.** Очистка газов / В.С. Швыдкий, М.Н. Ладыгичев. – М.: Теплоэнергетик, 2002. – 640 с.
3. **Клячко, Л.С.** Пневматический транспорт сыпучих материалов / Л.С. Клячко, Э.Х. Одельский, Б.М. Хрусталеv. – Минск: Наука и техника, 1983. – 216 с.
4. **Кислов, Н.В.** Исчисление параметров гранулометрических характеристик продуктов переработки калийной руды / Н.В. Кислов, П.В. Цыбуленко // Горная механика. – 2009. – № 3. – С. 33-46.
5. Исследование, обоснование и выбор режимов процесса транспортирования продуктов сырья и обогащения ПО «Беларуськалий»: Отчет о НИР (заключ.) / Бел. политехн. ин-т; рук. темы Н.В. Кислов. – Мн.: 1984. – 84 с. (ч. 1), 43 с. (ч. 2). - № ГР 0182.5014474.
6. **Кислов, Н.В.** Размерно-плотностные и аэродинамические свойства пылей при выполнении технологических операций в машиностроении / Н.В. Кислов, В.Я. Щерба, П.В. Цыбуленко // Горная механика. – 2008. – № 2. – С. 69-77.

Kislov N.V., Tsybulenko P.V.

Wind resistance of ground potash ore and its enrichment products

The results of experimental research of ground potash ore aerodynamic qualities and its enrichment products are presented, as well as estimation of resistance coefficients, particles shape and particles wind resistance is carried out. The indicated wandering speeds of polydispersed raw material mixtures and products of potash ore enrichment are determined. Factors characterizing the indicated wandering speed which is necessary for validation of minimum allowable speed of carrying medium in the pneumatic conveying system, as well as in the separating and recovery system, used for potash ore mining and treatment were specified.

Поступила в редакцию 19.04.2011 г.

УДК 539.3; 622.831

ОДИН ИЗ ПОДХОДОВ К РЕШЕНИЮ ЗАДАЧ ИЗУЧЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ КРОВЛИ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК С МАКРОТРЕЩИНАМИ

Журавков М.А., Чумак Н.Г. (УО «Белорусский государственный университет», г. Минск, Беларусь)

В работе рассмотрен класс модельных задач, которые могут быть использованы при изучении устойчивости кровли подземных горных выработок с макротрещинами. Для выполнения прикладных исследований разработана процедура численных расчетов, базирующаяся на методе альтернирования, основанного, в свою очередь, на суперпозиции аналитического и конечно-элементного решений.

В статье рассмотрены модельные задачи, соответствующие исследованиям условий проявления первого обрушения в кровле очистной выработки при отработке массива лавами и задаче об устойчивости отслоившегося участка кровли протяженной выработки камерного типа.

Используя построенные механико-математические модели и соответствующие им алгоритмы для численных расчетов, можно выполнять исследование состояния кровли выработки при варьировании геометрических параметров выработки, приложенной нагрузки и физико-механических свойств пород.

Введение

Для слоистых массивов горных пород значительный интерес представляют задачи, связанные с изучением условий появления и распространения трещин в отдельных слоях или пачках слоев. К ним относятся, например, проблемы исследования устойчивости кровли подготовительных и капитальных выработок, задачи исследования состояния породных образований в зоне трещиноватости, водозащитной толщи и др.

Эффективным подходом к решению прикладных задач механики горных пород и массивов и выполнению прикладных исследований является использование методов и подходов механико-математического моделирования. Весьма распространенным при построении модельных задач геомеханики является использование «классических» моделей механики деформируемого твердого тела. В частности, в качестве приближений, моделирующих поведение слоистой кровли, достаточно эффективным представляется использование таких конструкций, как плиты. Например, при изучении процессов расслоения и разрушения кровли очистной выработки для пластовых месторождений, одной из наиболее распространенных модельных задач является задача исследования процессов деформирования плит при воздействии широкого класса внешних нагрузок и при разнообразных граничных условиях [1].

Целью настоящей работы является построение механико-математических моделей и получение их решений для задач исследования устойчивости кровли подземных выработок.

Конечно-элементный метод альтернирования

Для выполнения прикладных исследований в соответствии с построенными модельными задачами, разработана процедура численных расчетов, базирующаяся на ме-

тоде альтернирования, основанного, в свою очередь, на суперпозиции аналитического и конечно-элементного решений.

Рассматриваемый метод суперпозиции в основе своей имеет метод альтернирования Шварца – Неймана [2] и представляет собой эффективный подход, используемый при описании поверхностных дефектов в трехмерных телах.

При рассмотрении задач об устойчивости и поведении трещин в твердых телах на основе данного метода, необходимо иметь два решения. Одно из них – это решение задачи об определении поля напряжений в твердом деформируемом теле, не содержащем трещину, в области потенциальной изучаемой трещины под действием внешнего нагружения, а второе – это аналитическое решение задачи для неограниченного пространства, содержащего трещину.

Конечно-элементный метод альтернирования предназначен для расчета коэффициентов интенсивности напряжений (КИН) комбинированного типа вдоль фронта трещины произвольной формы, находящейся в трехмерном конструкционном элементе. Реализация данного метода включает в себя следующие этапы [2]:

1. На основе вычислительной процедуры метода конечных элементов определяется решение для исходного тела (т.е. рассматривается изучаемая конструкция, при этом игнорируется наличие трещины), находящегося под действием заданных внешних нагрузок.

2. Пользуясь полученным решением, рассчитываются напряжения в области исследуемой трещины.

3. Принимая, что в исходном состоянии поверхность трещины свободна от действия нагрузок, к поверхности трещины прикладываются напряжения, равные и противоположно направленные напряжениям невязки, рассчитанным на этапе «2».

4. Используя общие выражения КИН для соответствующей трещины в плоскости, рассчитываются коэффициенты интенсивности напряжений для текущей итерации.

5. Рассчитываются напряжения невязки на внешней поверхности тела, обусловленные нагрузками, приложенными к поверхности трещины, которые определены на этапе «3». Для удовлетворения граничных условий по напряжениям на внешних границах к последним прикладываются напряжения, равные и противоположно направленные напряжениям невязки.

6. Усилия, определенные на этапе «5», рассматриваются как заданные внешние нагрузки, действующие на тело без трещины. Итерационный процесс с выполнением всех этапов выполняется до тех пор, пока напряжения невязки на поверхности трещины не станут пренебрежимо малыми. Для получения окончательного решения суммируются все значения коэффициентов интенсивности напряжений, определенные на каждой из итераций.

Решение прикладных задач

Задача 1. Рассматривается модельная задача, которая может быть использована при изучении такого процесса, как «первое (начальное) обрушение» в кровле очистной выработки при отработке массива длинными очистными забоями (лавами). Данный процесс имеет статистическую природу и зависит от целого ряда факторов, таких как, мощности и свойства слоев в кровле выработанного пространства, нарушенность массива, длина забоя, величина нагрузки и др. Одним из определяющих параметров является макротрещина, возникающая в плите-кровле, устойчивость и рост которой и определяет начало обрушения.

Исследуемый процесс деформации и обрушения кровли очистной выработки можно с большой точностью рассматривать как деформации и обрушение прямоугольной плиты, защемленной по трем сторонам и нагруженной равномерно-распределенной

нагрузкой [3]. При продвижении горных работ от забоя линейный размер плиты увеличивается, что приводит к появлению макротрещины. **Таким образом, модельная задача состоит в необходимости исследовать условия, при которых трещина возрастает до критических размеров, при которых плита может разрушиться.**

Итак, в качестве модельной рассматривается прямоугольная изотропная плита с трещиной, нагруженная равномерно-распределенной нагрузкой P на верхней поверхности и kP на двух боковых гранях, защемленная по трем сторонам и с одним свободным краем (рисунок 1).

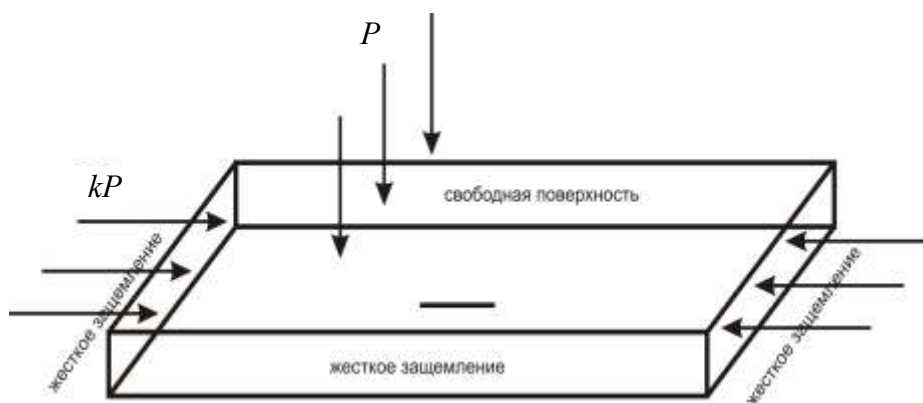


Рисунок 1 – Схематическое распределение нагрузки в плите с трещиной

Используя метод альтернирования, в конечно-элементном пакете FlexPDE v.5.0.21 разработан модуль и были выполнены расчеты для плит, представленных силъвинитом. В соответствии с этим, физико-механические характеристики плиты следующие: трещиностойкость $K_{IC} = 30 \text{ МПа}/\sqrt{\text{м}}$, коэффициент Пуассона $\nu = 0,28$, модуль Юнга $E = 14 \text{ ГПа}$. В качестве критерия разрушения принимался силовой критерий:

$$K_{\alpha} = K_{\alpha C}, \alpha = I, II, III$$

На рисунке 2 представлен график распределения номинальных (т.е. без учета трещины) напряжений в плите со следующими параметрами: длина 150 м, ширина 50 м, толщина 1,2 м. Плита находится под действием равномерно-распределенной нагрузки интенсивности $P = 10000 \text{ Н/м}^2$, ($k = 2$).

Нахождение данного распределения напряжений является первой итерацией в задаче об определении коэффициента интенсивности напряжений в плите. На следующих итерациях определяются напряжения, учитывающие влияние границ тела на рассматриваемую трещину, т.е. напряжения невязок.

Изменение величин невязок напряжений для рассматриваемой плиты при различных значениях приложенной нагрузки представлены на рисунке 3.

Как видно из графиков, через две итерации невязки напряжений становятся пренебрежимо малыми.

На рисунке 4 и рисунке 5 представлены обобщающие графики зависимости критической длины трещины (м) от приложенной нагрузки ($k = 2$) (Н/м^2) и от длины плиты.

Как следует из приведенных графиков на рисунках 4 и 5, *варьирование геометрических размеров плиты существенным образом влияет на изменение параметров разрушения.*

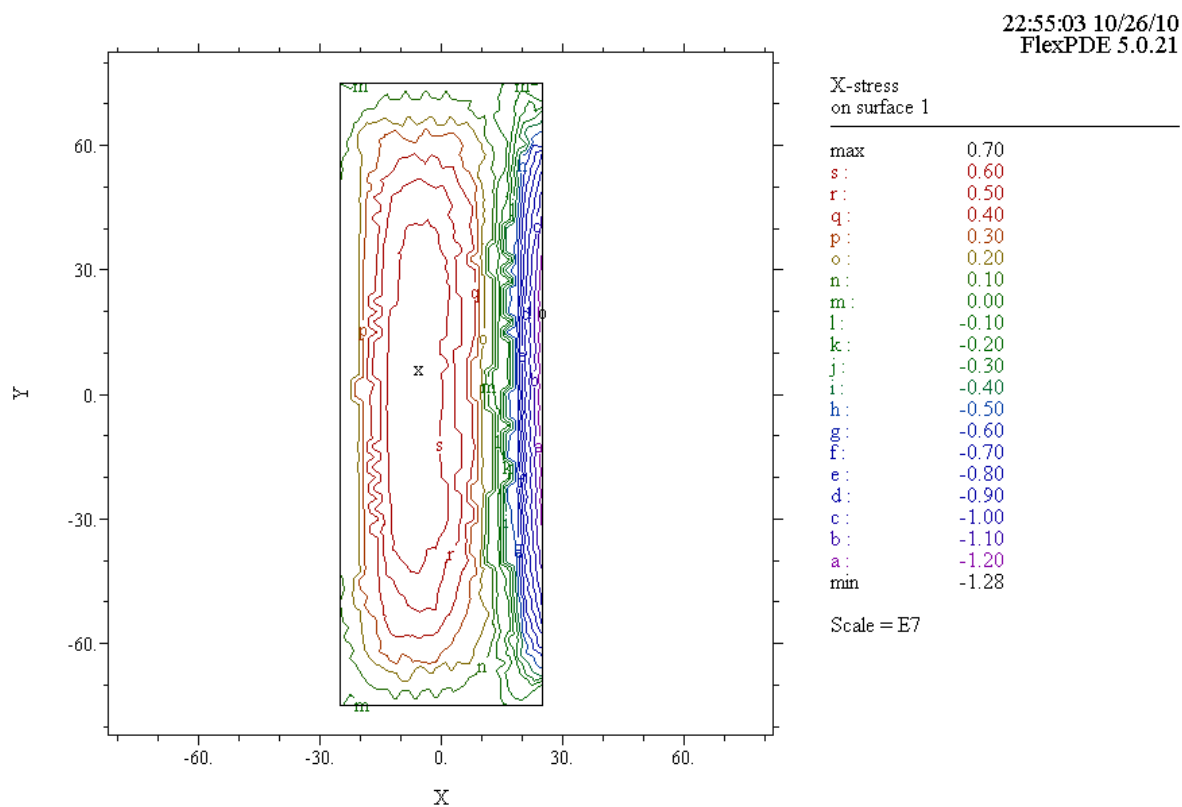
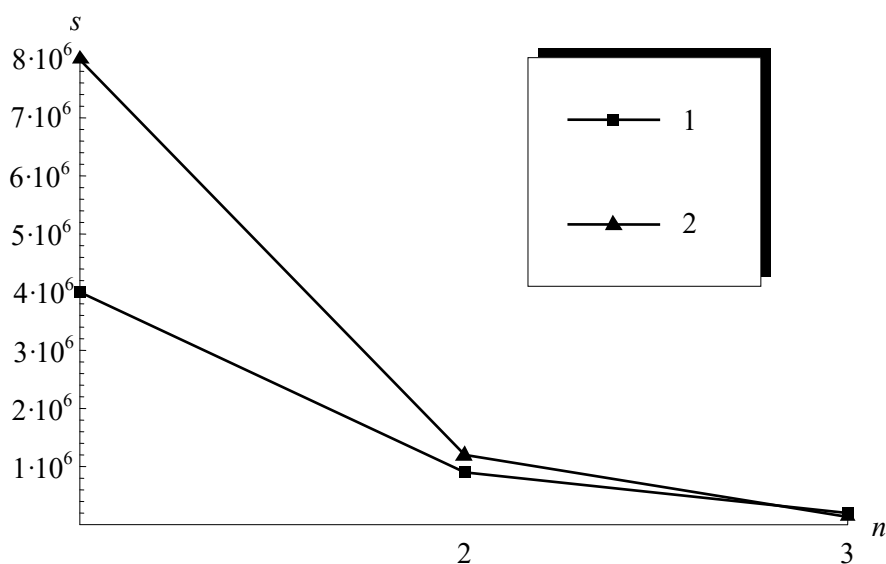


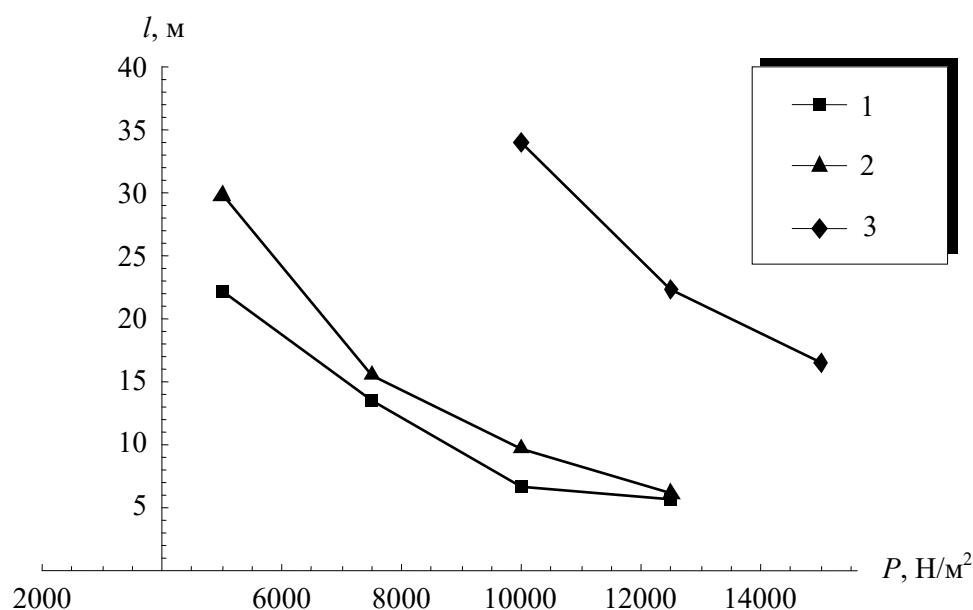
plate: Grid#1 p2 Nodes=7605 Cells=4320 RMS Err= 1.3e-4
Surf_Integral= 1.739173e+9

Рисунок 2 – Распределение напряжений в плите



1 – $P=5000 \text{ Н/м}^2$; 2 – $P=7500 \text{ Н/м}^2$

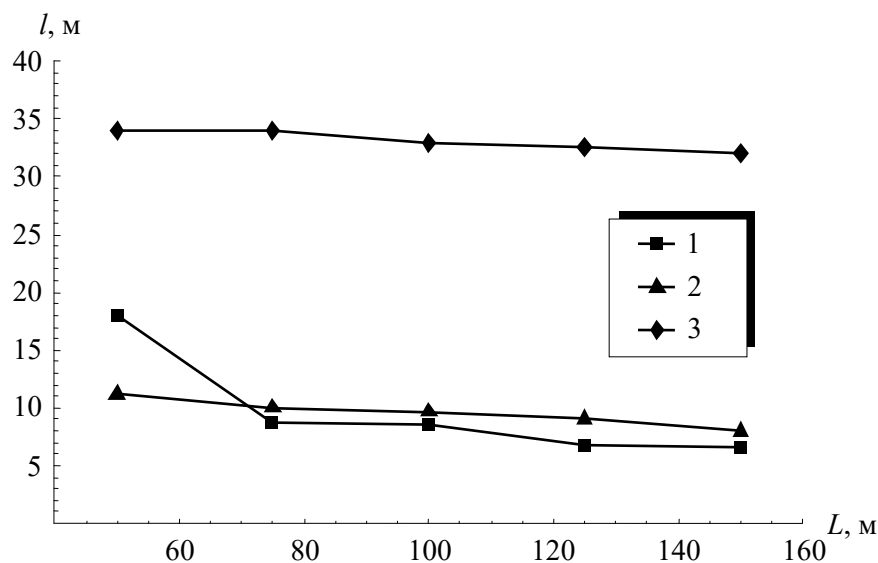
Рисунок 3 – Уменьшение невязок напряжений, приложенных к трещине
в зависимости от цикла итерации



1 – плита с параметрами длина – ширина – толщина соответственно 150-50-1,2 м;

2 – плита с параметрами 100-30-0,8 м; 3 – плита с параметрами 50-10-0,4 м

Рисунок 4 – Графики зависимости критической длины трещины от нагрузки



1 – плита с параметрами ширина – толщина соответственно 50-1,2 м;

2 – плита с параметрами 30-0,8 м; 3 – плита с параметрами 10-0,4 м

Рисунок 5 – График зависимости критической длины трещины от длины плиты при нагрузке $P = 10000$ Н/м²

Задача 2. Рассмотрим модельную задачу, связанную с изучением НДС кровли протяженных выработок камерного типа. Исследуем устойчивость основной кровли выработки в случае наличия области «больших отслоений» по направлению оси выработки.

Механико-математическая модель строится для протяженной выработки с плоской кровлей. В ходе ведения горных работ в кровле выработки образуется область отслоения, в которой появляется макротрещина. Требуется исследовать условия, при ко-

торых отслоившаяся в кровле плита будет разрушаться вследствие роста макротрещины до критических размеров.

Итак, рассматривается прямоугольная изотропная плита с центральной трещиной на нижней поверхности 4 (рисунок 6). Плита находится под действием равномерно-распределенной нагрузки P на верхней поверхности 1 и kP на двух боковых гранях 2 и 5 со стороны целиков.

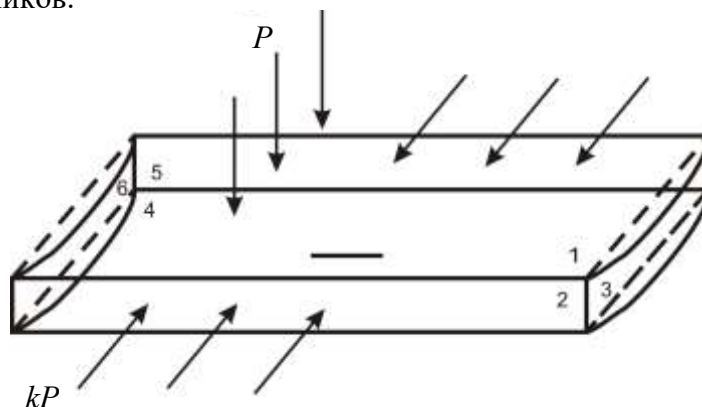


Рисунок 6 – Схематическое распределение нагрузки в плите с трещиной

Граничные условия представляют собой условия жесткого защемления по всем сторонам с поправкой на провисание и отслоение от основной части кровли, моделируемой фиксированным прогибом по вертикали двух боковых граней 3 и 6 плиты.

Как и в случае рассмотренной первой модельной задачи, расчеты проводились методом альтернирования с использованием конечно-элементного пакета FlexPDEv.5.0.21. На рисунке 7 представлен график распределения номинальных напряжений в плите длиной 5 м, шириной 3 м и толщиной 0,4 м, нагруженной равномерно-распределенной нагрузкой $P = 10^6 \text{ Н/м}^2$, ($k = 2$).

