

Міністерство освіти і науки України
Національний гірничий університет

Збірник наукових праць
Національного гірничого університету

№26
Том 1

Дніпропетровськ
2006

УДК 622 (06)

Засновник та видавець
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ
рік заснування – 1999

**Збірник наукових праць НГУ №26, Том 1 – Дніпропетровськ: РВК
НГУ, 2006.– 208 с.**

У збірнику приведено результати теоретичних і експериментальних досліджень з різних аспектів гірничої справи, розглянуто проблеми відкритої і підземної розробки родовищ корисних копалин, охорони праці і безпеки робіт на гірничих підприємствах, проблеми екології, маркшейдерії, геології, геоінформатики, електропостачання й автоматизації виробничих процесів у гірничій промисловості, освітлені питання експлуатації гірничо-транспортного устаткування на шахтах, рудниках і кар'єрах.

Матеріали збірника призначені для наукових і інженерно-технічних працівників, що спеціалізуються в галузі гірничої справи.

Збірник друкується за рішенням Вченої Ради НГУ
(протокол № 12 від 08.09.06 р.)

Комп'ютерна верстка і набір – В.В. Задорнова

Збірник зареєстровано у державному комітеті
телебачення і радіомовлення України
Свідоцтво про реєстрацію КВ № 9030 від 04.08.2004 р.

© Національний гірничий університет, 2006

Редакційна Рада збірника:

акад. НАН України, д.т.н., проф. Г.Г. Півняк
д.т.н., проф. П. І. Пілов
д.т.н., проф. О.С. Бешта
д.т.н., проф. О. М. Шашенко
д.т.н., г.н.с. О.В. Зберовський

Редакція:

головний редактор – д.т.н., г.н.с. О.В. Зберовський
заступник редактора – д.т.н., проф. С.Ф. Власов
заступник редактора – к.т.н., доц. В.В. Ішков
відповідальний секретар – м.н.с. В. В. Задорнова

Експертно-редакційна колегія:

Відкрита розробка РКК

Гуменик І. Л. – д.т.н., проф.
Дриженко А. Ю. – д.т.н., проф.
Крисін Р. С. – д.т.н., проф.
Прокопенко В. І. – д.т.н., проф.
Симоненко В. І. – д.т.н., доц.

Збагачення корисних копалин

Пілов П. І. – д.т.н., проф.
Младецький І. К. – д.т.н., проф.
Полулях О. Д. – д.т.н., проф.
Туркеніч О. М. – д.т.н., проф.
Франчук В. П. – д.т.н., проф.

Екологічна безпека

Зберовський О.В. – д.т.н., г.н.с.
Шапарь А.Г. – д.т.н., проф.
Бойко В.О. – д.т.н., проф.
Кременчуцький М.Ф. – д.т.н., проф.
Горова А.І. – д.б.н., проф.

Підземна розробка РКК

Бондаренко В. І. – д.т.н., проф.
Колоколов О. В. – д.т.н., проф.
Кузьменко О. М. – д.т.н., проф.
Пономаренко П.І. – д.т.н., проф.
Бузило В.І. – д.т.н., проф.

Фіз. процеси гірничого виробництва

Власов С. Ф. – д.т.н., проф.
Москальов О.М. – д.т.н., проф.
Садовенко І.О. – д.т.н., проф.
Шашенко О.М. – д.т.н., проф.
Ширін Л.Н. – д.т.н., проф.

Маркшейдерія

Парчевський Л. Я. – д.т.н., проф.
Четверик М. С. – д.т.н., проф.
Халимендик Ю.М. – д.т.н., проф.
Шашенко О.М. – д.т.н., проф.
Петрук Є.Г. – д.т.н., проф.

Шахтне і підземне будівництво

Шашенко О.М. – д.т.н., проф.
Пономаренко П.І. – д.т.н., проф.
Роєнко А.М. – д.т.н., проф.
Сдвіжкова О.А. – д.т.н., проф.
Соболев В.В. – д.т.н., проф.

Механіка тіл, ґрунтів і гірничих порід

Садовенко І.О. – д.т.н., проф.
Бондаренко В.І. – д.т.н., проф.
Шашенко О.М. – д.т.н., проф.
Власов С.Ф. – д.т.н., проф.
Новікова Л.В. – д.т.н., проф.

Геологія та геофізика

Нагорний Ю.М. – д.г.-м.н., проф.
Доброгорський М.О. – д.г.-м.н., проф.
Нагорний В.М. – д.г.-м.н., проф.
Приходченко В.Ф. – д.геол.н., проф.
Додатко О.Д. – д.г.-м.н., проф.
Бусигін Б.С. – д.т.н., проф.
Тяпкін К.Ф. – чл.-кор., д.г.-м.н., проф.

Гірничі машини.

Динаміка і міцність машин

Франчук В.П. – д.т.н., проф.
Самуся В.І. – д.т.н., проф.
Блохін С.Є. – д.т.н., проф.
Заболотний К.С. – д.т.н., проф.
Ширін Л.Н. – д.т.н., проф.
Кіріченко Є.О. – д.т.н., проф.

Буріння свердловин

Кожевников А.О. – д.т.н., доц.
Максимов О.П. – д.т.н., проф.
Москальов О.М. – д.т.н., проф.
Симанович Г.А. – д.т.н., проф.
Франчук В.П. – д.т.н., проф.

Електротехнічні комплекси і системи

Півняк Г. Г. – акад., д.т.н., проф.
Шкрабець Ф.П. – д.т.н., проф.
Заїка В.Т. – д.т.н., проф.
Випанасенко С.І. – д.т.н., проф.
Бешта О.С. – д.т.н., проф.

Автоматизація технологічних процесів

Ткачов В.В. – д.т.н., проф.
Кузнєцов Г.В. – д.т.н., проф.
Бешта О.С. – д.т.н., проф.
Кочура Є.В. – д.т.н., проф.
Слесарєв В.В. – д.т.н., проф.

Охорона праці

Голінько В.І. – д.т.н., проф.
Бойко В.О. – д.т.н., проф.
Кременчуцький М.Ф. – д.т.н., проф.
Зберовський О.В. – д.т.н., г.н.с.
Шкрабець Ф.П. – д.т.н., проф.

Адреса редакції:

49600, Дніпропетровськ, пр. К. Маркса, 19,
НГУ, Зберовському О.В., тел./ факс 46-87-19,
45-85-98, E-mail: zberovskiA @ nmu.org.ua

Требования к оформлению статей в «Сборник научных трудов НГУ»

С учетом нормативных требований к оформлению печатных статей, рекомендаций Книжной Палаты Украины от 07.09.04 № 1291/11 и ВАК Украины от 15.01.03 № 7-05/1 к опубликованию в специализированном «Сборнике...» принимаются статьи, содержащие новые научные и практические результаты исследований авторов, которые ранее не публиковались и отвечают профилю «Сборника...».

Текст статьи (на русском, украинском или английском языках) объемом 6-10 стр., включая таблицы, графики и рисунки, подается в редакцию на дискете 3,5" с распечаткой 1 экз. на листах формата А4. Текст следует набирать шрифтом Times New Roman 14 пунктов в редакторе Word for Windows и оформить следующим образом:

- * УДК
- * Инициалы, фамилия автора;
- * Название статьи - заглавными буквами, жирно;
- * Аннотация (до 5 строк) на русском, украинском и английском языках – 12 пт;
- * Текст форматируется с выравниванием по обеим полям с интервалом -1. Все поля - по 2 см. Номера страниц не проставляются.
- * Формулы в тексте должны быть выполнены в приложении Word "Equation".
- * Рисунки подаются в черно-белом изображении вместе с текстом в местах ссылки на них и в отдельных файлах (*. bmp, *. jpg).
- * Таблицы, графики и подписи к ним располагаются непосредственно в тексте и внедряются в документ как объекты, если они были созданы в Excel и др. приложениях.
- * Список литературы приводится в порядке ссылок в тексте, в соответствии с ГОСТ 7.1-84

Образец набора

УДК 550.83

© И.В. Петрова

ГЕОФИЗИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ КАРПАТ ИЗ КОСМОСА

Приведены результаты геологической дешифровки материалов космических геофизических съемок Карпат.
Наведено результати геологічного дешифрування матеріалів космічних геофізичних зйомок Карпат.
Results of geological photointerpretation of materials of space geophysical surveys of Karpat are considered.

По материалам космических геофизических съемок получают разнообразную геолого-геофизическую информацию

В редакцию «Сборника...» **необходимо подать:**

1. Электронный вариант и распечатанную **справку об авторах:**

Фамилия, имя, отчество; место работы (полное название организации и её почтовый адрес); должность; ученая степень; номера контактных телефонов, E-mail.

2. **Экспертное заключение** о возможности опубликования материалов в открытой печати.

3. **Выписку** из протокола кафедры /лаборатории, отдела/ отражающую: общий характер статьи (работа фундаментального или прикладного значения, экспериментальная (результаты моделирования, данные промышленных испытаний...), теоретическая (описание нового метода расчёта...) и т.п.; соответствие материалов паспорту выбранной специальности (шифр); личный вклад автора; новизну полученных результатов; рекомендации к публикации.

Телефоны для справок:

т/ф (0562) 468-719 Зберовский Александр Владиславович - главный редактор,
458-598 Задорнова Виктория Валериевна - ответственный секретарь.

СОСТОЯНИЕ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ УКРАИНЫ

Приведены результаты анализа состояния сырьевой базы и перспективы развития месторождений Украины по добыче цветных металлов.

Приведені результати аналізу стану сировинної бази та перспективи розвитку родовищ України по видобутку кольорових металів.

The results of the analysis of a condition of raw base and prospects of development of deposits Ukraine's production of colour metals are given.

Конкурентоспособность горных предприятий на мировых рынках качественного минерального сырья требует повышения эффективности работы всего горно-добывающего комплекса, которое невозможно без принятия оптимальных решений по вопросам текущего планирования на основе достоверной горно-геологической информации о месторождении и всей горно-транспортной системы предприятия. Чтобы достичь наиболее полного извлечения полезного компонента из руд, горному производству необходимы цифровые трехмерные геологические модели месторождений, электронные модели рельефа, информационно-аналитические системы управления горно-транспортным оборудованием с применением спутниковой навигации, которые бы учитывали, как особенности горно-геологического строения месторождения, так и позволяли оперативно управлять горно-транспортными процессами в карьерах.

Украина относится к числу стран, которые обладают богатыми и разнообразными месторождениями полезных ископаемых. В недрах Украины выявлены месторождения и проявления всех видов рудных и нерудных полезных ископаемых: топливно-энергетическое сырье (нефть, газ, уголь, торф, горючие сланцы, уран); черные (железо, марганец, хром); цветные (алюминий, медь, цинк, свинец, никель, титан, магний), благородные (золото, серебро), редкие (ртуть, цирконий, бериллий, литий, гафний, тантал, кобальт, олово, вольфрам, молибден, ванадий), редкоземельные (итрий и лантаноиды) металлы и россыпные элементы (германий, скандий); алмазы; большое разнообразие неметаллический полезных ископаемых (горнохимическое и горнорудное сырье, нерудное сырье для металлургии, облицовочно-декоративное, полудрагоценный и драгоценный камень, полезные ископаемые для строительства).

По данным ГНПП «Геоинформ Украины» на начало 2004 г. в недрах Украины выявлено более 20 тыс. месторождений и проявлений 116 видов полезных ископаемых в т.ч. 7957 месторождений по 94 видам минерального сырья имеют промышленное значение и учитываются Государственным балансом запасов. Из общего количества месторождений более чем 1240 считаются комплексными, т.е. содержат два и более видов полезных ископаемых. К промышленному освоению приурочено 2771 месторождение (от 40 до 75 % разведанных запасов различных видов полезных ископаемых) на базе которых работает более двух тысяч горнодобывающих и перерабатывающих предприятий.

В этой связи оценка современного состояния сырьевой базы и перспектив развития месторождений Украины по добыче цветных металлов является актуальной задачей, что и определило цель данных исследований.

В последнее десятилетие, в течение которого Украина развивается как самостоятельная страна, наряду с негативными тенденциями в развитии горнодобывающей промышленности отмечаются существенные положительные моменты. В условиях планового хозяйства в Украине приоритетными для разработки были месторождения с большими запасами и качественным сырьем, или полезные ископаемые, за запасами которых Украина занимала передовые позиции. В течение последних 25-30 лет наиболее интенсивно эксплуатировались в Украине месторождения нефти, газа, каменного угля, железных и марганцевых руд, титана, циркония, графита, серы, каолина, каменной и сульфатно-калийных солей и др. Все это привело к значительному истощению высококачественных руд. Изучение и разведка недр на цветные, редкие, благородные металлы и алмазы было на низком уровне.

Снижение поставок дефицитного сырья для цветной металлургии Украины вынудило геологическую службу Украины активизировать работы на поиск и разведку месторождений, которые раньше являлись нетрадиционными. В результате этих работ на территории страны выявлены, оценены и подготовлены к эксплуатации месторождения меди, свинца, цинка, никеля, молибдена, коренных запасов титана, алюминия, золота и др. По оценкам геологов, ресурсы большинства из названных полезных ископаемых таковы, что могут удовлетворить не только внутренние потребности страны, но и создать значительный экспортный потенциал.

Цветная металлургия Украины насчитывает 52 предприятия разных форм собственности, включая предприятия с разработкой редких металлов – циркония, гафния, германия и др. Действующие предприятия в Украине по производству цветных металлов и изделий из них только частично удовлетворяют внутренние потребности страны. Только по разработке руд алюминия и титана в стране создан определенный экспортный потенциал. Например, экспорт руд и концентратов титана из Украины в 2003 г. в 3,2 раза превышал импорт.

Программой развития горно-металлургического комплекса Украины на период до 2010 г. предусмотрено расширение его мощности и увеличение потребления сырья и продукции. Например, намечено увеличение потребления к 2010 г. по сравнению с 2003 г.: алюминия в 2,8 раза, что составит 123200 т., меди в 5,6 раза (171500 т.), титана (губка) в 10 раз (3900 т.), цинка в 2,6 раза (66000 т.), свинца в 1,2 раза (14000 т.), магния в 5 раз (13600 т.).

Для того чтобы удовлетворить действующие предприятия цветной металлургии необходимым сырьем, принято ряд отраслевых программ: “Алюминий Украины”, “Медь Украины”, “Титан Украины” и др., где предусмотрены мероприятия, которые направлены на удовлетворения потребления в минеральном сырье в запланированном объеме.

К основным месторождениям цветных металлов Украины относятся месторождения алюминия, меди, свинца и цинка, никеля и кобальта, олова, титана, молибдена [1, 2]. Схема размещения месторождений приведена на рис.1.

По масштабам производства и потребления среди цветных металлов первое место занимает **алюминий**. Алюминий используется более чем у 700 видах производства. Главными отраслями его применения являются авиационная, космическая отрасли, строительство, машиностроение, транспорт, энергетика и т. д.

В Украине проблема обеспечения промышленности собственным алюминиевым сырьем стоит очень остро, несмотря на большие ресурсы в целом на территории страны. Минеральной базой месторождения алюминия являются бокситы, алуниты, нефелиновая руда.

Бокситы в Украине выявлены на территории Среднего Приднестровья. Наибольшие залежи определены на следующих месторождениях: Высокопольское, Доможанское, Диденковское, Девладовское, Семеринское, Богдановское, Олександровское, Южноникопольское.

На Высокопольском месторождении мощность полезного ископаемого составляет 3-8 м. Мощность вскрышных пород от 10 до 100м, общие ресурсы – 72 млн.т., при среднем содержании глинозема в бокситах - 38,05%, оксида железа - 28,97%, кремнезема - 8,56%. Бокситы подобного качества ввиду низкого содержания глинозема и большого количества железа не отвечают требованиям технологии производства Николаевского глиноземного завода, который импортирует сырье с содержанием 42-52% глинозема. Технологическими исследованиями определено, что бокситы Высокопольского месторождения могут перерабатываться электротермичным способом. Бокситы других месторождений за качеством приближаются к бокситам Высокопольского месторождения, но имеют еще более низкие показатели.

В Среднем Приднестровье выявлены высококачественные бокситы с содержанием: глинозема 46,85-56,6%, оксидов железа до 10,43%, кремнезема 26,4-27,11%, однако эти месторождения не достаточно изучены для промышленного освоения.

Месторождения алунитовых руд расположены в Закарпатье. Среди них наиболее изучены комплексные Биганское и Береговское месторождения.

Биганское месторождение состоит из субпластовых залежей опал-алунитовых и кварц-алунитовых руд мощностью от 5 до 180 м с содержанием алунита до 70-80%. Разведанные запасы алунитовых руд составляют 290 млн.т. с средним содержанием Al_2O_3 более 15%, SO - 14%, K_2O - 3,7%. Береговское месторождение имеет показатели близкие к Биганскому, но разведаны запасы составляют только 51 млн.т.

Мощность вскрышных пород на Биганском и Береговском месторождениях небольшая (10-20 м), поэтому месторождения целесообразно разрабатывать открытым способом. Однако в верхней части на Биганском месторождении в залежах руд достаточно большое количество опалвмещающих руд с большим содержанием кремнезема, что затрудняет технологию переработки. С глубиной алунитовые руды более качественные, но разработка в данном случае возможна только подземным способом.

Алунитовые руды Береговского месторождения содержат меньше опала и кремнезема. Закарпатский металлургический завод, который работает на базе ртутного комбината, начал выпускать галун из алунитов Береговского месторождения.

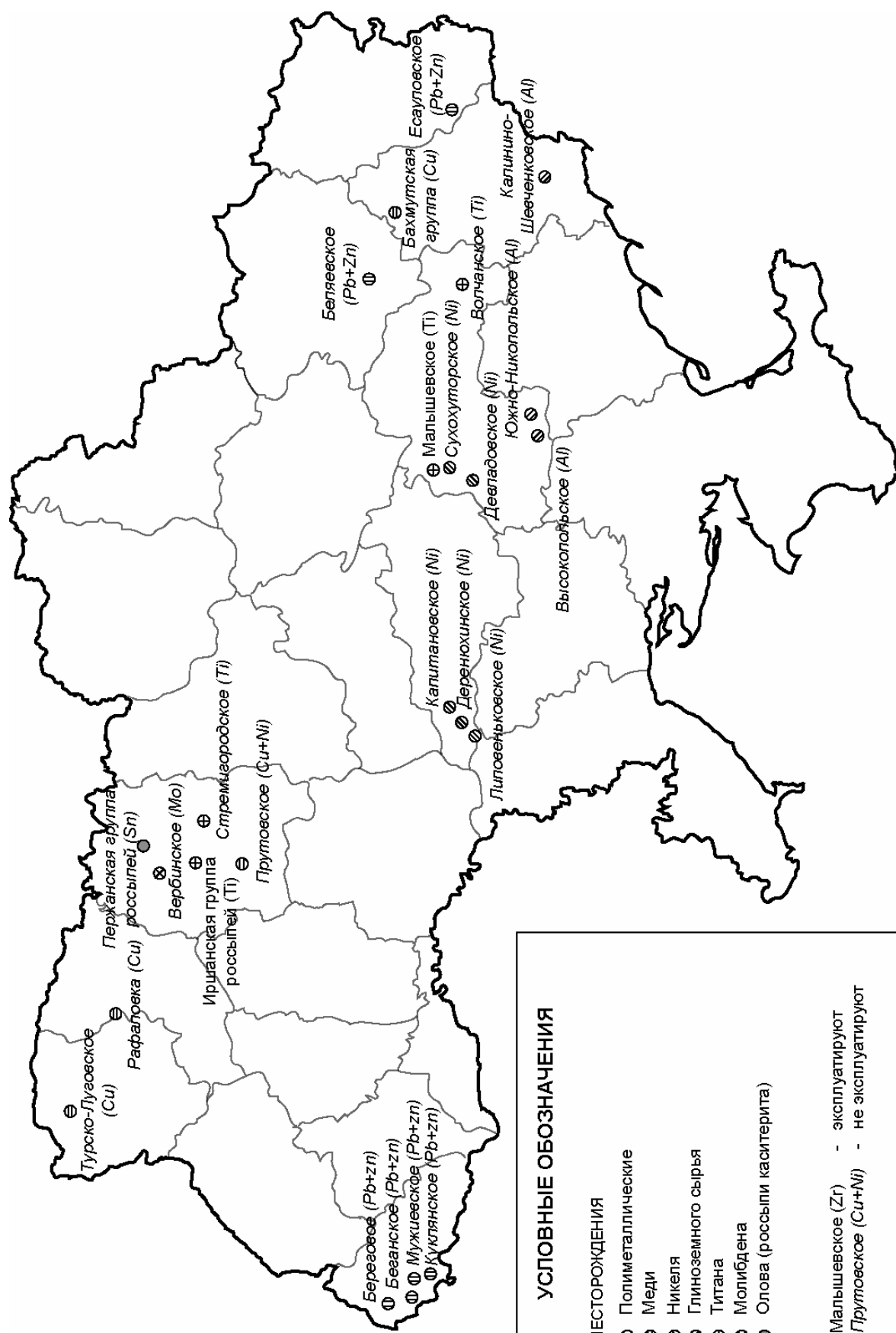


Рис. 1. Основные месторождения цветных металлов Украины

Нефелиновые руды наиболее изучены на Мазуровском и Калинин-Шевченковском месторождениях с запасами руды около 3 млрд.т. Однако нефелиновые руды на данных месторождениях представлены как комплексные редкометаллические (тантал-ниобий-цирконовые).

Руды Мазурковского месторождения ввиду малого коэффициента вскрыши целесообразно разрабатывать открытым способом, к тому же рядом расположен Донецкий химико-металлургический завод, технологические возможности которого дают возможность получать из руд месторождения целый перечень товарной продукции и нефелиновый концентрат.

В Украине производство глинозема и первичного алюминия осуществляется на двух предприятиях: Николаевском глиноземном заводе и Запорожском алюминиевом комбинате. Для загрузки этих предприятий необходимо около 3,1 млн. т. бокситов в год.

Рудно-сырьевая база **меди** не имеет до настоящего времени промышленных запасов руд, несмотря на достаточно большие прогнозные ресурсы. Особый интерес представляет Волынский меднорудный район, общей площадью 10 тыс. км². Наиболее изучены Турско-Луговое и Рафаловское рудные поля. Мощность руды на данных месторождениях составляет 1,5м. Предварительно оцененные ресурсы составляют более 100млн.т. при среднем содержании меди 1,2 %, золота - 1,7г/т, серебра -4г/т. Руды залегают на глубинах 100 – 600 м, что говорит о целесообразности их разработки открытым способом.

В пределах Донецкой области наиболее изучено Берестянское месторождение, которое представлено несколькими рудными горизонтами мощностью 0,3-2,0 м, расположенные на площади 42 км². Содержание меди в рудах 0,5-1,7 %. Помимо меди руды содержат свинец (0,1-1,2%) и цинк (1-1,2%).

Развитие минерально-сырьевой базы Украины относительно **свинца и цинка** сориентировано на освоение месторождений Закарпатья (Биганское, Береговское, Мужиевское), Харьковской области (Билевское месторождение). На Биганском месторождении полиметаллические руды залегают в интервале глубин 130 - 200 м при средней мощности 8 - 12 м. Содержание свинца и цинка в рудах в среднем составляет 3,5 - 5,0%. Береговское месторождение образовано комплексными крутопадающими телами длиной 350 – 450 м и мощностью руд 3-5 м. Глубина залегания до 350 м. Содержание свинца - 2,09%, цинка - 5,08%. Мужиевское месторождение эксплуатируется как золотодобывающее предприятие, хотя в полиметаллических рудах этого месторождения содержание свинца составляет - 2,66 %, цинка - 6,07 %. Билевское месторождение представлено пологопадающими рудными телами со средней мощностью 7-7,5 м, где общее содержание свинца и цинка составляет 6,5-7 %. Руды технологически апробованы, получены свинцовый и цинковый концентраты. Сопутствующими компонентами является серебро, золото и кадмий. Учитывая территориальную близость Билевского месторождения к заводу «Укрцинк», можно предусмотреть, что его разработка наиболее целесообразна.

Развитие минерально-сырьевой базы **никеля и кобальта** ориентировано на месторождения Среднего Приднестровья (Девладовское, Червоноярское, Терновское, Новое) и Среднего Побужья (Пушкинское, Липовеньковское, Грушков-

ское, Тарнавское, Капитановское). Руды этих месторождений низкого качества, содержание никеля в них составляет 0,38-1,24%, кобальта – 0,04-0,14%, железа – 18 – 30%, и могут быть использованы только для производства ферроникеля. На базе месторождений Среднего Побужья работает Побужский никелевый завод с проектной мощностью по переработке руды 1,5 млн.т. и производством 9,3 тыс. т. никеля. В настоящее время планируются работы по улучшению минерально-сырьевой базы завода, изучение и разработка перспективных месторождений, ресурсы которых составляют примерно 52 тыс.т. никеля и кобальта. В Житомирской области наиболее изучено Прутивское месторождение медно-никелевых руд. Запасы руд составляют 36 млн.т. с содержанием никеля 0,58%, кобальта 0,025%. К настоящему времени изучение месторождения не закончено.

Ресурсы минерального сырья **олова** в Украине очень незначительны. Изучено только несколько россыпей в пойме р. Перга. Содержание оловянных руд в россыпях в среднем - 366 г/м³. На основании этих россыпей может работать только малое предприятие с годовой добычей олова около 400-500 т, тантала и ниобия до 40-50 т.

Минерально-сырьевая база **титановых** руд в Украине наиболее мощная. Основной минеральной базой титана являются ильменитовые и комплексные рутил-циркон-ильменитовые россыпи. На базе этих месторождений работают два предприятия: Вольногорский ГМК и Иршанский ГОК с суммарной производственной мощностью около 700 тыс.т. концентратов в год. Данные предприятия целиком удовлетворяли потребности потребителей губчатого титана и пигментной окиси титана всего бывшего СССР. В настоящее время Украина вырабатывает более 95 % всего титанового сырья в странах СНГ.