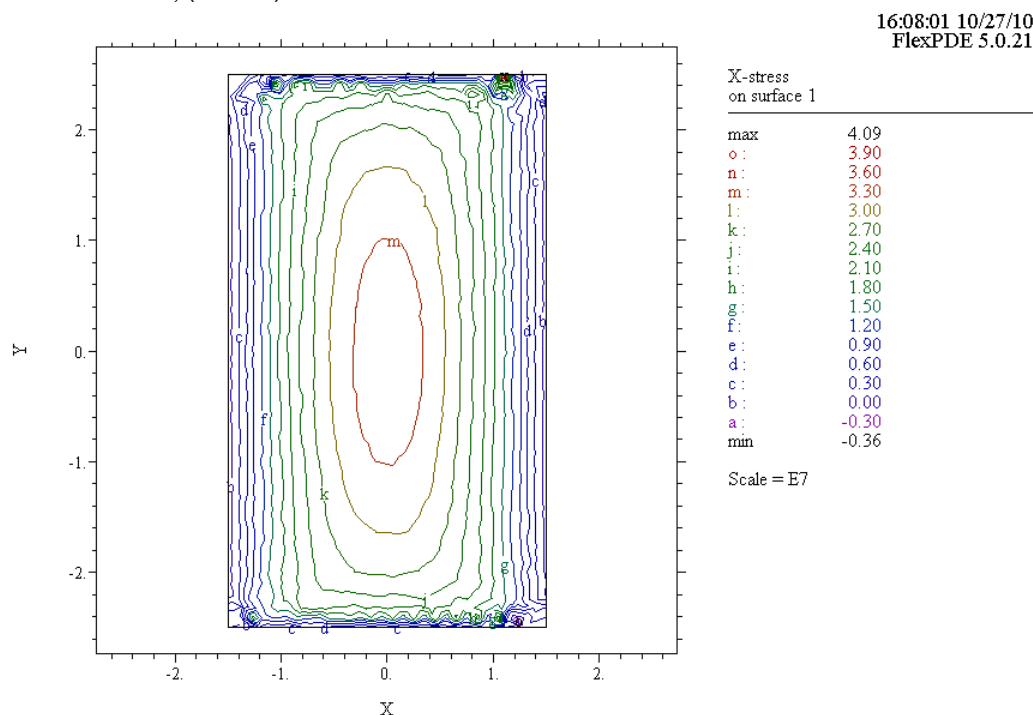
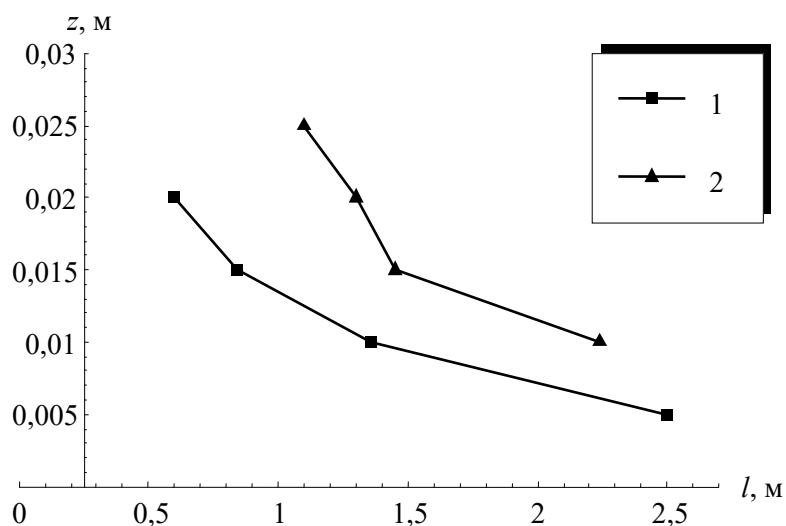


plate: Grid#1 p2 Nodes=9340 Cells=5363 RMS Err= 0.0092
Surf_Integral= 5.124248e+7

Рисунок 7 – Распределение напряжений в плите

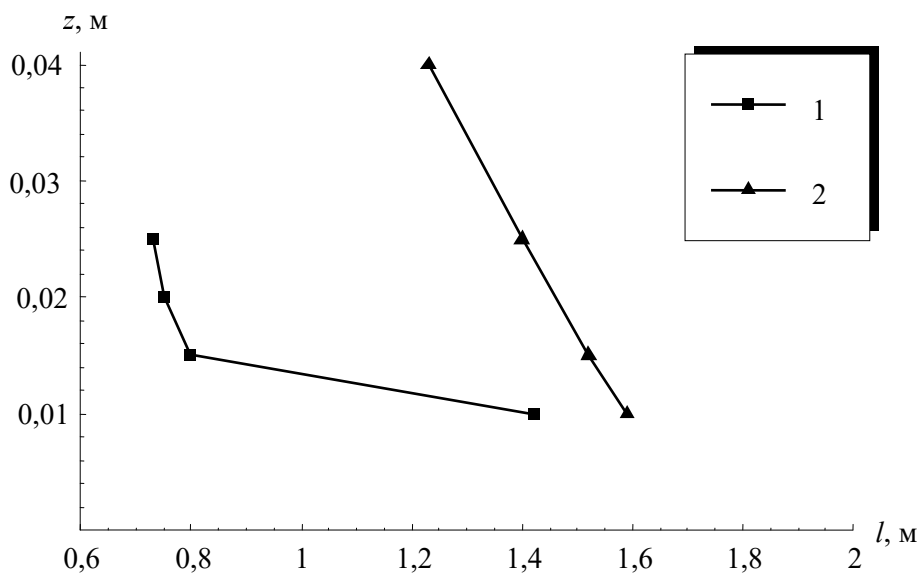
На рисунках 8 и 9 представлены обобщающие графики зависимости критической длины трещины от прогиба.

Прогиб боковых граней моделировался параболой $z = 0,0044x^2 - 0,01$ с максимальным значением в центре и в дальнейшем обозначаемым прогибом $z = 0,01$ м.



1 – плита с параметрами длина – ширина – толщина соответственно 5-3-0,4 м при нагрузке $P = 10^5$ Н/м²; 2 – плита с параметрами 10-4-0,7 м при $P = 5 \times 10^5$ Н/м²

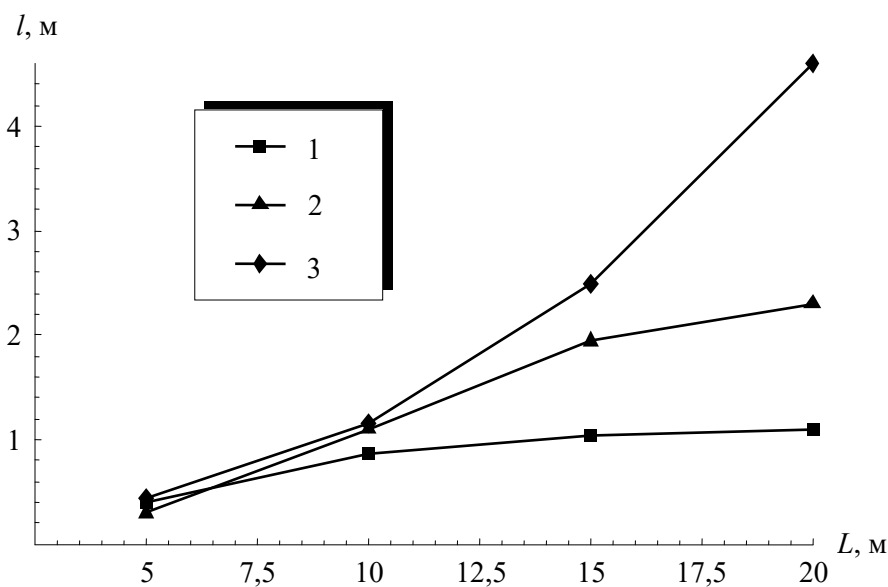
Рисунок 8 – График зависимости критической длины трещины от прогиба



1 – плита с параметрами длина – ширина – толщина соответственно 15-5-1 м;
2 – плита с параметрами 20-6-1,2 м

Рисунок 9 – График зависимости критической длины трещины от прогиба при $P = 10^6$ Н/м²

На рисунке 10 представлены зависимости критической длины трещины от длины пластины при прогибе $z = 0,02$ м и нагрузке $P = 5 \times 10^5$ Н/м².

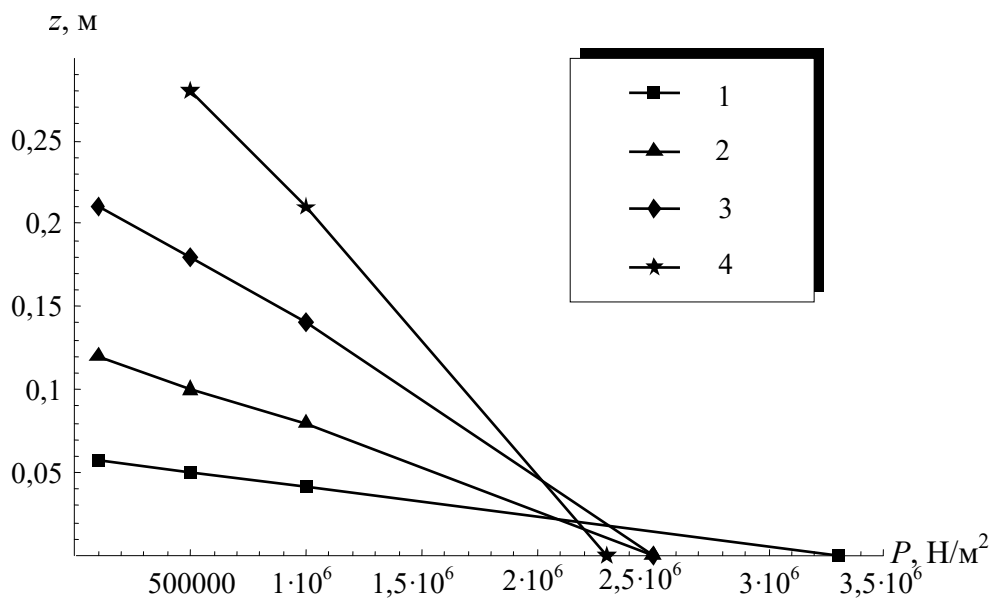


1 – плита с параметрами ширина – толщина соответственно 3-0,4 м;

2 – плита с параметрами 5-0,8 м; 3 – плита с параметрами 6-1,2 м

Рисунок 10 – График зависимости критической длины трещины от длины плиты при прогибе $z = 0,02$ м, нагрузке $P = 5 \times 10^5$ Н/м²

Помимо этого выполнено исследование параметров разрушения рассматриваемой конструкции, как зависимость приложенной критической нагрузки от прогиба для плит различных размеров при наличии трещин любых длин с ограничением $l \geq 0,02 L$ (рисунок 11).



1 – плита с параметрами длина – ширина – толщина 5-3-0,4 м;

2 – плита с параметрами 10-4-0,7 м; 3 – плита с параметрами 15-5-1,0 м;

4 – плита с параметрами 20-6-1,2 м

Рисунок 11 – График зависимости критической нагрузки от прогиба

Выводы

В работе рассмотрен класс модельных задач, которые могут быть использованы при изучении устойчивости кровли подземных горных выработок с макротрещинами: исследования условий проявления первого обрушения в кровле очистной выработки при отработке массива лавами и задача об устойчивости отслоившегося участка кровли протяженной выработки камерного типа.

Используя построенные механико-математические модели и соответствующие им алгоритмы для численных расчетов, можно выполнять исследование состояния кровли выработки при варьировании геометрических параметров выработки, приложенной нагрузки и физико-механических свойств пород.

Данная методика может быть использована при нахождении таких параметров разрушения, как критическая длина трещины, шаг обрушения и критическая нагрузка.

В результате проведенных численных исследований можно сделать вывод о том, что влияние границ тела является очень существенным при расчете трехмерных тел конечных размеров с трещинами. Значение коэффициента интенсивности напряжений увеличивается на 10-60 % в зависимости от геометрических характеристик плиты, длины трещины и приложенной нагрузки.

Список использованных источников

1. **Журавков, М.А.** Математическое моделирование деформационных процессов в твердых деформируемых средах (на примере задач механики горных пород и массивов) / М.А. Журавков. – Минск: БГУ, 2002. – 456 с.
2. Вычислительные методы в механике разрушения / Ф. Эрдоган [и др.]. – М.: Мир, 1990. – 392 с.
3. **Борисов, А.А.** Механика горных пород и массивов / А.А. Борисов. – М.: Недра, 1980. – 360 с.

Zhuravkov M.A., Chumak N.G.

One of the approaches to resolve the issues studying the roof stability of underground workings with macro cracks

The work reviewed the class of model problems which can be used by studying the roof stability of underground workings with macro cracks. To fulfill the applied researches the procedure of numeric calculations based on the alternation method was developed. This method again is based upon the superposition of analytical and finite-elementary solution.

The article reviewed the model problems corresponding to the research of conditions of the first caving in the mining roof while face mining and also to the issue relating to the stability of the flaked away roof section of the extended room-and-pillar mining.

Using the built mechanical and mathematical models and corresponding algorithms for numerical calculations one can research the roof conditions by variation of geometrical parameters of the mining, as well as of the applied load and rock's mechanical-and-physical properties.

Поступила в редакцию 14.03.2011 г.

УДК 622.023.623:550.348.098.64 (476)

СЕЙСМОГЕОЛОГИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ЗОНЫ ТЕХНОГЕННОЙ ТРЕЩИНОВАТОСТИ

Вагин В.Б., Прохоров Н.Н., Ефимов А.М., Иванова Н.Н., Кафанова Т.П., Кулагов Е.В. (ОАО «Белгорхимпром», г. Солигорск, Беларусь)

В статье предложен сейсмический метод отраженных волн, как один из способов изучения образования техногенной трещиноватости и определения высоты ее распространения в результате горно-очистных работ. Выделены сейсмические модели различных состояний изучаемого соляного массива, в основу которых положены сейсмические материалы проведенных шахтных наблюдений. По результатам исследований выделены основные признаки выделения зон развития трещиноватости, определен критерий высоты их распространения над подработанным пространством.

Введение

Одним из основных условий успешной разработки месторождений полезных ископаемых подземным способом является предупреждение образования водопроводящих трещин между водоносными горизонтами и горными выработками. Данное условие особенно актуально при отработке месторождений каменной и калийной солей.

В нарушенном процессами сдвижения массиве горных пород резко уменьшаются прочностные характеристики, увеличивается трещиноватость и водопроницаемость пород водозащитной толщи (ВЗТ). Поступление вод из отложений надсолевого комплекса, не входящих в состав ВЗТ, в горные выработки может быть связано с возникновением водопроводящих трещин, образующихся при деформировании подработанного массива в результате отработки калийных пластов и слоев каменной соли. Наличие в подрабатываемом массиве пород зон естественной трещиноватости может служить дополнительным фактором, влияющим на возникновение водопроводящих трещин и интенсивность их проявления. Поэтому изучение закономерностей формирования зон трещинообразования при подработке горного массива с целью обеспечения безопасной отработки запасов полезных ископаемых Старобинского месторождения калийных солей является актуальной задачей.

В общем комплексе определения состояния подрабатываемой толщи пород и оценки высоты зоны распространения водопроводящих трещин выделяются подземные геофизические методы.

Для изучения образования техногенной трещиноватости и определения высоты ее распространения в случае проведения под профилями исследований горно-очистных работ, наиболее рационально применение метода отраженных волн (МОВ) [1]. С этой целью была проведена геолого-геофизическая интерпретация материалов шахтных сейсмических наблюдений по изучению формирования полей отраженных волн в геологической среде, представляющей собой плоскопараллельное залегание чередующихся в разрезе слоев, пачек соли и глинисто-мергелистых пород. На основе особенностей рассматриваемых волновых картин созданы модели их образования в соляной среде.

Модели формирования волновых картин в исследуемой соляной среде

Под понятием сейсмического поля рассматриваются распределение волнового сопротивления (акустической жесткости) ($\rho \cdot V$) в пространстве и времена регистрации отраженных волн. Устойчивость волнового сопротивления определяет протяженность отражающих элементов (границ). Этот факт позволяет изучать отражающие элементы как физические границы [2]. Распределение отражающих элементов в соляных отложениях представляется в виде двух различных моделей волновых полей, в основу которых положены сейсмические материалы проведенных шахтных наблюдений на соляном горизонте (23-я соляная пачка) 1 РУ (-305 м) до и после подработки профиля исследований горно-очистными работами лавовым способом на Третьем калийном горизонте (-430 м).

Первая модель волнового поля – поле отраженных волн, представленное в виде распределения отраженных волн на временном разрезе до подработки профиля исследования горно-очистными работами.

При этом не отрицается наличие геологически осложненных участков залегания соленосных отложений, включающих и природную трещиноватость, связанную с разрывными нарушениями.

На сейсмических материалах, полученных при проведении наблюдений в горных выработках, зарегистрированы традиционные волны ($t_1...t_7$), образованные от литологических переходов глина-соль и наоборот. Кроме вышеперечисленных групп колебаний отмечаются короткие по протяженности годографы отраженных волн от наклонных элементов (границ), представляющих природную трещиноватость.

Вторая модель волнового поля – формирование поля отраженных волн после прохождения под профилем наблюдений горно-очистных работ. Отраженные волны ($t_1...t_7$) от литологических переходов терпят разрывы в прослеживании или осложнения их сейсмической записи, связанные с изменением упругих свойств соляных пород. После подработки профиля исследований отмечается образование техногенной трещиноватости, которая в поле отраженных волн фиксируется в виде коротких осей синфазности от наклонных сейсмических границ, столь характерных для природной трещиноватости.

Совместное изучение представленных моделей формирования полей отраженных волн позволяет выделить закономерности, связанные с появлением и распространением техногенной трещиноватости в изучаемом разрезе.

Рассмотрим результаты анализа материалов наблюдений в исследовательской выработке горизонта -305 м 1 РУ, подработанной лавой № 79 (Третий калийный горизонт, -430 м). Наблюдения методом отраженных волн проводились в три этапа. В процессе ведения исследований в горных выработках регистрация сейсмических волн осуществлялась цифровой сейсмической станцией «Эллис», в диапазоне частот от 20 Гц до 2000 Гц. В качестве приемников использовались приборы СВ-1-20П, позволяющие в линейном режиме регистрировать упругие колебания с частотами до 2000 Гц. Расстояние между сейсмоприемниками было выбрано 2 м, что составляло половину фиксируемых длин отраженных волн. Обработка материалов отраженных волн от литологических переходов глина-соль проводилась по общепринятой методике. Выделение наклонных отражающих элементов осуществлялось по 4 каналам. Их годографы следятся протяженностью осей синфазности от 6 м до 8 м и отмечаются характерными значениями кажущихся скоростей. Длины годографов были выбраны опытным путем из расчета возможности регистрации наклонных отражающих элементов, размеры которых преобладают в начальной стадии трещинообразования.

1 этап – наблюдения в исследовательской выработке проводились в середине апреля 2008 г. Расстояние от профиля наблюдения до забоя лавы № 79 Третьего калийного горизонта составляло 400 метров (в плане). На рисунке 1 представлены сейсмологический разрез нормально залегающих соляных отложений ($t_1...t_7$) и расположение наклонных отражающих элементов. Выделена геологически осложненная зона по перебивам прослеживания волн ($t_1...t_7$), расположенная на ПКПК 260-300.

При описании распределения наклонных отражающих элементов в разрезе применен термин плотность (P), которая определяет количество наклонных отражающих элементов на единицу площади разреза. В нашем случае это квадратная область размером 20×20 м.

Плотность (P) распределения отражающих элементов, представленная на рисунке 1, не превышает значений 10 на единицу площади (20×20 м) разреза. Нормальное поле плотности (P) распределения принимается на данном участке равным 6. Аномальных зон плотности распределения отражающих наклонных элементов на данном этапе не выявлено.

2 этап – наблюдения в исследовательской выработке проводились в октябре 2008 г. Профиль исследования был подработан лавой № 79 Третьего калийного горизонта. Отмечается повышение количества выделенных отражающих наклонных элементов. Плотность их распределения изменяется от величин нормального поля ($P=6-8$) ПКПК 200-250 и ПКПК 350-525 до аномальных значений $12 \leq P \leq 20$ ПКПК 15-120 и ПКПК 255-330 (рисунок 2). Аномальная зона ПКПК 15-120 представляет собой распространение трещиноватости, возникшей после подработки профиля наблюдений лавой № 79. Максимальные величины плотности распределения отражающих элементов (по изолинии $P=16$), отмечающиеся на отрезке ПКПК 25-115, совпадают по расположению с центральной частью зоны проседания. Исследования по изучению открытой трещиноватости, выполненные техническими способами в специально пробуренных скважинах соляного горизонта (23-я пачка) до Третьего калийного горизонта, позволили определить глубину распространения трещин по утечке водного раствора в зоне их появления. Было установлено, что высота распространения трещиноватости достигла 40-50 метров от Третьего калийного горизонта вверх по разрезу, что соответствует глубинам залегания изолинии $P=16$ на ПКПК 25-115. Максимальная высота распространения отражающих элементов относительно Третьего калийного горизонта достигает 60 метров на ПК 80-90. Выделенные наклонные отражающие элементы относятся в геологическом разрезе к отложениям 15-19 пачек соли и литологическим границам глина-соль. Отмечается полное затухание их распространения в 20 глинистой пачке.

Аномальная зона ПКПК 255-330 ($P \geq 16$) совпадает с местоположением выделенной по материалам сейсмических работ первого этапа геологически осложненной зоной. Высота распространения трещиноватости изменяется от 30 м (ПК 315) до линии профиля наблюдения и, возможно, выше. Природу образования дополнительных наклонных отражающих элементов можно объяснить появлением трещиноватости в геологически осложненной зоне. Увеличение количества наклонных элементов отмечается с удалением от Третьего калийного горизонта. Максимальное их количество зафиксировано на высоте около 65 м от последнего на ПКПК 255-330 м (зона шириной до 75 м).

3 этап – наблюдения проводились в ноябре 2009 г., т.е. через 1,5 года после подработки профиля наблюдения горно-очистными работами лавой № 79 Третьего калийного горизонта (рисунок 3). По результатам обработки материалов натурных наблюдений можно сделать вывод об увеличении плотности распределения наклонных отражающих элементов по профилю наблюдения.

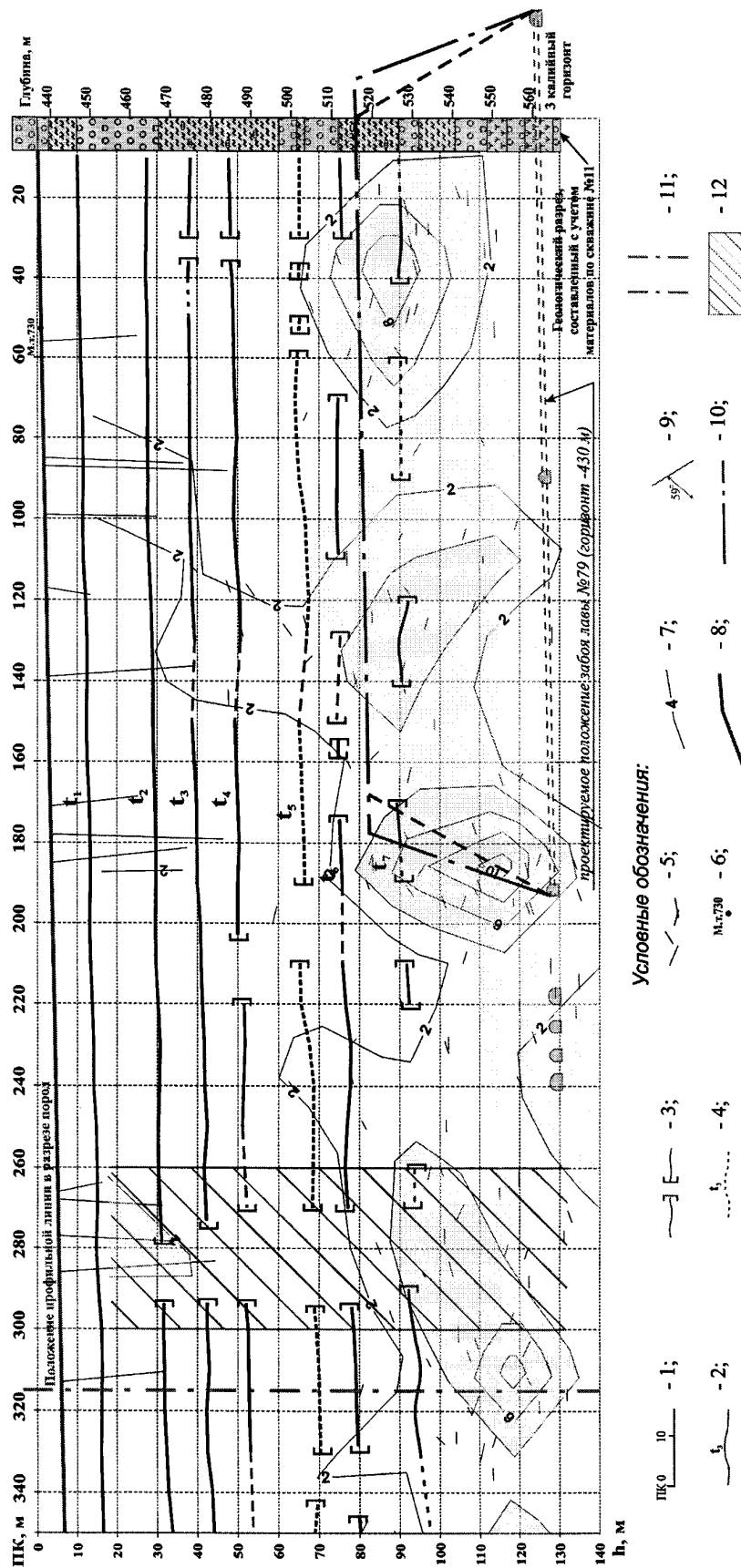
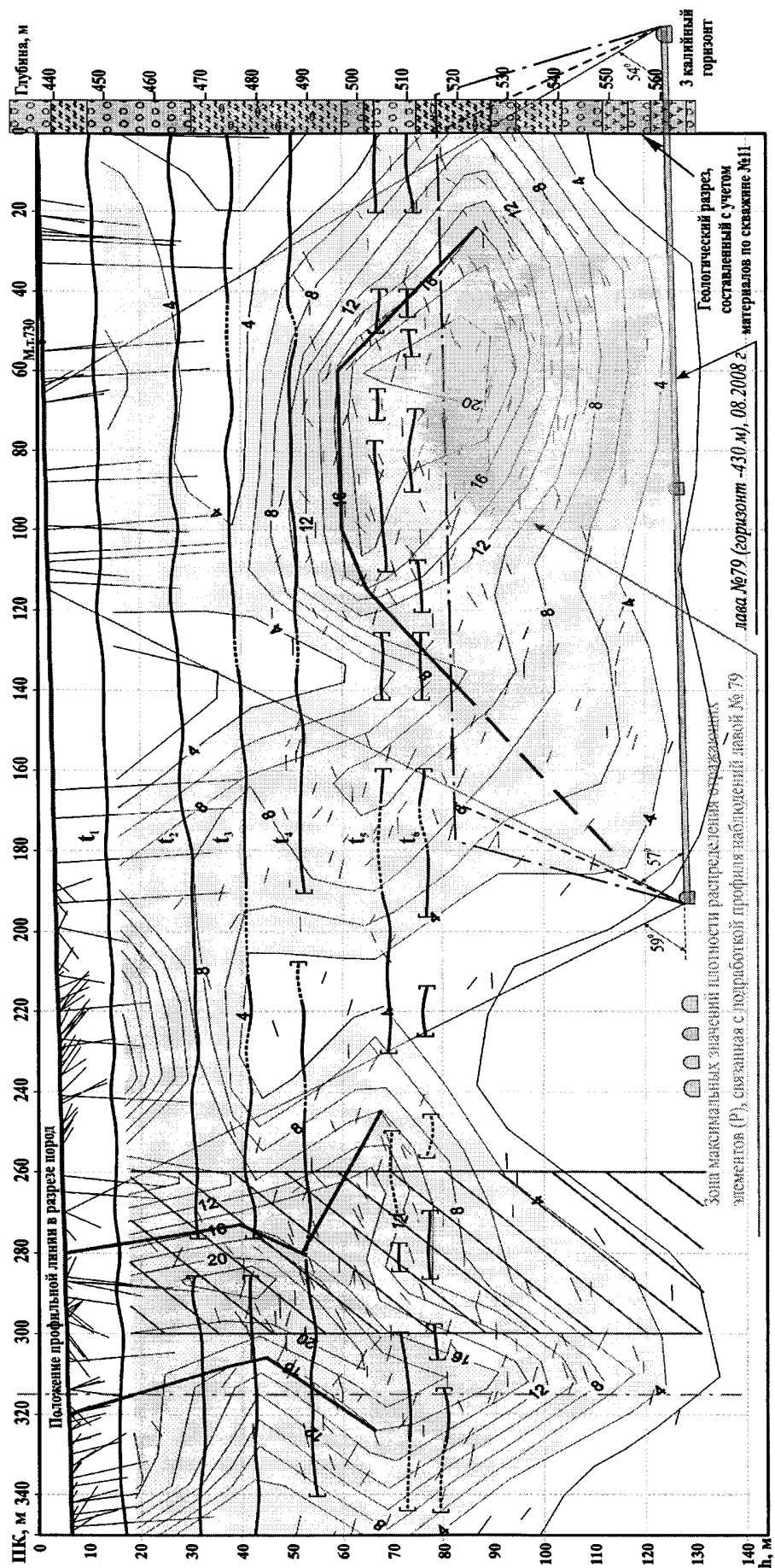
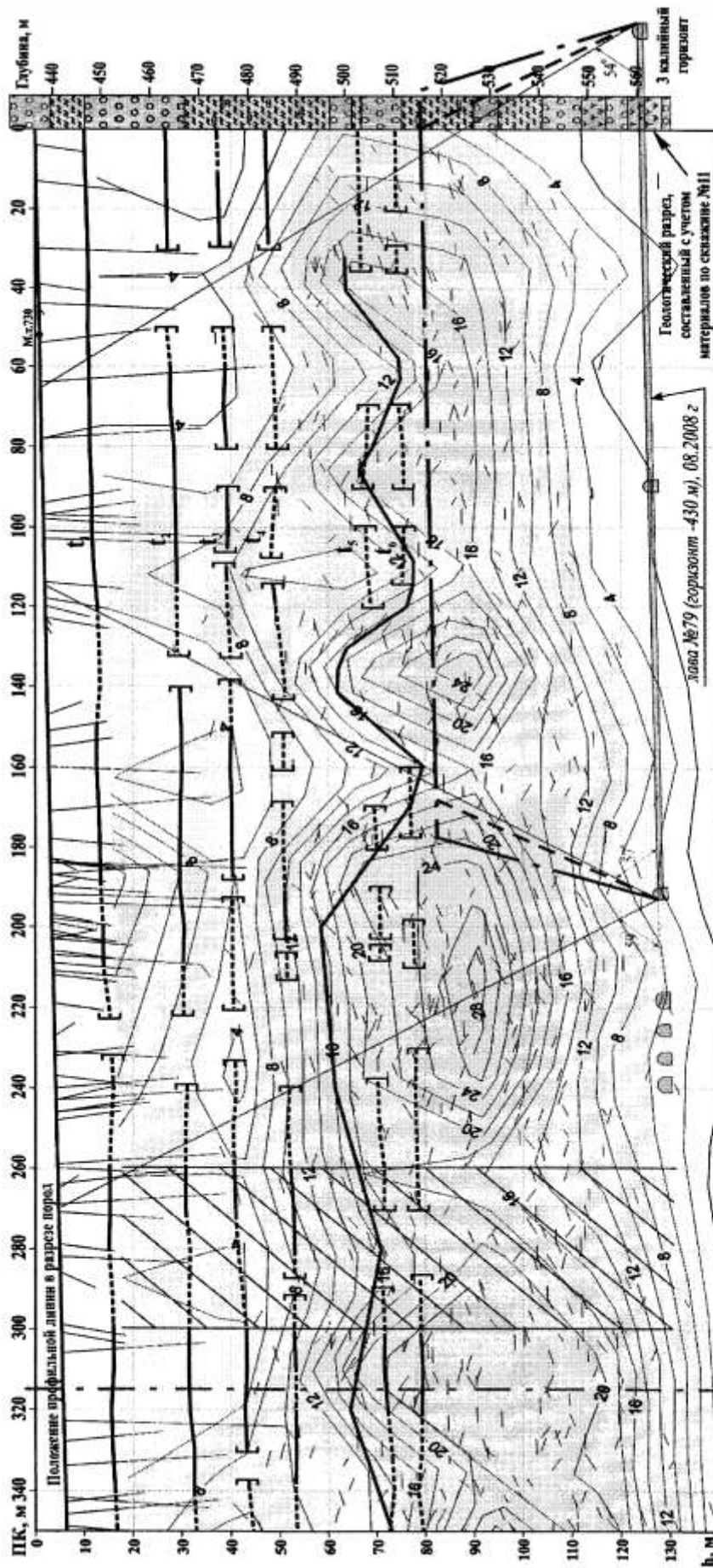


Рисунок 1 – Схематический сейсмический разрез по 1-му северо-западному панельному транспортному штрелу №1 с выносом наклонных отражающих элементов ($n=4$) (17 апреля 2008 г.) (соляной горизонт (-305 м), 1 РУ)



Условные обозначения приведены на рисунке 1

Рисунок 2 – Схематический сейсмический разрез по 1-му северо-западному панельному транспортному штрелу № 1 с выносом наклонных отражающих элементов ($n=4$) (8 октября 2008 г.) (соляной горизонт (-305 м), 1 РУ)



Условные обозначения приведены на рисунке 1

Рисунок 3 – Схематический сейсмический разрез по 1-му северо-западному панельному транспортному штрелу № 1 с выносом наклонных отражающих элементов ($n=4$) (5 ноября 2009 г.) (соляной горизонт (-305 м), 1 РУ)

Изолиния $P=16$ прослеживается от ПК 40 до ПК 400, располагаясь от 50 м (ПК 160, 400) до 68 м (ПК 200) от Третьего калийного горизонта. По сравнению со 2-м этапом наблюдений максимальная высота распространения местоположения наклонных отражающих элементов увеличилась до 70 м, а ширина – до 350 м.

Размеры зоны увеличения плотности распределения наклонных отражающих элементов, по всей видимости, свидетельствуют о распространении трещиноватости за пределы участка подработки профиля наблюдений лавой № 79. Аномальная зона, связанная с выделенной геологически осложненной зоной, по материалам предыдущих этапов исследований слабо выражена по результатам работ третьего этапа. Изменение ширины распространения и глубины залегания изолинии $P=16$ на ПКПК 280-320 указывает на изменение размеров и геометрии зоны распространения трещиноватости после подработки данного участка профиля лавой № 79. Ранее проведенные исследования показали, что подработанные лавами вышележащие пространства имеют блоковое строение. Грани блоков, в первом приближении, можно рассматривать как отражающие площадки. Таким образом, уменьшение длин выделяемых годографов отраженных волн можно рассматривать как следствие уменьшения размеров наклонных отражающих элементов, которое объясняется дроблением блоков на более мелкие. Последнее позволяет утверждать, что отражающие границы после подработки в зонах геологических нарушений испытывают процесс дробления на более мелкие, которые являются наклонными отражающими элементами, фиксируемыми на меньшем числе каналов сейсмической записи. По поведению графиков изменения плотности распределения наклонных отражающих элементов можно говорить о качественном изменении напряженно-деформационного состояния в пределах профиля наблюдения (рисунок 4).

Изменения охватили пространство соляного массива за пределами прохождения лавы № 79, включая зону влияния на напряженно-деформационное состояние соляных пород пройденной ранее лавы № 39. Высота и конфигурация зоны распространения трещиноватости освещают динамику ее изменения. В геологическом разрезе выделенная зона повышенных значений P соответствует глубинам залегания 15-19 пачек с резким уменьшением величин плотности распределения отражающих элементов в 20 глинистой пачке.

Графические зависимости изменения величин плотности распределения наклонных отражающих элементов в пространстве с удалением от подрабатываемого горноочистными работами участка горного массива имеют общую форму изменения кривых плотности распределения отражающих элементов. На представленном графике затухания плотности распределения отражающих элементов выделяются четыре отрезка (А, Б, В, Г) кривой (начало от профиля наблюдения). Отрезок А – минимальная величина плотности отражающих наклонных элементов, т.е. нормальное поле. Отрезок Б – увеличение значений плотности наклонных отражающих элементов при приближении к зоне подработки. Отрезок В – зона наибольшей величины плотности наклонных отражающих элементов, по всей видимости, обусловленная состоянием разрушенных трещиноватых горных пород и вероятным образованием открытой трещиноватости в зоне подработки. Отрезок Г – неблагоприятная зона для исследования (определения) состояния горных пород по применяемой методике после подработки ввиду образования большого количества мелких трещин, являющихся наклонными отражающими элементами, которые можно выделить с применением более сложных методик наблюдений.

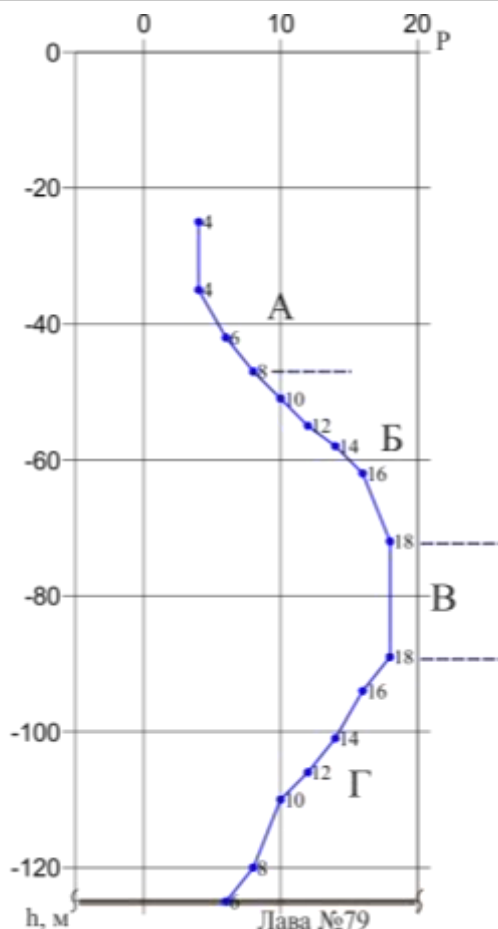


Рисунок 4 – График изменения плотности (P) распределения наклонных отражающих элементов вглубь массива перпендикулярно профилю наблюдения (ПВ40-почва). (1 РУ, Соляной горизонт, 1-й северо-западный панельный транспортный штрек № 1, 5 ноября 2009 г.)

На рисунке 4 приведены следующие обозначения:

А – зона минимальной величины плотности (P) наклонных отражающих элементов (нормальное поле);

Б – зона увеличения плотности (P) наклонных отражающих элементов при приближении к Третьему калийному горизонту, отработанному лавой № 79;

В – зона максимальной плотности (P) наклонных отражающих элементов;

Г – предельная глубина выделения наклонных отражающих элементов при применяемой методике наблюдения.

По результатам работ третьего этапа исследований через 1,5 года после подработки профиля наблюдений лавой № 79 нельзя утверждать о законченности формирования зоны распространения трещиноватости.

Выводы

1. После подработки профиля наблюдений горно-очистными работами появление отраженных волн от наклонных элементов является признаком развития трещиноватости.

2. Высота распространения трещиноватости определяется высотой распространения наклонных отражающих элементов, фиксирующихся сейсмическими методами.

3. Критерием высоты распространения трещиноватости является значение плотности распределения наклонных отражающих элементов P , равное 16, совпадающее (по высоте) с распространением открытой (водопроводящей) трещиноватости по данным горных и буровых работ. В каждой точке профиля наблюдений данное значение P (верхнее от подработки) будет соответствовать высоте распространения открытой (водопроводящей) трещиноватости.

4. Высота развития открытой трещиноватости соответствует высоте местонахождения зоны «В».

Список использованных источников

1. Вагин, В.Б. Шахтные сейсмические методы изучения строения массивов соляных пород / В.Б. Вагин. – Минск: БелНИЦ «Экология», 2010. – 188 с.
2. Сейсмическая модель массива горных пород в зоне подработки / Д.Н. Мусалев, В.Б. Вагин, Н.Н. Прохоров, Т.П. Кафанова, А.М. Ефимов, Е.В. Кулагов // Научные исследования и инновации – 2009. – № 4. – С. 50-55.

Vagin V.B., Prokhorov N.N., Efimov A.M., Ivanova N.N., Kafanova T.P., Kulagov E.V.

Seismogeological model of technogenic fracture zone

The article proposed the seismic reflection method as one of the way for studying technogenic fracturing and determination of the height of its extension as a result of mining works. The seismic models of different conditions of the researched salt massif rested on seismic materials of the carried out mine observation were distinguished. From the research results the main features of fracture zones' development, as well as the height criterion of their extension over the underworked field were distinguished.

Поступила в редакцию 18.05.2011 г.

УДК 622.7.017.2

ИССЛЕДОВАНИЕ ОБОГАТИМОСТИ СИЛЬВИНИТОВОЙ РУДЫ НЕЖИНСКОГО УЧАСТКА СТАРОБИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ МЕТОДОМ ФРАКЦИОННОГО АНАЛИЗА В ТЯЖЕЛЫХ ЖИДКОСТЯХ

Турко М.Р., Бахмутская Л.В., Журавская А.М. (ОАО «Белгорхимпром», г. Солигорск, Беларусь)

Одним из основных методов исследования руд на обогатимость является фракционный анализ в тяжелых жидкостях, задачей которого является количественная оценка распределения минеральных зерен и их сростков по фракциям различной плотности и крупности. Метод позволяет анализировать состав раздробленной до определенной крупности калийной руды по основным минералам, оценивать степень раскрытия зерен сильвина и определять основные технологические параметры продуктов обогащения.

При исследовании обогатимости руд новых участков Старобинского месторождения выполнен фракционный анализ в тяжелых жидкостях руды Второго калийного горизонта Нежинского участка, раздробленной до крупности -10,0 мм.

Введение

ОАО «Беларуськалий» является экспортно-ориентированным предприятием с высокой валютной выручкой в Республике Беларусь, и поэтому обеспечение его надежной сырьевой базой – один из главных факторов стабильного производства калийных удобрений для удовлетворения потребностей мирового рынка.

По долгосрочным прогнозам экспертов международных организаций спрос на минеральные удобрения в мире будет постоянно увеличиваться ежегодно на 2,5 %, в том числе на калийные удобрения – на 2,7 %. Учитывая эти обстоятельства, вопрос поддержания и развития рудной базы объединения ОАО «Беларуськалий» является наиболее значимым и приоритетным.

Поддержание производственной мощности Второго рудоуправления осуществляется за счет ввода в эксплуатацию с 2009 г. Краснослободского рудника, Первого рудоуправления – за счет строящегося в настоящее время Березовского рудника, а Третьего рудоуправления – за счет ввода в эксплуатацию Западной площади Северного участка Старобинского месторождения (Дарасинский блок).

Кардинальным решением по сырьевой базе предприятия на перспективу является строительство нового 5-го рудоуправления.

Анализ показывает, что из всех предварительно разведанных участков Старобинского месторождения (Нежинский, Смолковский, Дроздовский и др.), интерес представляет Нежинский как наиболее изученный и прилегающий непосредственно к шахтному полю Четвертого рудоуправления.

В соответствии с проектом работ по детальной разведке калийных солей Нежинского участка для проведения исследований отобрана технологическая проба, которая явилась представительной для сильвинитовой руды Второго калийного горизонта.

С целью прогноза технологических показателей обогащения руды данного участка и разработки ТЭО постоянных кондиций с подсчетом запасов в технологической лаборатории ОАО «Белгорхимпром» в рамках исследования обогатимости руды выполнен фракционный анализ руды в тяжелых жидкостях [1].

Общие понятия о фракционном анализе.

Методика проведения анализа и обработки полученных результатов

Метод фракционного анализа основан на различии удельных весов составляющих сильвинитовую руду минералов сильвина, галита и глинистых минералов, удельный вес которых соответственно равен 1980; 2160 и 2400-2800 кг/м³ [2, 3].

Исследование осуществляется на классифицированном, отделенном от свободного нерастворимого остатка материале, подготовка которого к разделению в тяжелых жидкостях проводится следующим образом: проба, отобранная для анализа, замачивается в насыщенном по KCl и NaCl растворе (далее маточный раствор), затем подвергается оттирке и рассеву по классам крупности в маточном растворе.

Каждый класс крупности после обезвоживания промывается 80 %-ным изопропиловым спиртом с целью вытеснения с поверхности солевых минералов маточного раствора, что исключает также образование сростков при сушке. Высушенные классы крупности досеиваются, и минусовой продукт класса присоединяется к последующим нижним классам руды.

Разделение классов крупности руды по плотностям осуществляется в жидкостях с калиброванными величинами плотности 2000; 2030; 2050; 2100; 2150 и 2200 кг/м³.

Приготовление рабочих жидкостей с заданными плотностями осуществляется на основе тяжелой жидкости – бромформа (трибромметана) с плотностью 2888,6 кг/м³ и легкой жидкости – дибутилфталата (дибутилового эфира фталевой кислоты) с плотностью 1046,0 кг/м³.

Готовятся они весовым методом с учетом заданных плотностей. Плотность рабочей жидкости после каждого расслоения контролируется пикнометром с соответствующей корректировкой.

Для фракционного анализа отбираются навески каждого класса руды, массой по 100 г. Отобранная навеска засыпается в делительную воронку или химический стакан, куда затем заливается жидкость определенной плотности. Содержимое воронки или стакана после тщательного перемешивания отстаивается до полного разделения легкой и тяжелой фракций.

После расслоения легкая (всплывшая) фракция переносится на воронку Бюхнера, фильтруется, промывается 100 %-ным спиртом, высушивается, взвешивается и подготавливается к проведению химического анализа. Тяжелая (осевшая) фракция фильтруется, промывается спиртом, высушивается и переносится в делительную воронку или стакан для дальнейшего разделения в следующей приготовленной жидкости. Разделение проводится от жидкости с плотностью 2000 кг/м³ до жидкости с плотностью 2200 кг/м³. Полученные данные заносятся в таблицу.

Фракционному разделению в стаканах и делительных воронках обычно подвергаются классы руды крупнее 0,25 мм, так как разделение мелких классов происходит неэффективно из-за флокуляции тонких частиц. Разделение классов руды мельче 0,25 мм на фракции в тяжелых жидкостях возможно проводить с помощью центрифуг.

Концентратная фракция, плотность которой в зависимости от характера раскрытия руды соответствует плотности менее 2000 кг/м³ или менее 2030 кг/м³, принимается за кондиционную при величине массовой доли хлористого калия в ней не менее 95 %. Фракция, всплывающая при плотности жидкости 2000-2150 кг/м³ или 2030-2150 кг/м³, в соответствии с тем, какая фракция выбрана за кондиционную, представлена сростками зерен сильвина с другими минералами с убывающей величиной массовой доли хлорида калия в ней и считается промпродуктовой (фракция промежуточного продукта).

Фракция, всплывающая при плотности жидкости 2200 кг/м^3 , считается галитовой. Фракция, утонувшая при плотности жидкости 2200 кг/м^3 , является галопелитовой.

По полученным данным составляются таблицы результатов фракционного анализа и строятся кривые обогатимости руд, позволяющие графически отразить зависимости между основными показателями [4].

Кривая всплывших фракций показывает зависимость между суммарным выходом всплывших фракций и суммарной массовой долей КС1 в них. Кривая утонувших фракций показывает зависимость между суммарным выходом утонувших фракций и суммарной массовой долей КС1 в них.

Кривая элементарных фракций показывает зависимость между суммарным выходом всплывших фракций и массовой долей КС1 отдельных фракций. Для построения кривой на линиях выходов соответствующих фракций откладывают последовательно массовые доли КС1 отдельных фракций и из полученных точек проводят в пределах каждой фракции линии, параллельные оси ординат. Через середины этих линий проводят плавную кривую так, чтобы площади треугольников отсекаемых кривой в пределах каждой фракции, были равны между собой. В случае нераскрытия материала при заданной крупности дробления руды кривая элементарных фракций совпадает с диагональю.

Кривая плотностей показывает зависимость суммарного выхода всплывших фракций от плотности разделения.

Кривые обогатимости позволяют определить возможные показатели обогащения: выход продуктов обогащения и массовые доли КС1 в них, рассчитать все показатели при выделении кондиционной концентратной фракции с массовой долей хлористого калия 95 %.

Результаты исследования

Фракционному анализу подвергалась проба, выделенная из руды, раздробленной до крупности -10,0 мм.

По результатам химического анализа массовая доля основных компонентов в исследуемой руде составила: КС1 – 26,42 % и нерастворимого остатка (Н.О.) – 1,25%, из чего следует, что руда Второго калийного горизонта Нежинского участка характеризуется невысокой массовой долей хлористого калия и нерастворимого остатка.

По результатам ситового анализа пробы руды, подготовленной для фракционного анализа (таблица 1), установлено, что для исследуемой руды характерен широкий диапазон классов крупности от -3,15 до +0,25 мм с повышенными относительно исходной руды значениями массовой доли КС1. Выход класса -0,25 мм составляет 5,74 % с извлечением в него хлористого калия – 5,34 %. Ситовой анализ также показывает, что основная масса нерастворимого остатка концентрируется в классе -0,25 мм и значение его массовой доли в этом классе составляет – 15,09 %.