Малышевское месторождение, которое разрабатывает Вольногорский ГМК открытым способом, имеет мощность рудного пласта 10-35 м, протяженность 19 км. Содержание коллективного концентрата 40,4-79 кг/м³, в том числе ильменита 21,9 - 38,29 кг/м³, рутила 5,87 - 14,39 кг/м³, циркона 1,89 - 9,04 кг/м³. По запасам месторождение уникальное. Такими же большими месторождениями являются Вовчанское, Червонокутское.

Иршанский ГОК эксплуатирует Лемнинское месторождение с мощностью рудных песков 5-10 м, протяженностью 10 км и шириной 2,5 км. Содержание ильменита 26,9-41,0 кг/м³. Месторождение достаточно большое по запасам. Разработка рудных песков на месторождениях Иршанского ГОКа производится открытым способом по безтранспортной системе разработки. Большими месторождениями такого же типа в этом районе являются Межрецкое, Левобережное, Правобережное. В последнее время подготовлены к промышленному освоению ильменитовые россыпи Злобичского и Валки-Гацкивского месторождений, заканчивается разведка Тростянецкого месторождения (все в Житомирской обл.) и Тарасивского в Киевской обл. Данные месторождения должны обеспечить Иршанский ГОК сырьем вместо отработанных месторождений. Закончена разведка и утверждены запасы коренных апатит-ильменитовых руд на Носачевском месторождении (Черкасская обл.). Планируется разведка и подготовка к эксплуатации Федоровского и Выдыборгского месторождений коренных руд, которые имеют небольшие размеры и залегают на малой глубине. Имеются также боль-

шие ресурсы титанового сырья коренных месторождений (Стремигородского, Торчинского, Кропивнянского, Юрьевского), которые не реализовываются. Главной причиной сдерживания разработки этих месторождений является минеральный состав руд (ильменит, титаномагнетит, апатит и др. минералы), что требует создание многоцелевого производства титановых продуктов разной номенклатуры, больших капитальных вложений и инвестиций.

Благодаря уникальной минерально-сырьевой базе титанового сырья Украина создала мощный экспортный потенциал. Суммарный экспорт ильменитовых концентратов в страны СНГ составляет 290-300 тыс.т. причем около половины (47-48%) титановых концентратов экспортируется в страны ЕС и США.

Запасы минерального сырья **молибдена** в Украине практически не изучены. Потребность страны для сталеплавильной промышленности в объеме 280 т молибдена в год удовлетворялись за счет поставок из России. Рудные проявления молибдена отмечены в северо-западной части Украинского щита, главным из них является Вербинское рудное тело. Содержание молибдена в рудах изменяется от 0,003 до 2,67%. Прогнозные ресурсы молибдена составляют несколько десятков тысяч тонн. В настоящее время проведена экономическая оценка рудопроявления, составлено ТЭО целесообразности его освоения.

Наименее перспективной в настоящее время остается создание в Украине минерально-сырьевой базы вольфрама и олова.

Учитывая сложное геологическое строение рассмотренных месторождений цветных металлов, большое значение при их освоении приобретают вопросы разработки и внедрения современных информационных технологий, позволяющих комплексно использовать горно-геологическую информацию на основе цифровых планов рельефа местности и геологических моделей месторождения, автоматизировать процессы горно-геометрического анализа месторождения, подсчета запасов и календарного планирования горных работ и создать электронный кадастр месторождений Украины по добыче цветных металлов.

Современные информационно-аналитические системы уже находят широкое применение в горном производстве. Например, учеными учебно-научного центра горных информационных технологий НГУ разработаны и внедрены на Вольногорском ГМК цифровые планы карьеров, трехмерная геологическая модель Малышевского титано-циркониевого месторождения, создана и эксплуатируется информационная система оперативного управления горно-транспортным оборудованием на карьерах.

Внедрение вышеотмеченных разработок на Вольногорском ГМК и ряде Криворожских ГОКов позволяет:

- проводить оперативный подсчёт запасов и оценивать объёмы полезного ископаемого, вскрышных пород, рудных зон с повышенной минерализацией;
- автоматизировать процесс непрерывного планирования горных работ, создавать годовые, месячные, суточные и посменные цифровые планы горных работ;
- использовать в повседневной работе всю имеющуюся геологическую информацию о месторождении и проводить сложные геологические разрезы;

- обеспечить быстрый пересчет кондиций и планов горных работ при изменении экономической ситуации на рынке минерального сырья или при получении новых сведений о месторождении;
- оперативно создавать требуемые технологические, геологические, маркшейдерские графические материалы с высокой точностью;
- контролировать объемы извлекаемой руды по виду и качеству минерального состава на всех стадиях формирования и преобразования рудопотоков в карьере;
- вести учет количественного и качественного состава добываемых руд в реальном режиме времени при использовании геологических моделей месторождения и навигационных диспетчерских систем;
- повысить эффективность использования транспортных средств за счет снижения затрат на перевозку руды путем минимизации потерь рабочего времени, оптимизации маршрутов движения транспортных средств и снижения потребления горюче-смазочных материалов.

Таким образом, сложная ситуация, что сложилась после распада СССР по обеспечению цветной металлургии Украины необходимым сырьем и продукцией, значительно может быть улучшена, а в некоторых случаях кардинально решена путем освоения и разработки собственных полезных ископаемых цветных металлов с широким привлечением современных информационных технологий.

Литература

1. Гурский Д.С., Калинин В.И. Основные направления развития минерально-сырьевой базы Украины // Горный ж-л, №6, М.:, 2000 г., С. 146-147.
2. Гурский Д.С., Калинин В.И. Место и роль геологической службы Украины в системе недропользования // Горный ж-л, №5, М.:, 2005 г., С. 4-9.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Зборовским А. В.
Поступила в редакцию 12.09.06*

УДК 551.24.02

© И.Л. Сафронов, Д.В. Толубец

ПРОГНОЗ УСТОЙЧИВОСТИ УГЛЕНОСНЫХ ПОРОД ДОНЕЦКОГО БАСЕЙНА ПО КОМПЛЕКСУ ГЕОЛОГО- ГЕОФИЗИЧЕСКИХ МЕТОДОВ

В статье предложен новый метод прогноза горно-геологических условий эксплуатации угольных месторождений Донецкого бассейна основанный на комплексном использовании всей геолого-геофизической информации, получаемой при геологоразведочных работах.

У статті запропонований новий метод прогнозу гірничо-геологічних умов експлуатації вугільних родовищ Донецького басейну який базується на використанні всієї геолого-геофізичної інформації, отриманої при геологорозвідувальних роботах.

The new method of the prognosis on mining-geological conditions of exploitation of coal deposits in Donbass is given in this article. The method is based on a complex using of geological-geophysical information, which is obtained under prospecting works.

Вступление. К началу XXI века структура мировых запасов углеводородного сырья представлена следующим образом: уголь – 67%, нефть и газ 18% и 15% соответственно. В Украине доля угля составляет 95,4%, нефти – 2% и газа – 2,6%. Это соотношение имеет устойчивую тенденцию к возрастанию роли угля в топливном балансе Украины.

Современные условия угледобычи в Донецком и Львовско-Волинском бассейнах оцениваются как крайне сложные по горно-геологическим условиям. Проблема усугубляется почти полным отсутствием мирового опыта проведения очистных работ на глубинах 800-1000 метров и более. Отсюда следует, что все проектные решения могут приниматься только по итогам геологической разведки. Следовательно, требования к достоверности и качеству геологического прогноза должны быть существенно повышены.

Прогнозирование устойчивости горных выработок основано на изучении физико-механических свойств (ФМС) угле вмещающих пород по керну разведочных скважин. Согласно действующим нормативам [1] лабораторные испытания должны проводиться в 20% разведочных скважин. Такая редкая сеть опробования ограничивает информацию о физико-механических свойствах породного массива и снижает достоверность прогнозных материалов. Если, к тому же, учесть недостатки самой методики прямых лабораторных испытаний – потери керна при бурении слабых и трещиноватых пород, непредставительность точечных проб в породном массиве и др., становится ясным, что эффективность прогноза, основанного только на лабораторных определениях, нельзя признать удовлетворительной. Вместе с тем, данные о физико-механических свойствах пород могут быть существенно дополнены, а достоверность прогноза значительно повышена путем использования корреляционных связей между геофизическими измерениями в скважинах (ГИС) и показателями механической прочности пород.

Последние достижения. Изучением физико-механических свойств горных пород с использованием данных геофизических исследований скважин занимались: Ю.И. Белоцерковец, В.В. Попов, В.В. Гречухин, В.Н. Холин, И.Л. Сафронов, В.П. Лишин, А.В. Безазьян и др. В работах Ю.И. Белоцерковца [2, 3] впервые показана возможность определения ФМС угле вмещающих пород по комплексу ГИС. Автором установлено наличие достаточно тесной корреляционной связи между пределом прочности пород при сжатии с одной стороны, и естественной радиоактивностью и кажущимся электрическим сопротивлением с другой. В 1971 г. Ю.И. Белоцерковцем впервые выполнено прогнозирование устойчивости шахтных стволов по данным каротажа контрольно-стволовых скважин, которое затем блестяще подтвердилось.

В.В. Поповым [4] показана принципиальная возможность применения многомерного корреляционного анализа для расчета ФМС горных пород по данным ГИС и проведено определение показателей физико-механических свойств в отдельных скважинах Западного Донбасса. Однако, многомерные корреляционные уравнения с привлечением каротажных методов, не имеющих твердых единиц измерения (ПС, ГГК-П и др.) включали до 20 коэффициентов и оказались трудоемкими и малоэффективными для решения практических вопросов.

На протяжении многих лет В.В. Гречухиным [5] разрабатывалась методика определения ФМС пород по данным ГИС для условий Воркутинского угольного месторождения. В предложенной автором методике использовался весь стандартный комплекс ГИС принятый на угольных месторождениях. Углевмещающие породы разделены на 11 литотипов, для каждого из которых строится парная зависимость между определяемыми свойствами пород и данными наиболее информативных геофизических методов. Затем с учетом корреляционных связей с пористостью определяются прочностные показатели пород. Вполне очевидно, что ступенчатое использование статистических зависимостей увеличивает трудоемкость определения ФМС и уменьшает точность расчетов.

Из приведенного выше следует, что для оценки устойчивости пород аналитическими и эмпирическими методами и для оценки устойчивости пород по геологоразведочным данным, необходимы данные о ФМС горных пород. Одним из важных направлений решения этой задачи является более эффективное использование комплекса геофизических методов исследования скважин.

Изложение. Комплексный подход к прогнозированию устойчивости угленосных пород предусматривает последовательное выполнение трех основных этапов:

1. Расчет предела прочности пород при сжатии и растяжении (послойных и в массиве) для кровли (интервал 20м) и почвы (10м) угольных пластов по стандартному комплексу геофизических измерений в скважинах (ГИС) и результатам прямых лабораторных испытаний керна.

2. Выделение зон перемятых, трещиноватых и механически слабых пород (ослабленных зон – ОЗ) в разрезах скважин по комплексу стандартного, акустического каротажа и геологической документации керна.

3. Характеристика активной кровли угольных пластов по устойчивости, обрушаемости и управляемости.

Последовательный и комплексный подход к прогнозированию поведения пород в горных выработках основан на использовании результатов разведки в полном объеме (стандартный и акустический каротаж, детальное описание керна, лабораторные испытания керновых проб), что позволяет с максимальной достоверностью характеризовать активную кровлю по трем основным показателям.

Состояние горных выработок определяется следующими основными геологическими факторами: глубиной залегания пласта, литологическим составом и механической прочностью боковых пород, их обводненностью, склонностью к расслоению, следами межслоевых подвижек, зонами разуплотнения, перемятости, трещиноватости. Выявление и оценка этих факторов (как критериев прогноза) только традиционными методами (геологическая документация, лабораторные испытания) уже не отвечает требованиям проектных и эксплуатационных организаций. Повышение достоверности и качества прогноза требует использования комплекса каротажных методов, в т.ч. акустического. Эффект прогнозирования повышается за счет получения информации по всем разведочным скважинам вместо 20% в которых должны выполняются прямые лабораторные определения.

Первый этап. Несмотря на различный подход к порядку и форме обработки фактического материала, а также выбору территории, для которой просчитываются конечные уравнения, в основе метода оценки ФМС лежит статистическая обработка данных, корреляционный анализ и расчет уравнений парной и множественной регрессии. Методика, разработанная на кафедре геологии и разведки месторождений полезных ископаемых Национального горного университета, в полной мере отвечает требованиям нормативных документов, позволяющих оценить ФМС угленосных пород по комплексу ГИС. Она предполагает строгий учет конкретных геологических условий (литологический состав, степень катагенеза, характер залегания пород, наличие разрывных нарушений и др.) каждого разведочного участка или шахтного поля, для которого проводятся корреляционный анализ и расчет уравнений регрессии. Обрабатываются результаты лабораторных испытаний ФМС пород и методы каротажа, имеющие с ними наиболее устойчивые и тесные связи, т.е. КС-градиент зонд, КС-потенциал зонд, естественная радиоактивность – ГК, кавернометрия – K_B . Результаты последней связаны с механической прочностью пород нелинейной зависимостью. Этот метод наиболее чувствителен при малых и средних значениях предела прочности пород на сжатие (до 60-65 МПа).

Геофизические методы, используемые для выделения угольных пластов, литологического расчленения и корреляции разрезов скважин, приняты в качестве поисковых, а их совокупность – в качестве стандартного комплекса угольного каротажа. В зависимости от физических свойств пород и марочного состава углей для каждого района подбирается свой рациональный комплекс методов наиболее эффективных для данного месторождения. На угольных месторождениях Донецкого бассейна эффективным является следующий комплекс ГИС:

- каротаж сопротивления градиент и потенциал-зондом ($КС_{ГЗ}$, $КС_{ПЗ}$) и диаграммы кажущегося сопротивления ρ_K ;
- боковой токовый каротаж (БТК);
- гамма-каротаж (ГК) и диаграммы интенсивности естественного гамма-излучения (I_γ);
- плотностной гамма-гамма-каротаж (ГГК-П) и диаграммы интенсивности плотностного рассеянного гамма-излучения ($I_{\gamma\gamma}$);
- кавернометрия скважин (K_B) и диаграммы изменения диаметра скважин (D_c).

ЭЛЕКТРИЧЕСКИЙ КАРОТАЖ. Измеряемое в скважине кажущееся электрическое сопротивление пород (ρ_K) зависит, прежде всего, от объема и вида пор, влагонасыщенности и минерализации пластовых вод. Пористость, в свою очередь, определяется литологическим составом и степенью метаморфизма. В полиминеральных обломочных породах прочность определяется силами сцепления соприкасающихся между собой частиц. Прочность сцепления между зернами, как правило, ниже прочности самих зерен, и плоскость разрыва проходит между ними. Более пористые породы имеют более низкую прочность и низкое удельное сопротивление. Минеральный состав обломков и состав цемента также влияют на механическую прочность: породы с кремнистым, карбонатным или смешанным цементом обладают повышенной прочностью, а породы с глинистым – пониженной. Из сказанного следует, что между механической проч-

ностью и удельным электрическим сопротивлением наблюдается определенная связь. Кроме указанных факторов на измеряемую величину ρ_k оказывают влияние технические причины: тип измерительной установки, длина зонда, диаметр и кривизна скважины, удельное сопротивление бурового раствора и др., которые не связаны с механической прочностью пород. Поэтому, между показателями механической прочности породы и ее электрическим сопротивлением наблюдается не функциональная, а корреляционная связь.

ЕСТЕСТВЕННАЯ РАДИОАКТИВНОСТЬ пород возрастает с ростом их глинистости. Поскольку механическая прочность при этом снижается, наблюдается обратная связь между значениями ГК и величиной прочностных показателей. Наряду с крепкими песчаниками в разрезе Донецкого бассейна наблюдаются глинистые породы – аргиллиты и алевролиты. Поэтому метод ГК для оценки их прочности здесь достаточно эффективен.

РАССЕЯНОЕ ГАММА-ИЗЛУЧЕНИЕ (ГГК-П) имеет прямую связь с пористостью пород и обратную – с их механической прочностью и плотностью. При условии эталонирования аппаратуры ГГК по плотности и введения поправки на диаметр скважины можно с достаточной точностью определить плотность пород. Однако, отсутствие абсолютных единиц измерения делает этот метод малоэффективным для расчета параметров механической прочности. Угли, углистые породы и аргиллиты отмечаются в кривых ГГК-П интенсивными положительными аномалиями, песчаники – отрицательными.

ДИАМЕТР СКВАЖИНЫ (D_c) у забоя близок к диаметру бурового снаряда и постепенно увеличивается к устью. В зависимости от механической прочности пород, их трещиноватости и пористости, при вращении колонны бурильных труб создаются локальные увеличения или сужения диаметра скважины. Скорость роста диаметра находится в обратной связи с механической прочностью пород. Быстрее разрушаются аргиллиты и алевролиты, наиболее стойкие – монолитные известняки и песчаники.

Таким образом, между физико-механическими свойствами пород и геофизическими параметрами существуют определенные корреляционные связи, на тесноту которых влияют: характер вмещающих пород, тип измерительной аппаратуры, погрешности лабораторных и геофизических измерений, скважинные условия и др. Для пород с низкой механической прочностью характерны низкие значения удельного электрического сопротивления, повышенная естественная радиоактивность, повышенные значения ГГК-П и кавернозность. Для пород с высокой механической прочностью характерны высокие значения удельных сопротивлений, низкая естественная радиоактивность, низкая интенсивность рассеянного гамма-излучения, а диаметр скважины в таких породах близок к номинальному.

Теснота связи между механической прочностью пород и указанными параметрами в многомерных и парных уравнениях регрессии характеризуется коэффициентом корреляции от 0,67 до 0,91. Сопоставление средних значений прочности по литотипам, гистограммам и коэффициентам вариации, полученным согласно лабораторным данным, результатам акустического и стандартного каротажа, позволяет считать эти методы равнозначными. Рассчитанные с помощью уравнений регрессии прочностные показатели (послойные и в массиве)

для 20 м кровли и 10 м почвы, создают основу прогнозных инженерно-геологических карт.

Второй этап прогнозирования устойчивости углевмещающих пород предусматривает выделение и оценку ослабленных зон в скважинах по стандартному комплексу ГИС, акустическому каротажу и геологической документации скважин. Применение стандартного комплекса ГИС позволяет не только выявить каверну, но и дать ей количественную оценку. Акустический каротаж хорошо выделяет зоны дробления, трещиноватости и горизонты перемятых пород. Эти же зоны отмечаются в геологических журналах при послойном описании керна и всегда сопровождаются его потерями. Метод кавернометрии и плотностной гамма-гамма каротаж (ГГК-П) позволяют выделить нарушенные интервалы пород и связаны с ними прямой зависимостью

Влияние буровой колонны на рост диаметра скважины определяется глубиной подбурки под пласт и кривизной ствола. Чтобы исключить влияние этих факторов на характеристику кавернозно-трещиноватых зон (КТЗ), в расчет вводится относительное приращение диаметра Δd как разность между диаметром каверны и средним фактическим диаметром скважины. Наблюдения показали, что в зоне перекрытия кривых каротажа при подбурке на 40 и 500 м протяженность l каверны по оси скважины и приращение Δd практически не менялись. Для количественной оценки ослабленных зон в скважинах предложен коэффициент кавернозности K , отражающий степень пораженности угленосных пород ослабленными зонами:

$$K = \sum_{i=1} r_i l_i (d_{ki} - d_{\phi i}),$$

где r_i - коэффициент, учитывающий расстояние от кровли (почвы) пласта до границы каверны;

l_i - длина каверны по стволу скважины, м;

d_{ki} - диаметр каверны, м;

$d_{\phi i}$ - фактический диаметр скважины в интервале 20 м кровли и 10 м почвы угольного пласта, м.

В основу карт развития ослабленных зон положены гипсометрические планы пластов. На них выносятся значения коэффициента K , контур предполагаемой ложной кровли, тектонические нарушения и другие данные. Изменения кавернозности (степени ослабления) пород кровли изображается изолиниями на площади шахтопласта. Намеченные на картах зоны отражают устойчивость кровли угольных пластов.

Количественные показатели устойчивости относятся к самым нижним слоям кровли общей мощностью до 1 м нагрузочные свойства (величина внешней активной нагрузки на крепь) определяются обрушаемостью пород, слагающих кровлю до высоты, равной 10-кратной вынимаемой мощности (интервал активной кровли) угольного пласта.

Поведение пород характеризуется их способностью сопротивляться горному давлению после обнажения и перехода в состояние предельного равновесия. Сам процесс перехода зависит от изменчивости природных особенностей

пород и развивается в пространстве и времени. Устойчивость выработанного пространства определяется динамикой развития геомеханической системы кровля-целик-почва. Конкретные условия проявления горного давления вызваны природными и техногенными факторами, совокупность которых и формирует геомеханическую обстановку.

Третий этап. Существующие в угольных бассейнах мира классификации пород кровли по степени устойчивости можно разделить на две группы: горно-технические и горно-геологические. В горно-технических классификациях главными признаками являются площадь и продолжительность устойчивого обнажения нижних слоев кровли общей мощностью до 1 м. Основным недостаток такого подхода – отсутствие учета вещественных и текстурно-структурных особенностей, а также тех плоскостей ослабления (КТЗ), которые закладывались в породах процессами седиментогенеза и всем последующим периодом геологического развития угленосного комплекса.

Горно-геологические классификации концептуально базируются на том, что устойчивость и характер обрушения пород определяются их ФМС и геологическими особенностями. Горно-геологические классификации отличаются тем, что они раскрывают причины различного поведения пород в выработке и позволяют предвидеть их характер впереди очистного забоя, а горно-технические классификации только констатируют фактическое состояние пород при различных условиях разработки и являются в этом смысле пассивными.

Нагрузочные свойства кровли очистных выработок зависят от мощности залегающих в ее разрезе легкообрушаемых пород, от мощности и шага обрушения труднообрушаемых пород. Основным критерий разделения кровли на типы по нагрузочным свойствам – отношение суммарной толщины слоев легкообрушаемых пород, находящихся в активной кровли, к вынимаемой мощности угольного пласта. Это отношение характеризует долю участия труднообрушаемых пород в формировании внешней активной нагрузки, передаваемой ими на крепь очистной выработки.

Под управляемостью кровли понимается ее способность подвергаться воздействию комплекса мер, обеспечивающих безопасную работу шахтеров и предотвращение вывала пород в призабойное пространство, зажатие крепей, завалы очистных забоев. Управляемость кровли определяется ее устойчивостью и нагрузочными свойствами.

Карты устойчивости кровли очистных выработок, содержащие информацию о площадях развития ложной кровли и КТЗ, об устойчивости непосредственной кровли, о типе основной по нагрузочным свойствам, а следовательно, и о классе управляемости активной кровли, являются исходными материалами, позволяющими сделать выбор способов управления кровлей, обосновать паспорта крепления, обеспечить безопасность труда, улучшить планирование и организацию горных работ на действующих шахтах, создать наиболее рациональные схемы и порядок отработки угольных пластов при проектировании новых угледобывающих предприятий.

Выводы. Таким образом, в настоящее время источником информации для прогнозирования устойчивости углевмещающих пород в горных выработках

являются литолого-прочностные карты содержащие информацию о литологическом составе и механической прочности пород кровли и почвы. Однако сведения о наличии и размерах кавернозно-трещиноватых зон, непосредственно влияющих на устойчивость боковых пород, на литолого-прочностных картах отсутствуют. Методика, описанная выше, позволяет выделить и оценить такие зоны в разрезах скважин. Сведения о наличии таких зон в кровле и почве угольных пластов существенно дополняют литолого-прочностные карты и способствуют повышению достоверности прогноза горно-геологических условий при геологоразведочных работах. Предложенная методика предполагает отождествление кавернозно-трещиноватых зон в скважинах с ослабленными горными породами в массиве.

Литература

1. Требования к определению механических свойств горных пород при геологическом изучении полей шахт.- М.: МУП СССР, 1977.
2. Белоцерковец Ю.И. Изучение физико-механических свойств горных пород и прогнозирование устойчивости подземных выработок по результатам геофизических измерений. // Изучение физико-механических свойств пород в Донбассе.- Донецк, 1969. – С.1.
3. Белоцерковец Ю.И. О возможности прогнозирования устойчивости шахтных стволов при их проходке по данным геофизических измерений в контрольных скважинах.// Изв. ВУЗов. Горный журнал. -1971.- № 3.
4. Попов В.В. О возможности определения физико-механических свойств горных пород по комплексу геофизических измерений. // Изучение физико-механических свойств пород в Донбассе.- Донецк, 1969. – С.3-4.
5. Применение геофизических методов для определения физико-механических свойств угольных пород в разрезах скважин воркутинского месторождения/ В.В. Гречухин, С.Б. Иохин и др. – М.: Недра, 1974.-С.3.

*Рекомендована к публикации д.г.-м.н. Н.А. Доброгорским
Поступила в редакцию 20.09.06*

УДК 550.428:553.93

© В.В. Ишков

БЕРИЛИЙ В УГОЛЬНЫХ ПЛАСТАХ КРАСНОАРМЕЙСКОГО ГЕОЛОГО-ПРОМЫШЛЕННОГО РАЙОНА ДОНБАССА

В статье рассмотрены особенности распределения Ве в угольных пластах Красноармейского геолого-промышленного района. Установлен характер его распределения, выполнен расчет средневзвешенных концентраций в углях основных пластов и свит, выявлен состав типоморфной геохимической ассоциации Ве с другими токсичными и потенциальными элементами в углях района.