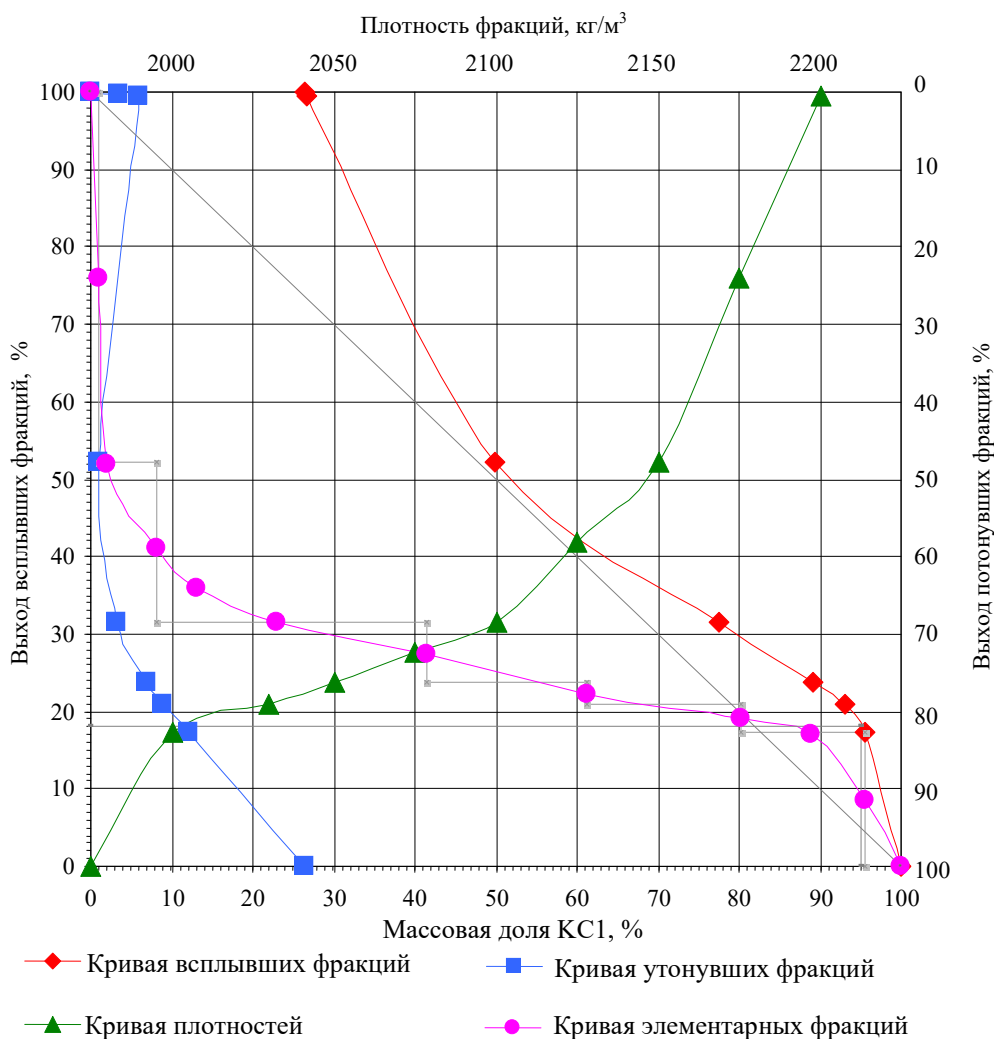
Разделению в тяжелых жидкостях, как уже было сказано выше, подвергаются классы руды крупнее 0,25 мм.

Выход выделенных в тяжелых жидкостях фракций и распределение по нему основных компонентов руды для всех классов крупнее 0,25 мм, приведены в [1]. Анализируя извлечение хлористого калия в концентратную фракцию (менее 2000 кг/м^3), следует отметить, что, уже начиная с класса крупности -5,0+3,15 мм, значение массовой доли КС1 становится выше 95 % и достигает максимума 98,06 % в классе крупности -2,0+1,6 мм. Максимальный выход сильвиновой фракции от руды, равный 3,01 %, отмечен в классе -3,15+2,0 мм.

Для исследуемой руды отмечены низкие значения массовой доли КС1 в галитовой фракции (2150-2200 кг/м³). В диапазоне классов от -10,0 до +0,5 мм этот показатель не превышает одного процента и только в классе -0,5+0,25 мм значение массовой доли хлористого калия составляет 2,16 %. Выход (от класса) галитовой фракции находится в пределах 40-53 %.

Сводные данные показателей разделения классов по фракциям с различным удельным весом приведены в таблице 2, данные распределения хлористого калия и нерастворимого остатка по продуктам и по составляющим руду минералам приведены в таблицах 3 и 4, соответственно. При анализе данных, представленных в таблице 3 и 4, установлено, что в сильвиновую фракцию (с плотностью менее 2000 кг/м³) извлекается 59,09 % хлористого калия. Массовая доля Н.О. в ней составляет 0,20 %.

В промпродуктовую фракцию извлекается продукт с выходом, равным 32,87 % и массовой долей КС1, равной 23,35 %. Выход отвальной фракции составил 45,11 % (от руды) с массовой долей хлористого калия в ней 0,87 %. Суммарное извлечение КС1 в галитовую и галопелитовую фракции составило 1,49 %. Кривые обогатимости, построенные по данным фракционного анализа руды, приведены на рисунке. Для построения графиков показатели выхода фракций рассчитаны от класса +0,25 мм.



Выход концентрата с массовой долей КС1 95 % (от класса +0,25 мм) – 18,0 %

Выход концентрата с массовой долей КС1 95 % (от руды) – 16,97 %

**Рисунок – Кривые обогатимости руды Второго калийного горизонта
Нежинского участка крупностью -10,0+0,25 мм**

[illegible]

Таблица 3 – Распределение KCl и H.O. в продуктах, выделенных при разделении в тяжелых жидкостях руды Второго калийного горизонта Нежинского участка крупностью дробления -10,0+0,25 мм

Концентратная фракция < 2000 кг/ м³				Промежуточная фракция 2000 — 2150 кг/ м³				Отвальная фракция >2150 кг/ м³				Класс -0,25 мм				Степень раскрытия, %				
Выход от руды, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	Выход от руды, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	Выход от руды, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	Выход от руды, %	Массовая доля, %		Извлечение, %					
	KCl	H.O.			KCl	H.O.			KCl	H.O.			KCl	H.O.			KCl	H.O.	KCl	H.O.
16,28	95,61	0,20	59,09	2,68	32,87	23,35	0,81	34,08	10,07	45,11	0,87	0,65	1,49	24,36	5,74	24,51	15,09	5,34	62,88	63,42

Таблица 4 – Распределение KCl и H.O. в минералах, выделенных при разделении в тяжелых жидкостях руды Второго калийного горизонта Нежинского участка крупностью дробления -10,0+0,25 мм

Сильвин < 2000 кг/ м³				Сропки 2000 – 2150 кг/ м³				Галит 2150 – 2200 кг/ м³				Галопелит > 2200 кг/ м³				Степень раскрытия, %				
Выход от руды, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	Выход от руды, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	Выход от руды, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	Выход от руды, %	Массовая доля, %		Извлечение, %					
	KCl	H.O.			KCl	H.O.			KCl	H.O.			KCl	H.O.			KCl	H.O.	KCl	H.O.
16,28	95,61	0,20	59,09	2,68	32,87	23,35	0,81	34,08	10,07	44,70	0,83	0,49	1,40	18,19	0,41	5,94	18,70	0,09	6,16	63,42

Таблица 5 – Распределение KCl в продуктах, выделенных при разделении в тяжелых жидкостях руды Второго калийного горизонта Нежинского участка крупностью дробления -10,0+0,25 мм (данные по концентратной фракции получены по кривым обогатимости)

Концентратная фракция КС1= 95 %				Промежуточная фракция				Отвальная фракция				Класс -0,25 мм				Степень раскрытия, %
Выход от руды, %	Массовая доля КС1, %	Извлечение КС1, %	Выход от руды, %	Массовая доля КС1, %	Извлечение КС1, %	Выход от руды, %	Массовая доля КС1, %	Извлечение КС1, %	Выход от руды, %	Массовая доля КС1, %	Извлечение КС1, %	Выход от руды, %	Массовая доля КС1, %	Извлечение КС1, %		
16,97	95,00	61,17	32,18	26,21	32,00	45,11	0,87	1,49	5,74	24,51	5,34	65,65				

Выход кондиционной концентратной фракции с массовой долей КС1 – 95 % согласно кривым для руды крупнее 0,25 мм равен 18,00 %. При пересчете на исходную руду это значение составило 16,97 %.

Коэффициент раскрытия зерен сильвина кондиционной концентратной фракции, равный отношению извлечения КС1 в концентратную фракцию к суммарному извлечению хлористого калия в концентратную и промежуточную фракции (менее 2200 кг/м³), составил 65,65 % (таблица 5).

Выводы

В технологической лаборатории ОАО «Белгорхимпром» выполнен комплекс исследований по изучению обогатимости руды Второго калийного горизонта Нежинского участка Старобинского месторождения с массовой долей КС1 – 26,42 % и Н.О. – 1,25 %.

В результате фракционного анализа в тяжелых жидкостях руды крупностью -10,0+0,25 мм установлено, что:

- извлечение хлористого калия в концентратную фракцию с массовой долей КС1 выше 95 % составило 61,17 % при выходе фракции от руды, равном 16,97 %. Массовая доля нерастворимого остатка при этом составила $\approx 0,20$ %;

- значения массовой доли КС1 выше 95 % в концентратной фракции отмечаются уже в классах крупностью -5,0+3,15 мм с максимальным значением равным 98,06 % в классе -2,0+1,6 мм;

- значение массовой доли КС1 в отвальной фракции составило 0,87 %, суммарное извлечение КС1 в нее равно 1,49 %;

- степень раскрытия сильвина для исследуемой руды (по концентратной фракции с массовой долей хлористого калия 95 %) составила 65,65 %.

Таким образом, уже при дроблении руды до крупности -10,0 мм достигается высокая степень раскрытия зерен хлористого калия и натрия и удаления нерастворимого остатка со шламовым продуктом, то есть руда Второго калийного горизонта Нежинского участка может обогащаться с высокими показателями по простым технологическим схемам, характерным для действующих флотофабрик ОАО «Беларуськалий».

Список использованных источников

1. Выполнить исследования на обогатимость сильвинитовых руд второго и третьего горизонтов при валовом и валово-селективном варианте добычи руды: отчет о НИР (заключ.) / ОАО «Белгорхимпром»; рук. М.Р. Турко. – Минск, 2010. – 110 с.

2. **Митрофанов, С.И.** Исследование руд на обогатимость (практическое руководство) / С.И. Митрофанов. – М.: Металлургиздат, 1950. – 302 с.

3. **Митрофанов, С.И.** Исследование полезных ископаемых на обогатимость / С.И. Митрофанов, Л.А. Барский, В.Д. Самыгин. – М.: Недра, 1974. – 352 с.

4. ГОСТ 4790-93. Топливо твердое. Определение и представление показателей фракционного анализа. Общие требования к аппаратуре и методике [Текст]. – Введ. 2002-07-01. – Минск: Межгос. совет по стандартизации, метрологии и сертификации; М.: Изд-во стандартов, сор. 2002. – 7 с.

Turko M.R., Bakhmutskaya L.V., Zhuravskaya A.M.

Research of the sylvinite ore dressability of the Nezhin section of Starobin deposit by the fractional analysis in heavy liquids

One of the main methods to examine the sylvinite ores on dressability is the fraction analysis in heavy liquids, the task thereof is the quantitative estimation of distribution of the mineral grains and their attachments according to the fractions of different density and size. The method allows analyzing of the composition of the crashed up to the normal size potash ore taking into account the basic minerals, to estimate the degree of sylvinites release and as well as to determine the main technological parameters of the dressing products.

While testing the dressability of the ore from Starobin deposit's new sections in heavy liquids the fraction analysis of the ore (crashed up to the size -10,0 mm) of the Second potash level of the Nezhin section was carried out.

Поступила в редакцию 16.02.2011 г.

МАШИНОСТРОЕНИЕ

УДК 531.391

ИССЛЕДОВАНИЕ ДИНАМИКИ ТРЕХМАССОВОЙ МОДЕЛИ
ПЕРФОРАТОРА УДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ

Платовских М.Ю. (УО «Санкт-Петербургский государственный горный институт имени Г.В. Плеханова (технический университет)», Россия)

Рассмотрена трехмассовая модель перфоратора ударного действия. Включение в систему промежуточной массы (бойка) позволяет осуществить порционный перенос ударного импульса от поршня к штанге за счет интенсивных высокочастотных колебаний. Суммарный ударный импульс, передаваемый штанге, может значительно превышать аналогичный импульс, передаваемый при однократном ударе поршня по штанге. Это превышение приводит к интенсификации разрушения горной породы.

Введение

Включение в конструкцию перфоратора промежуточного тела небольшой массы (бойка) приводит к интенсификации бурения вследствие возникновения интенсивной вибрации – «дребезга». Результатами рудничных и лабораторных испытаний подтверждено повышение скорости разрушения горной породы на 30-50 % [1, 2]. В системе возникает так называемый квазипластический удар – процесс учащающихся повторных соударений убывающей интенсивности [3].

Результаты исследования

Перфоратор будем моделировать с помощью трехмассовой системы: масса m_1 – поршень, m – боек и m_2 – штанга (рисунок 1).

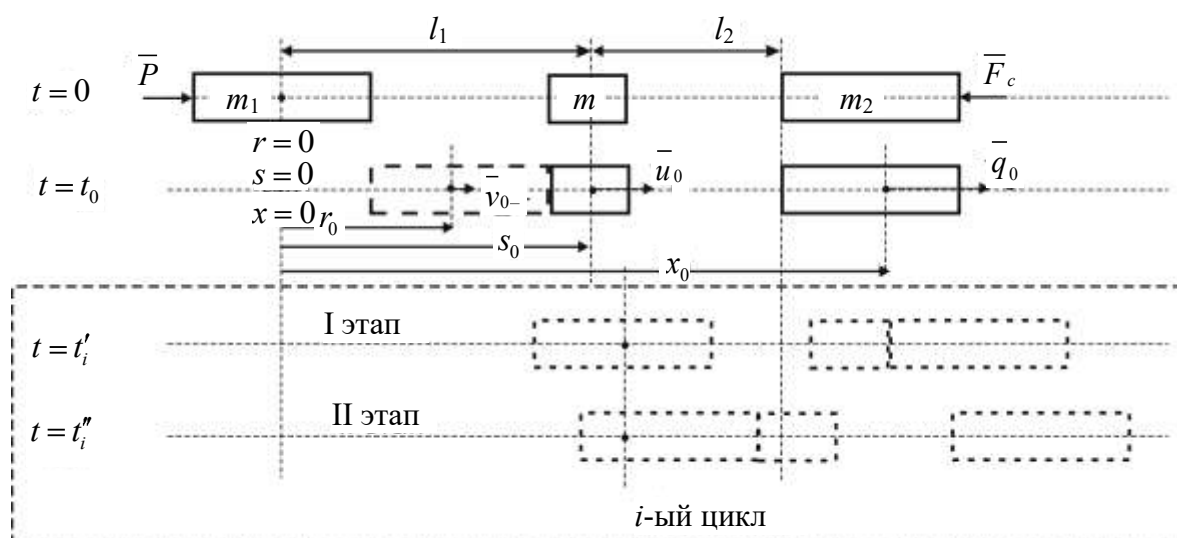


Рисунок 1 – Расчетная схема

Масса бойка много меньше масс поршня и штанги. Положение поршня, бойка и штанги будем определять соответственно координатами r , s и x ; их скорости – v , u и q . Начало координат ($t = 0$) совместим с начальным (неподвижным) положением поршня. На поршень действует постоянная сила $P_0 = 1200 \div 1500 \text{ Н}$. Рассматриваем единичный удар поршня продолжительностью приблизительно 0,015 с. Считаем, что со стороны породы на штангу действует сила сопротивления пропорциональная скорости $F_c = kq$.

На интервале времени $0 < t < t_0$ поршень под действием силы P_0 ускоренно движется из начального положения к бойку (боек и штанга на этом интервале неподвижны).

В соответствии с этим в момент времени $t_0 = \sqrt{\frac{2m_1 l_1}{P_0}}$ поршень, преодолев расстояние $r_0 = l_1$, достигает бойка, имея при этом скорость $v_{0-} = \sqrt{\frac{2P_0 l_1}{m_1}}$. При $t = t_0$ происходит первый упругий удар поршня по бойку. По теореме об изменении импульса механической системы поршень – боек будем иметь:

$$m_1 v_{0+} + m u_{0+} - m_1 v_{0-} = P_0 \tau. \quad (1)$$

Здесь v_{0+} и u_{0+} – послеударные скорости поршня и бойка соответственно; τ – длительность удара (индекс «+» относится к послеударным скоростям, «-» – к скоростям перед ударом). Длительность удара будем определять по теории Г. Герца [4], в которой предполагается, что контактная сила сближения тел F определяется формулой:

$$F = \alpha \Delta^{\frac{3}{2}},$$

где Δ – сближение тел;

α – коэффициент, зависящий от кривизны поверхностей контакта и свойств материала; примем $\alpha = 3 \cdot 10^{10} \text{ Н/м}^{3/2}$ [3]. При этом длительность удара:

$$\tau = 2,94 \left(\frac{5M}{3\alpha} \right)^{\frac{2}{5}} v_{\text{суд}}^{-0,2}, \quad (2)$$

где $v_{\text{суд}}$ – относительная скорость соударяющихся тел, $M = \frac{m_{\text{лев}} m_{\text{прав}}}{m_{\text{лев}} + m_{\text{прав}}}$ ($m_{\text{лев}}$, $m_{\text{прав}}$ – массы тел, участвующих в данном соударении).

Ввиду того, что сила P_0 достаточно велика, а длительность удара τ – мала, импульс этой силы имеет конечное значение. Перемещением тел за время удара пренебрегаем. Относительная скорость бойка и поршня после (u_{0+}, v_{0+}) и перед первым упругим ударом ($u_{0-} = 0, v_{0-}$) связаны коэффициентом восстановления R (так называемая гипотеза Ньютона [2]):

$$|v_{0+} - u_{0+}| = R v_{0-}. \quad (3)$$

Так как $u_{0+} < v_{0+}$ (после первого удара боек «обгоняет» поршень) $|v_{0+} - u_{0+}| = v_{0+} - u_{0+}$.

Уравнения (1), (3) образуют систему относительно v_{0+} , u_{0+} , решая которую, получим:

$$\begin{aligned} v_{0+} &= [P_0\tau + (m_1 - mR)v_{0-}]/(m_1 + m); \\ u_{0+} &= [P_0\tau + m_1(1 + R)v_{0-}]/(m_1 + m). \end{aligned} \quad (4)$$

Дальнейшее движение в системе будем рассматривать как последовательность циклов: I – движение бойка от поршня к штанге (в конце удар), II – движение бойка в обратном направлении (удар).

Произвольный цикл, начинается в момент времени $t = t_i$, когда происходит i -ый удар бойка по поршню и завершается в момент $t = t_{i+1}$ при следующем ударе бойка по поршню. После этого удара движение поршня будет происходить в направлении штанги под действием силы P_0 , движение бойка – по инерции и штанги под действием силы сопротивления F_c . В качестве начальных условий для i -го цикла будут выступать значения координат и скоростей масс системы в конце предыдущего ($i-1$ -го) цикла. Этап I заканчивается в момент времени $t = t'_i$, когда боек «догонит» штангу.

Составим для получения послеударных скоростей бойка и штанги u'_{i+} , q'_{i+} теорему об изменении импульса системы боек – штанга (u'_{i-} , q'_{i-} – значения этих скоростей перед ударом):

$$(m_1v'_i + mu'_{i+} + m_2q'_{i+}) - (m_1v'_i + mu'_{i-} + m_2q'_{i-}) = S(F_c), \quad (5)$$

где $S(F_c)$ – импульс силы сопротивления:

$$S(F_c) = \int_0^\tau F_c dt = \int_0^\tau (-k\dot{x}) dt = -kx \Big|_0^\tau \approx 0.$$

Связь относительных скоростей бойка и штанги до и после удара задается соотношением аналогичным (3)

$$|u'_{i+} - q'_{i+}| = R|u'_{i-} - q'_{i-}|. \quad (6)$$

Решая совместно (5) и (6), определим послеударные скорости бойка и штанги u'_{i+} , q'_{i+} :

$$\begin{aligned} u'_{i+} &= [mu'_{i-} + m_2q'_{i-} - m_2R|u'_{i-} - q'_{i-}|]/(m + m_2), \\ q'_{i+} &= [mu'_{i-} + m_2q'_{i-} + mR|u'_{i-} - q'_{i-}|]/(m + m_2). \end{aligned}$$

Передаваемый при этом штанге в i -ом цикле импульс можно определить как

$$Q_i = m_2(q'_{i+} - q'_{i-}).$$

Далее следует этап II, на котором боек, отскочив от штанги, движется по направлению к поршню по инерции. Движения масс на этом этапе между ударами будут носить тот же характер, что и на этапе I. Этап II заканчивается в момент времени $t = t_{i+1}$, когда боек достигнет поршня.

Составив на этапе II теорему об изменении импульса системы боек – поршень в форме аналогичной (5) и равенство, связывающее относительные скорости бойка и поршня до удара и после (аналогичное (6)), определим послеударные скорости бойка и поршня в момент времени $t = t_{i+1}$ (u_{i+1-}, v_{i+1-} – значения этих скоростей перед ударом):

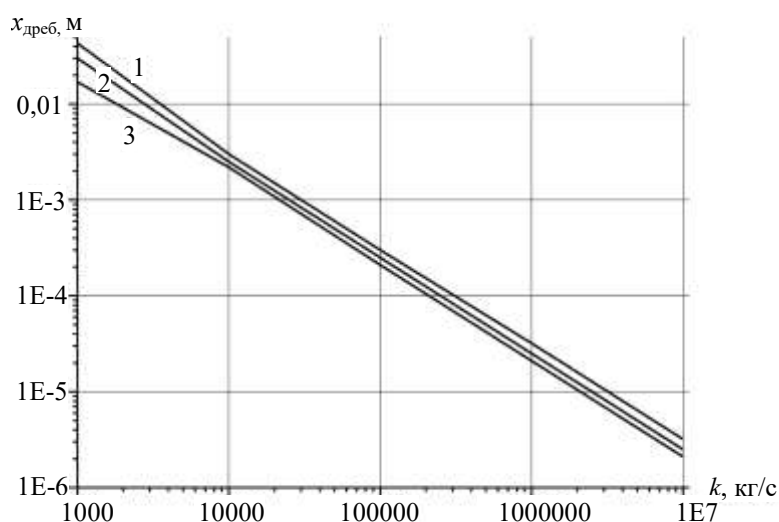
$$u_{i+1} = [P_0\tau + mu_{i+1-} + m_1v_{i+1-} - m_1R|u_{i+1-} - v_{i+1-}|]/(m + m_1),$$

$$v_{i+1} = [P_0\tau + mu_{i+1-} + m_1v_{i+1-} + mR|u_{i+1-} - v_{i+1-}|]/(m + m_1).$$

Процесс продолжается до тех пор, пока боек не окажется зажатым между штангой и поршнем. При этом происходит последний за i -ый цикл удар поршня по штанге (вместе с бойком).

Построенный алгоритм реализован в программе в среде программирования DELPHI, позволяющей исследовать процесс «дребезга» и его влияние на движение штанги в породе.

По экспериментальным данным проходка (перемещение штанги в породе) в пересчете на один удар поршня составляет приблизительно $x \approx 10^{-4} \div 10^{-3}$ м в зависимости от свойств породы. Таким образом, приведенные на рисунке 2 зависимости позволяют косвенным образом определить коэффициент сопротивления k на уровне $10^4 \div 10^5$ кг/с.



**Рисунок 2 – Зависимости смещения штанги $x_{дрезб}$ от коэффициента сопротивления породы k при различных значениях коэффициента восстановления:
график 1 – $R=0,8$; 2 – $R=0,7$; 3 – $R=0,6$**

На рисунке 3 представлены результаты расчетов перемещения бойка (рисунок 3а) и штанги (рисунок 3б). Здесь моменту первого удара поршня соответствует $t = t_0 = 0,01193$ с.

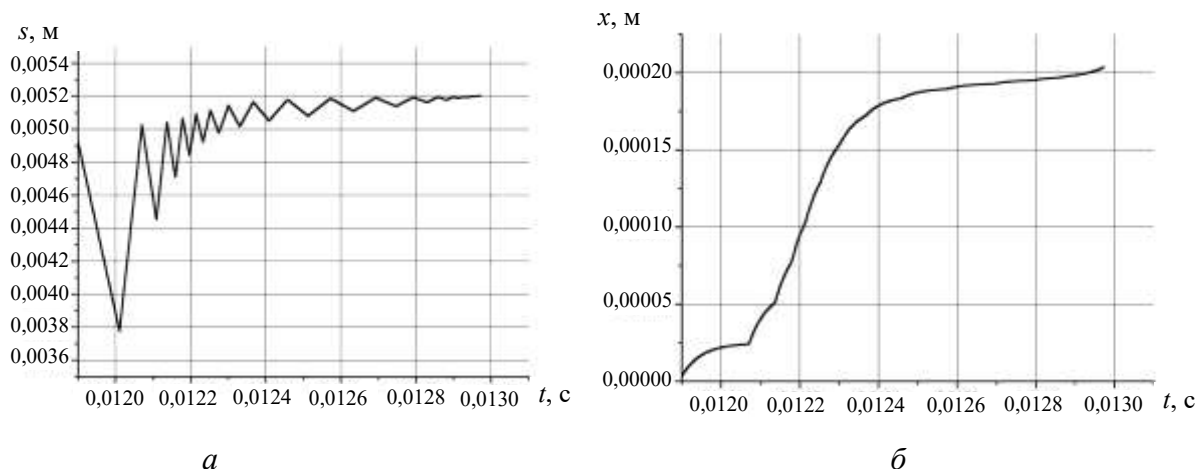


Рисунок 3 – Графики зависимостей перемещения бойка (а) и штанги (б) от времени ($m_1=2$ кг; $0,1$ кг; $m_2=5$ кг; $l_1=0,05$ м; $l_2=0,005$ м; $R=0,6$; $k=10^4$ кг/с)

Рисунок 4 отражает рост проходки при «дребезге».

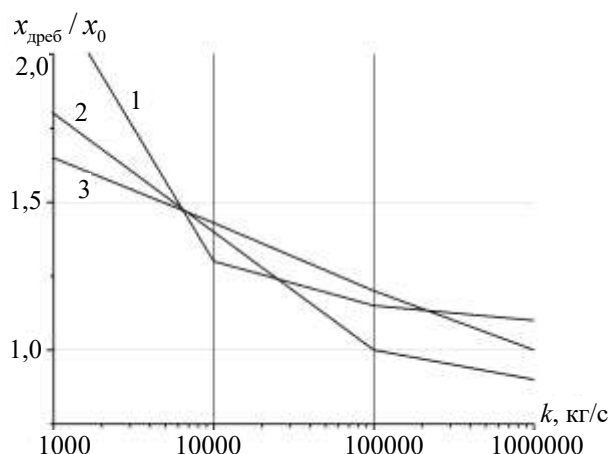


Рисунок 4 – Графики зависимостей роста проходки $x_{дрезб}/x_0$ ($x_{дрезб}$ – величина проходки в пересчете на один удар при установке бойка, x_0 – тоже самое в варианте работы перфоратора без бойка) от коэффициента сопротивления породы k при различных коэффициентах восстановления R в системе поршень – боек – штанга: кривая 1 – 0,8; 2 – 0,7; 3 – 0,6

Необходимо отметить, что в данных условиях соударяющиеся тела существенно различаются по массе и коэффициент восстановления может отличаться от традиционно принимаемого для сталей $R = 0,6$.

В среднем при коэффициенте восстановления $R = 0,6 \div 0,8$ и коэффициентах сопротивления породы $k = 10^4 \div 10^5$ кг/с эффективность «дребезга» составляет $30 \div 50$ %. Влияние массы бойка (в сторону увеличения) на эффективность незначительно.

Таким образом, в рассматриваемой трехмассовой виброударной системе движения бойка представляют собой высокочастотный колебательный процесс. За каждый цикл этих колебаний происходит передача дополнительного импульса от поршня штан-

ге. Суммарный импульс (и соответственно перемещение штанги в породе) при этом оказывается большим, чем передаваемый в конструкции перфоратора без бойка.

Выводы

1. Применение в конструкции перфоратора трехмассовой виброударной системы приводит к генерации высокочастотных колебаний бойка («дребезг»). При повторяющихся соударениях бойка с поршнем и со штангой происходит передача дополнительного импульса, превышающего ударный импульс, передаваемый в случае непосредственного удара поршня по штанге. Вследствие этого увеличивается перемещение штанги в породе (растет скорость проходки).

2. Более интенсивное разрушение породы при «дребезге» возможно также, вследствие того, что возникающие высокочастотные импульсы (их частоты близки к собственным частотам штанги) порождают соответствующие волновые процессы в штанге с возможным возбуждением соответствующих резонансов. Вследствие наличия сложных граничных условий на конце штанги, в ней возбуждаются не только продольные волны, но и поперечные, которые, по-видимому, и приводят к более активному разрушению породы при «дребезге».

Список использованных источников

1. Перфоратор: пат. 2223378 РФ, МПК7 Е 21 В 6/06 / Д.А. Юнгмейстер, М.М. Ветюков, Л.Н. Пашкин, В.А. Пивнев, Б.В. Воинов, К.А. Лукашов; заявитель Санкт-Петербургский гос. горный институт им. Г.В. Плеханова (технический ун-т). – № 2002116279/03; заявл. 17.06.2002; опубл. 10.02.2004 // Бюл. – 2004. – № 4.

2. Результаты исследований перфоратора со сдвоенной ударной системой / Д.А. Юнгмейстер [и др.] // Горное оборудование и электромеханика. – 2006. – № 3. – С. 17-20.

3. Нагаев, Р.Ф. Механические процессы с повторными затухающими соударениями / Р.Ф. Нагаев. – М.: Наука, 1985.

4. Бидерман, В.Л. Прикладная теория механических колебаний / В.Л. Бидерман. – М.: Высш. школа, 1972.

Platovskikh M.Yu.

Research of the dynamics of three mass-model of impact perforator

The three-mass model of the impact perforator was reviewed. Including of intermediate mass (anvil block) into the system allows carrying out the batch transfer of the impact momentum from the piston to the rod through intensive high-frequency vibration. The total impact momentum transferred to the rod can greatly exceed the analogous momentum transferred while having a single piston stroke on to the piston rod. This excess leads to the intensification of rock destruction.

Поступила в редакцию 27.04.2011 г.

УДК 622.648.6

ОЦЕНКА РЕЖИМОВ РАБОТЫ ПНЕВМОУБОРОЧНЫХ СОПЛ

Кислов Н.В., Коваленок А.А. (УО «Белорусский национальный технический университет», г. Минск, Беларусь)

Излагаются результаты исследования всасывающего и всасывающе-нагнетательного потоков у поверхности расстила измельченного торфа. Предлагаются обобщенные зависимости для определения длины активной зоны скорости воздуха перед входом в сопла и их поступательной скорости при заданном режиме работы пневмосистемы и в широком диапазоне состава и свойств торфа. Предлагается методика расчета режимов процесса пневмоуборки измельченного торфа из расстила и обосновываются условия рационального использования пневмоуборочной техники.

Введение

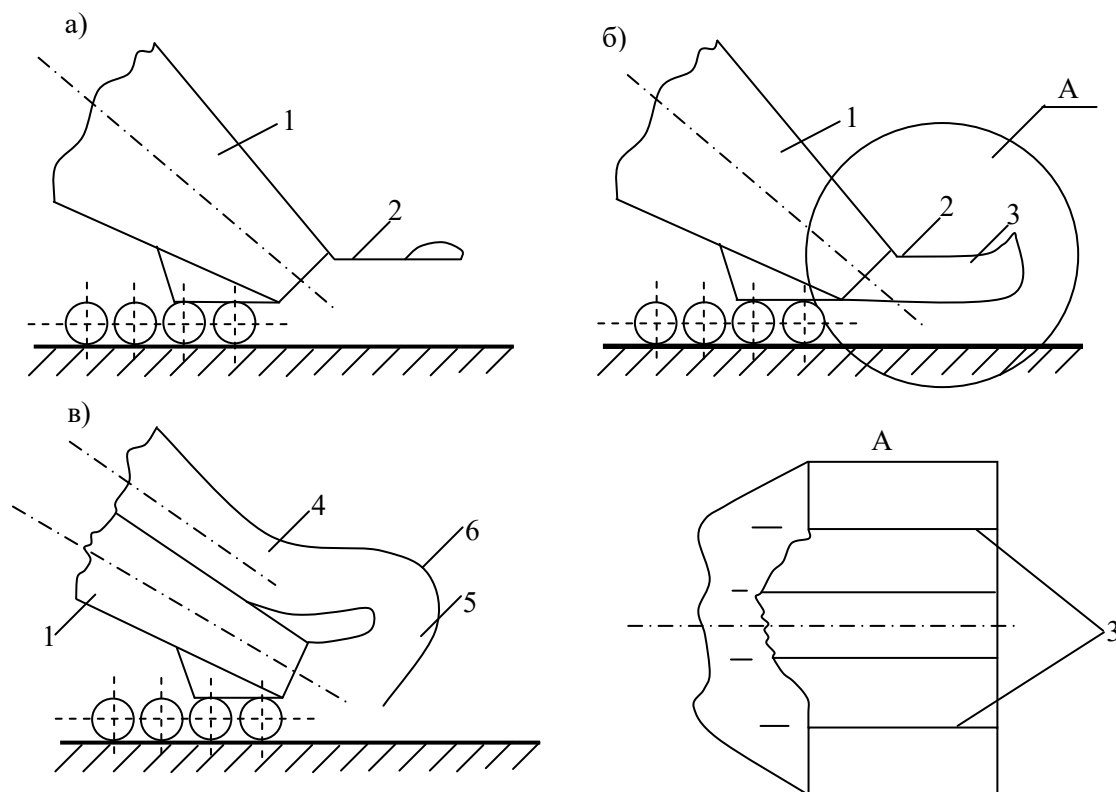
Применение пневматической уборки торфа относится к периоду возникновения поверхностно-послойного способа добычи фрезерного торфа. При пневмоуборке торфа, вследствие отсутствия подфрезеровывания торфяной залежи исключается увлажнение торфяной крошки. Регулирование скорости воздуха во входных отверстиях сопел и изменение поступательной скорости пневмоуборочной машины позволяет подобрать такой режим работы, при котором обеспечивается выборочная уборка частиц измельченного торфа определенной влажности и крупности. Фракционный состав торфа при пневмоуборке более однороден, в нем почти отсутствуют посторонние включения. Опыт эксплуатации пневмоуборочных машин различных модификаций показал, что энергоемкость процесса уборки измельченного торфа пневмоспособом значительно больше, а цикловые сборы меньше по сравнению с его механической уборкой. Эти недостатки обусловили поиск путей повышения эффективности использования энергии воздушного потока, прежде всего в зоне всасывания, так как значительная часть энергозатрат при пневмоуборке приходится на уборочные сопла [1].

Результаты исследования

Известно несколько модификаций пневмоуборочных сопел. Наиболее часто в самоходных и прицепных пневмоуборочных и пневмовалкующих машинах применялись всасывающие сопла (рисунок 1а), которые не обеспечивают требуемые цикловые сборы фрезерного торфа. Это привело к созданию ряда сопел, наиболее приемлемых с точки зрения уменьшения энергозатрат на уборку торфа и увеличения его сезонных сборов. Наиболее приемлемыми оказались сопла с организованным входом потока (рисунок 1б) [1] и всасывающе-нагнетательные сопла (рисунок 1в) [1, 2].

Всасывающее пневмоуборочное сопло ВС (рисунок 1а) представляет собой местный отсос с направляющим козырьком, образованный продолжением широкой стороны входного отверстия. Всасывающие факелы сопел ВС, устанавливаемых на машинах в один ряд, взаимодействуют между собой. Это приводит к уменьшению длины рабочей зоны всасывающего факела и завихрению потока в промежутках между соплами, что влечет за собой увеличение аэродинамического сопротивления всасывания и не-

равномерности концентраций торфовоздушной смеси по ширине сопл. Поэтому представилось необходимым выровнять скорость потока перед входом во всасывающие отверстия сопл по их ширине. Это было достигнуто путем установки направляющих пластин под козырьками сопл непосредственно перед их входными отверстиями, то есть в зоне формирования всасывающего факела. Такое сопло названо соплом с организованным входом потока (рисунок 1б) [1].



1 – всасывающий канал; 2 – козырек; 3 – пластины направляющие;
 4 – нагнетательный канал; 5 – камера; 6 – коллектор

**Рисунок 1 – Пневмоуборочные сопла: а – всасывающее (ВС);
 б – с организованным входом потока (ОВ); в – всасывающе-нагнетательное (ВН)**

Интенсификация процесса пневматической уборки фрезерного торфа может быть достигнута не только улучшением условий всасывания перед входом в пассивные сопла (рисунок 1а и б), но и путем активизации расстила перед ними с помощью нагнетательного воздушного потока [3]. Отличительной особенностью такого сопла ВН (рисунок 1в) является то, что взаимодействие всасывающего и нагнетательного потоков происходит здесь в закрытой камере 5. Это сопло состоит из всасывающего канала 1 и нагнетательного 4. В канал 4 поступает примерно 80 % воздуха от общего расхода пневмосистемы, а остальная часть отводится в атмосферу. Затем по коллектору 6 воздух поступает к входному отверстию всасывающего канала 1, сдувая по пути частицы торфа, находящегося в расстиле. Боковые стенки коллектора плотно соприкасаются через эластичные элементы с поверхностью залежи. Наличие зазора между коллектором и залежью устраняется сгребанием им торфа и обеспечивает поступление определенного количества воздуха, что обеспечивает постоянный его расход в пневмосистеме рекультивации. При такой конструкции сопл решается не только задача использования нагнетательного потока для активизации расстила торфа, но и при созданных условиях движения воздуха в рабочей камере практически исключается пыление.

Качество пневматической уборки, производительность и энергетические показатели пневмоуборочных машин зависят от соотношения между скоростью v_x воздушного потока перед входом в сопло и поступательной скоростью v_n машины, а так же от размерно-плотностных и аэродинамических свойств убираемого торфа (рисунок 1).

Объемная концентрация торфа во время пневмоуборки достаточно мала, а размеры торфяных частиц значительно меньше размеров сопла. В этих условиях законы движения отдельной частицы практически не зависят от объемной концентрации материала. Поэтому о процессе уборки измельченного торфа соплом можно, очевидно, с достаточной точностью судить по характеру движения отдельных торфяных частиц.

При пневматической уборке частица начинает омываться воздушным потоком и подниматься им с поверхности залежи в непосредственной близости от нижней кромки входного отверстия сопла. Пусть начало подвижной системы координат Oxz (рисунок 2) находится на линии нижней кромки входного отверстия. Подъемная сила P_z уравнивает частицу, а аэродинамическая сила P_x , преодолевая силу инерции P_u , вызывает ее разгон. С удалением частицы от входа с сопла подъемная сила уменьшается. При $x \geq l_p$ сила P_z становится меньше силы G тяжести частицы и она выпадает из потока. Величину l_p назовем активной зоной скорости воздушного потока. Подбор частицы соплом, которое перемещается со скоростью v_n происходит, когда частица за время нахождения в активной зоне потока ($x \leq l_p$) разгоняется до скорости $v_m \geq v_n$. Величина x определяется из уравнения движения частицы в горизонтальном потоке:

$$m \frac{dv_m}{dt} = P_z, \quad (1)$$

где m – масса частицы.

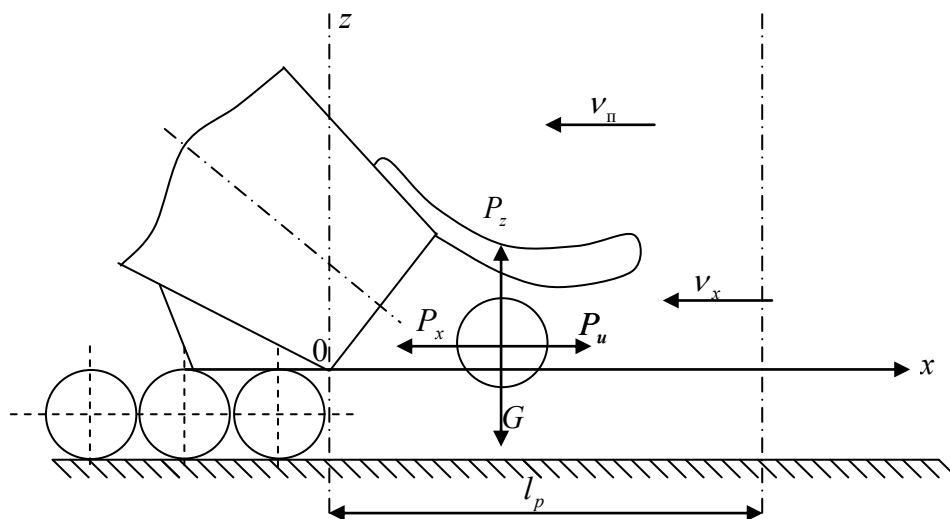


Рисунок 2 – Силы, действующие на частицу в воздушном потоке перед входом в сопло

Сила лобового сопротивления:

$$P_x = c_{\text{л}} \frac{\rho_{\text{в}}}{2} F v_{\text{чп}}^2, \quad (2)$$

где $c_{\text{л}}$ – коэффициент лобового сопротивления;

$\rho_{\text{в}}$ – плотность воздуха;

F – площадь миделевого сечения;

$v_{\text{чп}} = v_x + v_{\text{п}} - v_{\text{м}}$ – горизонтальная составляющая скорости частицы относительно потока.

Обозначим скорость движения сопла относительно частицы $u = v_{\text{п}} - v_{\text{м}}$. Тогда элементарное перемещение частицы относительно сопла $dx = u \cdot dt$. Отсюда $du = -dv_{\text{м}}$ и $dt = dx/u$. Подставив эти отношения в (1), получим:

$$\frac{du}{dx} = -\frac{c_{\text{л}}}{2} \cdot \frac{\rho_{\text{в}}}{m} \cdot F \frac{(v_x + u)^2}{u} = -k_p \frac{(v_x + u)^2}{u}, \quad (3)$$

где $k_p = g/v_s^2$ – коэффициент парусности;

$v_{\text{в}}$ – скорость витания частицы;

Коэффициент $k_p = g/v_s^2$ установлен из условия витания частицы $P_z = G$, т.е. $c_{\text{л}} \cdot \rho_{\text{в}} \cdot F \cdot v_s^2 / 2 = mg$.

Решение уравнения (3) выполнено с учетом экспериментальных зависимостей $v_x = f(x)$ для сопел различных модификаций.

Интенсивность затухания осевых скоростей потока перед входом во всасывающие сопла ВС и сопла ОВ с организованным входом потока характеризуются зависимостью:

$$v_x = v_c \cdot B / (1 + B), \quad (4)$$

где v_c – средняя скорость потока во входном отверстии сопла, гидравлический радиус которого $R_{\text{г}}$; $B = a \cdot e^m (x/R_{\text{г}})^{-n_2}$;

a , m , n_2 – обобщенные параметры формулы, величина которых определяется длиной l козырька, углом β в радианах наклона оси входной части сопла и размерами входного отверстия [1].

Осевая скорость v_x в рабочей камере всасывающе-нагнетательного сопла ВН при угле наклона оси нагнетательного канала $\alpha = 10^\circ - 30^\circ$ подчиняется закономерности:

$$v_x = v_c (1 - 13,2 \cdot x^2). \quad (5)$$

Комбинированная модель (3) применена для обоснования поступательной скорости $v_{\text{н}}$ сопел различных модификаций и величины l_p активной зоны всасывания, в которой частицы, перемещаясь на расстояние $x \leq l_p$, разгоняются до скорости $v_{\text{м}} \geq v_{\text{п}}$. При этом учитывалось, что скорость $v_{\text{хр}}$, при которой частицы с $v_s = 7-30$ м/с не уравновешиваются аэродинамической подъемной силой, изменяется в соответствии с закономерностью $v_{\text{хр}} = v_{1p} \cdot (v_s / v_{1s})^{0,5}$, где $v_{1p} = 1,65$ м/с – скорость воздуха перед входом в сопло, при которой частицы с $v_s = v_{1s} = 1$ м/с выпадают из всасывающего потока ($v_{\text{м}} = 0$).

Обобщенная зависимость $l_p = f(L, R_r, \beta, v_s, v_c)$ для определения величины l_p активной зоны перед входом во всасывающие сопла различных модификаций при скольжении их по поверхности расстила имеет вид:

$$l_p = a^{1/n_2} \cdot e^{m/n_2} \left((v_c / v_{xp}) - 1 \right)^{1/n_2} \cdot R_r. \quad (6)$$

В случае применения системы обычных всасывающих сопел (BC+BC) и сопел с организованным входом потока (ОВ):

$$l_p = a_1 \left((v_c / v_{xp}) - 1 \right)^{0,4} \cdot R_r. \quad (7)$$

Здесь для сопел ОВ $a_1 = 6,3$, а для системы BC+BC $a_1 = 3,7$, т.е. при одинаковых условиях всасывания длина активной зоны перед входом в сопла с организованным входом в 1,7 раза больше, чем у обычных.

Длина активной зоны рабочей камеры всасывающе-нагнетательного сопла:

$$l_p = 0,275 \cdot \left(1 - (v_{xp} / v_s) \right)^{0,5}. \quad (8)$$

В этом случае для широкого диапазона изменения аэродинамических свойств измельченного торфа ($v_s = 7-30$ м/с) l_p на 10-40 % больше, чем у сопел ОВ, и в 1,8-2,4 раза увеличивается по сравнению с системой сопел BC+BC.

В результате аналитического и экспериментального исследований установлено, что для каждой из модификаций сопел и $v_b = \text{const}$ отношение наибольшей поступательной скорости $v_{п\max}$, при которой $v_m = 0$, к средней скорости v_c всасывания остается практически постоянным. Причем рабочая камера сопла ВН по мере возрастания его поступательной скорости $v_{п}$ обеспечивает пропорциональное увеличение удалений частиц от входного отверстия всасывающего канала, в то время как интенсивность приращения функции $l = f(v_{п})$ для сопел BC и ОВ с увеличением $v_{п}$ постоянно нарастает (рисунок 3). Последнее приводит к тому, что аналогичные по свойствам частицы выпадают из всасывающего потока этих сопел при значительно меньших поступательных скоростях $v_{п}$. Для определения наибольшей поступательной скорости сопел рекомендуется формула:

$$v_{п\max} = k_{\text{соп}} \cdot v_{п1} \cdot v_c / v_s, \quad (9)$$

где $k_{\text{соп}} = 1-1,5$ – коэффициент, учитывающий модификацию сопла; $v_{п1} = 0,67$ м/с – параметр, характеризующий предельную поступательную скорость для случая $v = v_s$.

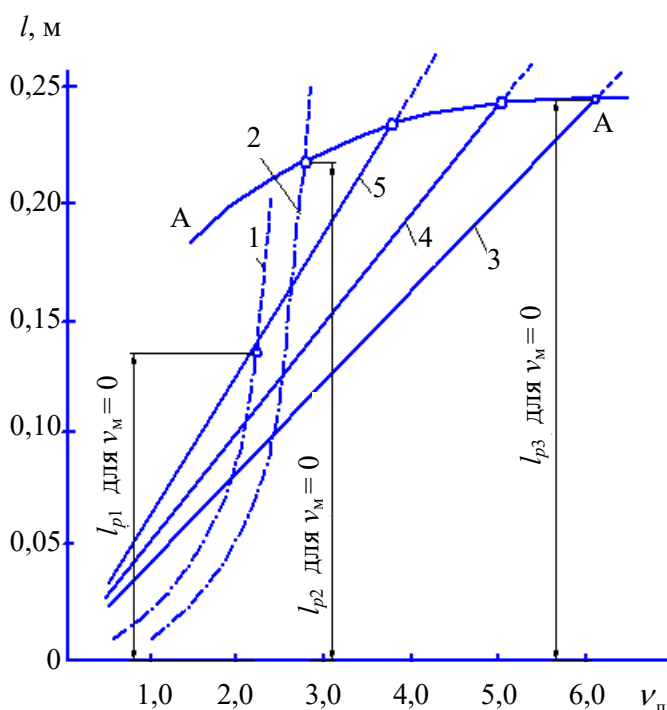
Энергоемкость пневматической уборки в основном определяется скоростью v_c воздуха во всасывающем отверстии сопла. Поэтому сравним скорость v_c сопла ВН со скоростями v_c , которым соответствуют предельные значения l_p и $v_{п\max}$ для сопел BC, BC+BC и ОВ. Если для последнего сопла принять $v_c = 32,5$ м/с, то при $v_c = 10,4$ м/с $l_p = 0,217$ м и $v_{п\max} = 2,61$ м/с. Аналогичные значения l_p и $v_{п\max}$ для сопел ВН получаются при $v_c = 15$ м/с. Эта же величина l_p для системы всасывающих сопел пневмоком-

байна может быть получена только при $v_c = 100$ м/с, что с практической точки зрения нецелесообразно. Для одиночного сопла это значение l_p получается уже при $v_c = 40$ м/с, т.е. в 2,5 раза меньше, чем для системы сопл ВС+ВС. Это значение скорости v_c было принято для обоснования режимов работы серийных пневмоуборочных машин, что явилось причиной их низкой производительности и значительной энергоемкости.