У статті розглянуто особливості розподілу Ве у вугільних пластах Красноармійського геолого-промислового району. Встановлено характер його розподілу, виконано розрахунки середньозважених концентрацій у вугіллі основних пластів та свит, з'ясовано склад типоморфної геохімічної асоціації Ве з іншими токсичними і потенційно токсичними елементами у вугіллі району.

The peculiarities of Be distribution in the coal strata of Krasnoarmysk geological and industrial district have been considered in the article. There was defined the character of its distribution, calculated weighted average concentrations in the coals of basic strata and formations, determined the composition of typomorphic geochemical association of Be with other toxic and potentially toxic elements in the coals of the district.

Вступление. Для объективной оценки воздействия угледобывающей промышленности и предприятий теплоэнергетики на экологическую ситуацию и планирования наиболее эффективных мероприятий, направленных на ее улучшение, необходимо располагать сведениями о характере распределения и уровне концентрации токсичных и потенциально токсичных элементов, в частности Be, в углях и вмещающих породах извлекаемых в процессе добычи. С целью получения такой информации в Национальном горном университете были выполнены детальные исследования, охватившие всю территорию одного из наиболее перспективных районов Донбасса – Красноармейского геолого-промышленного района.

Последние достижения. Ранее автором совместно с А.И. Чернобук, Д.Я. Михальчонок, В.В. Дворецким, А.Б. Москаленко [1, 2, 3, 4 и др.] исследованы особенности распределения Be в продуктах и отходах обогащения ряда углеобогащительных фабрик Донбасса, а также совместно с А.Л. Лозовым [5 и др.] рассмотрены особенности распределения основных токсичных и потенциально токсичных элементов, в том числе и Be, в угле пластов Павлоград-Петропавловского района. В тоже время, особенности распределения Be в угольных пластах Красноармейского района до настоящего времени не были исследованы.

Формулирование целей. В данной работе основными задачами изучения геохимии токсичных элементов в основных рабочих угольных пластах являлись: ревизия выполненных ранее исследований концентраций Be; формирование представительных выборок анализов содержаний Be по отдельным угольным пластам и по району в целом; установление средних концентраций Be в угле основных пластов, отдельных свит и района в целом; анализ распределения содержаний Be в целом по району; выявление связи и расчет уравнений регрессий между концентрациями Be и другими основными токсичными и потенциально токсичными элементами, петрографическим составом углей и их основными технологическими параметрами.

Изложение. Собранный материал характеризует содержание Be в углях 56 пластов относящихся к свитам C_1^4 (пласт d_4), C_2^1 (пласты f_0^5 , f_0^7 , f_1), C_2^2 (пласты g_1 , g_1^{2H} , g_1^2 , g_1^3 , g_1^4), C_2^3 (пласты h_1^H , h_1 , h_4 , h_5 , h_6 , h_8 , h_{10} , h_{10}^1), C_2^5 (пласты k_3 , k_5^H , k_5 , k_5^B , k_6 , k_7 , k_7^1 , k_7^{1+2} , k_7^2 , k_8^H , k_8), C_2^6 (пласты l_1 , l_1^B , l_2^1 , l_3 , l_3^{B+H} , l_3^B , l_4 , l_4^B , l_5 , l_5^1 , l_6 , l_7^H , l_7 , l_7^{B+H} , l_7^B , l_8^H , l_8 , l_8^1) и C_2^7 (пласты m_2 , m_3^H , m_3 , m_3^1 , m_4^0 , m_4^2 , m_4^{2+2B} , m_5^{1B} , m_6^1 и m_6^2) нижнего и среднего отделов каменноугольного периода. В целях получения наиболее объективных и однородных данных в работе использовались в основном результаты полуколичественных и количественных анализов углей керновых проб полей шахт «Родинская» (пласты k_5^B , k_7 , l_7^H и l_8^1), «Центральная» (пласты k_5^B , k_7 , l_1 , l_3 и l_7), «Краснолиманская» (пласты k_5 , l_3 , l_7 и m_4^2), «Горняк»

(пласты m_2 и m_3), «Белозерская» (пласты l_1^B , l_3 , l_8 , m_2 , m_4^{2+2B} и m_5^{1B}), «Новодо-
нецкая» (пласты k_7^{1+2} , k_8 , l_3 и l_8^H), «Алмазная» (пласты k_8^H , l_1 , l_2^1 , l_3 , l_4 , l_5 и l_7), им.
Стаханова (пласты k_5 , l_1 , l_3 и l_7), «Красноармейская Западная №1» (пласт d_4),
«Добропольская» (пласты k_8^H , l_1 , l_2^1 , l_3 , l_4 , l_5 , m_3^H , m_4^0 , m_5^{1B} и m_6^2), им. Димитрова
(пласты k_3 , k_7 , k_8 , l_1 , l_3 , l_6 , l_7 и m_3^1), «Пионер» (пласты l_3 , l_7^B , l_8 , m_4^0 и m_4^2), «Рос-
сия» (пласты k_8 , l_3 , l_7 , l_8 , m_2 , m_3 и m_4^2), им. Шевченко (пласт f_1), «Новгородовка
№1-2 и №3» (пласты k_8 , l_1 , l_7 , l_8^1 и m_4^2), им. Коротченко (пласты k_8 , l_1 , l_3 , l_8 и l_8^1),
«Украина» (пласты k_8 , l_1 , l_2^1 , l_3 , l_7^H и l_8), «Кураховская №10 и №42» (пласты k_6 ,
 k_8 , l_2^1 , и l_4), а также резервных и разведочных площадей и участков «Северодо-
нецкий – 2» (пласты k_5^H , k_5 , k_5^B , l_2^1 , l_3 , l_4 , l_5 , l_7 , l_8 , m_2 , m_4^2 и m_6^2), «Новгородов-
ские» (пласты k_6 , k_8 , l_1 , l_2^1 , l_3 , l_4 , l_7^H , l_7 , l_8 , l_8^1 , m_2 , m_3 и m_4^2), «Лесовские» (пласты
 k_8 , l_1 , l_2^1 , l_3 , l_6 , l_7 , l_8 , l_8^1 , m_2 , m_3 , m_4^0 , m_6^1 , m_6^2), «Гапеевские» (пласты k_5^H , k_5 , k_5^B ,
 k_7^1 , k_7^2 , k_8 , l_1 , l_2^1 , l_3 , l_3^{B+H} , l_3^B , l_4^B , l_7^{B+H} , l_8^H , m_3^H , m_4^0 и m_6^2), «Добропольские» (пла-
сты k_8 , l_1 , l_2^1 , l_3 , l_3^{B+H} , l_5 , l_7^B , l_8^H , l_8 , m_3^H , m_4^0 , m_4^2 , m_6^1 и m_6^2), «Димитровские» (g_1^{2H} ,
 h_1^H , h_4 , h_6 , h_8 , h_{10} , h_{10}^1 , l_1 , l_3 , l_5^1 , l_6 и l_7), «Успеневские» (пласты f_0^5 , f_0^7 , g_1 , g_1^2 , g_1^3 ,
 g_1^4 , h_1 , h_4 , h_5 , и h_{10}) выполненных после 1983г. в центральных сертифицирован-
ных лабораториях геологоразведочных организаций, в ряде случаев они допол-
нялись анализами пластово – дифференцированных проб отобранных лично или
совместно с сотрудниками геологических служб производственных геологораз-
ведочных и добывающих организаций.

После первичного анализа и разбраковки качественных и количественных
характеристик правильности и воспроизводимости результатов анализов в
дальнейшей работе было использовано 2741 определений Ve в углях района.
Наиболее представительные (более 33 анализов удовлетворяющих требованиям
правильности и воспроизводимости [6, 7] и относительно равномерно распре-
деленные по площади) результаты были получены по 37 пластам: g_1^{2H} , h_1^H , h_4 ,
 h_6 , h_8 , h_{10} , h_{10}^1 , k_5^H , k_5 , k_5^B , k_6 , k_7 , k_7^1 , k_7^2 , k_8 , l_1 , l_2^1 , l_3 , l_3^B , l_4 , l_4^B , l_5 , l_5^1 , l_6 , l_7^H , l_7 , l_7^B ,
 l_8^H , l_8 , l_8^1 , m_2 , m_3^H , m_3 , m_4^0 , m_4^2 , m_6^1 , m_6^2 , залегающих в пределах полей шахт «Ро-
динская», «Центральная», «Краснолиманская», «Горняк», «Белозерская», «Но-
водонецкая», «Алмазная», им. Стаханова, «Добропольская», им. Димитрова, а
также резервных и разведочных площадей и участков «Северодонецкий – 2»,
«Новгородовские», «Лесовские», «Гапеевские», «Добропольские» и «Димит-
ровские».

С целью получения представительных оценок содержания Ve в углях, как
отдельных пластов, свит, так и в целом по району единичные определения были
объединены по отдельным пластам в 76 пообъектных выборок, а дальнейший
расчет средних значений концентраций выполнялся как средневзвешенное на
объем объекта. При расчетах объема выполнялось моделирование поверхно-
стей кровли и почвы пластов по данным скважин и горным выработкам с по-
мощью программы «Самара», а площади достоверно установленных размывов
и выклинивания пластов не учитывались. Рассчитанные таким образом оценки
выборочных средних по пластам, свитам и в целом по району приведены в
табл. 1.

Таблица 1

Угольный пласт	Содержание Ве, в г/т	Свита	Содержание Ве, в г/т	Содержание Ве в углях района, в г/т
m ₆ ²	1,7	C ₂ ⁷	1,56	1,82±0,03
m ₆ ¹	1,2			
m ₄ ²	1,5			
m ₄ ⁰	2,1			
m ₃	1,3			
m ₃ ^Н	1,4			
m ₂	1,4			
l ₈ ¹	1,6	C ₂ ⁶	1,86	
l ₈	2,9			
l ₈ ^Н	2,1			
l ₇ ^В	1,2			
l ₇	1,7			
l ₇ ^Н	4,0			
l ₆	4,0			
l ₅ ¹	1,0			
l ₅	1,8			
l ₄ ^В	2,0			
l ₄	2,1			
l ₃ ^В	2,0			
l ₃	1,2			
l ₂ ¹	1,7			
l ₁	1,2			
k ₈	1,2	C ₂ ⁵	1,44	
k ₇ ²	1,4			
k ₇ ¹	1,0			
k ₇	1,9			
k ₆	2,0			
k ₅ ^В	1,8			
k ₅	1,0			
k ₅ ^Н	2,0			
h ₁₀ ¹	1,8			C ₂ ³
h ₁₀	1,8			
h ₈	2,45			
h ₆	1,8			
h ₄	1,4			
h ₁ ^Н	2,4			
g ₁ ^{2Н}	2,6	C ₂ ²	2,6	

Для визуального качественного анализа общей формы распределения значений содержания Ве в углях района были построены простая гистограмма (рис. 1,а) и кумулятивная (рис.1,б). Для удобства их визуального сопоставления с гистограммами распределений остальных токсичных и потенциально токсич-

ных элементов, основных технологических параметров, петрографического состава и др. характеристик углей все значения концентраций Be нормированы.

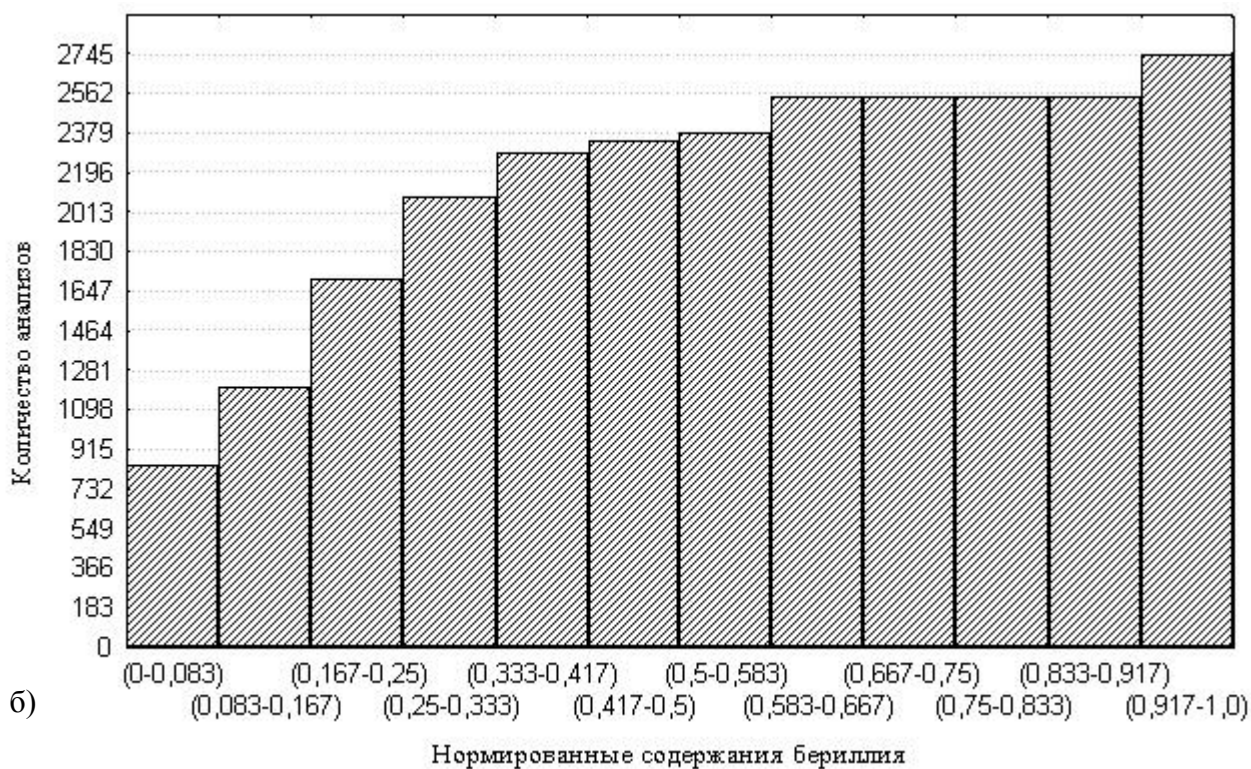
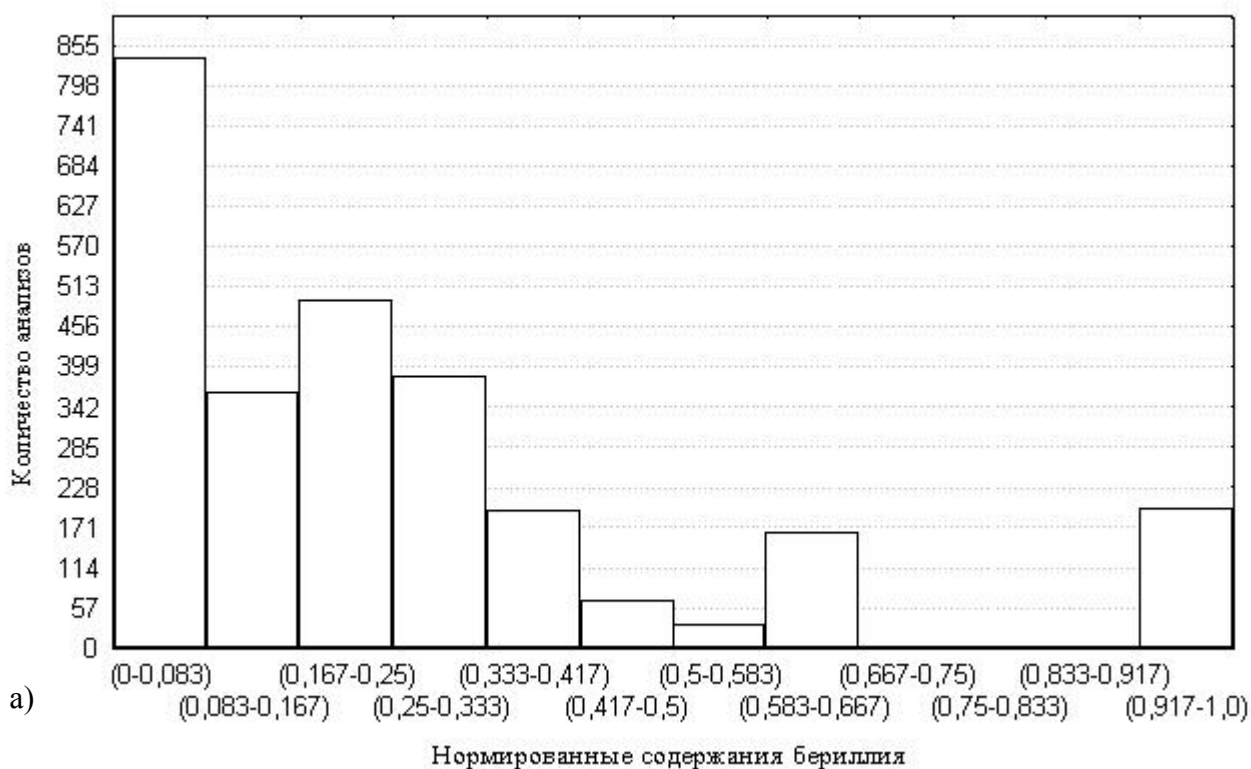


Рис. 1. Гистограммы распределений нормированных содержаний Be в углях Красноармейского геолого-промышленного района

Анализ построенных гистограмм позволяет установить:

✓ распределение содержаний Ве в углях характеризуется ярко выраженной полимодальностью с максимумами в интервалах 0,0-0,083, 0,167-0,25, 0,583-0,667 0,917-1,0, что соответствует содержаниям Ве в угле соответственно: 0-1,25г/т, 1,5-1,75г/т, 2,75-3,0 и 3,75-4,0г/т;

✓ наблюдаются один явно выраженный аномально высокий интервал значений: 0,917-1,0, который отвечает концентрациям Ве в угле: 3,75-4,0г/т. На 98% его возникновение обязано влиянию значений содержания Ве в угле двух пластов: l_6 и l_7^H .

Значимость различий между выборочными средними концентрациями Ве в углях ближайших по стратиграфическому разрезу пластов и свит устанавливалась с использованием программы STATISTICA 6.0 [8] путем расчета t -критерия и U -критерия Манна-Уитни (как наиболее мощной непараметрической альтернативой t -критерия) с уровнем значимости $p \leq 0,05$.

В результате установлено, что только в четырех случаях различия между выборочными средними содержаниями Ве в углях ближайших по стратиграфическому разрезу исследованных пластов являются статистически незначимыми: это пары пластов $h_{10} - h_{10}^I$; $k_8 - l_1$; $l_6 - l_7^H$, $m_2 - m_3^H$; отличие между выборочными средними концентрациями Сг в углях пластов соседних свит во всех случаях оказывается значимым.

Полученные результаты дают основание предположить, что основные факторы, контролирующие накопление Ве в углях района, в процессе формирования соседних пластов и дальнейшего преобразования угленосной толщи существенно изменялись.

В целях классификации угольных пластов района по содержанию Ве была выполнена процедура кластерного анализа. Использование кластерного анализа в целях классификации имеет ряд преимуществ, так как позволяет выполнить разбиение множества исследуемых объектов и признаков на однородные в соответствующем понимании группы или кластеры, а также выявить их внутреннюю структуру (на разных иерархических уровнях) в изучаемой выборочной совокупности. В то же время, как и любой другой метод, кластерный анализ имеет определенные недостатки. В частности, состав и количество кластеров зависит от выбираемых критериев группировки («стратегии классификации»), а применение различных методов, соответствующих различным концептуальным подходам к выделению таксонов, к одним и тем же выборкам, может привести к существенно отличающимся результатам. Таким образом, характерной особенностью кластерного анализа, в отличие от других методов многомерной статистики, служит сильная зависимость получаемых результатов от априорных установок исследователя на содержательном уровне. В связи с этим в данной работе использовался, как наиболее эффективный взвешенный центроидный метод, а в качестве меры сходства - евклидовое расстояние между средневзвешенными содержаниями Ве в углях пластов. Как показано в [9] такой подход является наиболее эффективным и позволяет не только установить количество результирующих кластеров, но и выявить их структуру. Результаты

кластерного анализа концентраций Ве в угле пластов района взвешенным центроидным методом приведены на рис. 2.

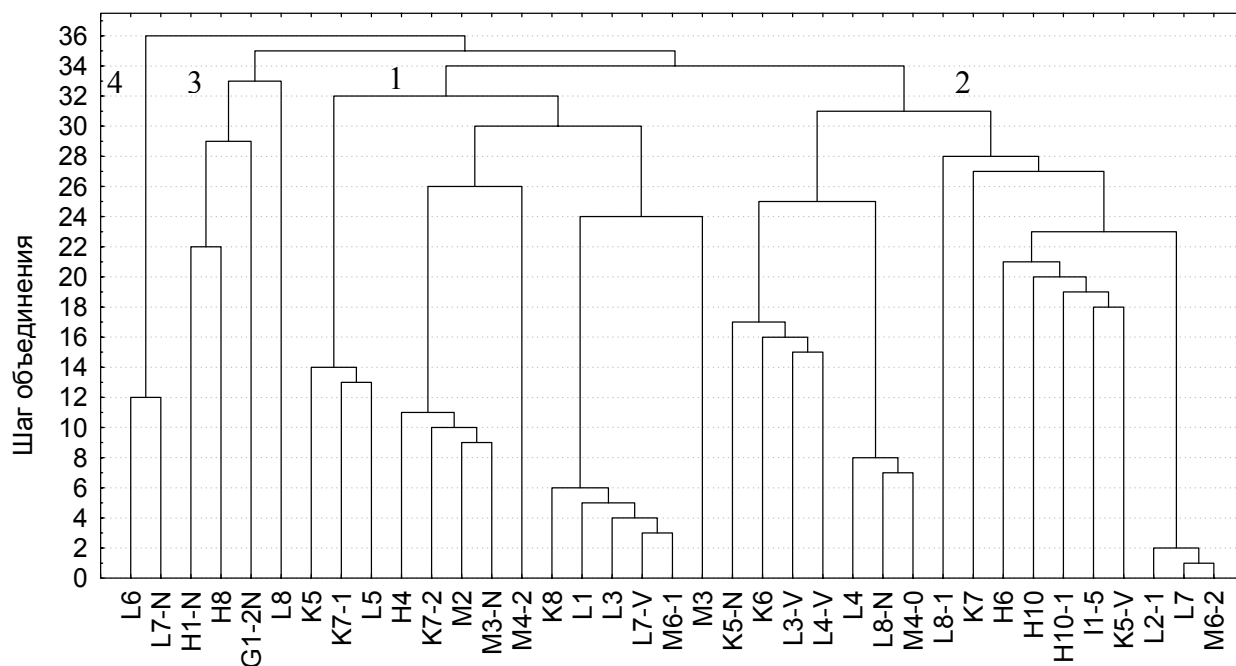


Рис.2. Дендрограмма результатов кластеризации взвешенным центроидным методом угольных пластов Красноармейского геолого-промышленного района по содержанию Ве в угле

На дендрограмме кластеризации пластов по содержанию Ве (см. рис. 2) первый кластер составляют 14 пластов с низким содержанием (от 1,0 до 1,5 г/т, при средневзвешенном по кластеру 1,24 г/т – соответствующем фоновому), второй кластер – 17 пластов со средним содержанием (от 1,6 до 2,1 г/т, при средневзвешенном по кластеру 1,82 г/т – соответствующем средневзвешенному по району), третий кластер – 4 пласта с повышенными концентрациями (от 2,4 до 2,9 г/т, при средневзвешенном по кластеру 2,74 г/т), а четвертый – только два пласта с аномально высокими содержаниями (средневзвешенные по кластеру 4,0 г/т).

Для выявления основных факторов, контролирующих накопление Ве в углях района, а также его связи с другими основными токсичными и потенциально токсичными элементами был выполнен корреляционный и регрессионный анализы его концентраций с основными технологическими показателями, содержаниями этих элементов и петрографическим составом углей. В целом по району установлено:

1). Наличие статистически значимой отрицательной связи концентрации Ве в углях района с зольностью (значимый коэффициент корреляции Пирсона - 0,41, график регрессии на рис. 3), линейное уравнение регрессии:

$$\text{Ве} = 0,19741 - 0,2654 \cdot A^d$$

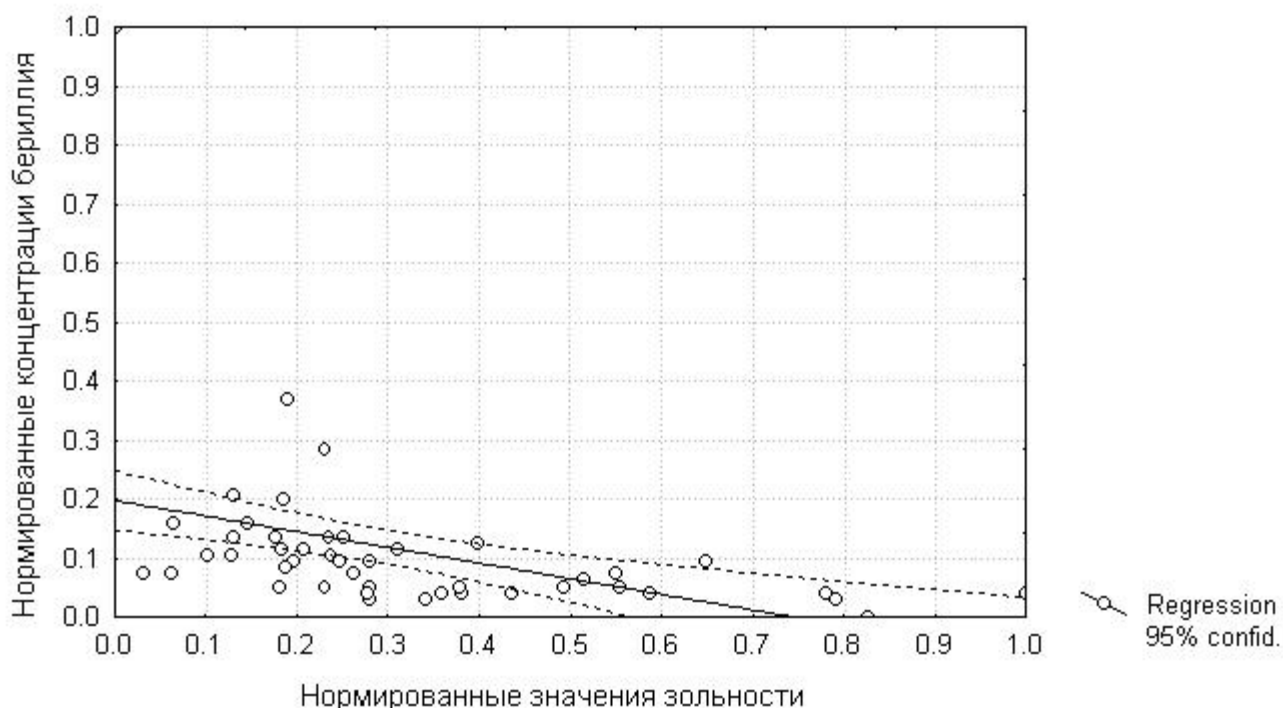


Рис.3. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями Be и зольностью угля в исследованных пластах Красноармейского района

2). В целом в углях района Be образует геохимическую ассоциацию только с As (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,45, график регрессии на рис. 4), линейное уравнение регрессии:

$$\text{Be} = 0,05137 + 0,30142 \cdot \text{As}.$$

В то же время, на отдельных участках исследованных пластов (с использованием метода Червякова В.А. [10]) выявлена значимая положительная корреляционная связь Be с F и Ca.