В производственных условиях для обоснования поступательной скорости v_{π} пневмоуборочных машин с соплами различных модификаций следует исходить из приведенной скорости витания смеси частиц измельченного торфа. Тогда скорость v_{π} составляет примерно 0,6-0,7 от наибольшей допустимой поступательной скорости сопла и характеризуется зависимостью:

$$v_{\pi} = k_{\text{соп}} \cdot v_c / v_{\text{сп}}. \quad (10)$$

Здесь для системы всасывающих сопл (ВС+ВС) $k_{\text{соп}} = 0,4-0,47$, для сопла с организованным входом потока (ОВ) $k_{\text{соп}} = 0,48-0,56$ и для всасывающе-нагнетательных сопл (ВН) $k_{\text{соп}} = 0,6-0,7$.



1 – для системы всасывающих сопл пневмоуборочной машины ($v_s = 10,4$ м/с; $v_c = 32,5$ м/с);

2 – для сопла с организованным входом потока ($v_s = 10,4$ м/с; $v_c = 32,5$ м/с);

3-5 – для всасывающе-нагнетательного сопла при $v_s = 10$ м/с

(3 – $v_c = 30$ м/с; 4 – $v_c = 25$ м/с; 5 – $v_c = 19,5$ м/с)

Рисунок 3 – Удаления l частиц от входа в сопла различных модификаций в зависимости от поступательной скорости v_{π}

Производственные испытания и эксплуатация показали, что применение сопел с организованным входом потока и всасывающе-нагнетательных сопел для интенсификации процесса пневмоуборки позволяет наряду с увеличением поступательной скорости машин значительно снизить скорость всасывания потока. Так, если во входных отверстиях всасывающих сопел пневмоуборочных машин скорость воздуха $v_c = 40-42$ м/с, то для получения тех же цикловых сборов торфа с помощью сопел с организованным входом потока достаточно обеспечить $v_c = 36$ м/с, а в системе с рециркуляцией воздушно-го потока v_c можно уменьшить до 32-34 м/с. При одной и той же скорости всасывания сопла с организованным входом потока и всасывающе-нагнетательные сопла обеспечивают те же цикловые сборы, что и всасывающие сопла, на более высоких поступательных скоростях машин ($v_n = 2-2,5$ м/с). Таким образом, применение сопел с организованным входом потока и всасывающе-нагнетательных сопел обеспечивает интенсификацию процесса пневматической уборки торфа и снижение энергозатрат.

Приведенные результаты позволяют записать соотношение для определения расчетной скорости воздуха во входных отверстиях сопел

$$v_c = k_{вс} \cdot v_{сп} . \quad (11)$$

Здесь для системы всасывающих сопел $k_{вс}$ составляет 3,5, для сопел с организованным входом – 3,2 и для всасывающе-нагнетательных сопел – 3.

Заключение

Исследован процесс пневматической уборки фрезерного торфа из расстила, обоснованы конструктивные параметры входной части трех модификаций пневмоуборочных сопел и режимы их работы. Установлен характер распределения скоростей воздушно-го потока перед входной частью сопел. В результате изучения взаимодействия всасывающего и всасывающе-нагнетательного потоков воздуха с частицами торфа получены обобщенные зависимости для определения длины активной зоны скорости воздушно-го потока перед входом в сопла пневмоуборочной машины и ее поступательной скорости.

Список использованных источников

1. **Кислов, Н.В.** Пневмоуборка торфа из расстила / Н.В. Кислов, В.Н. Бакшанский. – Минск: Наука и техника, 1983. – 86 с.
2. **Давыдов, Л.Р.** Уравнение движения торфяной частицы в рабочей камере всасывающе-нагнетательного сопла / Л.Р. Давыдов, Н.В. Кислов // Сб. науч. тр. / Вышэйшая школа. – Минск, 1978. – Вып. 8: Машины и технология торфяного производства. – С. 32-37.
3. А.с. 261365 (СССР) Сопло к пневматической торфоуборочной машине / А.Б. Гореншейн. – Оpubл. В Б.Н., 1970, № 5.

Kislov N.V., Kovalenok A.A.

Estimation of pneumatic nozzles operating conditions

The research results of suction and suction and force streams at the spreading surface of the milled peat are represented. The generalized dependences for determination of active zone length of air speed before entrance into the nozzles and its travelling speed at the specified operating conditions of the pneumatic system and wide composition range and qualities of peat are proposed. The calculation procedure of pneumatic harvest methods of the milled peat from the peat spread is proposed, as well as the conditions for rational utilization of pneumatic harvesting equipment are substantiated.

Поступила в редакцию 27.04.2011 г.

УДК 622.647.2–8(476)

ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТОВ ДИНАМИЧНОСТИ И ЗАПАСА ПРОЧНОСТИ ЛЕНТОЧНОГО КОНВЕЙЕРА В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ПРИМЕНЯЕМОЙ СИСТЕМЫ ПРИВОДА

Конопляник И.А. (ЗАО «Солигорский Институт проблем ресурсосбережения с Опытным производством», Беларусь)

Снижения экстремальных динамических натяжений ленты конвейера можно достичь применением более совершенной системы привода путем взаимосвязанного определения основных расчетных параметров. В статье предложен расчет корректировочного коэффициента динамичности запаса прочности ленты и коэффициента запаса по тяговому фактору исходя из экстремальных динамических натяжений, обусловленных дифференцированным выбором запаса прочности ленты в зависимости от характеристик привода, натяжных устройств и параметров трассы конвейера. Это позволит сократить расходы на применение дорогостоящей ленты с избыточным расчетным запасом прочности, обеспечив при этом безопасность эксплуатации ленты и повысив срок ее службы.

Введение

Проектирование ленточных конвейеров должно сопровождаться расчетом переходных процессов при их пуске и торможении.

Расчет переходных процессов в качестве основного вопроса включает определение экстремальных динамических натяжений ленты. Перегрузка ленты при пуске или торможении конвейера может привести к опасному снижению запаса прочности ленты, если прочность ее выбрана без учета характеристик применяемого привода конвейера или его тормозного устройства.

В существующей практике проектирования необходимую прочность ленты определяют только по расчетным максимальным натяжениям в установившемся режиме, но с избыточным расчетным запасом прочности [1, 2]. Применение современных и дорогостоящих систем привода, обеспечивающих плавность пуска, не снижает стоимости ленты, хотя очевидно, что существенное уменьшение динамических натяжений повышает в этом случае безопасность эксплуатации ленты и срок ее службы.

Накопление экспериментальных данных и разработка теории переходных процессов позволяют переходить к дифференцированному выбору запаса прочности ленты в зависимости от характеристик привода, натяжных устройств и параметров трассы конвейера.

Другой задачей расчета переходных процессов является определение такого натяжения контура ленты, которое обеспечило бы пуск и торможение конвейера без пробуксовки ленты на приводных барабанах и потери устойчивости ленты. Расчетное усилие натяжного устройства, таким образом, связывается с экстремальными динамическими натяжениями ленты и, следовательно, с характеристикой привода конвейера. Если привод обеспечивает плавный пуск конвейера, то расчетное усилие натяжного устройства может быть соответственно уменьшено и на конвейере может быть применена лента меньшей продольной прочности. В случае использования податливых в режиме пуска и торможения натяжных устройств необходимо также правильно рассчитать ход натяжных кареток. Расчет переходных процессов включает также определение времени пуска и торможения конвейера.

Для снижения экстремальных динамических натяжений применяют системы с плавным нарастанием тормозного момента, или системы динамического торможения на первом этапе остановки конвейера.

Расчет экстремальных динамических натяжений в ленте

Расчет экстремальных динамических натяжений при пуске конвейера с головным приводом и жестким (в период пуска) натяжным устройством может быть выполнен по формулам, полученным на основе анализа волновых процессов в контуре ленты:

$$\max N_0 = N_0(0) + \frac{z_1}{\lambda_1^2(z_1 + z_2 - \gamma)} (F_0 - W_0) \cdot \left(1 - e^{-\frac{z_1 + z_2 - \gamma}{m_{\text{пр}}} \tau_3} \right); \quad (1)$$

$$\max N(2L) = N(2L) + \frac{z_1}{\lambda_2^2(z_1 + z_2 - \gamma)} (F_0 - W_0) \cdot \left(1 - e^{-\frac{z_1 + z_2 - \gamma}{m_{\text{пр}}} \tau_3} \right), \quad (2)$$

где N_0 – начальное натяжение ленты;

$N(2L)$ – динамическое натяжение ленты;

F_0 – суммарное тяговое усилие конвейера с одним головным приводом;

$W_0 = N_0(0) - N_0(2L)$ – начальное статическое усилие на приводном барабане;

$\lambda_1 = \frac{c'_1}{c_1}$; $\lambda_2 = \frac{c'_2}{c_2}$, где c_1 и c_2 – скорости движущихся точек на фронтах прямых

волн, движущихся по ветвям, c'_1 и c'_2 – скорости прямых волн, движущихся по ветвям;

$z_1 = c_1 \rho_1$; $z_2 = c_2 \rho_2$, где ρ_1 и ρ_2 – приведенная плотность тягового органа грузовой и порожней ветвей конвейерной ленты;

$m_{\text{пр}}$ – приведенная масса привода;

γ – угол наклона роликов;

τ_3 – момент времени, когда прямые волны обойдут весь контур ленты.

Эти формулы применимы при условии, что в режиме пуска натяжение во всех точках контура ленты не падает ниже определенного уровня, при котором происходит резкое снижение скорости распространения волн, что может привести к потере устойчивости движения ленты. Такое условие выполняется при достаточном предварительном натяжении контура и ограничении пусковых усилий привода.

Непосредственное использование формул (1), (2) при расчете параметров конвейеров типового ряда затруднено тем, что значения экстремальных натяжений зависят от длины конвейера (через время обхода фронтами упругих волн контура ленты τ_3), а длина конвейера в начале расчета неизвестна и в свою очередь может зависеть от значений экстремальных натяжений.

Формулы (1), (2) получены для случая линейной механической характеристики привода $\gamma F(t) = F_0 \pm \gamma a'_0$ (линейная зависимость пускового момента от числа оборотов), где a'_0 – ускорение на фронте волны. Если принять значение пускового тягового усилия постоянным $F_{\text{пуск}} = F_0$; $\gamma = 0$, то пусковую механическую характеристику привода $K_{\text{п}}$ можно оценить кратностью пускового тягового усилия $F_{\text{пуск}}$ к расчетному тяговому усилию привода в установившемся режиме $W_{\text{п}}$:

$$K_{\text{п}} = \frac{F_{\text{пуск}}}{W_{\text{п}}}. \quad (3)$$

Предварительные расчеты показывают, что для определенного по мощности привода типоразмера конвейера с резиномоторсовой лентой и, следовательно, большой

скоростью распространения пусковых волн значения выражения $\left(1 - e^{\frac{-z_1+z_2}{m_{np}}\tau_3}\right)$ изменя-

ются в небольших пределах. При максимальной длине конвейера (угол установки $\beta = 0$) это значение близко к единице, а при максимальных углах установки, когда допустимая длина конвейера (в соответствии с типичным графиком применяемости) резко сокращается, значение этого выражения составляет 0,85...0,95, причем эти значения практически не зависят от мощности привода, так как при увеличении мощности возрастают длина конвейера и время τ_3 , но также возрастает и приведенная масса привода.

Использование формул (1), (2) затруднено также тем, что заранее неизвестны (или требуют дополнительного расчета) значения начальных предпусковых натяжений набегающей $N_{нб0}$ и сбегающей $N_{сб0}$ ветвей ленты. Если допустить, что силы трения (силы сопротивления движению) не действуют на неподвижную ленту горизонтального конвейера перед пуском, то для горизонтального конвейера с жестким натяжным устройством можно считать, что $N_{нб0} = N_{сб0}$ и равны среднему натяжению контура ленты в установившемся движении; $W_0 = 0$ и значение $F_0 - W_0$ равно полному пусковому тяговому усилию привода $F_{пуск}$. Для наклонных конвейеров разность натяжений $N_{нб0} - N_{сб0} = W_0$, где W_0 – усилие на останове приводного барабана, и разность $F_0 - W_0$ существенно меньше $F_{пуск}$. Это различие обуславливает увеличение экстремальных динамических натяжений для горизонтальных и слабонаклонных конвейеров в период трогания ленты с места при отсутствии предварительных ступеней характеристики привода (при недостаточной выдержке времени на этих ступенях) [3].

Однако если в автоматизированном приводе конвейера предусматривается наличие предварительной ступени с малой (ползучей) скоростью или плавным нарастанием пускового усилия в фазе трогания ленты с места, а также согласование работы привода с управлением остановом, то диапазон возможных значений экстремальных динамических натяжений в зависимости от длины и угла установки конвейера существенно сокращается [4]. Предварительные расчеты показывают, что при этих условиях могут быть использованы упрощенные зависимости, погрешность которых тем ниже, чем ниже принятая при проектировании привода расчетная кратность пускового усилия:

$$\max N_{нб} = N_{нб.ст} + K_1 K_2 W_p (K_{п} - 1); \quad (4)$$

$$\min N_{сб} = N_{сб.ст} + K_1 K_3 W_p (K_{п} - 1), \quad (5)$$

где K_1 – коэффициент, зависящий от угла установки конвейера (и, следовательно, длины конвейера), $K_1 = 1,1$ – для конвейеров с углами наклона от -2° до $+3^\circ$; $K_1 = 1,0$ – от $+3^\circ$ до $+10^\circ$; $K_1 = 0,9$ – от $+10^\circ$ до $+18^\circ$.

Значения коэффициентов K_2 , K_3 :

$$K_2 = \frac{z_1}{z_1 + z_2} = \frac{c_1 \rho_1}{c_1 \rho_1 + c_2 \rho_2} = \frac{\sqrt{E \rho_1}}{\sqrt{E \rho_1} + \sqrt{E \rho_2}} = \frac{\sqrt{\rho_1}}{\sqrt{\rho_1} + \sqrt{\rho_2}}; \quad (6)$$

$$K_3 = \frac{z_2}{z_1 + z_2} = \frac{c_2 \rho_2}{c_1 \rho_1 + c_2 \rho_2} = \frac{\sqrt{\rho_2}}{\sqrt{\rho_1} + \sqrt{\rho_2}}, \quad (7)$$

где E – приведенная жесткость ленты.

Таким образом, значения K_2 , K_3 зависят практически только от насыпной плотности γ_n транспортируемого груза; их значения могут быть приняты в соответствии с таблицей.

Таблица – Зависимость коэффициентов K_2 , K_3
от насыпной плотности γ_n транспортируемого груза

γ_n , т/м ³	0,8-1,2	1,2-1,8	1,8-2,5
K_2	0,66	0,75	0,8
K_3	0,33	0,25	0,2

Можно нормировать коэффициент запаса прочности ленты при пуске $K_{зп}$.

Разрывное усилие ленты N_p :

$$N_p = \max N_{нб} K_{зп}. \quad (8)$$

Для расчетного режима установившегося движения:

$$N_p = N_{нб.ст} K_3 K_d, \quad (9)$$

где K_3 – коэффициент запаса по статическому расчетному рабочему натяжению, принимается в соответствии с нормами ГОСТа на ленты;

K_d – корректировочный коэффициент динамичности запаса прочности ленты.

Принято:

$$\frac{K_3}{K_{зп}} = 1,4. \quad (10)$$

Согласно (8)-(10) корректировочный коэффициент динамичности K_d определяется по формуле:

$$K_d = 0,714 \frac{\max N_{нб}}{N_{нб.ст}}, \quad (11)$$

т.е. если при пуске натяжение увеличивается на 40 % по сравнению с натяжением в установившемся режиме, то $K_d = 1$. Если же применяется система привода, гарантирующая плавный пуск и $\max N_{нб} < 1,4 \cdot N_{нб.ст}$, то $K_d < 1$, фактический запас прочности ленты в установившемся режиме $K_3 K_d \rightarrow K_{зп}$, но сохраняется необходимое условие, что при пуске коэффициент запаса не опускается ниже нормируемого уровня. Изложенная ме-

тодика представляет, таким образом, дифференцированный подход к выбору необходимой прочности ленты с учетом динамики режима пуска, что обеспечивает технико-экономическую эффективность применения более совершенного типа привода.

Условие обеспечения пуска без пробуксовки ленты:

$$\frac{\max N_{\text{нб}}}{\min N_{\text{сб}}} = T, \quad (12)$$

где T – гарантированное расчетное значение тягового фактора привода при наихудших условиях эксплуатации.

Тогда в установившемся режиме при полной расчетной загрузке конвейера:

$$\frac{N_{\text{нб.ст}}}{N_{\text{сб.ст}}} = \frac{T}{K_{\text{тс}}}, \quad (13)$$

где $K_{\text{тс}}$ – коэффициент запаса по тяговой способности привода.

Расчетное тяговое усилие привода:

$$W_p = N_{\text{нб.ст}} \left(\frac{T - K_{\text{тс}}}{K_{\text{тс}}} \right). \quad (14)$$

После подстановки (11), (14) в (4) получим:

$$1,4K_d N_{\text{нб.ст}} = N_{\text{нб.ст}} + K_1 K_2 (K_{\text{п}} - 1) \left(\frac{T - K_{\text{тс}}}{T} \right) N_{\text{нб.ст}},$$

откуда

$$K_d = 0,714 \left(1 + \frac{K_1 K_2 (K_{\text{п}} - 1)(T - K_{\text{тс}})}{T} \right). \quad (15)$$

Необходимое натяжение сбегающей с привода ветви ленты конвейера с жестким натяжным устройством с учетом (5) и (12) определим по формуле:

$$N_{\text{сб.ст}} = \frac{\max N_{\text{нб}}}{T} + K_1 K_3 W_p (K_{\text{п}} - 1). \quad (16)$$

После подстановки в (13) выражения (16) с учетом (14) после преобразований получим коэффициент запаса по тяговой способности привода:

$$K_{\text{тс}} = \frac{1,4K_d + K_1 K_3 (K_{\text{п}} - 1)T}{1 + K_1 K_3 (K_{\text{п}} - 1)}. \quad (17)$$

Уравнения (15) и (17) представляют собой систему, связывающую необходимые значения коэффициента запаса по тяговой способности привода $K_{\text{тс}}$ и корректировочного коэффициента динамичности K_d в зависимости от параметров конвейера и пусковой характеристики привода. Исключая из (15) значение $K_{\text{тс}}$, окончательно получим:

$$K_d = \frac{0,714 \left(1 + K_1 K_2 (K_n - 1) - \frac{K_1^2 K_2 K_3 (K_n - 1)^2}{1 + K_1 K_3 (K_n - 1)} \right)}{1 + \frac{K_1 K_2 (K_n - 1)}{T(1 + K_1 K_3 (K_n - 1))}}. \quad (18)$$

Алгоритм расчета и выводы

Полученные результаты позволяют осуществить следующий простой алгоритм расчета необходимой прочности ленты типовых конвейеров с учетом динамических натяжений в режиме пуска:

- по заданной мощности привода определяют расчетное тяговое усилие привода W_p ;
- по расчетному значению тягового фактора привода при заданной схеме привода, пусковой характеристике привода (коэффициент K_n), с учетом угла установки конвейера (коэффициент K_1) и насыпной плотности транспортируемого груза (коэффициенты K_2 , K_3) рассчитывают коэффициент динамичности K_d (18) и коэффициент запаса по тяговой способности привода $K_{тс}$ (17);
- определяют натяжение сбегавшей с привода ветви ленты в установившемся режиме, обеспечивающее беспробуксовочный пуск конвейера с жестким натяжным устройством:

$$N_{сб.ст} = W_p \frac{K_{тс}}{T - K_{тс}}; \quad (19)$$

- выполняют тяговый расчет, определяют $N_{нб.ст}$ и необходимую прочность ленты:

$$N_p = N_{нб.ст} K_3 K_d. \quad (20)$$

Значения тягового фактора двухбарабанного привода с самостоятельными приводами на каждый барабан определяют по формуле:

$$T = e^{\mu(\alpha_1 + \alpha_2)} \quad (21)$$

только в том случае, если коэффициент действительного распределения $K_{рд}$ тягового усилия между приводными барабанами равен оптимальному значению $K_{ро}$:

$$K_{рд} = K_{ро} = \frac{e^{\mu\alpha_2} (e^{\mu\alpha_1} - 1)}{e^{\mu\alpha_2} - 1}, \quad (22)$$

где μ – коэффициент трения ленты о барабан;

α_1 и α_2 – углы охвата барабанов.

Под оптимальным значением коэффициента распределения тяговых усилий $K_{ро}$ понимают такое значение, когда в наиболее жестком режиме работы – режиме пуска, запасы по тяговой способности исчерпываются на обоих барабанах в равной степени. Если кратности пусковых усилий одинаковы, то $K_{ро}$ равен также соотношению номинальных тяговых усилий.

Если действительное распределение тягового усилия отличается от оптимального, то один из барабанов находится в худших условиях по сцеплению. Значение тягового фактора двухбарабанного привода определяется как допустимое соотношение экстремальных натяжений:

$$T = \left[\frac{\max N_{\text{нб}}}{\min N_{\text{сб}}} \right] \quad (23)$$

и будет меньше, чем рассчитанное по (21).

Если $K_{\text{рд}} < K_{\text{ро}}$, то в худших условиях по сцеплению находится второй по ходу ленты барабан. Значение T в этом случае может быть рассчитано по формуле:

$$T = e^{\mu_2 \alpha_2} (1 + K_{\text{рд}}) - K_{\text{рд}}. \quad (24)$$

Если $K_{\text{рд}} > K_{\text{ро}}$, то в худших условиях по сцеплению находится первый барабан и тяговый фактор определяется по формуле:

$$T = \frac{1 + K_{\text{рд}}}{K_{\text{рд}}} e^{\mu_2 \alpha_2} (e^{\mu_1 \alpha_1} - 1) + 1. \quad (25)$$

Для расчета необходимого значения коэффициента $K_{\text{тс}}$ в режиме пуска по (17) значение T может быть определено по (24) или (25) при $K_{\text{рд}} = K_{\text{р}}$, где $K_{\text{р}}$ – коэффициент распределения между барабанами установленной мощности (могут быть учтены возможные отклонения тяговых усилий).

При неуправляемой системе привода (отсутствие автоматизированной системы управления распределением нагрузок между приводными блоками) необходимо определить верхнюю и нижнюю границы возможных отклонений действительного распределения нагрузок в установившемся режиме:

$$K'_{\text{рд}} = K_{\text{р}} \frac{N_{\text{н2}} (1 + \Delta N_{\text{н2}} + \Delta D)}{N_{\text{н1}} \left(1 - \Delta N_{\text{н1}} - \Delta D + \varphi_1 / E_0 \right)}; \quad (26)$$

$$K''_{\text{рд}} = K_{\text{р}} \frac{N_{\text{н2}} (1 - \Delta N_{\text{н2}} - \Delta D)}{N_{\text{н1}} \left(1 + \Delta N_{\text{н1}} + \Delta D + \varphi_1 / E_0 \right)}, \quad (27)$$

где $N_{\text{н1}}$, $N_{\text{н2}}$ – номинальные скольжения двигателей (суммарные минимальные скольжения двигателей и турбомуфт);

$\Delta N_{\text{н1}}$, $\Delta N_{\text{н2}}$ – возможные относительные отклонения номинальных скольжений;

ΔD – возможное относительное отклонение диаметра барабана;

$E_0 = \frac{N_{\text{норм}}}{E_{\text{норм}}}$ – жесткость ленты;

$E_{\text{норм}}$ – нормируемое удлинение ленты при нормированном рабочем натяжении

$N_{\text{норм}}$;

φ_1 – жесткость механической характеристики приводного блока первого барабана,

$$\varphi_1 = \frac{2M_n i \eta}{N_n D},$$

где M_n – номинальный момент;

η – коэффициент диссипации;

i – момент инерции на барабане;

D – диаметр барабана;

N_n – номинальное натяжение ленты.

Из полученных значений $K'_{рд}$ и $K''_{рд}$ для расчета тягового фактора берется величина, имеющая большее отклонение от $K_{ро}$; после расчета T по формуле (24) или (25) можно проверить значение коэффициента запаса по тяговой способности $K_{тс}$ всей приводной станции в установившемся режиме.

Выводы

Таким образом, можно улучшить параметры конвейера на этапе проектирования при применении более совершенной системы привода путем взаимосвязанного определения основных расчетных параметров: корректировочного коэффициента динамичности, расчетного значения тягового фактора и коэффициента запаса по тяговой способности.