3). В целом по району во всех исследованных пластах наблюдается незначительное уменьшение концентрации Be с ростом степени углефикации угля и повышение содержания с увеличением концентрации витренового вещества в углях.

4). В вертикальном разрезе угольных пластов наблюдается два типа распределения Be: при наличии существенно глинистой почвы или кровли происходит обогащение приконтактных зон пласта, а в случае существенно песчаных вмещающих пород – обеднение контактовых участков пласта по сравнению с центральной зоной.

5). Статистически значимая связь концентраций Be с сернистостью и эпигенетической минерализацией, а также с особенностями строения и мощностью пластов отсутствует.

6). Анализ распределения Be по фракциям угля различной плотности показывает накопление этого элемента преимущественно в наиболее и наименее плотных фракциях.

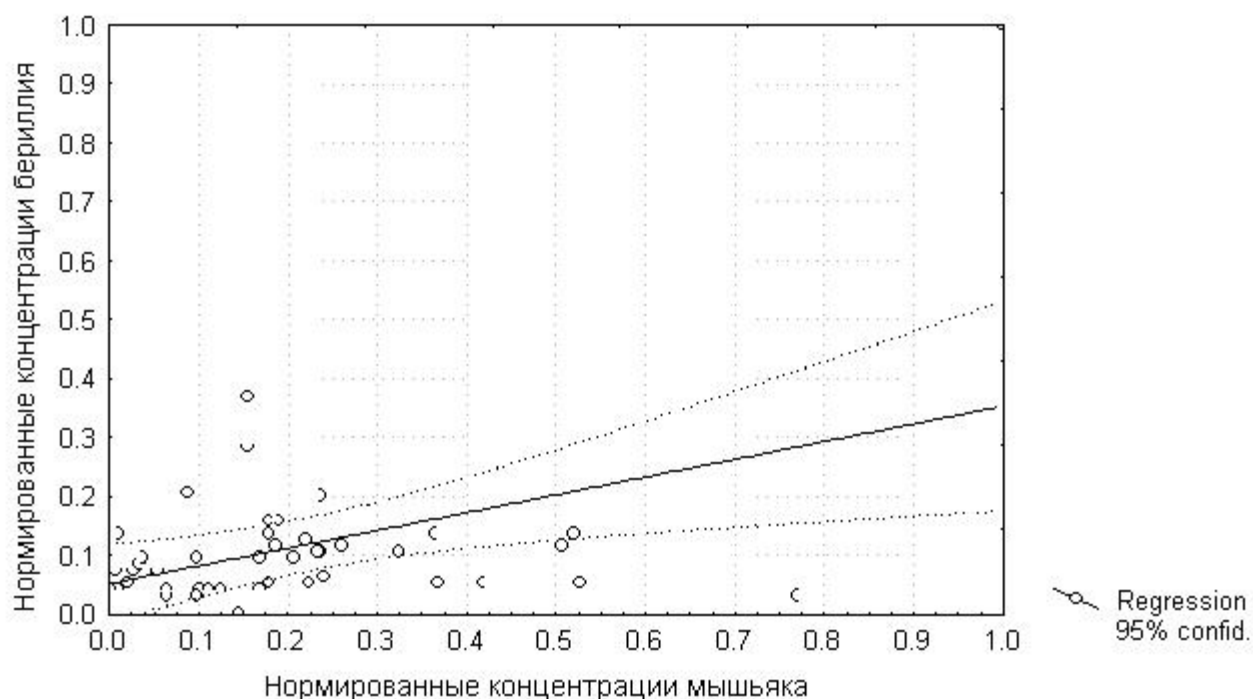


Рис.4. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями Ве и As в основных угольных пластах Красноармейского района

Полученные результаты позволяют сформулировать следующие основные выводы:

1. Отчетливая полимодальность распределения содержаний Ве в углях района, а также результаты распределения этого элемента по фракциям угля разной плотности свидетельствуют как о наличии нескольких форм его в углях, так и о полигенном характере накопления.

2. Весь объем выборочной совокупности характеризуется средним значением $1,82 \pm 0,03$, при дисперсии 0,593 и фоновым значением в углях района 1,24 г/т. Среднее значение содержания Ве в угле всех основных рабочих пластов района существенно ниже ПДК в углях.

3. В целом по району установлена статистически значимая линейная отрицательная связь концентраций Ве в углях с зольностью, статистически значимая связь с сернистостью и эпигенетической минерализацией отсутствует.

4. В углях района Ве образует геохимическую ассоциацию только с As. В то же время, на отдельных участках исследованных пластов выявлена значимая положительная корреляционная связь Ве с F и Са.

5. Во всех исследованных пластах наблюдается незначительное уменьшение концентрации Ве с ростом степени углефикации угля и повышение содержания с увеличением концентрации витренового вещества в углях.

6. В разрезах отдельных пластов установлено два типа распределения Ве: при наличии существенно глинистой почвы или кровли происходит обогащение приконтактных зон пласта, а в случае существенно песчаных вмещающих пород – обеднение контактовых участков пласта по сравнению с центральной зоной.

Основное научное значение полученных результатов заключается в установлении характера распределения и расчете основных описательных статистик содержаний Ве в углях Красноармейского геолого-промышленного района Донбасса, расчете средневзвешенных концентраций этого элемента в углях основных пластов и свит, выявление состава типоморфной геохимической ассоциации Ве с другими токсичными и потенциально токсичными элементами в углях района.

Практическое значение полученных результатов состоит в типизации угольных пластов района по содержанию Ве с помощью кластерного анализа, выявлении значимой связи Ве содержаний с зольностью углей, а так же в расчете уравнений регрессии между элементами, входящими в геохимическую ассоциацию Ве.

Литература

1. Ишков В.В., Чернобук А.И., Москаленко А.Б. Распределение бериллия, фтора, ванадия, свинца и хрома в продуктах и отходах обогащения Снежнянской ГОФ. // Геотехническая механика. Межведомственный сборник научных трудов, вып. 21. - Днепропетровск, 2000. - С. 76 – 83.
2. Ишков В.В., Чернобук А.И., Дворецкий В.В. О распределении бериллия, фтора, ванадия, свинца и хрома в продуктах и отходах обогащения Краснолиманской ЦОФ. // Науковий вісник Національної гірничої академії України. №5. - Днепропетровск, 2001. - С. 84-86.
3. Ишков В.В., Чернобук А.И. Особенности распределения бериллия, фтора, ванадия, свинца и хрома в продуктах и отходах углеобогащения Красноармейской ЦОФ. // Сборник научных трудов Национальной горной академии Украины. - №11. - Т.3. - Днепропетровск, 2001. - С. 253-261.
4. Ишков В.В., Чернобук А.И., Михальчонок Д.Я. О распределении бериллия, фтора, ванадия, свинца и хрома в продуктах и отходах обогащения Добропольской ЦОФ. // Науковий вісник Національної гірничої академії України. №4. - Днепропетровск, 2001. - С. 89-90.
5. Ишков В.В., Лозовой А.Л. О закономерностях распределения токсичных и потенциально токсичных элементов в угольных пластах Павлоград-Петропавловского района. // Науковий вісник Національної гірничої академії України. №2. - Днепропетровск, 2001. - С. 57-61.
6. Гавришин А.И. Оценка и контроль качества геохимической информации. -М.: Недра, 1980. - 287с.
7. Беус А.А. Геохимия литосферы. - М.: Недра, 1981. - 335с.
8. Боровиков В.П.. STATISTICA: искусство анализа данных на компьютере. Для профессионалов. - СПб. Питер, 2001. - 658 с.
9. Ишков В.В., Сердюк Е.А., Слипенький Е.В. Особенности применения методов кластерного анализа для классификации угольных пластов по содержанию токсичных и потенциально токсичных элементов (на примере Красноармейского геолого-промышленного района) // Сборник научных трудов НГУ. - №19. - Т.1. - С. 5-16.
10. Червяков В.А. Концентрация поля в современной картографии. - М.: Наука, 1978. - 149 с.

*Рекомендовано к публикации д.г.-м.н. В.Н. Нагорным
Поступило в редакцию 06.09.06*

ЭВОЛЮЦИЯ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ПОРОДНОГО МАССИВА, ВМЕЩАЮЩЕГО УГОЛЬНЫЙ ЦЕЛИК ПРИ ЕГО ПЕРЕСЕЧЕНИИ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКОЙ

Приведены результаты анализа инструментальных маркшейдерских наблюдений для изучения закономерностей эволюции напряженно-деформированного состояния породного массива, вмещающего угольный целик при пересечении его горной выработкой.

Наведені результати аналізу інструментальних маркшейдерських спостережень для вивчення закономірностей еволюції напружено-деформованого стану порідного масиву, що вміщає вугільний целик при перетині його гірничою виробкою.

The results of the analysis tool surveing mining of supervision for study of laws of evolution of intense-deformed condition rock of a file, containing coal whole at crossing by its mountain mine working are given.

Геомеханическая ситуация в горном массиве складывается в результате влияния множества изменчивых факторов, поэтому проблема получения прогнозных данных об ожидаемых напряжениях и деформациях при внедрении в породный массив горными выработками остается актуальной и трудной. Особую сложность составляет прогнозирование параметров напряженно-деформированного состояния (НДС) угольных целиков, оставленных по технологическим или геологическим причинам. При пересечении подготовительными выработками таких целиков крепь принимает на себя дополнительные нагрузки. Приращение напряжений происходит в результате наложения на сформировавшееся поле напряжений после окончания очистных работ, оконтуривших угольный целик минимум с двух сторон, напряжений, возникающих вокруг забоя сооружаемой выработки. Нормативный документ [1] не регламентирует условия проведения и меры охраны подобных выработок. В тоже время этот же документ предписывает в качестве приоритетного проектного решения – располагать их в разгруженной зоне. Принятие такого решения предопределяет вынужденное пересечение краевых частей, разрабатываемого угольного пласта и часто целиков, оставленных при отработке разгрузочной лавы. Приведенные аргументы свидетельствуют об **актуальности** поднятой проблемы, которая требует научно обоснованного решения.

Изучение закономерностей эволюции напряженно-деформированного состояния, в результате пересечения угольных целиков подготавливающими выработками имеет большой научный и практический интерес, так как протяженность таких участков выработок постоянно растет. Поэтому **целью настоящей работы** является изучение закономерностей эволюции напряжений и деформаций в угольных целиках при их преодолении проходческим забоем, на основе анализа результатов инструментальных маркшейдерских наблюдений. Общеизвестно, что именно натурные инструментальные измерения дают наиболее достоверные данные о НДС породного массива. При этом необходимо отметить, что результаты измерений включают в себя и фиксируют суммарное

влияние всего комплекса факторов, создающих в совокупности эмерджентность исследуемой области породного массива.

В соответствии с планом подготовки запасов пласта l_3 к выемке, на шахте «Краснолиманская» ГХК «Краснолиманская», выполнено проведение конвейерного штрека центрального уклона II ступени, от которого запроектировано проведение вентиляционного ходка 11-й лавы центрального уклона пласта l_3 II ступени. Инструментальные маркшейдерские наблюдения производились в процессе проведения штрека. Всего произведено девять серий наблюдений.

Согласно проекту, конвейерный штрек «рассечен» от людского ходка центрального уклона пласта l_3 и в соответствии с методическими рекомендациями руководящего нормативного документа [1] о приоритетном расположении выработок в разгруженном массиве, проведен по почве ранее отработанной 10-й южной лавы (рис.1). Проведение штрека осуществлялось в соответствии с проектом, комбайновым способом. Крепление выработки, сечением $13,8 \text{ м}^2$, выполнено арочной крепью КМП-А3 из СВП-27 с шагом $0,3 \text{ м}$.

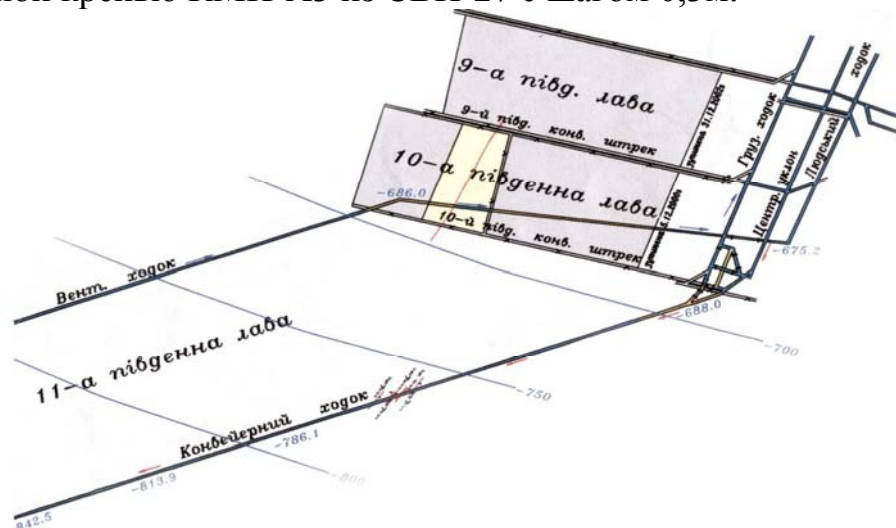


Рис. 1. Выкопировка с плана горных работ пл. l_3 .

Согласно горно-геологическому прогнозу, породный массив, включающий пласт l_3 в целиковой части характеризуется неустойчивым характером пород непосредственной кровли, склонной к обрушению - Б-2 и среднеустойчивой непосредственной почвой, породы которой склонны к пучению – П-2.

Рассматриваемая горно-техническая ситуация, образовавшаяся в районе ведения проходческих работ, характеризуется тремя комбинациями состояний породного массива с различными геомеханическими свойствами и направлением их преодоления:

- выход из краевой части породно-угольного массива в его разгруженную область в направлении перпендикулярном к границе очистных работ;
- пересечение породно-угольного целика;
- выход из разгруженной зоны в краевую часть, разрабатываемого угольного пласта в направлении диагональном к боковой границе очистных работ.

Первым случаем позволяет изучить закономерности эволюции параметров НДС породного массива приграничной зоны краевой части разрабатываемого угольного пласта l_3 , вызванной внедрением, рассматриваемого конвейерного штрека. Результаты анализа данных маркшейдерских наблюдений этого участка выработки, приведены в работах [2, 3].

В настоящей работе приведены результаты анализа напряженно-деформированного состояния во второй геомеханической ситуации, образовавшейся в породном массиве, вмещающем угольный целик, который был оставлен в районе геологического разрывного нарушения с амплитудой 5,7 м. Здесь была заложена вторая группа наблюдательных станций, включающая шестнадцать реперных станций, расположенных через 10 м друг от друга. Станции закладывались двух типов. Первый тип (рис.2) представлен двумя реперами (ст. №№ 1. 12-16, 19), заложёнными в бортах выработки, с крючками для натяжения шнура как базовой линии, от которой производились измерения величин L_1 , L_2 , L_3 , L_4 , L_5 , L_6 , характеризующих параметры выработки и метками на ножках крепи. Значения L_3 и L_4 фиксировались для выделения из общей величины вертикальной конвергенции величины изменения высоты выработки за счет пучения и вдавливания ножек в почву.

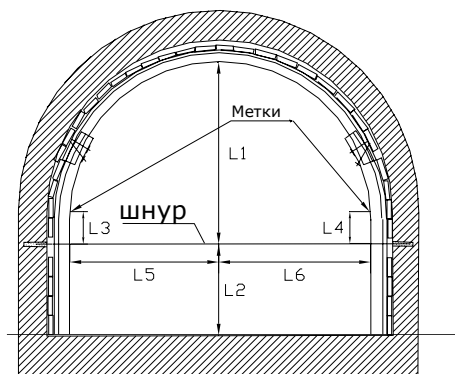


Рис. 2. Схема наблюдательной станции

Второй тип станций представлен только двумя реперами с крючками, закреплёнными на ножках крепи для натяжения базового шнура и измерения величин L_1 , L_2 , L_5 , L_6 . Расположение станций в рассматриваемом конвейерном штреке показано на рис.3.

На пикете 25+8 м (ст. №12), забой конвейерного штрека вышел из разгруженной зоны массива в результате отработки 10-й южной лавы, пересек практически под прямым углом угольный целик шириной 102 м, и перешёл снова в отработанную часть (ст. №22).

Шахтные наблюдения за эволюцией геомеханической обстановки в угольном целике и вмещающих породах в результате внедрения забоя сооружаемой выработки, включали визуальную оценку, фотографирование и инструментальные маркшейдерские измерения деформаций параметров крепи штрека. По измеренным величинам вертикальной и горизонтальной конвергенции контура выработки оценивались деформации и породного массива и вызывающее их поле напряжений.

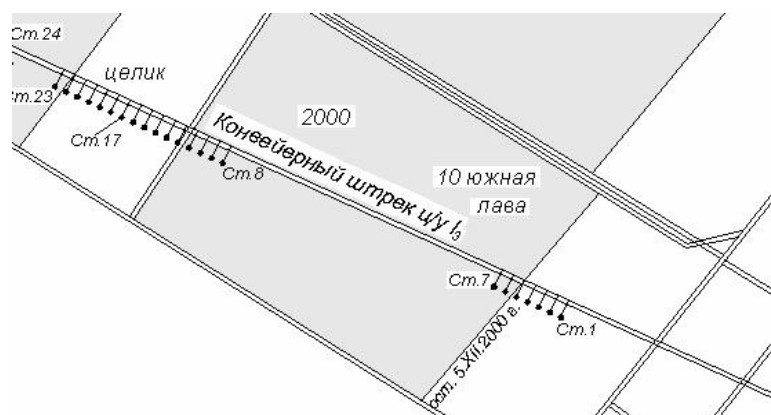


Рис.3. Расположение 1-й и 2-й групп наблюдательных станций

В работе [2] сформулирован ряд выводов, характеризующих установленные закономерности перераспределения напряжений в приграничной зоне краевой части породного массива, пересекаемого этим же штреком. Основным выводом является, подтверждение гипотезы Г. Вебера о волновом характере распределения напряжений в зоне опорного давления и установление, явления периодичности расположения образующихся зон растяжений и сжатий в приграничной зоне краевых частей угольного пласта, существующих определенный период времени после завершения очистных работ и их параметры.

Анализ данных, полученных на станциях №№ 8 – 23, показал более сложную картину, но также подтвердил периодический характер распределения напряжений в массиве целика (рис.4).

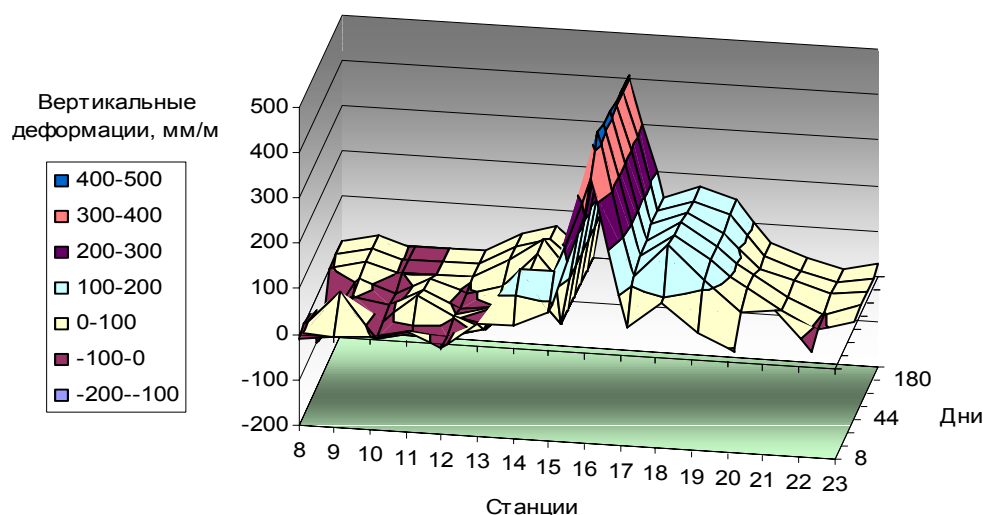


Рис. 4. Распределение вертикальных деформаций во времени на 2-й группе станций

Осложнение геомеханической ситуации вызвано, как указывалось выше, наличием в массиве целика разрывного тектонического нарушения. Его влияние проявилось в виде резкого перепада величины вертикальных деформаций на участке длиной 10м (между станциями №№ 16-17), вызванных напряже-

ниями сжатия в породах лежачего крыла и растяжений на контакте сместителя с породами висячего крыла.

НДС породного массива, вмещающего рассматриваемый угольный целик, сформировалось под влиянием суммарного опорного давления от последовательно проведенных очистных работ:

- 10-й южной лавой при подходе к границе целика (ст. №22);
- 10-й южной лавой при отходе от границы целика (ст. №12).

При этом исходное состояние угольного пласта и вмещающих пород характеризуется наличием в центральной части целика повышенной трещиноватости, свойственной крыльям дизъюнктивных нарушений.

Известно [4], что направление выемки имеет большое значение, а наибольшая длина зоны активизации горного давления наблюдается впереди лавы. Поэтому можно заключить, что породно-угольный массив целика перед линией остановки 10-й лавы на его границе (станция №22, рис.3), являясь первоначально краевой частью, был нарушен несколькими пересекающимися системами трещин природного и техногенного происхождения. В рассматриваемом породном массиве образовались периодически меняющиеся зоны разгруженного и напряженного состояния, с закономерностью аналогично, установленной в [3].

После отхода, 10-й южной лавы, от новой разрезной печи (ст. №12), в массиве целика, позади забоя, образовалась новая зона повышенных напряжений, потенциал которой наложился на сформировавшееся, ранее, НДС краевой части пласта l_3 , что, в результате, создало сложное суммарное поле напряжений, разграниченное геологическим нарушением.

Пересечение этого напряженно-деформированного массива, рассматриваемым конвейерным штреком, активизирует раскрытие трещин природного происхождения и ранее образованные техногенные трещины, особенно в районе сброса при движении на его плоскостях скольжения, с появлением новых систем трещин – зоны суммарной дезинтеграции массива, вмещающего выработку, что создает вокруг него увеличенную зону неупругих деформаций (ЗНД). Установлено [2], что в пределах ЗНД существует две области, различающиеся по своим свойствам. Одна из них образуется на контуре выработки и составляет 25-30%, от размеров всей зоны неупругих деформаций. В пределах этой зоны, породы максимально разрыхлены, представляя собой квазисыпучую среду. Эти породы имеют слабое сцепление и, отделяясь от массива, своим весом создают давление на крепь выработки.

Таким образом, в местах наложения потенциалов напряжений сжатия создаются области повышенного давления, которые при достижении предельных значений приводят к образованию зон хрупкого разрушения пород, а при формировании поля напряжений до предельных значений - зон упруго-напряженного состояния пород массива, вмещающего рассматриваемую выработку. Происходит образование зональной структуры породного массива с периодическим расположением квазигириллидрических зон разгрузки с повышенной степенью дезинтеграции пород и зон повышенных напряжений пород в упругопластическом состоянии, которые располагаются вдоль сооружаемой выработки.

Сформулированное выше представление о физической сущности, лежащей в основе геомеханических процессов, происходящих в породно-угольном массиве целика и их эволюции при сооружении в нём горной выработки, получено в результате анализа измеренных деформаций её крепи (рис.4).

Для более детального анализа эволюции напряженного состояния породно-угольного целика по распределению вертикальных деформаций, пересекающего штрека, массив целика разбит на три характерных участка. Первый представляет поле напряжений, сформировавшееся в приграничной зоне целика при отходе 10-й южной лавы от новой разрезной печи и его эволюцию при внедрении выработки (станции №№ 12-16). Второй участок, вмещающий нарушение, представляет напряженное состояние крыльев геологического сброса (станции №№ 16-17). Третий – характеризует поле напряжений, сформировавшееся в приграничной зоне краевой части отрабатываемого пласта l_3 при остановке 10-й южной лавы на границе будущего целика (станции №№ 18-22).

Вертикальные деформации на первом участке протяженностью 45м имеют большой диапазон значений с размахом в 450 мм/м (рис. 5). Максимальное значение деформаций сжатия зафиксировано на станции №16 и составило 430 мм/м через 29 дней после отхода забоя выработки. Экстремум расположен на расстоянии 40 м от границы целика (ст. №12).