Список использованных источников

1. **Спиваковский, А.О.** Теоретические основы расчета ленточных конвейеров / А.О. Спиваковский, В.Г. Дмитриев. – М.: Наука, 1977. – 152 с.
2. **Панкратов, С.А.** Основы динамического расчета ленточных конвейеров / С.А. Панкратов // Труды Ун-та дружбы народов им. П. Лумумбы. – 1976. – Т. 13. – Вып. 1. – С. 89-98.
3. **Зенков, Р.Л.** Машины непрерывного транспорта / Р.Л. Зенков, И.И. Ивашков, Л.Н. Колобов. – М.: Машиностроение, 1980. – 304 с.
4. **Конопляник, И.А.** Экспериментальные исследования нагрузок на роликую опору ленточного конвейера при транспортировании кусковых грузов // Горная механика. – 2004. – № 3-4. – С. 87-99.

Konoplyanik I.A.

Determination of dynamic factor and safety assurance factor of belt conveyor depending on the applied drive system

Reduction of extreme dynamic tensions of conveyor belt can be reached using the more advanced drive system through the interrelated determination of the main calculated parameters. The article proposed the calculation of adjustment dynamic assurance factor of the belt and assurance factor for propulsive coefficient based on the extreme dynamic tensions caused by differentiated choice of belt assurance factor depending on performances of the drive, tension devices and conveyor road parameters. It allows reducing expenses for using of a high-priced belt with the excess design safety factor assuring herewith the safety while using the belt and as well as increasing its working time.

Поступила в редакцию 19.05.2011 г.

МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

УДК 678.742.2: 543.42

**ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ РАЗДЕЛЕНИЯ ФАЗ В СИСТЕМАХ
ПОЛИЭТИЛЕН – НЕФТЬ МЕТОДОМ ИК-СПЕКТРОСКОПИИ**

Громько Ж.Н., Неверов А.С. (УО «Белорусский государственный университет транспорта», г. Гомель, Беларусь)

Изучены процессы разделения фаз в системах полиэтилен – нефть методом ИК-спектроскопии. Показано, что явления антипластификации и процессы студнеобразования в исследуемых системах находят свое отражение в спектрах поглощения образцов.

Введение

Использование традиционного метода материаловедения – термического анализа органических соединений, позволяет исследовать закономерности межфазного взаимодействия в системах полимер – низкомолекулярное органическое соединение. Применение этого метода к ряду полимерных композитов на основе полиэтилена дало весьма интересные результаты, в частности, позволило установить возможность образования для полимерных систем фаз, аналогичных твердым растворам, и фазам типа «химическое соединение» [1].

Кристаллизация сплавов на основе полимеров может приводить к образованию гомогенных или гетерогенных систем. Критерием возможности разделения фаз при охлаждении расплава является термодинамическая совместимость его компонентов [2]. Для исследования совместимости широко используют метод ИК-спектроскопии [3, 4].

Целью исследований было исследование процессов разделения фаз в системах полиэтилен – нефть методом ИК-спектроскопии.

Методы исследований

Объектом исследования служили пленочные образцы на основе полиэтилена низкого давления (ПЭНД) марки 277-03 (ГОСТ 16338). В качестве компонентов материала пленочных образцов использовали сырую нефть, массовая доля которой в образцах составляла 5-60 мас. %. Исследуемые составы для формирования пленок приготавливали, смешивая порошкообразный ПЭНД и жидкую нефть, отобранную из скважины № 70 Осташковичского месторождения. Образцы композитов изготавливали в виде прессованных при $T = 473$ К и $p = 5$ МПа пленок различного состава.

ИК – спектры пленочных образцов регистрировали на просвет на спектрофотометре Specord – 75IR в области частот $400-4000$ см⁻¹. Идентификацию и анализ ИК – спектров осуществляли по известным методикам с использованием данных по ИК – спектрам полимерных материалов.

Результаты и их обсуждение

Результаты исследований приведены в таблицах 1, 2 и на рисунке 1. Их рассмотрение показывает, что при введении нефти характер спектра, соответствующего исследуемым образцам, существенно изменяется.

Таблица 1 – Результаты ИК-спектроскопических исследований пленочных образцов ПЭ+нефть различного состава

Содержание нефти, %	Отношение интенсивности полос поглощения в спектре образцов ПЭ+нефть к интенсивности полосы поглощения 720 см ⁻¹					
	810 см ⁻¹	870 см ⁻¹	1600 см ⁻¹	1700 см ⁻¹	1900 см ⁻¹	2330 см ⁻¹
0	–	–	–	0,09	0,09	0,12
5	0,175	0,133	0,15	0,175	0,133	0,125
10	0,143	0,151	0,143	0,135	0,079	0,151
15	0,279	0,232	0,279	0,225	0,093	0,163
20	0,315	0,258	0,296	0,254	0,108	0,261
25	0,256	0,233	0,252	0,313	0,122	0,260
30	0,294	0,327	0,271	0,252	0,092	0,252
35	0,452	0,317	0,369	0,345	0,107	0,246
40	0,336	0,266	0,305	0,270	0,094	0,219
45	0,393	0,302	0,341	0,329	0,075	0,202
50	0,451	0,362	0,402	0,382	0,081	0,195
55	0,500	0,396	0,424	0,404	0,096	0,204
60	0,549	0,455	0,492	0,459	0,139	0,238

Приведенные данные содержат сведения о полосах поглощения, оптическая плотность которых испытывала наибольшие изменения при введении нефти в полиэтилен. Практически все они относятся к функциональным группам, входящим в состав нефти и отсутствующим в полиэтилене (таблица 2).

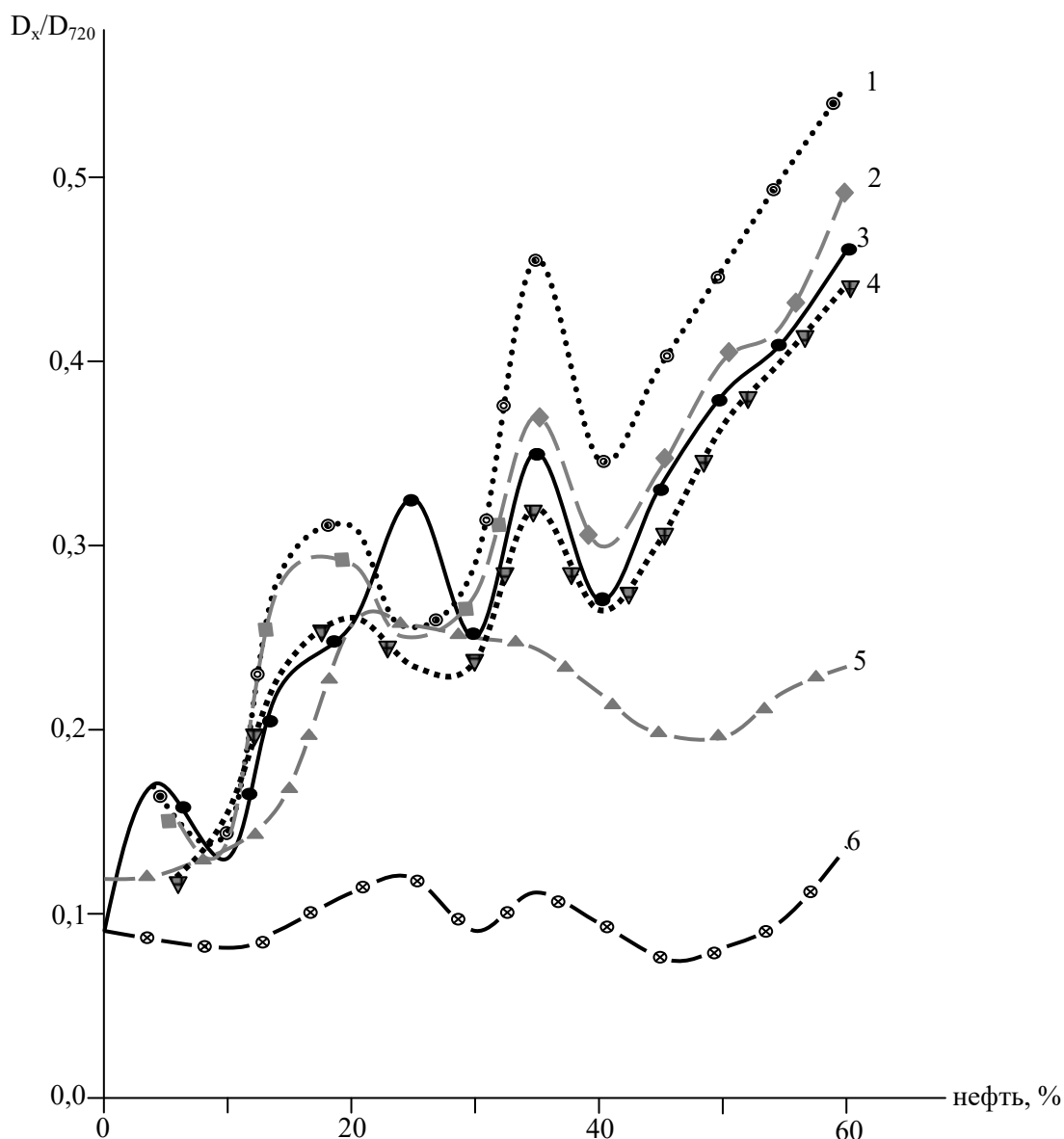
Таблица 2 – Соответствие анализируемых полос поглощения функциональным группам и соединениям, входящим в состав материала

Номер кривой на графике (рисунок)	Частота, соответствующая полосе поглощения, см ⁻¹	Функциональные группы и соединения, которые могут соответствовать данной полосе поглощения
1	810	Ароматические соединения
4	870	Альдегиды
2	1600	Ароматические соединения
3	1700	Карбонильная группа
6	1900	C=C в ароматических соединениях
5	2330	SH

С целью уменьшения влияния возможного различия в толщине анализируемых пленок на результаты исследования, значения оптической плотности соответствующих полос поглощения относили к оптической плотности полосы поглощения 720 см⁻¹, величина которой, как показали предварительные исследования, практически не зависит от содержания нефти, так как она относится к функциональным группам предельных

углеводородов, содержание которых мало изменяется при частичной замене полиэтилена нефтью.

Анализ приведенных результатов свидетельствует, что зависимость оптической плотности рассматриваемых полос поглощения имеет три максимума, соответствующих 5, 20-25 и 35 мас. % и три минимума, отвечающих 10, 25-30 и 40 мас. %, соответственно. Полученные данные объясняются тем, что при содержании низкомолекулярных углеводородов 5-10 мас. % в материалах на основе полиэтилена имеет место эффект так называемой «антипластификации», заключающийся в увеличении степени кристалличности материала за счет облегчения перемещения структурных единиц макромолекул в присутствии пластификатора.



Полосы поглощения:

1 – 810 см⁻¹; 2 – 1600 см⁻¹; 3 – 1700 см⁻¹; 4 – 870 см⁻¹; 5 – 2330 см⁻¹; 6 – 1900 см⁻¹

Рисунок – Интенсивность полос поглощения на ИК-спектрограммах пленочных образцов ПЭ – нефть по отношению к полосе поглощения 720 см⁻¹ в зависимости от содержания нефти

Увеличение степени кристалличности приводит к снижению интенсивности колебаний функциональных групп, что соответствует первому минимуму на графике. Дальнейшее введение нефти приводит к увеличению в материале количества соответствующих функциональных групп, что отражается на графике увеличением интенсивности полос поглощения. При 25-30 мас. % нефти в материале, как показано в работе [5] начинает образовываться развитая система капилляров и пор, в которую «сливается» лишняя жидкость. Образуется полимерный каркас, обедненный пластификатором, в связи с чем интенсивность колебаний функциональных групп, содержащихся в этом каркасе резко снижается, что и отражается на графике уменьшением оптической плотности соответствующих полос поглощения. При содержании нефти в пленочных образцах более 35-40 мас. % материал переходит в студнеобразное состояние [6], характеризующееся наличием поперечных связей между молекулами, что снова приводит к снижению интенсивности колебаний функциональных групп. На графике этому соответствует очередное снижение оптической плотности соответствующих полос поглощения.

Выводы

Таким образом, процессы разделения фаз, изученные методом ИК-спектроскопии, показали, что явления антипластификации и процессы студнеобразования в исследуемых системах находят свое отражение в спектрах поглощения образцов. Это позволяет использовать методы спектроскопии для анализа процессов, происходящих в пластифицированных полимерных материалах при их переработке в изделия.

Список использованных источников

1. Неверов, А.С. Исследование закономерностей разделения фаз в системах полимер – низкомолекулярная жидкость / А.С. Неверов, Л.В. Самусева, Д.М. Луговцов // Материалы, технологии, инструменты. – 1998. – № 4. – С. 54-59.
2. Пенкаля, Т. Очерки кристаллохимии / Т. Пенкаля. – Ленинград: Химия, 1974.
3. Тарутина, Л.И. Спектральный анализ полимеров /Л.И. Тарутина, Ф.О. Позднякова. – Ленинград: Химия, 1986. – 248 с.
4. Инфракрасная спектроскопия полимеров / И. Дехант [и др.]; под ред. И. Деханта. – М.: Химия, 1976. – 472 с.
5. Пинчук, Л.С. Герметизирующие полимерные материалы / Л.С. Пинчук, А.С. Неверов. – М.: Машиностроение, 1995. – 160 с.
6. Пинчук, Л.С. Полимерные пленки, содержащие ингибиторы коррозии / Л.С. Пинчук, А.С. Неверов. – М.: Химия, 1993. – 176 с.

Gromyko Zh.N., Neverov A.S.

Investigation of phase partition processes in polyethylene – oil systems by means of IR-spectroscopy method

Phase partition processes in systems «polyethylene – oil» by means of the IR-spectroscopy method were examined. It was shown that the phenomena of antiplasticization and gelation processes in the systems to be investigated are reflected in samples' absorption spectra.

Поступила в редакцию 22.04.2011 г.

УДК 621.785

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ ЦЕМЕНТАЦИИ И КАРБОНИТАЦИИ НА СТРУКТУРУ И СВОЙСТВА БОРИДНЫХ ПОКРЫТИЙ, ФОРМИРУЮЩИХСЯ НА УГЛЕРОДИСТЫХ СТАЛЯХ

Бабуль Т. (Институт механики прецизионной, г. Варшава, Польша),
Кухарева Н.Г., Петрович С.Н., Галынская Н.А., Басалай И.А. (УО «Белорусский национальный технический университет», г. Минск, Беларусь)

В работе рассмотрены возможности увеличения износостойкости боридных покрытий в условиях интенсивного абразивного износа при высоких удельных нагрузках.

Введение

Решение проблемы повышения надежности и долговечности деталей машин, инструментальной и технологической оснастки в ряде случаев связано с использованием защитных покрытий, в частности, боридных, дополняющих или расширяющих спектр свойств материала посредством придания поверхностным слоям определенных (требуемых) свойств. Их использование целесообразно в тех случаях, когда условия эксплуатации предопределяют преимущественное развитие поверхностно-инициируемых процессов разрушения, и работоспособность изделия практически определяется физико-химическими и механическими свойствами его поверхности. В качестве примера следует назвать такие показатели свойств как устойчивость против химической и электрохимической коррозии, различных видов износа, термического и термоциклического разрушения, адгезионное взаимодействие, электропроводность, отражательная способность и т.п.

Повышенный интерес к процессу борирования обусловлен возможностью получения в поверхностной зоне обрабатываемых изделий моно- или многофазных боридных слоев, характеризующихся уникальным комплексом физико-химических свойств и его приемлемостью для обработки широкой гаммы конструкционных и инструментальных сталей и сплавов. Прежде всего – это высокая твердость боридных покрытий на сталях ($HV_{0,05}$ 1700-2200), которая в 1,5-2 раза превосходит твердость стали после термообработки, что обуславливает высокую износостойкость борированных слоев в различных условиях трения и износа. Коэффициент трения борированных слоев и склонность к схватыванию (образованию металлической связи) в контакте с холодными металлами при их взаимном перемещении (холодная вытяжка, гибка, штамповка) значительно ниже, чем у закаленных сталей. Поэтому борирование значительно повышает износостойкость инструмента для холодной деформации металлов, а также пар трения, работающих без смазки или с ограниченной ее подачей.

Боридные покрытия повышают коррозионную стойкость стали в различных жидких и газовых агрессивных средах. Они обладают также повышенной окалиностойкостью, в частности, на воздухе до 800 °С, горячей твердостью до 600 °С. Это позволяет рекомендовать и использовать борирование часто как уникальный метод повышения надежности и долговечности деталей машин, инструмента, технологической оснастки, эксплуатирующихся в самых разнообразных условиях.

Однако в условиях интенсивного абразивного износа и высоких удельных нагрузок в процессе эксплуатации изделий происходит продавливание поверхностного слоя, что объясняется недостаточно высокой твердостью подслоя. Это приводит к рас-

трескиванию, задиру и выкрашиванию термодиффузионного покрытия и в результате – выходе изделий из строя.

Целью данной работы явилось исследование влияния предварительной цементации и нитроцементации (карбонитрации) на структуру и свойства боридных покрытий, формирующихся на углеродистых сталях из порошковых насыщающих смесей, полученных методом внепечной металлотермии, для увеличения эксплуатационной стойкости инструмента и технологической оснастки, изготовленных из углеродистых или низколегированных сталей.

Методика исследований

Для получения боридных диффузионных слоев различной толщины, фазового состава и микротвердости в работе использовали порошковые смеси на основе оксида бора и порошка алюминия, в состав которых входили порошки никеля, железа, а также оксиды алюминия, хрома, никеля, меди, молибдена, вольфрама и циркония.

Порошковые насыщающие смеси получали методом алюмотермического восстановления, проходившего с протеканием СВС процесса, в специальных ретортах внепечным способом.

Восстановленную смесь размалывали, просеивали, обеспечивая требуемый granulометрический состав (0,3-0,65 мкм), и для дальнейшего использования при термодиффузионном насыщении добавляли активаторы KBF_4 и AlF_3 .

Процесс борирования проводили в шахтных печах с силитовыми нагревателями в контейнерах из жаростойких сталей. Герметизацию контейнера осуществляли плавким затвором на основе борного ангидрида. Процесс борирования углеродистой стали 20 в разработанных составах проводили при температуре 950 °С в течение 4 часов.

Процесс цементации углеродистой стали 20, подвергаемой последующему процессу борирования, проводили в порошковой смеси при температуре 930-950 °С в течение 6 часов, процесс нитроцементации – при температуре 790-810 °С – в течение 4 часов. Процесс борирования при двухстадийной обработке осуществлялся в порошковой алюмотермической смеси, содержащей оксид никеля, при температурах 850, 900 и 950 °С в течение 6 часов.

Металлографические исследования образцов, прошедших химико-термическую обработку осуществляли на микроскопе НЕОРНОТ 21 при увеличении от 100 до 500. Микроструктурные исследования проводили на шлифах, которые после шлифовки и полировки алмазными пастами подвергали травлению в специальных реактивах: 4 % растворе HNO_3 в спирте и спиртовом растворе йода.

Исследования фазового состава диффузионных покрытий, формирующихся из исследуемых насыщающих сред, проводили с помощью дифрактометра ДРОН-3 методом рентгеноструктурного анализа.

ДюрOMETрический анализ проводили по ГОСТ 9650-76 с использованием микротвердомера ПМТ-3. Применяемая нагрузка составляла 0,980 Н. Твердость поверхности измеряли на приборе ТП-2.

Испытания на износ проводили по стандартной методике с использованием трехвалкового метода. Исследования выполнены с применением четырех уровней удельной нагрузки – 50 МПа, 100 МПа, 200 МПа и 400 МПа. Скорость вращения составляла $v = 0,56$ м/с, время $t = 100$ мин, путь трения – 3470 м. Для смазки использовалось масло марки SAE30, подаваемое со скоростью 30 капель/мин.

Результаты исследований

Составы используемых в работе порошковых борирующих смесей, содержащих чистые металлы и их оксиды, и характеристики диффузионных слоев, формирующихся на стали 20 при температуре 950 °С в течение 4 часов, представлены в таблице 1.

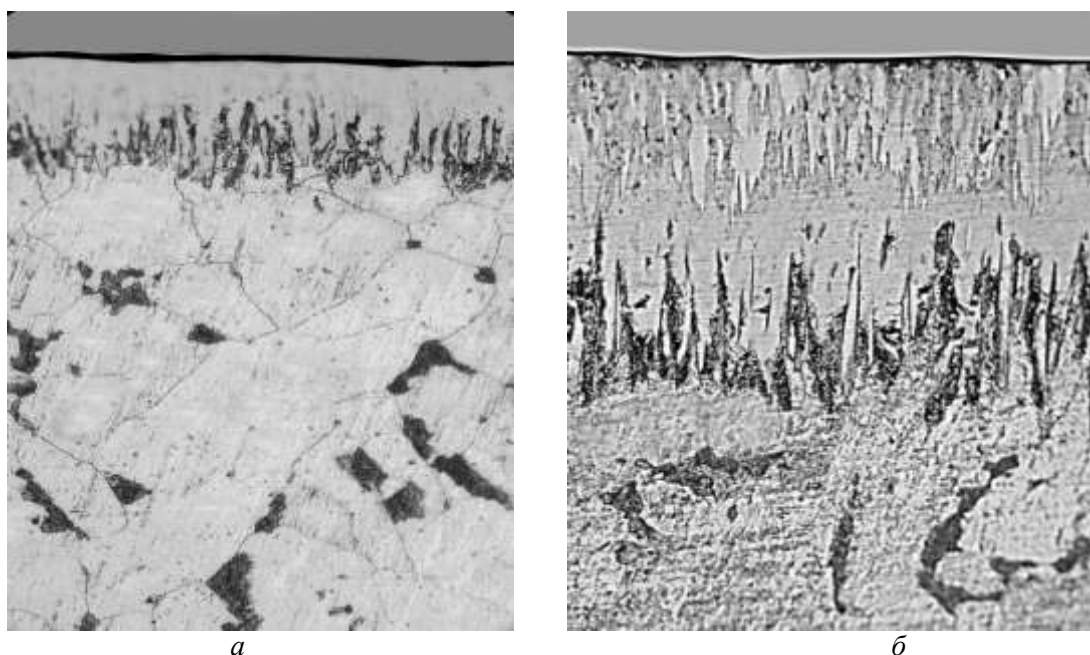
Таблица 1 – Влияние состава порошковых смесей на толщину и соотношение фаз в боридных слоях

№ состава	Состав реакционной смеси (% масс.)	Фазовый состав и толщина слоя, мкм		
		Общая	FeB	Fe ₂ B
1	22 % Al ₂ O ₃ + 15 % Cr ₂ O ₃ + 26 % B ₂ O ₃ + + 28% Al + 6 % NiO + 3 % ZrO ₂	200	60	140
2	25 % Al ₂ O ₃ + 15 % Cr ₂ O ₃ + 25 % B ₂ O ₃ + + 27 % Al + 5 % Ni + 3 % ZrO ₂	240	60-80	180-160
3	8 % Al ₂ O ₃ + 9 % Cr ₂ O ₃ + 23 % B ₂ O ₃ + + 22 % Al + 10 % Ni + 25 % Fe + 3 % ZrO ₂	140-160	0	140-160
4	12 % Al ₂ O ₃ + 9 % Cr ₂ O ₃ + 23 % B ₂ O ₃ + + 22 % Al + 6 % CuO + 25 % Fe + 3 % ZrO ₂	140-160	0	140-160
5	24 % Al ₂ O ₃ + 15 % Cr ₂ O ₃ + 25 % B ₂ O ₃ + + 28 Al + 5 % WO ₃ + 3 % ZrO ₂	240	40	200
6	24 % Al ₂ O ₃ + 15 % Cr ₂ O ₃ + 25 % B ₂ O ₃ + + 28 % Al + 5 % Fe ₂ O ₃ + 3 % ZrO ₂	320	120-160	200-160
7	22 % Al ₂ O ₃ + 15 % Cr ₂ O ₃ + 26 % B ₂ O ₃ + + 6 % CuO + 28 % Al + 3 % ZrO ₂	380-400	220-300	80-180
8	24 % Al ₂ O ₃ + 15 % Cr ₂ O ₃ + 25 % B ₂ O ₃ + + 28 Al + 5 % MoO ₃ + 3 % ZrO ₂	260-320	120	140-200

Анализ данных металлографического исследования показал, что использование порошковых смесей № 3 и № 4 приводит к формированию однофазных боридных слоев. Толщина диффузионного слоя в обоих случаях одинаковая, несмотря на различие в составе и количественном соотношении входящих в смесь компонентов, что говорит о превалирующем значении входящего в состав смеси порошка железа, снижающего ее насыщающую способность и приводящего к формированию на поверхности углеродистой стали 20 низшего борида Fe₂B.