Станция №15 просуществовала 13 дней и была уничтожена. На ней выполнено три серии наблюдений, результаты которых позволяют проследить тенденцию развития начальных вертикальных деформаций в этой части массива и как видно из графика (рис.5) они практически совпадают с результатами станции №14. Период активного нарастания вертикальных деформаций на этом участке выработки составил 16 дней, достигнув величины 145 мм/м. Затем их уровень на 32-й день снизился до 82 мм/м и при незначительном последующем увеличении до 95 мм/м снова снизился до 64 мм/м. Колебания происходили всего в течение 51дня.

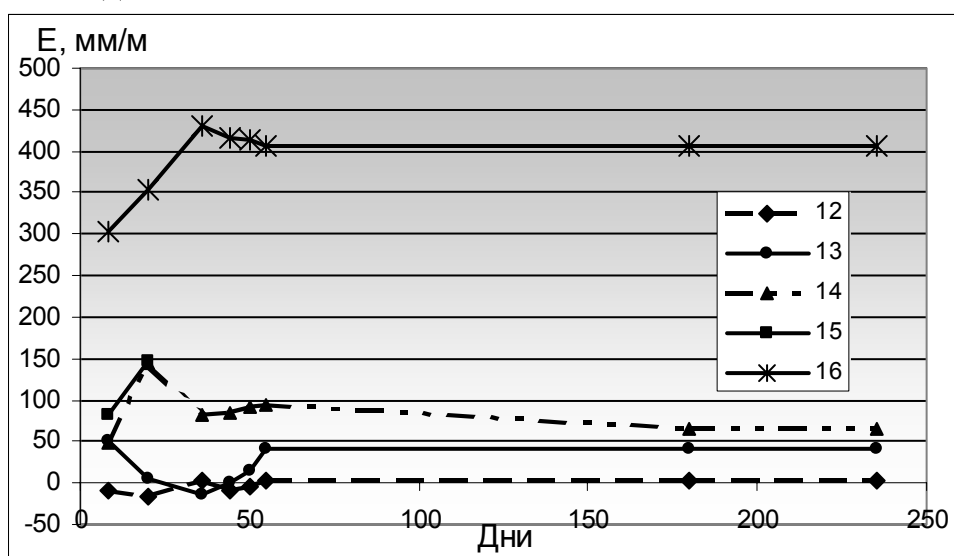


Рис.5. Эволюция вертикальных деформаций штрека на станциях №№ 12-16

Наблюдениями на станции №13 отмечены, по сравнению со станцией №14, противоположные по фазе изменения величины вертикальных деформаций, которые максимально составили 51 мм/м на 7-й день, в результате действия напряжений сжатия, а на 33-й день наблюдений зафиксированы деформации растяжений величиной 14 мм/м. Затем в течение 19 дней снова произошло восстановление поля напряжений сжатия, вызвавших вертикальные деформации величиной 42 мм/м через 52 дня наблюдений. После этого деформации выработки прекратились. Установленный характер распределения вертикальных деформаций дает основание судить о наличии в области станции №13 зоны сравнительно повышенного напряженного состояния.

На станции №12 амплитуда колебаний величины вертикальных деформаций составила 18 мм/м, а активный период деформирования выработки составил 52 дня. Подобный характер проявлений горного давления сравнительно не больших по величине, но длительных по времени, соответствует НДС зоны разрушенного угля.

Второй участок целика длиной 10 м, вмещает разрывное нарушение, расположенное между станциями №№ 16-17. Угольный пласт и вмещающие породы в месте примыкания к плоскости сместителя находились в естественно повышенном напряженно-сжатом состоянии, свойственном лежащему крылу геологического сброса. Дополнительное приращение напряжений этот участок получил при отходе 10-й южной лавы от новой разрезной печи. Дальнейшие изменения НДС породного массива в районе станции №16 произошли в результате внедрения штрека, а их динамика зафиксирована наблюдениями (рис. 6) и проанализирована выше.

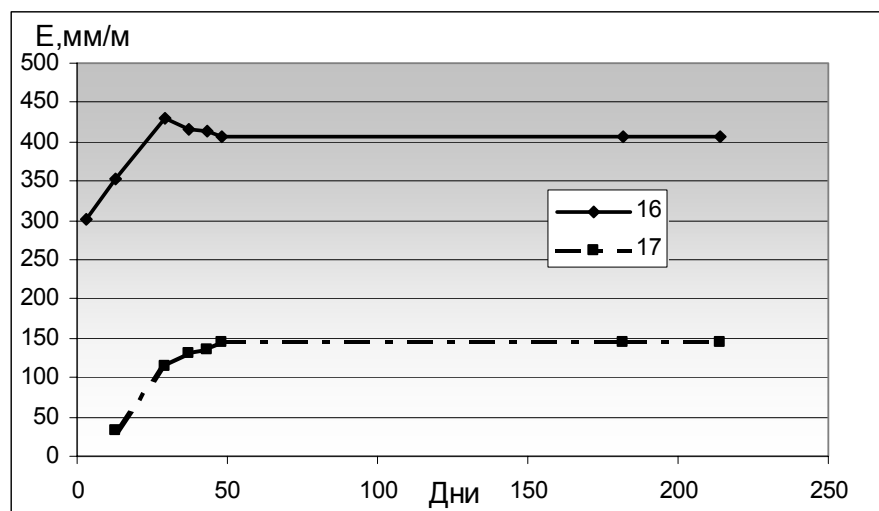


Рис.6. Эволюция вертикальных деформаций штрека на станциях №№16-17

Представление о динамике изменений НДС угольного пласта и вмещающих пород висячего крыла позволяют получить результаты наблюдений на станции №17. При внедрении штрека в эту область массива вертикальные деформации плавно нарастали в течение 39 дней и достигли 144 мм/м. После этого деформации практически прекратились. Перепад значений вертикальных деформаций на этом участке составил 263 мм/м и вызван тектоническим нарушением.

Эволюция НДС породного массива третьего участка целика характеризуется вертикальными деформациями, измеренными на станциях №№17 – 22 (рис.7).

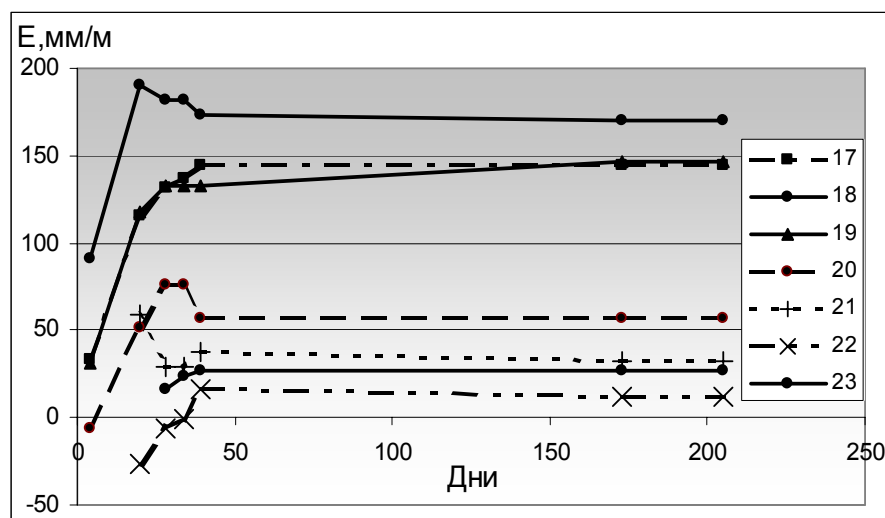


Рис. 7. Эволюция вертикальных деформаций штрека на станциях №№ 17-23

Динамика развития вертикальных деформаций на станциях №17 и №18 практически совпадает. Эти станции ограничивают зону повышенных напряжений, которая сформировалась в результате влияния опорного давления в приграничной зоне краевой части отрабатываемого пласта l_3 при подходе 10-й южной лавы к линии, её остановки и получила приращение напряжений в результате внедрения штрека. Активный период не превысил 40 дней. Максимальные деформации зафиксированы на станции №18, которые составили 190 мм/м через 20 дней после прохода забоя штрека, а на 39-й день стабилизировались в районе 170 мм/м. Зона максимальных напряжений сжатия расположена в 40м от границы остановки лавы (ст. №22).

Станция №20 расположена в 20-ти метрах от границы остановки 10-й лавы в разгруженных породах, образующих зону неупругих деформаций. Данное заключение сделано из анализа эволюции вертикальных деформаций, зафиксированных на станции, которые на протяжении первых 4-х дней имели характер деформаций растяжения. Затем через 28 дней от начала наблюдений под влиянием сформировавшегося поля напряжений сжатия развились деформации сжатия, достигшие уровня 76 мм/м. На 39-й день наблюдений деформации достигли стабилизации, снизившись до уровня 57 мм/м.

Характер распределения вертикальных деформаций на станции №21 диаметрально противоположный. Имея на 16-й день наблюдений максимальный уровень вертикальных деформаций сжатия на уровне 69 мм/м, он снизился на 24-й день до 29 мм/м, а затем на 35-й день повысился до 37 мм/м. В дальнейшем, снова снизившись до 32 мм/м, деформации прекратились. Такой характер эволюции напряжений присущ зоне породного массива с упруго-пластичными свойствами и указывает на наличие в районе станции №21 зоны относительно повышенных напряжений. Характер распределения вертикальных деформаций

на станциях №№ 20-21 достаточно близко повторяет закономерность распределения, полученную на станциях №№ 13-14.

Станция №22 расположена на границе целика, и характер эволюции вертикальных деформаций дает представление об изменчивости поля напряжений, свойственной зоне разрушенного угля, способствующей увеличению ЗНД вокруг сооружаемого штрека. Это подтверждается, накопившимися на 16-й день наблюдений деформаций растяжения до уровня 37 мм/м и последующий процесс сжатия окружающих пород приводит к формированию поля напряжений, вызвавших деформации сжатия до 17 мм/м. Не высокий уровень напряжений характерен этой части массива, а его оценка дана в работах [2, 3]. Приведенные в этих работах выводы подтверждаются и результатами наблюдений на станции №23, которая расположена в разгруженной зоне на расстоянии 10 м от границы целика. Величина вертикальных деформаций и их характер распределения близко совпадает с данными по станции № 21, что свидетельствует о наличии зоны с относительно повышенным уровнем напряжений.

Выводы:

- В породно-угольном целике, оконтуренном очистными работами с двух сторон, формируется зона суммарных напряжений, которая получается в результате наложения на исходное напряженное поле, дополнительных напряжений, вызванных опорным давлением «накатывающейся» лавы и затем наложения поля напряжений, вызванное опорным давлением при отходе лавы от новой разрезной печи. Распределение потенциалов поля напряжений имеет сложный зональный характер и может иметь одну или две экстремальных зоны с максимальными величинами напряжений сжатия.

- При наличии в целике разрывного нарушения в его крыльях формируется не равноценное напряженное поле, вызванное концентрацией напряжений сжатия в породах лежачего и висячего крыла при наличии напряжений растяжения на контакте сместителя с породами висячего крыла. При оконтуривании такого целика очистными работами потенциал поля напряжений увеличивается, но взаимное влияние ограничивается плоскостью сместителя, концентрируя напряжения в породах на контакте с ним.

- При пересечении породно-угольного целика горной выработкой, вокруг неё формируется суммарная ЗНД. Давление в этой зоне зависит от наложения потенциалов напряжений сжатия создающего области повышенного давления, которые при достижении предельных значений приводят к образованию зон хрупкого разрушения пород, а при формировании поля напряжений до предельных значений - зон упругопластичного напряженного состояния пород массива, вмещающего рассматриваемую выработку. Происходит образование вдоль сооружаемой выработки зональной структуры породного массива с периодическим расположением квазицилиндрических зон разгрузки с повышенной степенью дезинтеграции пород и зон повышенных напряжений пород в упругопластическом состоянии.

- Активный период изменения вертикальных деформаций при внедрении горной выработки в породно-угольный целик, нарушенный разрывным геологическим нарушением, протекает от 35 до 51 дня.

- Распределение вертикальных деформаций имеет двух модальный вид с экстремумами максимальных значений, расположенными на удалении 40 м от соответствующих границ целика.
- На расстоянии 10 м от границ в массиве целика породы находятся в незначительно повышенном напряженном состоянии, которое при внедрении горной выработки, проявляется в виде вертикальных деформаций растяжения.

Литература

1. Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах. Методические указания. КД 12.01.01.201-98. – К., 1998.
2. Бегичев С.В. Геомеханическое состояние приграничной зоны краевой части угольного пласта при ее пересечении горными выработками. КрТО МАКНС, “Академический вестник”, №15-16, 2005. С. 7-13
3. Бегичев С.В. Анализ сопоставления результатов натурных наблюдений с данными аналитических расчетов вертикальных деформаций и напряжений в приграничной зоне массива при её пересечении горной выработкой. Геотехнічна механіка: Між від.зб.наук.праць ІГТМ ім. М.С. Полякова НАН України – Дніпропетровськ, 2006. – вип. 61. – 219 с.
4. Khalimendik Yu., Begichev S. About necessity of a complete mining of coal reserves with maintenance of mine workings. 8-th National Mine Sarveying Conference. Sunny Beach, Bulgaria. 2001. – Pg. 125-132.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Парчевским Л.Я.
Поступила в редакцию 31.08.09*

УДК 622.271

© А.Ю. Дриженко, А.А. Рыкус

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ГОРНОТРАНСПОРТНОЙ СИСТЕМЫ ДЕЙСТВУЮЩИХ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ

Приведена методика расчета параметров глубокого ввода электрифицированного железнодорожного транспорта на открытых разработках. На примере карьера ПГОКа обоснованы параметры тупиковой выездной траншеи до глубины 525 м.

Наведена методика розрахунку параметрів глибокого введення електрифікованого залізничного транспорту на відкритих розробках. На прикладі кар'єру ПГЗК обґрунтовані параметри тупикової виїзної траншеї до глибини 525 м.

The design procedure of parameters of deep input of the electrified railway transportation on open-cast minings is resulted. On an example open pit PGOK parameters of a deadlock exit trench up to depth of 525 m are proved.

Массовая перевозка горной массы на глубоких карьерах стран СНГ железнодорожным транспортом считается наиболее экономичной до глубины 250-300 м. При этом постоянные пути укладываются на нерабочих бортах. В рабочей зоне железнодорожные пути устраиваются передвижными. Основопологающим для расчета путевого развития железных дорог является установление весовой нормы локомотивосостава. Известно [1, 2], что грузоподъемность со-

става определяется по тяговым характеристикам Mt (т) и возможности трогания на руководящем уклоне Mmp (т). Из них принимается меньшая:

$$Mt = \frac{P_{cy} \cdot 1000 \psi_{cy}}{\omega_o + \omega_{kp} + i_p}; \quad Mmp = \frac{P_{cy} \cdot 1000 \psi_{mp}}{\omega_o + \omega_{kp} + i_p + 108 a_{mp}}, \quad (1)$$

где P_{cy} – сцепная масса локомотива, т; ψ_{cy} , ψ_{mp} – коэффициенты сцепления, соответственно по тяге и троганию; ω_o , ω_{kp} – основное сопротивление движению груженого состава и дополнительное при движении в кривых, Н/кН; $\omega_o = 2,5-3$ Н/кН; $\omega_{kp} = 700 / R$, Н/кН, где R – радиус кривой, м; i_p – руководящий уклон выездного пути, ‰; a_{mp} – расчетное ускорение при трогании с места, м/с².

Установлено [1], что величина сцепления зависит от конструкции локомотива и для тяговых агрегатов постоянного тока типа ПЭ2м с последовательным соединением тяговых двигателей и ступенчатым регулированием составляет $\psi_{cy} = 0,228$. Для агрегатов переменного тока типа EL10 и ОПЭ1 с параллельным соединением двигателей и ступенчатым регулированием – $\psi_{cy} = 0,246$. Для тяговых агрегатов переменного тока нового поколения типа ОПЭ2, ОПЭ1А, ОПЭ1Б и ПЭ3Т с параллельным соединением двигателей и плавным регулированием – $\psi_{cy} = 0,265$. Здесь же отмечается, что значения, рассчитанные по (1), гарантируются заводом-изготовителем электроподвижного состава и могут быть реализованы в большую сторону для каждого карьера по результатам эксплуатационных испытаний.

Число прицепных думпкаров определяют по формуле

$$N_{\partial.n} = \frac{Mt - P_{cy}}{q_n + K_z q_z} - \text{целое меньшее}, \quad (2)$$

q_n , q_z – масса порожнего прицепного думпкара и его паспортная грузоподъемность, т; K_z – коэффициент использования грузоподъемности думпкара, $K_z = q_{\phi} / q_n$; q_{ϕ} – фактическая грузоподъемность думпкара, зависящая от плотности транспортируемой горной массы, т.

Как видно из приведенных данных, лучшие тяговые показатели присущи тяговым агрегатам типа ОПЭ1А, которые эксплуатируются на железорудных карьерах Украины. Они характеризуются сцепной массой 372 т, имеют в своем составе тепловозную секцию и моторный думпкар грузоподъемностью 44 т. При движении на прямолинейных уклонах пути 40 и 60 ‰ расчетная грузоподъемность прицепных думпкаров соответственно равна

$$Mt = 2319,5 \text{ и } 1577,2 \text{ т; } Mmp = 2442,7 \text{ и } 1776,2 \text{ т.}$$

Наилучшими конструктивными показателями в настоящее время характеризуются думпкары 2ВС105, у которых $q_n = 48,5$ т, $q_z = 105$ т. При перемещении скальных пород из глубинной зоны карьеров с плотностью 2,8-3,4 т/м³ в целике $K_z = 1$. Тогда, число прицепных думпкаров в поезде при движении по уклонам 40 и 60 ‰ составит 12 и 8 ед. Поскольку большая длина поезда при $i_p = 40$ ‰ не позволят осуществить глубокий ввод железнодорожного транспорта и

требует значительного разноса бортов по вскрыше, следует ориентироваться на работу тяговых агрегатов на уклонах $i_p = 60 \text{ ‰}$. Практика их эксплуатации на таких уклонах в КМА и Коркинском карьере в Челябинской области РФ сопровождается высокими технико-экономическими показателями [3-5].

Увеличение глубины карьеров сопровождается усложнением путевого развития, которое приобретает ряд особенностей: отдельные пункты (станции, посты) переносятся на большую глубину; для организации обособленных грузопотоков, различающихся по характеру грузов (вскрыша, руда) или по направлениям (обоганительная фабрика, отвал) создаются специализированные заезды; основные заезды на глубокие горизонты действующих карьеров имеют уклоны от 40 ‰ на верхних горизонтах и 60 ‰ – на нижних. При этом получают преимущество варианты комбинированных спирально-тупиковых схем заездов. Из (1) следует, что при прямых съездах между горизонтами $\omega_{кр} = 0$. В результате этого число думпкаров в поезде увеличивается. Кривые же пути организуются при заезде на фронтальные борта.

Вследствие лучших динамических показателей для использования на железорудных карьерах Украины можно рекомендовать тяговые агрегаты ОПЭ1А с восемью прицепными думпкарами 2BC105 в составе. С учетом моторного вагона грузоподъемность локомотивосостава равна $Q_n = 884 \text{ т}$, а длина его – 170,5 м. Длина станции и отдельные пункты по [1] равны 426 м.

В действующих карьерах до глубины 60-90 м выделяются зоны работы тепловозов. Ниже, до глубины 300-350 м – зона работы тяговых агрегатов. Нижняя часть карьера отрабатывается с применением автосамосвалов. При этом в настоящее время на карьерах ИнГОКа, СевГОКа и ПГОКа в верхней части эксплуатируются совместно тепловозы и тяговые агрегаты. Уклоны пути не превышают 30 ‰. Уступы не поставлены в предельное положение, что не позволяет завести железнодорожные пути на глубокие горизонты. В то же время разместив транспортные коммуникации по предельному контуру торца карьера, можно проводить прямые съезды с уклоном $i_p = 60 \text{ ‰}$ в пределах горизонтальной мощности рудной залежи с выходом на станции и отдельные пункты по горизонтам со стороны висячего и лежачего боков по кривой радиусом до 300 м [6]. В глубинной части рабочей зоны радиус закругления железнодорожных путей возможно снижать до 150 м.

В соответствии с генеральной схемой развития горных работ прямые заезды железнодорожных путей заводятся на концентрационные горизонты с шагом 30-60 м. Здесь же организуются и пункты перегрузки (ПП). В пределах концентрационного горизонта уступы отрабатываются с применением автотранспорта. Для уменьшения плеча его откатки ПП переносятся вдоль концентрационного горизонта и по глубине.

Число одновременно эксплуатируемых ПП зависит от провозной способности выездных траншей с железнодорожным транспортом и требуемого объема выемки горной массы. В соответствии с Нормами проектирования [6] движение поезда регламентируется ограничением скорости и задержками в пути. Грузовые локомотивосоставы накапливаются на отдельных пунктах и по одному подаются на выезд из карьера.

Провозная способность ограничивающего перегона для схемы транспортных коммуникаций, представленных на рис.1 $\Pi_{пер} = 104,3$ тыс.т/сутки. Поскольку загрузка локомотивосоставов горной массой производится на ПП концентрированных горизонтов, их рабочее число лимитируется организационными возможностями. По [6] за смену на раздельном пункте с ПП должно обрабатываться не более 12 поездов. В этом случае число рабочих ПП в карьере $N_{пп}$ (ед) составляет

$$N_{пп} = \frac{(1140 - T_6)f}{12T_{пер}}, \quad (3)$$

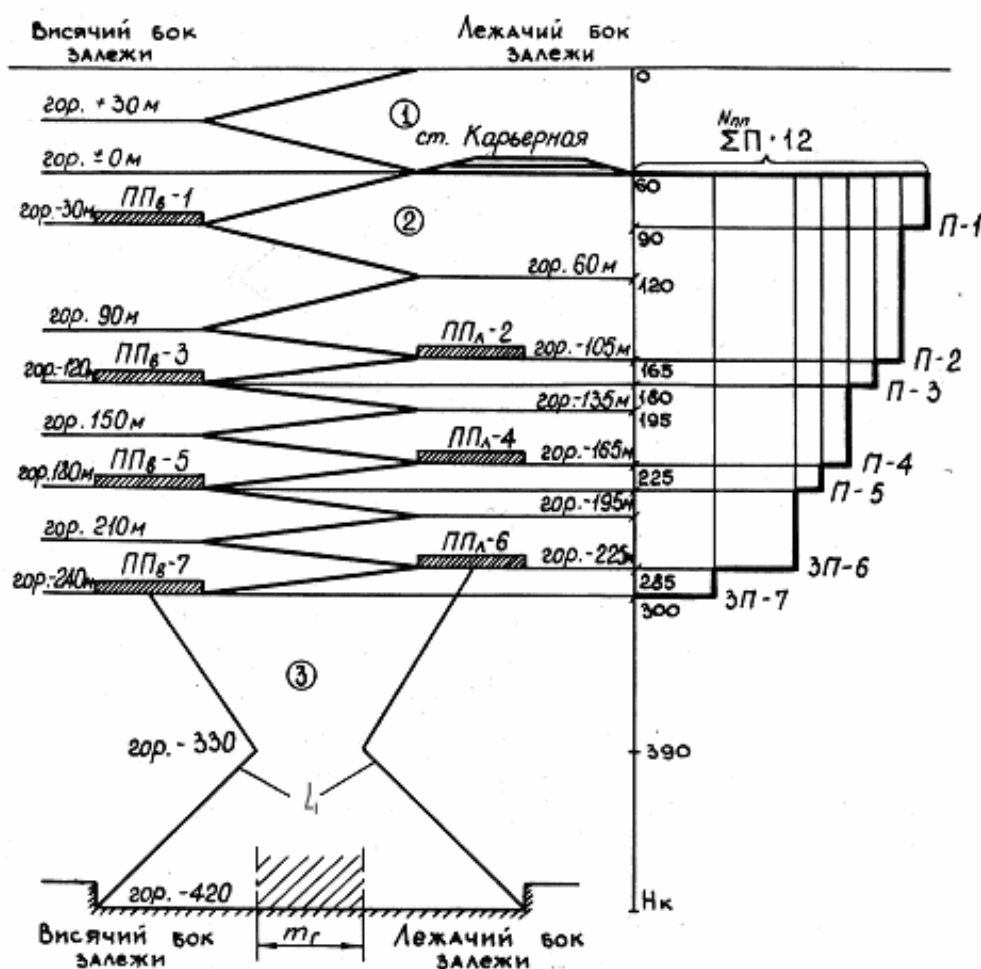


Рис. 1. График грузопотоков комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта: 1,2,3 – зоны работы тепловозов, тяговых агрегатов и автосамосвалов 4 – передвигающиеся автодороги в нижней части рабочей зоны

Из рис.1 следует, что для обеспечения эффективной работы автомобильного транспорта в нижней части рабочей зоны карьера и вывозки плановых объемов горной массы наиболее загруженными оказываются ППл-6 и ППв-7. Их плановая работа ведется в три смены за сутки. Вышерасположенные ПП обеспечивают общую загрузку транспортной сети при работе в одну смену. Расстояние их между собой по вертикали составляет 60-120 м и устанавливается в

соответствии с графиком выемки горной массы в зоне работы тяговых агрегатов. При его изменении ПП возможно переориентировать в выработанном пространстве таким образом, чтобы средняя высота подъема или спуска груженных автосамосвалов не превышала 60 м.

Время погрузки и средневзвешенное расстояние зависят от типа экскаватора на ПП и организации их работы. Поскольку экскаваторы на ПП-1...ПП-5 работают только в одну смену, можно улучшить их использование путем плановой остановки на определенное время или же перемещать для работы с одного ПП на другой. При этом средневзвешенное расстояние перевозки определяется по формуле

$$\ell_{ж.к} = \frac{\sum_{i=1}^n (H_{ж.и.и} P_i + \ell_{с.и.и})}{P_i} + \frac{H_{ж.м} K_{у.мр}}{i_p} + L_n, \quad (4)$$

где $H_{ж.и.и}$ - высота подъема горной массы с i -го ПП, м; P_i - производительность i -го ПП, т/сутки;

Экономические показатели работы железнодорожного транспорта основываются на стоимости машиносмены тягового агрегата и его суточной производительности [1, 2]. Техничко-экономические показатели работы экскаваторов на ПП регламентируются [2]. При этом основным из них является увеличение производительности на 30 % по сравнению с работой в забоях карьера. Для работы на ПП возможно использовать экскаваторы с вместимостью ковша до 10-12,5 м³, что ограничивается шириной думпкара.

Используя благоприятную конфигурацию залегания замковой части месторождения карьера ПГОКа, железнодорожные пути могут быть заведены с уклоном 60 ‰ на глубину до 500 м (отм. -450 м). Это позволит осуществить вывозку горной массы тягловыми агрегатами не только с перегрузочных пунктов, но и непосредственно из забоев по всей центральной и северной части карьерного поля (рис. 2).

Стесненные условия разработки южной части карьерного поля предполагают перемещение горной массы с глубины 500-700 м автосамосвалами в комбинации с железнодорожным транспортом или ленточными конвейерами, уложенными в наклонных подземных стволах. Трасса глубокого ввода железнодорожных путей берет начало от раздельного пункта на гор. +30 м восточного борта карьера с ответвлением от действующей выездной траншеи с гор. ±0 м до станции Карьерная I. Затем последовательно друг за другом проходятся прямолинейные двухпутевые съезды на нижележащие горизонты высотой по 30 м с уклоном 60 ‰. Длина каждого съезда 500 м. Для вписывания в овальную форму торца карьера между смежными съездами устраиваются закругленные пути или раздельные пункты примыкания с радиусом не менее 300 м.

Большая кривизна западной части мульды не позволяет развивать железнодорожные коммуникации с заездами в центральную часть карьера. В то же время путем изменения направления движения поездов на тупиковых станциях гор. -120 и -330 м железнодорожная трасса вводится в центральную часть карьера по восточному борту. Здесь же устраиваются и основные пункты перегрузки горной массы, доставляемой автосамосвалами. Ограничивающим перегоном

трассы является участок выездного пути от РП-1 до станции Карьерная I длиной 1000 м. Для увеличения провозной способности ограничивающего перегона на гор. +54 м организуется дополнительный пост или раздельный пункт. Таким образом, длина ограничивающего перегона сокращается до 500 м. Время занятия перегона составляет 9,5 мин., а суточная провозная способность транспортной схемы 104,3 тыс.т. или 37,5 млн.т. в год.

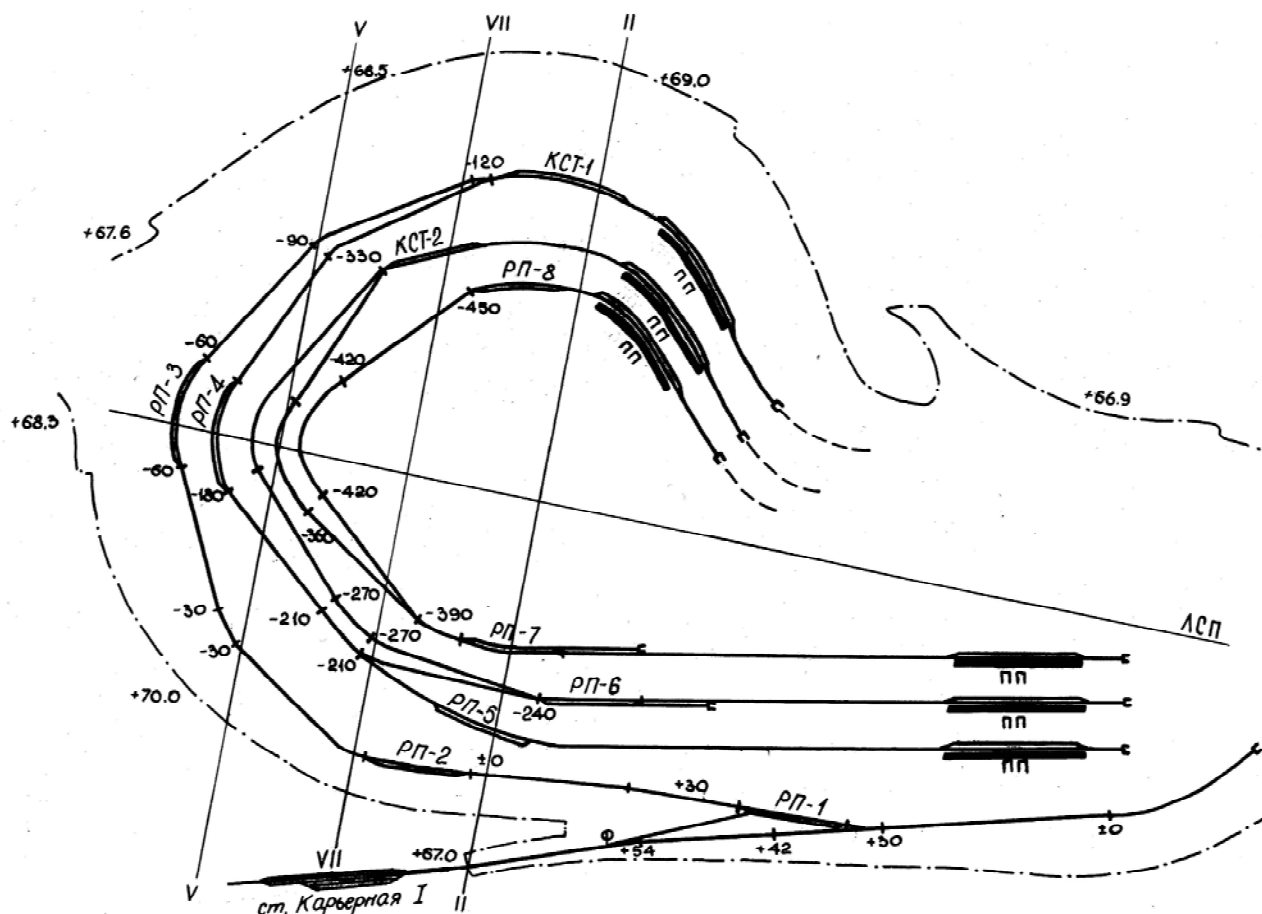


Рис. 2. Схема выездных путей железнодорожного транспорта в южном торце карьера ПГОКа с уклоном 60‰

Рассмотренная форма трассы глубокого ввода железнодорожных путей с уклоном 60 ‰ с пунктами загрузки на гор. -180 ÷ -210 м требует применения 14 рабочих поездов с тяговыми агрегатами ОПЭ1А или 17 по списочному составу. Общий парк подвижного железнодорожного парка рассчитывается с учетом локомотивосоставов, занятых на вывозке горной массы из верхней части рабочей зоны карьера. В то же время увеличение числа тяговых агрегатов в карьере компенсируется уменьшением высоты и расстояния перевозки горной массы, а также числа автосамосвалов, как минимум, вдвое. Поскольку капитальные затраты на приобретение одного тягового агрегата и автосамосвала японского или американского производства сопоставимы по цене, а расход и стоимость дизельного топлива по сравнению с электроэнергией значительно выше, перенос основной тяжести перевозок на железнодорожный транспорт оказывается довольно экономичным.

Литература

1. Браташ В.А., Дриженко А.Ю. Тяговые агрегаты на железнодорожном транспорте глубоких карьеров. - М.: Недра, 1989. -160 с.
2. Ренгевич О.О., Денищенко О.В. Експлуатаційні розрахунки транспортних комплексів кар'єрів. - Дніпропетровськ: НГУ, 2005. - 99 с.
3. Яковлев В.Л. Приоритетные направления исследований института горного дела УрО РАН на период до 2010 г./ Геотехнологические проблемы комплексного освоения недр. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН. 2004.-вып.2(92) С.27-38.
4. Глебов А.В. К вопросу выбора модели горно-транспортного оборудования на глубоких карьерах./ Геотехнологические проблемы комплексного освоения недр. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН. 2004.-вып.2(92) С.395-401.
5. Витязев О.В. Особенности работы железнодорожного транспорта на глубоких карьерах./ Геотехнологические проблемы комплексного освоения недр. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН. 2004.-вып.2(92) С.444-457.
6. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. - Л.: Минчермет СССР, 1986.-264 с.

Рекомендована к публикации д.т.н. Шириним Л.Н.

Поступила в редакцию 04.09.09

УДК 622.271

© В.И. Симоненко, А.Ю. Дриженко, О.А. Анисимов

РЕШЕНИЕ ПРОБЛЕМЫ РЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЯ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СКАЛЬНЫХ НЕРУДНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Предложена новая концепция ресурсосберегающей технологии открытой разработки нерудных месторождений полезных ископаемых. На примере Ахтовского гранитного карьера показана ее эффективность.

Запропонована нова концепція ресурсозберігаючої технології відкритої розробки нерудних родовищ корисних копалин. На прикладі Ахтовського кар'єру показана її ефективність.

The new concept of technology of the savings of resources is offered at open-cast mining nonmetallic deposits of minerals. On example Ahtovsky granite career is shown its efficiency.

Добыча различных полезных ископаемых в Украине ведется преимущественно открытым способом. При этом нарушаются большие земельные площади, используется значительное количество малопроизводительного выемочно-погрузочного и транспортного оборудования, расходуются существенные трудовые и финансовые ресурсы. Особенно это характерно для небольших по производственной мощности нерудных карьеров с незначительной толщиной покрывающих пород и предельной глубиной 50...100 м.

В Украине находится более 1375 месторождений скальных нерудных полезных ископаемых. Из них 747 осадочных и метаморфизованных пород: известняков, доломитов, кварцитов, песчаников, мергеля, спанглонитов; 628 – магматического происхождения: гранитов, диоритов, грандиоритов, графита и др. Более 85% осадочных и 100% магматических нерудных ископаемых разрабатывают со складированием пород вскрыши и отходов переработки во внеш-

них отвалах и хранилищах. Для них, а также под транспортные коммуникации отводится до 50% всех земельных площадей горнодобывающих предприятий. Отводы же под карьерные поля составляют менее 20...36%. В настоящее время около 48...50 тыс.га земель на 30...50 лет выведены из сельскохозяйственного пользования. Это приводит к разбалансированию и нарушению окружающей среды. Более 60...65 тыс.т. зерновых не выращиваются ежегодно.

С углублением карьеров расстояние перевозки отходов производится к внешним отвалам повышается, в связи с чем увеличиваются расходы энергетических ресурсов, из них: в 1,1...1,6 раз количество потребленной электроэнергии; на 38...40% – дизтоплива; 10...15% – смазочных и обтирочных материалов. Затраты человеческого труда повышаются на 30...38%. Увеличивается число эксплуатируемых транспортных машин. Поскольку указанные энергетические ресурсы в себестоимости добычи полезных ископаемых составляют 76...82%, то и общие экономические показатели горных предприятий ухудшаются.

Исследование условий оконтуривания 263 карьерных полей скальных нерудных месторождений показало, что все они относятся к поверхностному типу с граничной глубиной от 50 до 200 м. В диапазоне 50...100 м находится 84% объектов. Вертикальная мощность полезного ископаемого составляет 33-85 м; покрывающей скальной вскрыши – 1...4 м; мягких пород – 12...15 м. Площадь карьерных полей не превышает 104...112 га. Годовая производительность карьеров по добыче полезных ископаемых изменяется от 120 до 1230 тыс. м³; скальной вскрыши – от 8 до 90 тыс.м³; наносов – от 43 до 380 тыс.м³. Средний коэффициент вскрыши составляет 0,32...0,44 м³/м³.

Следует отметить, что при отработке нерудных ископаемых породы вскрыши в границах карьерного поля занимают в основном только 25...30 % объема. Если их укладывать в выработанном пространстве равномерным слоем по всей площади, так, как это выполняется на марганцеворудных и угольных карьерах, то остаточным объемом выработки будет непригоден для производства сельскохозяйственных работ. Поэтому, для нерудных месторождений разработана концепция эффективного освоения, которая базируется на реализации земле- и энергосберегающей технологии с первоначальной разработкой карьерного поля в одном из торцов сразу же на предельную глубину, складированием пород вскрыши отдельно по разновидностям во временные приконтурные отвалы и, по мере подвигания фронта горных работ, перемещения их в прибортовые постоянные отвалы.

Для снижения площади нарушаемых земель переработка сырого полезного ископаемого в товарную продукцию производится на временно законсервированных рабочих горизонтах с периодическим перемещением дробильно-сортировочных установок вслед за подвиганием фронта горных работ. Нерабочий борт карьера отстраивается под максимально возможным по условиям устойчивости углом и пригружается прибортовым отвалом из пород вскрыши. В качестве выемочно-погрузочного оборудования используются фронтальные погрузчики. При этом максимальное расстояние транспортирования полезного ископаемого и пород вскрыши не превышает 0,7...1,2 км и устанавливается постоянным на весь период отработки карьерного поля.

Эффективность ресурсосберегающей технологии иллюстрируется на примере Ахтовского месторождения гранитов, технический проект, на разработку которого, утвержден Заказчиком. Это месторождение разрабатывалось одноименным карьером до 1995 г. Он входил в состав предприятия Николаевского «Облмежколхозстроя». Ахтовский карьер вскрыт на два горизонта общими внутренними полутраншеями. Съезды отстроены в южной части карьерного поля. Отметки имеющихся уступов в пределах: верхнего от +37.0 до +43.0 м; нижнего – от +23.5 до +29.0 м. Карьер имеет размеры с запада на восток – 320 м, с юга на север – 500 м. Глубина карьера составляет 25 м. Борта карьера на востоке и севере приведены в предельное положение. От этих границ на расстоянии 100 м протекает р. Мертвовод на востоке и р. Арбузинка на севере. Отработка Ахтовского карьера велась по добыче запасов гранитов категории А. Площадь выработанного карьерного пространства составляет – 150 тыс.м². Ширина площадки нижнего горизонта – 120–160 м; верхнего горизонта – 60–140 м. Верхний (передовой) уступ отрабатывает вскрышные породы представленные почвенным слоем, суглинками, мергелисто-глинистыми породами, выветрелыми гранитами.

Границы карьерного поля расположены в пределах подсчитанных запасов полезного ископаемого категорий А+В+С₁ и в границах горного отвода. Она проходит по верхней бровке вскрышного уступа. Площадь карьерного поля 71 га, периметр – 4102 м, длина с запада на восток – 1260м; с юга на север – 490...980м. Максимальные отметки поверхности – +70,0 м, минимальные отметки поверхности – +35.0м (рис. 1). Годовая производительность карьера по выемке гранита 400 тыс.м³ в плотном теле; по вскрыше – 30,2 тыс.м³. Количество рабочих дней в году по добыче 260 в три смены по 8 часов; по вскрыше – 150 в две смены по 8 часов. Работы ведутся 5 дней в неделю.

При разработке гранитов для создания внутреннего отвала предусматривается часть вскрышных пород (122,32 тыс.м³) разместить в пределах границ карьерного поля. Учитывая переменную мощность покрывающих пород предусматривается вскрышные породы разместить в границах карьера III очереди. С учетом того, что мощность вскрышных пород в среднем составляют 3 м, отвал "Временный" сооружается на косогоре по горизонту +65.0 м. Фронт отвальных работ подвигается в восточном направлении в сторону ручья перерезающего балку и расположенного в границах карьерного поля.

Отвал "Временный" располагается на запасах категории С₁ и по мере подвигания фронта горных работ и отработки карьера III очереди переносится во внутренний отвал формируемый на горизонте +7.0 м. При этом вскрышные породы в отвале отрабатываются как технологическая вскрыша верхнего горизонта. Площадь занимаемая отвалом «Временный» составляет – 30000 м². Высота отвала колеблется от 0,5 до 3 м. Угол откоса отвала 32 – 35°. Длина отвала – 250 м, ширина – 120 м. Размещение отвала на поверхности обеспечивает усреднение на этом участке вскрышного уступа до 7 м. Доставка вскрышной породы осуществляется автомобильным транспортом по улучшенной карьерной дороге от забоя до ручья. Ручей пересыпается и формируется дорога вдоль него. Отвал формируется бульдозером CAT D–8N.

JVECO MP 380 E 35 H грузоподъемностью 25 т. Настоящим проектом также предусматривается выемка вскрыши и ее перевозка отечественным оборудованием таких же типоразмеров, как и описанные выше. Например, экскаваторами-мехлопатами Э-1251, Э-2503 и др. с погрузкой на автосамосвалы КРАЗ –256 Б, КАМАЗ –55111 или КАМАЗ-65111 и др. марок. Среднее расстояние перемещения пород вскрыши во внутренний отвал 0,7 км.

Годовой объем выемки вскрыши предопределяется интенсивностью подвигания добычных работ, который составляет 32 м. Годовой объем вскрышных работ в первые 4 года от начала эксплуатации нового карьера равен 25,4 тыс.м³, затем снижается в среднем до 13,52 т.м³, а при разработке II и III очередей карьерного поля – возрастает до 37,38 тыс. м³. составляя в целом по месторождению 30, 25 тыс. м³.

После отработки 1-й очереди карьера выработанное пространство сформировано и позволяет перемещать вскрышу по поверхности и площади горизонта +52.0 м непосредственно к верхней площадке южного и северного бортов для разгрузки под откос с гравитационным спуском ее на площадку горизонта +22.0 м. Расстояние транспортирования 0,2 км. Ввиду небольших объемов вскрышных работ в качестве погрузочно-транспортного оборудования здесь кроме автосамосвалов проектом также принимаются колесные погрузчики JCB RD 456 HT 5 HLA. По мере накопления вскрыши на гор.+22.0м, погрузчики направляются к временной насыпи и перемещают ее по площадкам уступа и отвала с отметкой +22.0 м, в прибортовой ленточный отвал с подошвой на гор. +7.0 м. Расстояние транспортирования при переэкскавации составляет 0,2-0,3 км при среднем значении 0,2 км. Верхняя площадка прибортового отвала планируется погрузчиком в процессе разгрузки вскрыши. Сменная производительность одного погрузчика рассчитывается в следующем порядке: время набора породы – 0,2 мин; движение с грузом при скорости 10 км/ч – 1,2 мин; время разгрузки – 0,1 мин; время движения порожняком при скорости 15 км/ч – 0,8 мин; время на маневры и задержки в пути – 1 мин; время рейса – 3,3 мин; число рейсов за смену – 130; норма выработки – 260 м³. Время цикла работы погрузчика 8,5 мин., норма выработки за смену 102 м³. Число погрузчиков в работе 6 ед., по списку – 7 ед. Годовая производительность рабочего погрузчика 477,3 тыс.м³.

Продуктивная толща гранитов, подлежащая разработке и переделу в товарную продукцию, имеет волнистую поверхность в пределах отметок +52 м - +44 м. Промышленные запасы по категориям А+В подсчитаны до отметки +7.0м. Для эффективного использования горнотранспортного оборудования и возможности складирования вскрыши в пределах карьерного поля добыча гранита ведется на трех горизонтах: верхний – с подошвой по отметке +37,0м горизонт +37,0 м); средний – с подошвой по отметке +22,0 м (горизонт +22,0м); и нижний – с подошвой по отметке +7,0м (горизонт +7,0м). При повышении отметок поверхности до граничных (+62.0 ÷ +64.0 м) верхний горизонт делится по высоте на два самостоятельных уступа. Вскрышной горизонт средней мощностью 5 м представлен мягкими породами и сильно выветрелыми гранитами, разрабатываемыми без предварительного рыхления. Выветрелые граниты средней мощностью 3,1 м и отрабатываются аналогично с буровзрывным разрыхлением массива пород. Для передела разрыхленного взрывом гранита в соответствии с

заданием на проектирование принята полустационарная дробильно-сортировочная установка (ПДСУ) производства компании TEREX с часовой производительностью 400 т или 152 м³ в целике. Доставка дробленого гранита к ПДСУ осуществляется колесными погрузчиками JCB KB 456 HT 5 HLA с вместимостью ковша $V_k=3,5 \text{ м}^3$. Для безопасной работы в забое в процессе взрывания из уступов высотой 15 м формируется развал дробленого гранита высотой 7,5–8 м и шириной по подошве 45 м.

Поскольку высота уступов в целике равна 15 м, для безопасной работы погрузчиков в забое развал взорванной породы формируется высотой 7,5...8 м. Расход взрывчатого вещества увеличен до 1,1 кг/м³, что позволяет получать средний кусок разрыхленной породы диаметром 250 мм. Ширина развала по подошве 45 м (рис. 2).

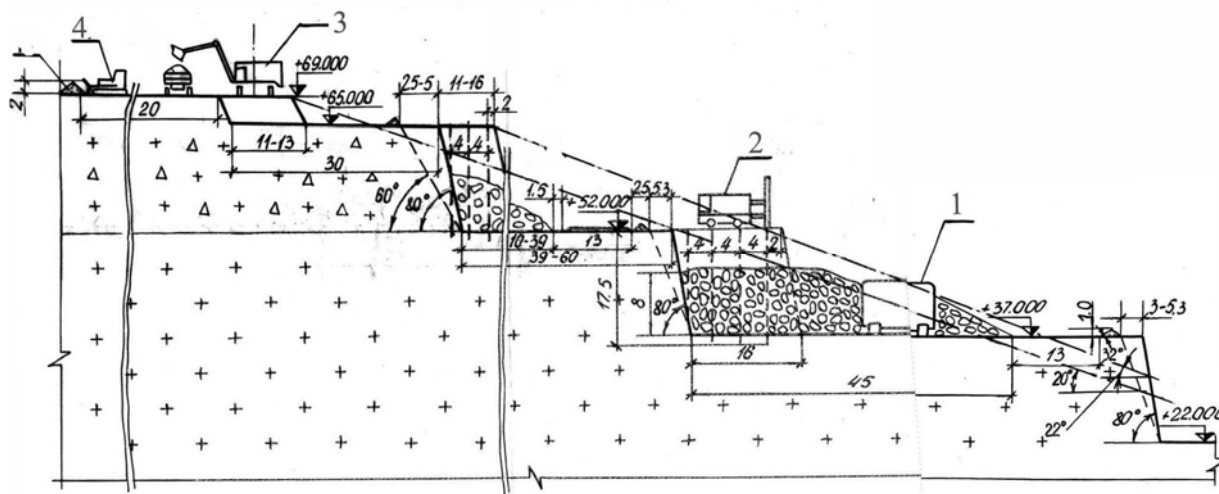


Рис. 2. Конструкция рабочего борта карьера (обозначения см. рис.1)

Вскрытие гор.+7.0 м и переформирование подготовленных существующих горизонтов производится буровзрывным способом с проходкой выездных траншей с уклоном 80 %. После отработки I-ой очереди карьера выездная трасса переносится южнее. Выезд с горизонта +22.0 м к южной границе карьера ликвидируется. Для формирования выездной траншеи с гор.+7.0 м используется вскрыша из прибортового ленточного отвала и рабочего вскрышного уступа. Работы выполняются бульдозером и колесными погрузчиками. Объем породы для формирования насыпной выездной полутраншеи – 310,5 тыс.м³.

Применение колесных погрузчиков, по сравнению с экскаваторно-автомобильным комплексом, позволяет отказаться от использования на добычных работах экскаватора Э-2503 и автосамосвалов КрАЗ-256 Б. При этом себестоимость выемочно-погрузочных и транспортных работ снижается на 22%, а производительность труда основного обслуживающего персонала возрастает на 55%. Размещение пород вскрыши во временном приконтурном отвале с последующим их перемещением во внутренний отвал, наряду с устройством ПДСУ в карьере, позволяет предотвратить нарушение горными работами 5,2 га прилегающих плодородных земель или около 10 % площади горного отвода.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Шириным Л.Н.
Поступила в редакцию 04.09.09*

РОЗРАХУНОК ПАРАМЕТРІВ ІН'ЕКЦІЮВАННЯ ПОРІДНОЇ ТОВЩІ НАД ПІДЗЕМНИМ ГАЗОГЕНЕРАТОРОМ

Наведені результати розрахунку параметрів ін'екційного закладання виробленого простору при свердловинній підземній газифікації вугілля. Дана економічна оцінка запропонованих заходів для конкретних умов шахт Західного Донбасу.

Приведенные результаты расчета параметров инъекционной закладки выработанного пространства при скважинной подземной газификации угля. Данная экономическая оценка предлагаемых мероприятий для конкретных условий шахт Западного Донбасса.

Determined parameters of injection full-filling of goaf during underground gasification of coal are resulted. Economic evaluation of the offered measures for the concrete geological conditions of Western Donbass mines is given.

Підземна газифікація вугілля є одним із напрямків якісної зміни технології видобування вугілля. Її застосування є доцільною особливо при розробці тонких і дуже тонких пластів. З достатнім рівнем економічної ефективності ці запаси досить проблематично виймати при застосуванні традиційних комплексно-механізованих очисних вибоїв.

Підземне вигазовування вугілля зв'язано із низкою негативних наслідків. Це стосується деформації денної поверхні, відчуженням сільськогосподарських угідь та проривом шкідливих газів у атмосферу. У міру вигазовування вугільного пласта утворюються пустоти, межі яких підвладні комплексним напруженням. Під їхньою дією відбувається обвалення і зміщення порід гірського масиву, що у свою чергу призводить до небезпеки забруднення геосередовища.