Проведение процесса насыщения в составах под номерами 1, 2, 5-8 приводит к формированию на углеродистой стали двухфазных боридных слоев, различных по толщине и соотношению фаз в слое. Микроструктура диффузионного однофазного слоя, полученного при насыщении из состава № 3, и двухфазного, полученного при насыщении из состава № 7, представлена на рисунке 1.

Как видно из полученных данных, введение в состав порошковой шихты при ее восстановлении оксидов различных металлов оказывает существенное влияние на толщину как всего боридного слоя, так и высокобористой фазы FeB. Данный факт может быть объяснен различной активностью вводимого при восстановлении оксида, что влияет на скорость и температуру прохождения реакции и, в свою очередь, на насыщающую способность конкретного состава порошковой смеси.



а – однофазный боридный слой, полученный при насыщении из состава № 3

б – двухфазный боридный слой, полученный при насыщении из состава № 7

Рисунок 1 – Микроструктура диффузионных боридных слоев на стали 20, x200

Проведен дюрOMETрический анализ полученных при использовании разработанных смесей диффузионных боридных слоев. Изучен характер изменения микротвердости как различных фаз слоя, так и его изменения в пределах одной фазы. Полученные данные приведены в таблице 2.

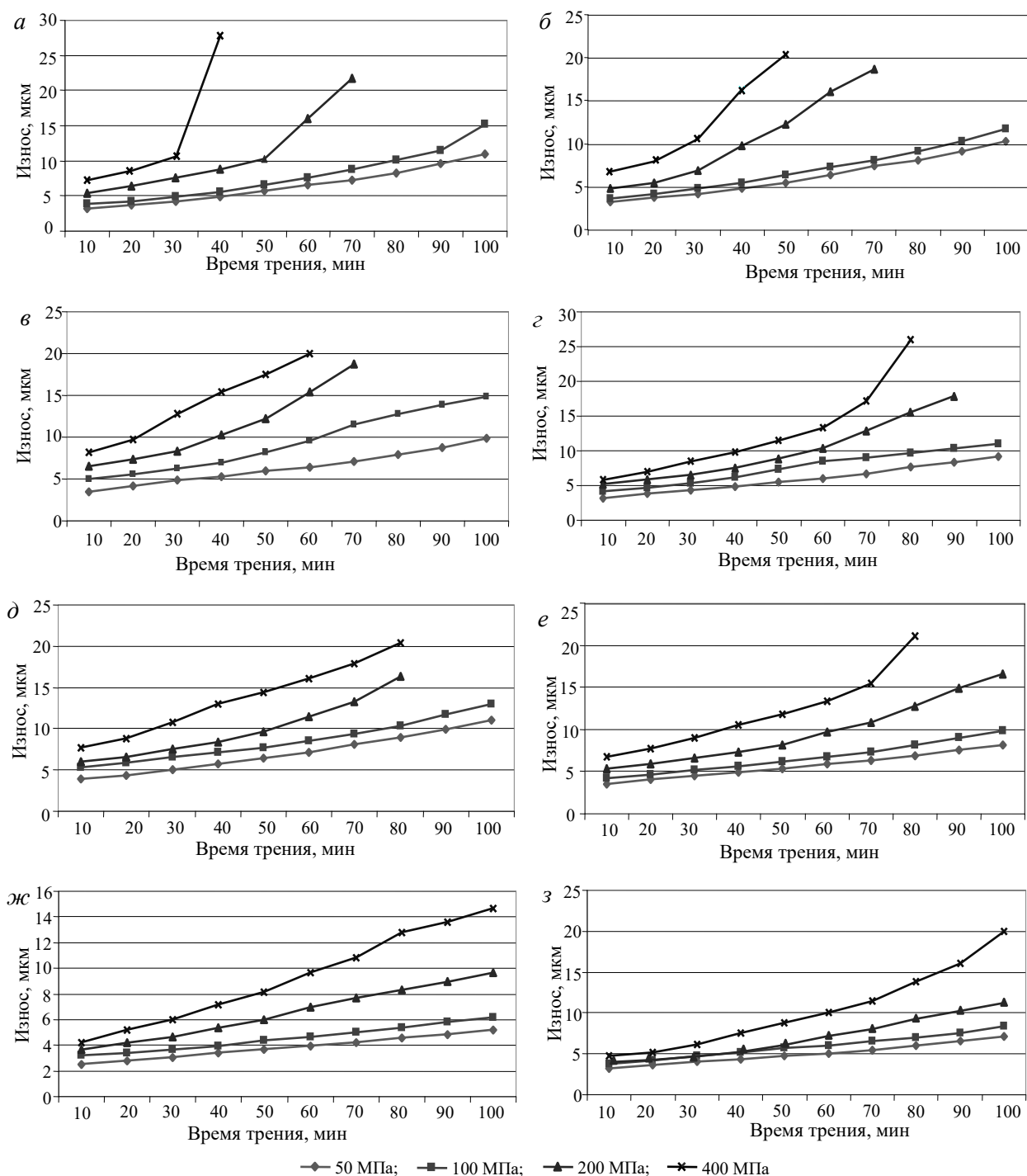
Таблица 2 – Влияние состава порошковых сред на микротвердость боридных слоев

№ состава	Характеристика диффузионного слоя	Микротвердость, МПа	
		FeB	Fe ₂ B
1	двухфазный	12900-18900	11700-16800
2	двухфазный	10200-18900	11700-17800
3	однофазный	-	10600-15100
4	однофазный	-	11700-18900
5	двухфазный	15100-17800	10200-18900
6	двухфазный	12900-15100	10000-18200
7	двухфазный	12900-20100	13100-20100
8	двухфазный	11700-21400	13800-18900

Проведенными исследованиями установлено, что характер микротвердости боридных слоев, полученных при использовании разработанных порошковых сред, кардинальным образом отличается от распределения микротвердости в слоях, полученных в традиционных смесях на основе карбида бора (аморфного бора), где микротвердость в пределах одной фазы остается постоянной. Отличительной особенностью полученных слоев является то обстоятельство, что микротвердость обеих фаз обладает максимальными значениями в средней части боридного слоя.

Проведено исследование стойкости разработанных покрытий в условиях атмосферной коррозии. После 6 месяцев испытаний следов коррозии не обнаружено, что свидетельствует об их повышенной стойкости в атмосферных условиях.

Изучение износостойкости в условиях трения скольжения боридных покрытий, полученных при насыщении из разработанных порошковых смесей на углеродистой стали 20, проводилось с использованием трехвалкового метода при нагрузках от 50 до 400 МПа. Полученные данные в виде кривых Лоренса представлены на рисунке 2.



а – смесь № 1, б – смесь № 2, в – смесь № 3, г – смесь № 4,
д – смесь № 5, е – смесь № 6, ж – смесь № 7, з – смесь № 8

Рисунок 2 – Износ борированной стали 20

Как видно из приведенных данных, при проведении испытаний при нагрузках до 100 МПа все исследуемые покрытия показывают достаточно хороший уровень износостойкости (износ за 100 минут испытаний не превышает ~15 мкм). В этой связи, для упрочнения изделий, работающих в условиях небольших удельных нагрузок, могут быть рекомендованы порошковые смеси всех разработанных составов (№ 1-8). Увеличение удельной нагрузки до 200 МПа и выше приводит к резкому увеличению параметров износа, а в ряде случаев (составы № 1, 2) к катастрофическому износу уже после 30-40 минут испытаний. Наилучшие результаты износостойкости получены при испытаниях боридных покрытий, обработанных в составах 7 и 8, где наблюдается, как показано выше, максимальная толщина как всего боридного слоя, так и высокобористой его зоны, а также более высокая микротвердость боридного слоя в целом и высокобористой фазы, в частности. Полученные данные свидетельствуют, что для изделий, работающих в условиях высоких удельных нагрузок, целесообразно использовать порошковые смеси составов № 7 и № 8.

Однако проведенные производственные испытания оснастки, работающей в условиях интенсивного абразивного износа и высоких удельных нагрузок, упрочненными покрытиями из вышеуказанных порошковых смесей для борирования, показали отрицательный результат. В этих условиях работы в процессе эксплуатации оснастки происходит продавливание поверхностного слоя, что объясняется недостаточно высокой твердостью подслоя. Это приводит к растрескиванию, задиру и выкрашиванию термодиффузионного покрытия и в результате – выходу оснастки и инструмента из строя.

Известно [1, 2], что повысить твердость подслоя возможно как проведением двухстадийной обработки (борирование с предварительной цементацией или нитроцементацией) с последующей термообработкой, так и применением для изготовления оснастки борированных высокоуглеродистых и/или легированных сталей с последующей термообработкой.

Исследуем оба варианта.

Процесс двухфазного борирования осуществлялся в порошковой алюмотермической смеси состава № 1, содержащей оксид никеля, при температурах 850, 900 и 950 °С в течение 6 часов. Выбор состава № 1 порошковой смеси для проведения двухстадийной обработки обусловлен тем обстоятельством, что, как показано в работе [3], введение в смесь данного компонента существенно уменьшает склонность боридного слоя к скалыванию за счет микролегирования его никелем, что значительно повышает эксплуатационную стойкость изделия.

Процесс предварительной цементации осуществляли в порошковой смеси, поставщиком активного углерода в которой являлся древесный уголь, толщина цементованного слоя на стали 20 при температуре процесса насыщения 930-950 °С в течение 6 часов составила 900 мкм. Процесс предварительной нитроцементации осуществляли в порошковой смеси, поставщиком активного углерода и азота в которой являлся древесный уголь и железистосинеродистый калий, толщина диффузионного слоя при температуре процесса насыщения 790-810 °С в течение 4 часов составила 500 мкм.

Проведены металлографические и дюрметрические исследования боридных покрытий, полученных на предварительно цементованной и нитроцементованной низкоуглеродистой стали 20.

В таблице 3 приведена толщина термодиффузионных покрытий, полученных при вышеуказанных условиях обработки в составе № 1.

Как видно из данных, приведенных в таблице 3, общая толщина боридного диффузионного слоя, полученного при осуществлении предварительной обработки, уменьшается, то же можно сказать и о толщине высокобористой фазы FeV.

Микроструктуры диффузионных боридных слоев, полученных при температуре насыщения 950 °С в течение 6 часов на образцах с предварительной цементацией и нитроцементацией, приведены на рисунке 3.

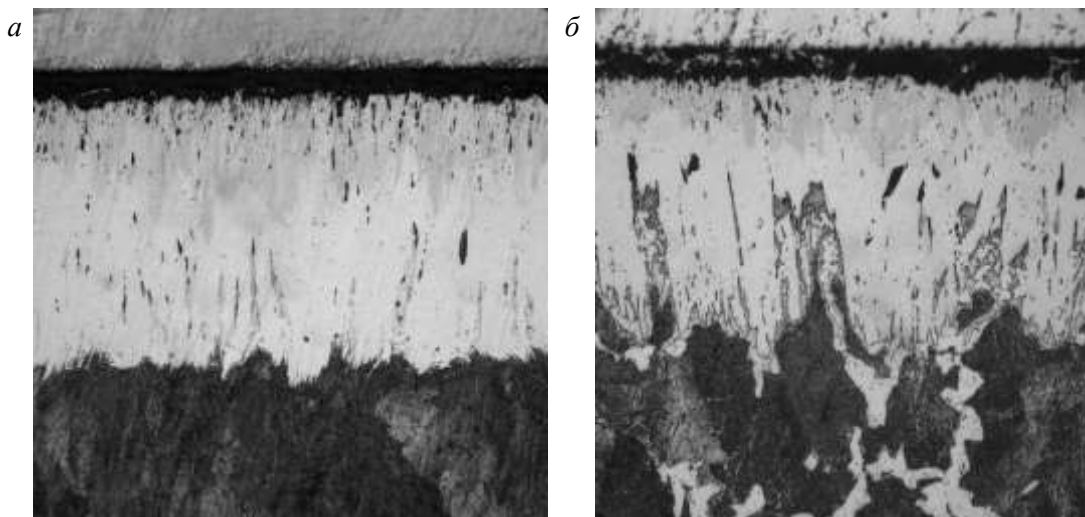
Данные дюрOMETрических измерений термодиффузионных покрытий, полученных на предварительно цементованной и нитроцементованной низкоуглеродистой стали 20, представлены в таблице 4.

Замеры поверхностной твердости борированных образцов проводились после термической обработки: закалка – 780 °С, отпуск – 170 °С.

Как видно из приведенных данных, на борированных образцах стали 20 после закалки поверхностную твердость не удалось измерить, так как диффузионный слой под нагрузкой продавливался. Проведение двухстадийной обработки по схеме (цементация + борирование + закалка + низкий отпуск) позволяет получать на поверхности твердость в пределах 67-69 HRC во всем температурном интервале осуществления процесса насыщения. Проведение низкотемпературного отпуска в течение 2 часов не приводит к снижению поверхностной твердости боридных покрытий.

Таблица 3 – Толщина диффузионных слоев, полученных при двухстадийной обработке

Температура борирования, °С	Вид предварительной обработки	Толщина слоя, мкм	
		Общая	Фазы FeB
850	Без обработки	120-160	40-80
	Цементация	120-140	60-80
	Нитроцементация	100-120	40
900	Без обработки	240-260	80-180
	Цементация	190-200	110-160
	Нитроцементация	200	60
950	Без обработки	240	80-100
	Цементация	200	80-100
	Нитроцементация	200	50



a – борирование с предварительной цементацией

б – борирование с предварительной нитроцементацией

Рисунок 3 – Микроструктуры диффузионного боридного слоя, полученного при температуре насыщения, равной 950 °С, x200

Таблица 4 – Твердость термодиффузионных слоев, полученных на предварительно цементованной и нитроцементованной низкоуглеродистой стали 20

Температура борирования, °C	Вид предварительной обработки	Твердость, HRC	
		Закалка	Закалка + отпуск
850	Без обработки		
	Цементация	67-68	67-68
	Нитроцементация	58-59	54-55
900	Без обработки		
	Цементация	67-68	68-69
	Нитроцементация	63-64	63-64
950	Без обработки		
	Цементация	67-68	67-69
	Нитроцементация	63-64	63-64

Проведение двухстадийной обработки по схеме (нитроцементация + борирование + закалка + низкий отпуск) позволяет получить на поверхности образцов борированных при температурах 900 и 950 °C твердость в пределах 63-64 HRC как не закаленных, так и закаленных и отпущенных образцах. При снижении температуры насыщения до 850 °C твердость снижается и составляет на закаленных образцах 58-59 HRC. Проведение низкотемпературного отпуска приводит к снижению твердости до 54-55 HRC.

Таким образом, очевидно, что проведение предварительной цементации и нитроцементации позволяет получить высокоуглеродистый подслои с высокой объемной твердостью, который надежно защищает от продавливания полученный на поверхности композиционный материал.

Как было отмечено выше, некоторыми предприятиями для изготовления пластин пресс-форм для прессования силикатного кирпича используются также высокоуглеродистые или легированные стали с последующей термообработкой. В связи с этим, был исследован процесс борирования стали 40X с использованием разработанных нами порошковых сред с последующей термообработкой.

Общая толщина формирующегося на поверхности стали 40X боридного слоя, полученного при $T = 950$ °C и $\tau = 4$ ч составляет 200-220 мкм. Толщина высокобористой фазы FeB с микротвердостью 20100-22900 МПа составляет 80 мкм; микротвердость фазы Fe₂B – 16800-17800 МПа.

После борирования стали 40X (без термообработки) твердость составляет 28-29 HRC; после борирования и закалки при 780 °C в масло – 61-64 HRC. Низкотемпературный отпуск (170 °C) не снижает поверхностную твердость.

Выводы

1. Показана возможность получения на углеродистых сталях покрытий на основе бора различной толщины, фазового состава (одно- и двухфазные слои) и соотношения боридных фаз при использовании алюмотермических порошковых смесей на основе оксидов бора, алюминия, хрома, никеля, меди, молибдена, вольфрама и циркония, порошков алюминия, никеля, железа. Установлено, что полученные покрытия обладают повышенной стойкостью в атмосферных условиях.

2. Установлено, что микротвердость исследованных боридных слоев меняется в пределах одной фазы, а максимальные ее значения выше микротвердости боридных слоев, получаемых при использовании традиционных порошковых смесей на основе карбида бора либо аморфного бора.

3. Проведение процесса борирования с использованием разработанных смесей на предварительно цементованной и нитроцементованной низкоуглеродистой стали (сталь 20) или среднеуглеродистой стали (40Х) с последующей термической обработкой (закалка + низкотемпературный отпуск) дает возможность получать поверхностную твердость 61-69 HRC, что позволяет рекомендовать данные покрытия к использованию в условиях интенсивного абразивного износа.

Список использованных источников

1. **Савинцев, М.И.** Упрочнение сталей термодиффузионным борированием / М.И. Савинцев // Технология металлов. – 2004. – № 9. – С. 20-23.

2. **Иванов, А.С.** Исследование двухслойных боридно-цементованных покрытий на низкоуглеродистых мартенситных сталях / А.С. Иванов, А.П. Быкова // Физика металлов и металловедение. – 2005. – Т. 100. – № 1. – С. 57-64

3. **Ващев, С.Е.** Упрочняющая обработка машиностроительных сталей однофазным борированием в порошковых средах: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.16.01 / С.Е. Ващев; БПИ. – Минск, 1986. – 22 с.

Babul T., Kukhareva N.G., Petrovich S.N., Galynskaya N.A., Basalay I.A.

Research of preliminary casehardening and carbonitration influence on structure and properties of boride coatings to be formed on carbon steels

The paper reviewed possibilities to increase wear-resisting properties of boride coatings in intensive abrasive wear conditions at high specific loadings.

Поступила в редакцию 14.03.2011 г.

ПРАВИЛА ОФОРМЛЕНИЯ СТАТЕЙ

Статьи, направленные в редакцию журнала, должны удовлетворять требованиям «Инструкции по оформлению диссертации, автореферата и публикаций по теме диссертаций», утвержденной постановлением президиума государственной ВАК РФ от 24.12.1997 г. № 178 (в редакции с изменениями и дополнениями постановление ВАК РФ от 22.02.2006 г. № 2 и постановление ВАК РФ от 15.08.2007 г. № 4).

1. Материал статьи должен соответствовать профилю журнала и излагаться предельно ясно.

2. Поступившие в редакцию статьи проходят рецензирование. Основные критерии целесообразности опубликования – актуальность тематики, информативность, научная новизна.

3. Статья должна быть представлена в распечатанном виде в двух экземплярах и в электронном виде в формате текстового редактора Word for Windows (97/2000/2003).

4. В статье должны быть указаны индекс УДК, название статьи, фамилии авторов, наименования организаций, в которых работают авторы. Статья должна включать в себя: аннотацию (до 10 строк), введение, основную часть, заключение, завершаемое четко сформулированными выводами, список использованных источников. В структуру (при необходимости) может быть включен перечень обозначений и сокращений. Аннотация и название статьи, а также фамилии авторов должны быть представлены на английском и русском языках.

5. Объем статьи не должен превышать 10-ти страниц машинописного текста (шрифт Times New Roman, размер 12 п., интервал – 1).

6. Рисунки должны быть четкие черно-белые и созданы в одном из графических редакторов (формат tif, psx, bmp, gif, cdr, wmf, psd), в данном случае они присоединяются с помощью табличного процессора «Excel» или «MS Graph» (встроенного в «Word»). Все обозначения на рисунках должны быть расшифрованы.

7. Таблицы располагаются непосредственно в тексте статьи. При этом они не должны дублировать графики. Каждая таблица должна иметь заголовок. На все таблицы и рисунки следует давать ссылки в тексте.

8. Обозначения, принятые в статье, расшифровываются непосредственно в тексте, кроме того, могут быть вынесены на отдельную страницу.

9. Размерность всех величин, принятых в статье, должна соответствовать Международной системе единиц измерений (СИ). Не следует употреблять сокращения, кроме общепринятых.

10. Список использованных источников должен быть приведен в конце статьи и содержать полные библиографические данные. Список должен быть составлен в порядке упоминания ссылок в тексте. Ссылки на неопубликованные работы не допускаются.

11. Авторам необходимо на отдельной странице сообщить о себе следующие сведения: фамилия, имя, отчество, почтовый адрес для переписки, место работы и занимаемая должность, а также номера телефонов, факсимильной и электронной связи.

12. Статьи, излагающие результаты исследований, выполненных в учреждениях, должны иметь соответствующее разрешение на опубликование в открытой печати.

Статьи, не соответствующие перечисленным требованиям, к рассмотрению не принимаются и возвращаются авторам. Датой поступления считается день получения редакцией первоначального варианта текста.

1. Article materials should correspond to the journal profile and be clearly stated.

2. The receiving by the Editorial Board articles are sent for review to specialists. The main criteria of acceptance are theme actuality, information value, and scientific novelty.

3. All materials should be thoroughly reviewed and sent in two hard copies on white paper and one electronic copy additionally in the Word format (97/2000/2003).

4. The first page should contain UDC number, Title, Author(s), full Address of organization(s) in which author(s) work, Annotation (till 10 lines), Introduction, the text of the paper with diagrams and figures (if there are any), Conclusion with clearly stated inferences, References, List of Symbols and Abbreviations (if it is necessary). Annotation, Title and Authors should be presented in English and Russian languages.

5. The paper should not exceed 10 pages of the typewritten text (Times New Roman, 12 points, 1 interval).

6. The figures should be black-and-white and represented in one of graphical formats: tif, psx, bmp, gif, cdr, wmf, psd and attached with Excel or MS Graph (built-in Word). All symbols should be deciphered. The minimum size of figures is 60×90 mm. The photographs should be of good quality. Their minimum size is 60×60 mm.

7. Tables should be placed directly in the text of the article. Diagrams and tables should not contain the same information. Each table should have the title. All tables and diagrams should have references in the text.

8. Symbols which are used in articles can be deciphered directly in the text or taken out on a separate page.

9. All symbols used in the text should correspond to International System. Only standard contractions should be used.

10. References are to be cited at the end of the paper on a separate page with full bibliographic information. List of references should correspond to the order of occurrence in the text. References on unpublished works are prohibited.

11. The authors should give the following information: surname, first name, patronymic name, full address with the postal code for correspondence, organization and position, home and office phone numbers, fax, e-mail.

12. The articles containing investigation results obtained in organizations should have a corresponding permission for publication.

Articles not meeting the requirements of the Editorial Board would not be accepted and may be returned to the authors. The date of receipt is considered to be the day when the Editorial Board receives the author's original paper.

Подписные

индексы:

749332

74933

Основные направления научно-исследовательской деятельности ЗАО «Солигорский Институт проблем ресурсосбережения с Опытным производством»:

- разработка горношахтного подъемно-транспортного оборудования;
- разработка горного проходческого, очистного и бурового оборудования;
- разработка технологического горно-обогательного оборудования;
- разработка методов повышения надежности и долговечности деталей и узлов машин, работающих в условиях абразивных, химически активных сред горно-обогательного оборудования;
- разработка оборудования для комплексов по перегрузке и складированию сыпучих материалов;
- разработка высокопроизводительной технологии обогащения полезных ископаемых;
- разработка композиционных и теплозвукоизоляционных материалов;
- разработка конструктивных материалов и покрытий, предназначенных для использования в агрессивных химически активных, абразивных средах предприятий горной промышленности;
- совершенствование технологии добычи и повышение безопасности ведения горных работ на месторождениях полезных ископаемых;
- моделирование и автоматизированное проектирование горных машин, работающих на глубине более 1000 м во взрывоопасной среде и при больших давлениях;
- разработка автоматизированных систем управления горношахтным добывающим и перерабатывающим оборудованием.

Адрес редакции:

223710, Республика Беларусь,
Минская обл., г. Солигорск, ул. Козлова, 69

Телефоны:

(+375 174) 26 28 37 главный редактор (приемная)

(+375 174) 26 35 32 ответственный секретарь

E-mail: ipr@sipr.by

ISSN 1728-3841



9 771728 384000