Для вирішення цієї проблеми пропонується застосовувати ін'екційне закладання надвугільної товщі підземного газогенератора, шляхом нагнітання глинистих розчинів через різнонаправлені свердловини. Для цього за певною послідовністю застосовуються гравітаційна і напірна ін'екційні технології. Під дією напору 0,4-3,8 МПа ін'екційний розчин подається в порожнину породного розшарування [1]. У міру заповнення порожнини, закладний матеріал під дією сил гравітації просочується в глибину породного масиву. Зменшення об'єму закладного розчину в порожнині пов'язано із зміною тиску в закладному трубопроводі, що фіксується манометрами. При втраті тиску здійснюється підкачка ін'екційної суміші в область розшарування.

Для визначення параметрів ін'екційованого закладання породної товщі узяті геологічні умови проектної ділянки газифікації по пласту c_5 шахти ім. М.І. Сташкова ВАТ «Павлоградвугілля». Породне середовище представлено глинистими сланцями потужністю 9 - 11,5 м. Тріщиноваість масиву збільшується у міру наближення до області вигазовування пласта [2].

Визначення витрат глинистого розчину при ін'екціюванні порожнин і порушених порід шаруватого масиву над газогенератором здійснюється виразом:

$$G_3 = \frac{V_u \cdot p \cdot k_n \cdot (k_m - 1)}{[k_m \cdot (1 + k_n \cdot k_n)]},$$

де: V_u - об'єм закладального простору, м^3 ; ρ - густина розчину, т/м^3 ; k_n - коефіцієнт, що враховує втрати ін'єкційного розчину при транспортуванні і ін'єкціюванні; k_m - коефіцієнт тріщинуватості порід ін'єкційованого простору; k_n - коефіцієнт нормального в'язучого відношення; κ_n - коефіцієнт приведенного в'язучого відношення.

Ін'єкційна суміш повинна бути нейтральною до термохімічних процесів, що відбуваються при газифікації вугільного пласта на місці його залягання. В якості закладного матеріалу передбачається використати глинисті розчини на основі каолінових і битонітових глин із числом пластичності 20 - 30 і вмістом часток менш 0,05 мм у межах 20 - 25 %. Крім відомих властивостей глинистих розчинів, таких як дешевина й надійність, при зсуві порід, пластичний глинистий розчин у порівнянні із цементним каменем краще зберігає свої протифільтраційні властивості. При газифікації вугільного пласта випаровування води із глинистого розчину здійснюється повільніше ніж у цементних розчинах. Глиниста ін'єкційна суміш під впливом температур від 150 до 460 $^{\circ}\text{C}$ повільно втрачає свої транспортабельні властивості й спучуючись, збільшується в об'ємі, ізолюючи пори, тріщини й розшарування у породному масиві. Витрата ін'єкційного розчину, залежить від швидкості посування й довжини вогневого каналу підземного газогенератора, представлена у табл. 1.

Таблиця 1

Витрата ін'єкційного розчину

Швидкість посування вогневого вибою, м/доб.	Витрати ін'єкційного розчину, т/доб.		
	Довжина вогневого каналу газогенератора, м.		
	25	30	60
0,5	95,8	131,2	279,7
1,0	121,5	197,6	388,2
1,5	181,3	263,2	478,3

За даними геологічної маркшейдерської служб шахти, тріщинуваті гірські породи при відпрацюванні лав на дослідній ділянці пласта c_5 мають коефіцієнт проникності $K_{пр}$ від 237 до 1010 Дарсі, із коефіцієнтом свердловинності $m = 0.52$. З урахуванням горизонтальних деформацій, розмір тріщин у породах покрівлі у міру вигазовування пласта, зростає із інтенсивністю у межах 0,3-0,8. Потужність тріщиноватої товщі порід покрівлі складає $a = 6,7$ м.

Для ведення ін'єкційних закладних робіт застосовується глиниста суспензія у відношенні вода-глинисті породи 2 : 1, об'ємною вагою $\gamma = 1,69 \text{ т/м}^3$, структурною вязкістю $\mu = 0,00189 \text{ Н}\cdot\text{сек/м}^2$ та боковим напруженням зсуву $\tau_0 = 1,51 \text{ н/м}^2$. Напір нагнітання суспензії $P = 35,5 \cdot 10^4 \text{ н/м}^2$ [3].

Середній просвіт розкриття тріщин у породах визначається за виразом:

$$b = 4,83 \cdot \sqrt{\frac{K_{np}}{m}},$$

Радіус глинизації порідної товщі за умови нагнітання розчину:

$$R_{x,y} = \sqrt{\frac{\left[\frac{a \cdot k_{np} \cdot (P_1 - P_{2R})}{\mu} - BCR \right] \cdot 2T_{x,y}}{m \cdot \ln \frac{R}{r_0}}},$$

де $a = \frac{94,5}{108} = 0,88$ - відношення проникності пористого середовища у присутності структурної рідини і проникності для води,

$(P_1 - P_{2R}) = 35,5 \cdot 10^{-4}$ н/м² – перепад тиску,

$B = \frac{\tau}{\mu} = \frac{1,49}{0,00189} = 788,4$ сек⁻¹ - реологічна константа,

$C = \frac{m \cdot \gamma}{2} = \frac{0,52 \cdot 1,69}{2} = 0,44$ - геометрична константа,

$r_0 = 0,56$ - радіус нагнітальної свердловини, м.,

Визначаємо час Т ін'єкціювання за віссю Y:

$$T_y = \frac{\pi q m}{Q} \cdot \left[\frac{-R^2}{2} - b y^2 \cdot \ln \frac{R^2 - b y^2}{b y^2} \right],$$

де b_y – параметри розкриття порожнини розшарування за віссю Y.

Визначаємо час ін'єкції за віссю X:

$$T_x = \frac{\pi q m}{2Q} \cdot \left[(R_x - b_x)^2 - (2b_x + r_0)^2 \right],$$

де b_x - розмір розкриття порожнини розшарування за віссю X, м

На підставі проведених досліджень геомеханічних параметрів поведінки гірського масиву й температурного фактора при вигазовуванні вугільного пласта с₅ аналітично обґрунтовані параметри області ін'єктування порід покрівлі й вигазованого простору з урахуванням часу й простору (табл. 2).

Таблиця 2

Параметри області ін'єктування надвугільної товщі з урахуванням проникності порід за певний час

№	Час ін'єкції, година.		Середня проникність.	Середній просвіт тріщин	$\frac{R_x}{R_y}$	Радіус нагнітання	
	T_x	T_y				R_x	R_y
1.	0,5	0,5	894	$4,86 \cdot 10^{-3}$	2,48	7,2	2,9
2.	1,0	1,0			2,97	13,4	4,5
3.	1,5	1,5			3,38	18,3	5,4
4.	2,0	2,0			3,44	22,7	6,6

На рис. 1. показана область породної товщі, що вміщує газогенератор, ін'єкційована глинистим розчином залежно від тріщинуватості порід із урахуванням часу, тиску, розмірів порожнини розшарування та прогрівання порід покрівлі.

Параметри області ін'єктування породної товщі, що вміщає газогенератор, залежать від тріщинуватості порід, часу ін'єктування, тиску, розмірів порожнини розшарування й прогріву порід покрівлі.

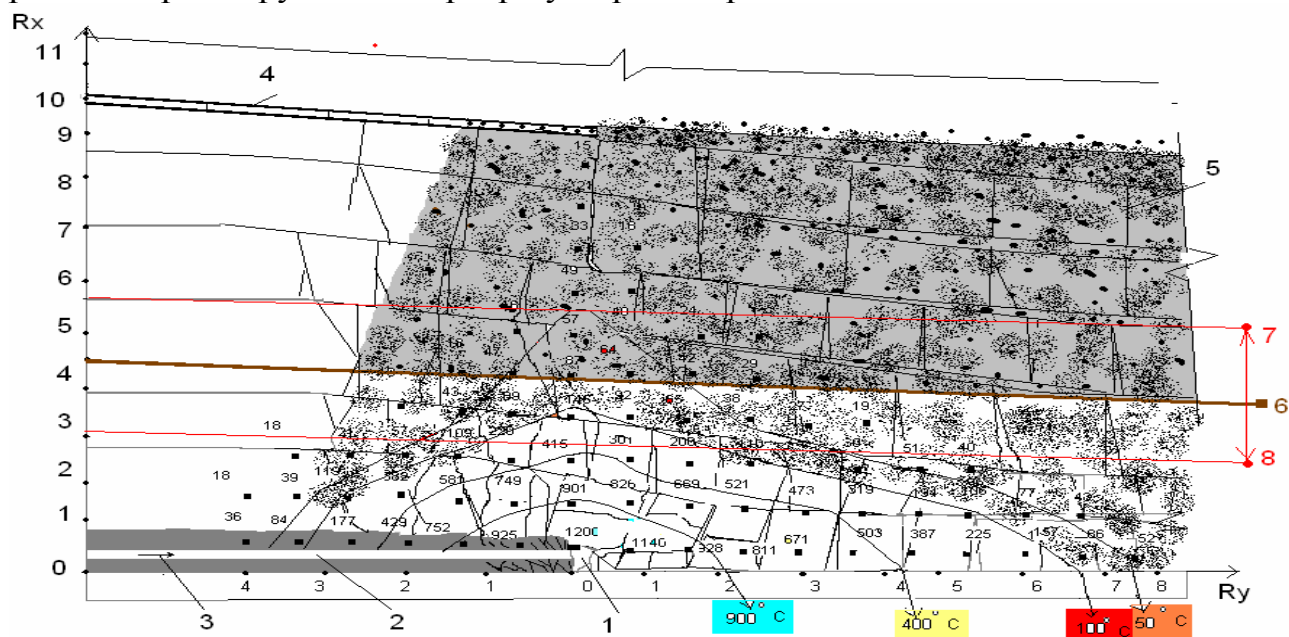


Рис. 1. Області ін'єкціювання породної товщі над газогенератором: 1 – реакційний канал газогенератора, 2 – дуттєва свердловина, 3 – напрямки руху дуттєвої суміші, 4 – закладна свердловина, 5 – ін'єкційно-закладний масив, 6 – нижня межа ін'єкціювання під дією тиску і часу, 7 – верхня межа температур, що впливає на властивості релаксації ін'єкційного глинистого розчину (40 - 180 °C), 8 – нижня межа дії температур 180 - 400 °C на глинистий розчин (зниження транспортабельної здатності, спучування і спекання глини до утворення конгломерату із деформованими породами покрівлі.) [4].

Опускання земної поверхні в умовах застосування ін'єкційного закладання при вигазовуванні вугільного шару c_5 будуть незначні й визначаються за виразом:

$$\Delta h = m \cdot (h_{\text{п}} \cdot K_y + m_3) \cdot K_v \cdot K_p,$$

де Δh - опускання земної поверхні при вигазовуванні вугільного пласта, м; m - потужність вугільного пласта, м; $h_{\text{п}}$ - висота закладеної порожнини, м; K_y - коефіцієнт усадки глиноцементної закладної суміші; m_3 - потужність залишків газифікації, м; K_v - коефіцієнт спучування порід; K_p - коефіцієнт розпушення.

У результаті розрахунку опускання земної поверхні при вигазовуванні вугільного пласта c_5 на шахті ім. М.І. Сташкова ВАТ «Павлоградвугілля» склало 0,24 м.

Слід зазначити, що згідно попереднього аналізу зсуву поверхні при підземній газифікації вугільних шарів потужністю 1-2 м, без ведення закладних робіт, становить 67 - 88 % від потужності вугільного шару [4].

Для підготовки, подачі й нагнітання глинистого розчину у породи покрівлі над газогенератором розроблений технологічний комплекс (рис. 2).

Втрати дуття й газу в підземному газогенераторі прямопропорційні площі розсіювання, тобто якщо $S_{\text{СКВ}} \rightarrow \infty$, то $\Pi \rightarrow \infty$ і навпаки. У результаті аналітич-

них досліджень отримані залежності втрат, при різних тисках і конструкціях підземного газогенератора, представлені на рис. 3.

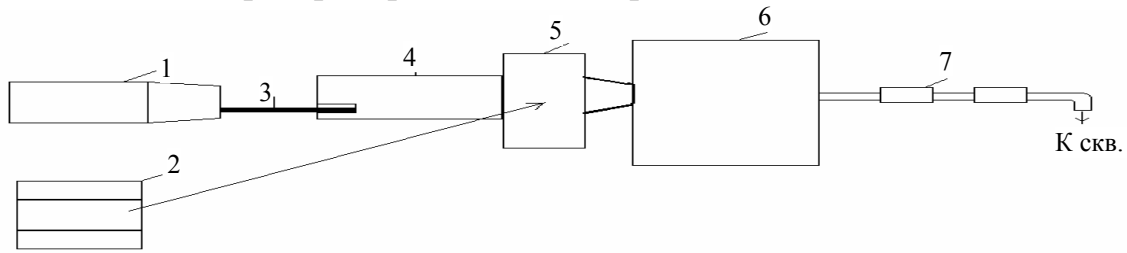


Рис. 2. Технологічний комплекс для приготування глинистих розчинів для ін'єкційного закладання при СПГВ. 1- бункер об'ємом 10 м^3 ; 2- ємність для води об'ємом 7 м^3 ; 3 - стрічковий конвеєр 3-382А; 4- вібросито СВ-1; 5- фрезерноструменевий млин ФСМ-7; 6 - ємність для глинистого розчину; 7 - насосна станція СБ-43Б (обладнана двома поршневими насосами високого тиску 205ВП-16/70).

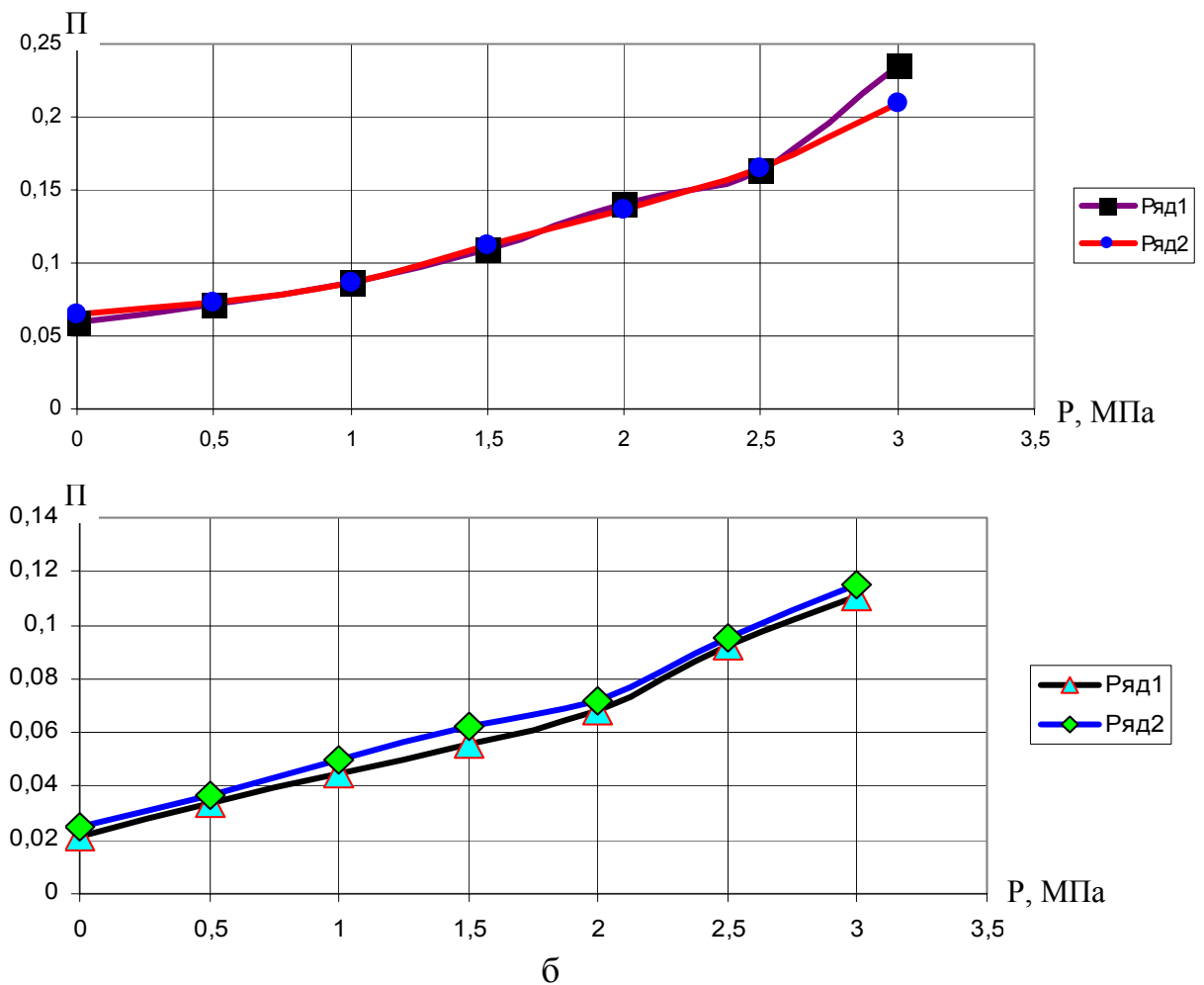


Рис. 3. Втрати дуття й газу при різному тиску залежно від конструктивних особливостей газогенератора: а – втрати дуття й газу, при конструкції газогенератора без ін'єкційного закладання надвугільної товщі, при різній площі розсіювання, б – втрати дуття й газу, при конструкції газогенератора із ін'єкційною закладкою надвугільної товщі, при різній площі розсіювання, 1ряд – при довжині вогневого каналу 30 м, 2ряд - при довжині вогневого каналу 25 м.

При збільшенні тиску з 1,0 до 3,0 МПа на вогневий вибій, втрати дуття й газу збільшуються й становлять 7,0 - 21,4%, при довжині вогневого каналу 25 м й 7,3 - 24,6 % зі збільшення довжини каналу до 30 м (рис. 3, а). Ці параметри різко знижуються при герметизації тріщинуватих порід покрівлі ін'єкційною закладною сумішшю. Так при зміні тиску в газогенераторі на 1- 3 МПа, втрати досягають 2,5 - 11,8 % (рис.3, б). Виключити втрати газової суміші у підземному газогенераторі неможливо у зв'язку із неоднорідністю порід і зміною їх властивостей у часі й просторі при вигазовуванні вугільного пласта. Таким чином, зменшення тріщинуватості порід, шляхом ін'єкції в зону порушення глинистих розчинів, дозволить зменшити міграцію високотемпературних продуктів СПГВ у породи, що вміщують підземний газогенератор. Зсуви і деформації порід сприяють проникненню продуктів газифікації у надвугільні породні шари, де адсорбційна здатність порід низька чи зовсім відсутня. Експерименти, проведені на підземних газогенераторах, при газифікації вугільних пластів, дали можливість вивчити кількісні і якісні параметри забруднення породного масиву розташованого в області газифікованого вугілля.

Для визначення параметрів забруднення продуктами термічного розкладання гірського масиву, при газифікації вугільного шару c_5 був виконаний розрахунок матеріального балансу процесу СПГВ із урахуванням витоків хімічних продуктів (конденсату) у порушені породи надвугільної товщі при різних конструкціях підземних газогенераторів (табл. 3).

Таблиця 3

Вихід хімподуктів СПГВ при різних сполуках дуття и конструкціях підземного газогенератора

Вид дуттєвої суміші	Вихід основних хімічних продуктів підземної газифікації вугілля (кг/доб).											
	Кам'яновугільна смола			Сирий бензол			Аміак			Сірка		
	Ідеальні умови	Без закладки	Із закладкою	Ідеальні умови	Без закладки	Із закладкою	Ідеальні умови	Без закладки	Із закладкою	Ідеальні умови	Без закладки	Із закладкою
O_2N_2	867	670,2	773,4	756	584,4	673	2030	1569,2	1806,7	163	148,7	155,4
$H_2O(пара)+O_2$	905	700	805,5	775	599	689,8	1813	1394	1601,4	146	135,6	141
$O_2(30-62\%)N_2$	967	747,5	861	831	624,4	739,6	1720	1330	1531	129	122,4	125,8
C_2+O_2	1004	776,1	893,6	914	706,5	813,6	1696	1311	1509,4	151	139,4	145,4
$C_2+O_2+(пара)$	983	760	874,9	940	726,6	837	1687	1304	1501,2	142	131,5	138,3

Виходячи з даних отриманих аналітичним шляхом, а також з досвіду роботи станцій «Підземгаз», можна констатувати, що сполучення хімічних продуктів СПГВ залежить не лише від якості вугілля, гірничо-геологічних умов, складу дуттєвої суміші але й від застосування у конструкціях підземних газогенераторів закладання надвугільної товщі порід і вигазованого простору.

Після згасання робіт із газифікації пропонується використати технологію «вимивання» водою газогенератора з метою вловлювання продуктів СПГВ, що залишилися після процесу у реакційному каналі й у породах що вміщують його. Отримані продукти СПГВ направляються на переробку, тепла енергія використовується для отримання електроенергії або для опалення.

На сучасному етапі розвитку технології, ступінь очищення продуктів підземної газифікації сягає 98,5 - 98,7%.

Нова конструкція підземного газогенератора із ін'єкційним закладанням підвищить екологічну безпеку й керованість процесом, зменшить площу поверхневого комплексу станції «Підземгаз», знизить витрати на монтажні й демонтажні роботи, і зменшить обслуговуючий персонал, що може дати додаткове зниження витрат.

Собівартість газу СПГВ, в умовах нової конструкції газогенератора у порівнянні зі старою (економічні показники по Лисичанській станції «Підземгаз» при газифікації вугільного шару І₈) представлена у табл. 4.

Таблиця 4

Собівартість продуктів газифікації СПГУ			
Найменування статей витрат	Витрати на 1000 м ³ газу СПГВ у грн.		Співвідношення витрат %
	Нова конструкція	Стара конструкція	
Буріння	26,43	28,69	8,6
Збійка	33,82	33,82	-
Газифікація	30,45	95,17	32
Інші	22,25	22,25	-
Собівартість	82,5	179,93	45,8

Результати виконаних досліджень знайшли відображення у робочій документації при складанні техніко-економічного обґрунтування доцільності будівництва станції «Підземгаз» ТЕС 3858-ПЗ, розробці робочого проекту експериментальної ділянки станції «Підземгаз» ВАТ «Павлоградвугілля» і методичної документації до визначення раціональних параметрів закладення свердловин при свердловинної підземної газифікації вугілля (СПГВ).

Висновок

1. Удосконалена конструкції підземного газогенератора дозволить знизити собівартість отриманого газу, у порівнянні із старою конструкцією на 45,8 %, що забезпечується за рахунок збільшення площі газифікованого вугілля у 2,2 рази, ступеня вигазовування вугільного шару на 7 % і підвищити теплотворної здатність газу на 61 %.

2. Застосування ін'єкційного закладання дозволить зменшити втрати дуття, газів і конденсату у підземній частині газогенератора від 4 до 8%, зменшити опускання земної поверхні над виробленим простором на 70 - 76 % від вигазованої потужності вугільного пласта.

3. Ведення процесу газифікації при високому тиску від 1 до 6 МПа, без розривів порідної товщі, при малих і середніх глибинах залягання вугільних пластів (70 - 350 м.), підвищує керованість процесу отримання газоподібного палива.

Література

1. Фальштынський В.С., Колоколов О.В., Табаченко Н.М., Котов Ю.В. Закладка вироботанного пространства при скважинній підземній газифікації угольних пластів (СПГУ). // Науковий вісник. НГА України. Дніпропетровськ. -2001.-№2 - С. 18-20.
2. Заславський Ю.З. и др. Инъекционное упрочнение горных пород. М.: Недра, 1984. – 176 с.
3. Коротаев Ю.П. Исследование движения газа через пористую среду и жидкость в применении к испытанию газовых скважин. // Труды ВНИИГаз т. 2 «Разработка газовых месторождений, транспорт и экономика природного газа». М.: Гостоптехиздат, 1958. - С. 26 - 47.
4. Фунт Е.А. Меры предупреждения прорыва газа ПГУ на поверхность при выгазовывании участков пластов близко расположенных к поверхности. // Подземная газификация углей. М.: ВНИИПодземгаз, 1958. - №4. - С. 40-43.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Бондаренко В.И.
Поступила в редакцию 30.08.06*

УДК 622.831.27

© Н.И. Лобков, А.И. Сергиенко, Л.Г. Сергиенко

МОДЕЛИРОВАНИЕ ХАРАКТЕРА ПОВЕДЕНИЯ ПОРОДНОГО МАССИВА НАД ВЫРАБОТАННЫМ ПРОСТРАНСТВОМ ЛАВ

Математическое моделирование характера поведения породного массива над выработанным пространством лав позволяет выявить зоны сдвижения горных пород, определить первичную посадку каждого слоя, напряженно-деформированное состояние горного массива, величину опорного давления и обеспечить безопасное ведение горных работ.

Математичне моделювання характеру поведінки породного масиву над виробленим простором лав дозволяє виявити зони зрушення гірських порід, визначити первинну посадку кожного шару, напружено-деформований стан гірничого масиву, величину опорного тиску та забезпечити безпечне ведення гірничих робіт.

Mathematical modeling of the feature of the behavior rock mass on worked out by space long face allows to reveal the zones of the moving rock mass, define primary boarding each layer, tense-deformed condition of the rock mass, value of the supporting pressure and provide safe conduct of the works mine.

Актуальность темы

При отработке угольных пластов происходит обрушение породных слоев над выработанным пространством лав. Обрушение кровли в призабойной части лавы приводит к аварийной ситуации на добычном участке. Так при залегании слабых пород в кровле пласта (крепостью $f \leq 5$ по шкале Протоdjeяконова, гл. сланцы, песчаные сланцы) происходит разрушение пород кровли пласта в зоне ПГД на мелкие фракции. При подходе лавы к разрушенной зоне происходит высыпание дробленых фракций пород в призабойную часть, образуя купола над секциями крепи. Секции крепи не имеют распора, что затрудняет дальнейшую эксплуатацию комплекса (рис.1).

Для устранения аварийной ситуации, выкладывают деревянные костры из брусев для придания секциям крепи распора. При этом снижается безопасность работ, повышается вероятность травматизма, простой участка, потеря добычи.

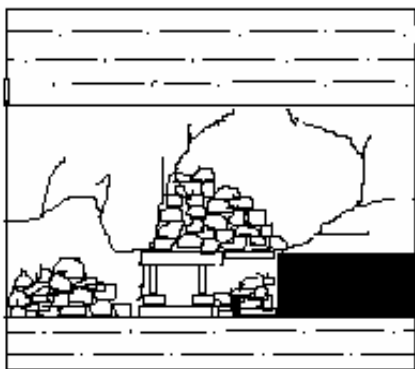


Рис. 1. Обрушения пород кровли мелкими фракциями



Рис. 2. Обрушения пород кровли крупными блоками

Все это сказывается на себестоимости угля. Если в кровле пласта залегают крепкие породы, происходит обрушение крупных блоков, что приводит к посадке механизированного комплекса «нажестко». При изъятии секций из-под блоков применяют буровзрывные работы, что в свою очередь приводит к разрушению секций крепи и выхода их из эксплуатации (рис. 2). Опять же это приводит к значительной потере добычи и сказывается на себестоимости угля.

Таким образом, разработка методов прогноза поведения кровли над очистным забоем является сегодня **актуальной** задачей.

Исследованию сдвижения породного массива над выработанным пространством лав уделено вниманию таких выдающихся в горной науке ученых: Конлыбаевой Ж.М., Борисова, Турчанинова, Кузнецова, Хохлова И.В., Фисенко Л.Г. и др. В них отмечалось, что над выработанным пространством лав происходит последовательное сдвижение породных слоев в направлении от выработанного пространства до поверхности. Однако до сих пор не было определено, сколько и какие породные слои участвуют в формировании опорного давления. Т.е. не была определена методика прогнозирования характера поведения породного массива при отработке угольных пластов.

Цель, задачи исследования

Целью работы является разработка метода прогноза поведения породных слоев над выработанным пространством лав.

Для достижения цели решаются следующие задачи:

- 1) Изучение структуры и характеристик пород горного массива;
- 2) Определение предельного пролета каждого слоя, разделение слоев на группы и определение предельного пролета каждой группы;
- 3) Установление зоны сдвижения пород;
- 4) Исследования и моделирование напряженно-деформированного состояния (НДС) горного массива методом конечных элементов;
- 5) Изучение механизма формирования опорного давления.
- 6) Выявление «опасных зон» НДС горного массива. *Основная часть*

Изучение структуры и характеристики пород горного массива производится с использованием данных геологической разведки.

По геологоразведочным скважинам строится геологический разрез (рис.3). По паспортным данным для каждого типа пород определяются его

прочностные свойства: предел прочности породы на сжатие и растяжения, коэффициент бокового распора и удельный вес породы.

Для каждого слоя приведенного геологического разреза можно определить предельный пролет. Предельным пролетом называют величину зоны обнажения породного слоя, при которой напряжения, возникающие при изгибе слоя, достигли величин прочностных характеристик, т.е. это максимальное значение пролета кровли, любое превышение которого приведет к разрушению и обрушению слоя (рис. 4).

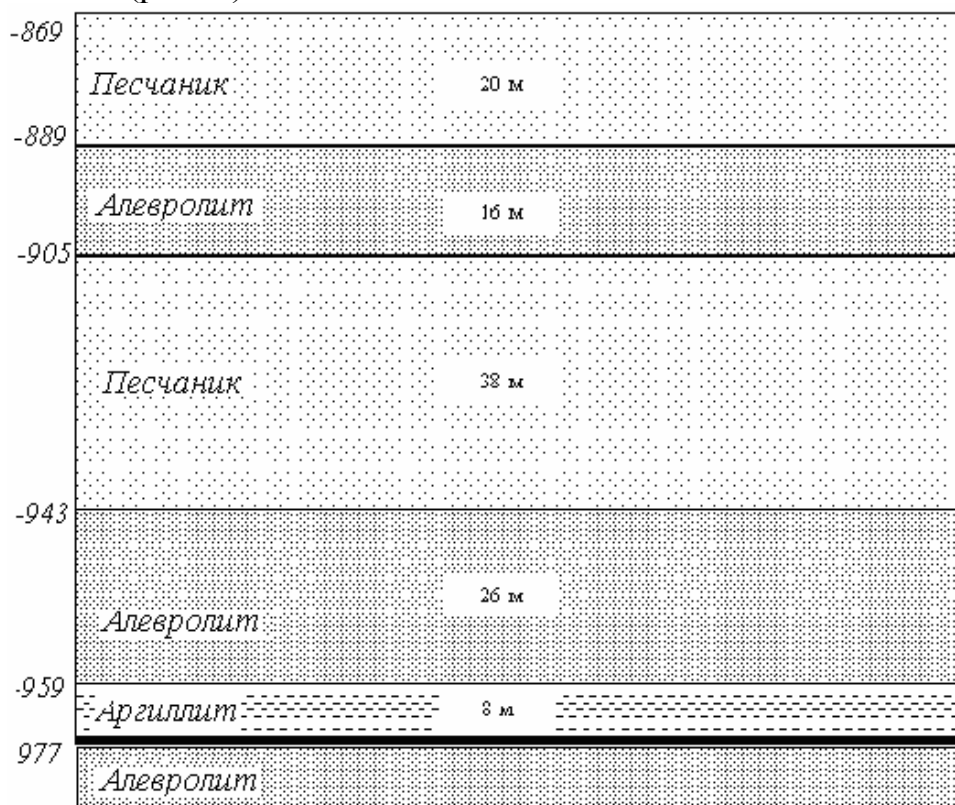


Рис. 3. Геологический разрез, построенный по данным геологоразведочных скважин

На рисунке 4 показан предельный пролет кровли, при котором растягивающие напряжения на верхней кромке слоя σ_p и сжимающие на нижней кромке слоя $\sigma_{сж}$ достигают соответствующего предела прочности породы.

Предельный пролет слоя можно определить, используя выражение Г.Л.Фисенко [1], описывающее предельное состояние породы в условиях сжатия с растяжением. Это выражение является также статическим критерием обрушения слоя.

$$\sigma_{nc} = \sigma_o \left(1 - \frac{\sigma_{np}}{\sigma_p} \right) \quad (1)$$

где σ_{nc} – допустимое нормальное сжимающее напряжение при одновременном действии бокового растягивающего напряжения σ_{np} ;

σ_o и σ_p – предел прочности породы соответственно на сжатие и растяжения, МПа;

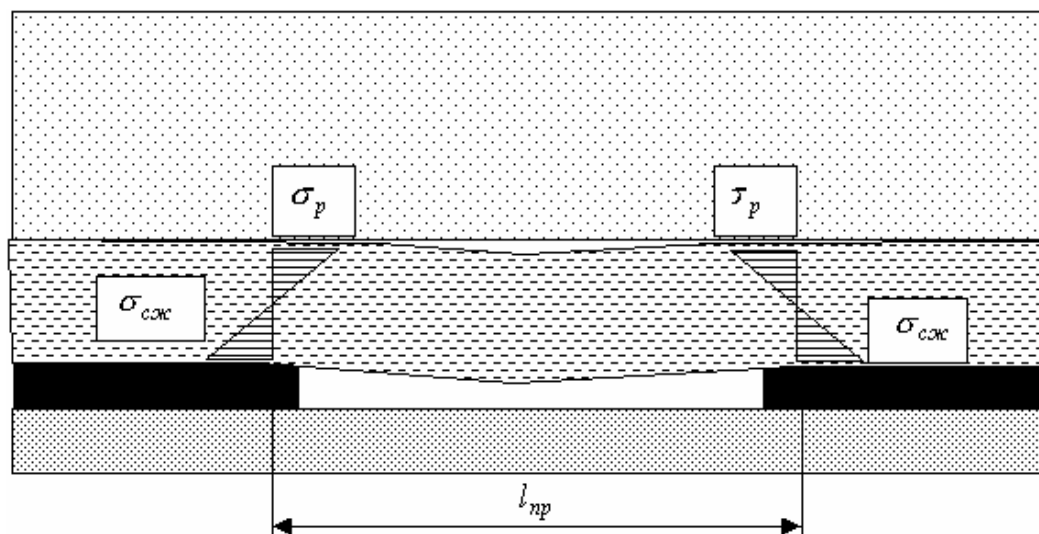


Рис. 4. Предельный пролет породного слоя

Путем подставления в выражение (1) значений действующих σ_{nc} и σ_{pr} , получено решение [1] для определения предельного пролета слоя:

$$l = \sqrt{\left(\frac{\sigma_o \cdot h}{7 \cdot \sigma_p}\right)^2 + \frac{h}{\gamma}(\sigma_o - 2\lambda\gamma H) - \frac{\sigma_o \cdot h}{7\sigma_p}}, \text{ м} \quad (2)$$

где l – предельный пролёт слоя, м;

h – мощность рассчитываемого слоя, м;

λ – коэффициент бокового распора;

γ – удельный вес породы, МН/м³;

H – глубина залегания слоя, м.

Расчет предельных пролетов породных слоев по вышеприведенному выражению (2) позволяет предварительно сравнить величины пролетов и определить более устойчивые слои (с большим пролетом) и менее устойчивые (с меньшим пролетом). Очевидно, что мощные и прочные слои испытывают на себе пригрузку, обрушившихся менее прочных вышележащих породных слоев [2,3]. Таким образом, весь массив в кровле пласта делится на группы слоев, в которых нижний слой является несущим, и соответственно концентратором напряжений, а вышележащие менее устойчивые слои служат ему пригрузкой. Эти группы слоев играют решающую роль в формировании опорного давления.

Предельный пролет несущего слоя (группы слоев) из-за пригрузки будет иметь меньшую величину и может быть определен из выражения [4]:

$$l = h \sqrt{\left[\frac{\sigma_o \cdot h}{7\sigma_p(h + \Sigma h_i)}\right]^2 + \frac{\sigma_o - 2\lambda\gamma H}{\gamma(h + \Sigma h_i)} - \frac{\sigma_o \cdot h^2}{7\sigma_p(h + \Sigma h_i)}}, \text{ м} \quad (3)$$

где Σh_i – суммарная мощность слоев пригрузки, м.

Однако, в зависимости от глубины разработки, размера выработанного пространства, т.е. практически от количества последовательно отработанных выемочных полей лав, в сдвигении и формировании опорного давления участвует определенное число породных слоев.

Рассматривая каждый породный слой до первичной посадки, как тонкую плиту, считая среду однородной и изотропной, можно утверждать, что максимальный прогиб такой плиты, независимо от характера ее заделки, будет иметь место в центре. И рассчитывать его можно, как для балки-полоски единичной ширины [5]. Количество прогибающихся над выработанным пространством слоев определяется зоной сдвигения.

По мере отхода очистного забоя от разрезной печи можно установить зону сдвигения, по углу прогиба и углу обрушения породного слоя. Значения этих углов получены экспериментальным путем. Угол прогиба φ является углом между горизонтальной осью и линией, соединяющей точки начала прогибов для нижней A и верхней B граничных линий породного слоя, и составляет $(45-50^\circ)$ Угол наклона линии обрушения ψ составляет $76-80^\circ$ по отношению к горизонту (рис. 5).

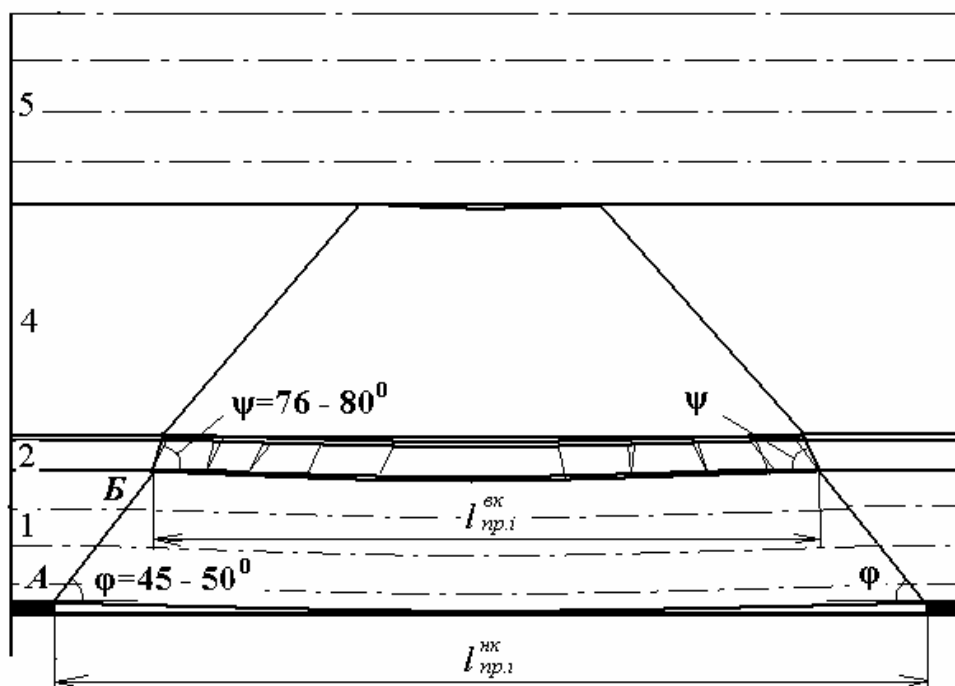


Рис. 5. Модель поведения породного массива над выработанным пространством лав: $l_{np.1}^{вк}$ и $l_{np.1}^{нк}$ - соответственно предельный пролет верхней и нижней кромок первого слоя, м; 1, 2, 3, 4, 5 – порядковый номер слоя.

Определение зоны сдвигения пород над выработанным пространством, по мере отхода лавы от разрезной печи, дает возможность:

- определить количество групп породных слоев, оказывающих решающее влияние на формирование опорного давления;
- рассчитать величину опорного давления впереди очистного забоя;
- определить шаг первичной посадки каждой группы слоев.

Подтверждением возможности использования вышеизложенного алгоритма расчета для определения шага первичной посадки кровли в лаве стали результаты исследований характера поведения массива пород с помощью конечно-элементной модели программного комплекса Ansys для различных размеров выработанного пространства от 25 до 200 м.

Полученные результаты изменения НДС модели позволили определить зоны деформаций, зоны концентраций напряжений и установить характер взаимодействия слоев (рис.6).

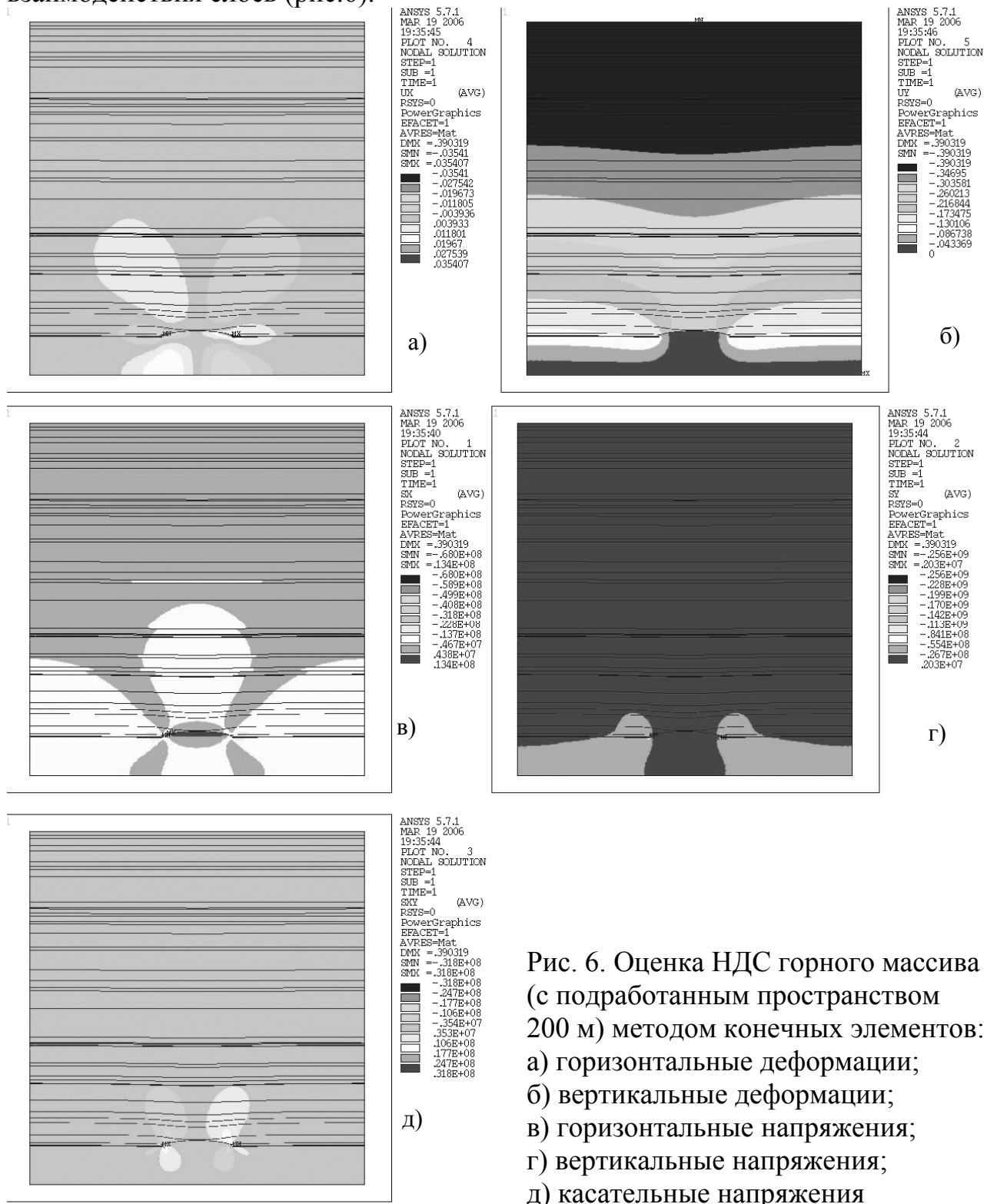


Рис. 6. Оценка НДС горного массива (с подработанным пространством 200 м) методом конечных элементов: а) горизонтальные деформации; б) вертикальные деформации; в) горизонтальные напряжения; г) вертикальные напряжения; д) касательные напряжения

На рис. 6 в, 6 г, 7 в, 7 г показано формирование распределения горизонтальных и вертикальных напряжений при отходе лавы на 200 м от разрезной печи.

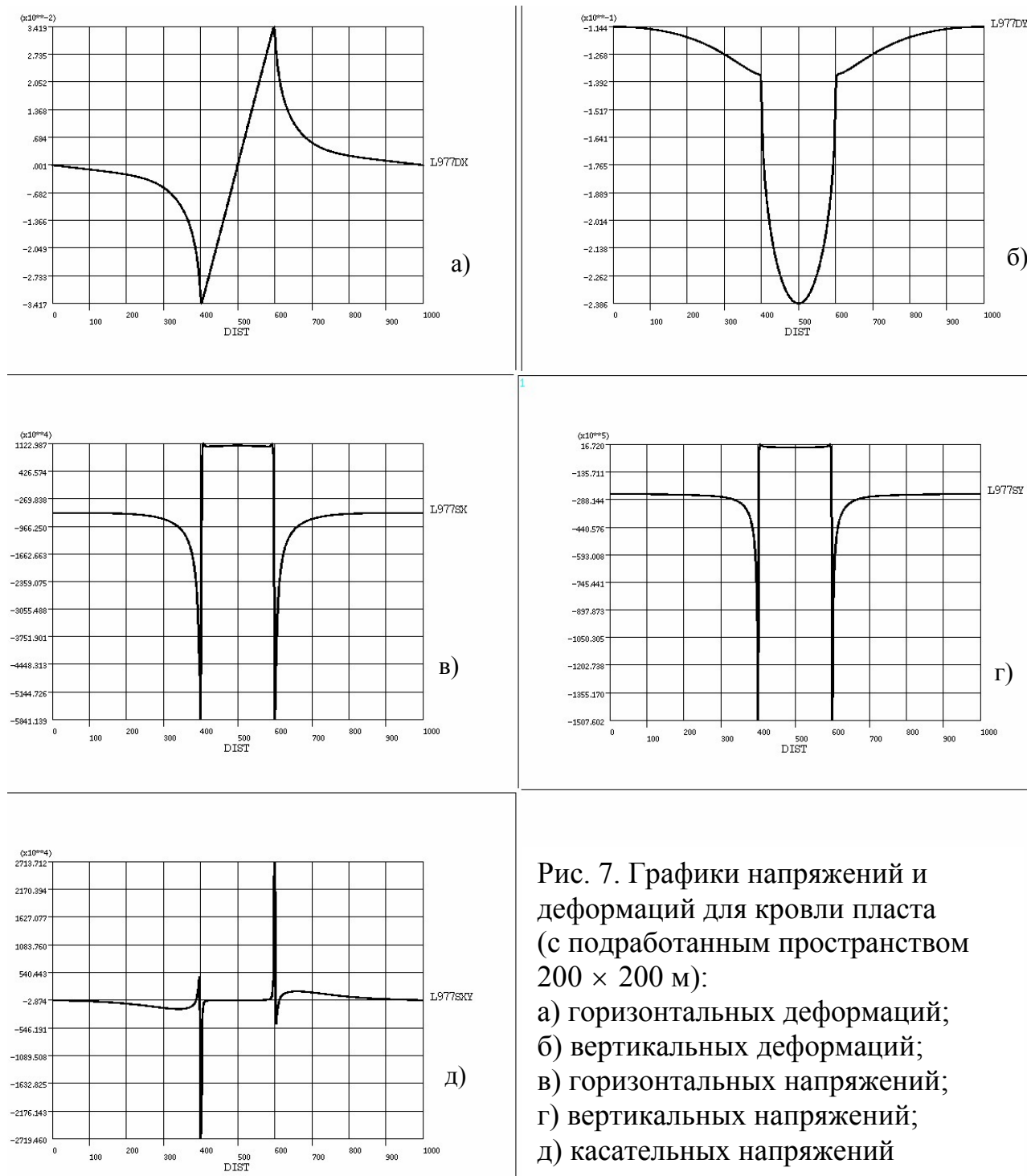


Рис. 7. Графики напряжений и деформаций для кровли пласта (с подработанным пространством 200×200 м):

- а) горизонтальных деформаций;
- б) вертикальных деформаций;
- в) горизонтальных напряжений;
- г) вертикальных напряжений;
- д) касательных напряжений

Результаты моделирования показывают, что вследствие прогиба слоев над выработанным пространством, происходит изменение напряжений в этих слоях. Изменение изолиний напряжений, приведенные на рисунке 8, подтверждают величину угла наклона линии прогиба слоя φ , установленную экспериментальным путем. Изолиния нулевых вертикальных напряжений в исследуемом слое наклонена к горизонту под углом 45° - 50° .

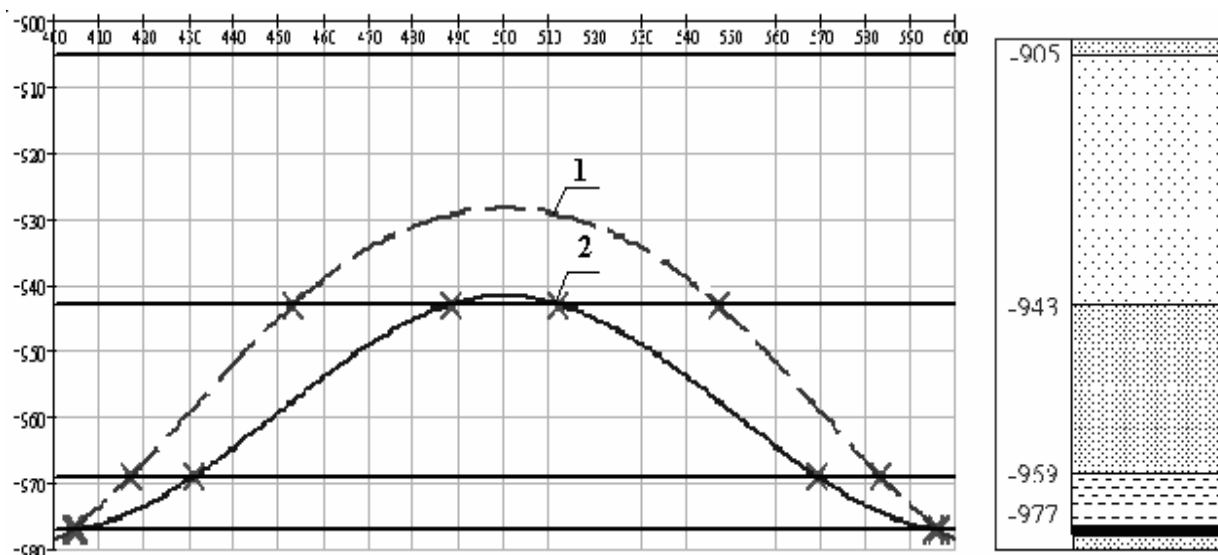


Рис. 8. Изолинии нулевых вертикальных (1) и горизонтальных (2) напряжений

По вышеизложенному алгоритму для прогнозирования поведения породных слоев разработана программа на языке Visual Basic 6. При этом получена графическая интерпретация зоны сдвижения, определены группы слоев, получены числовые величины предельного пролета каждой группы, выявлена первичная посадка каждой группы слоев. Авторская программа выполняет все выше описанные задачи, включая прогноз поведения породного массива (рис.9 а, б).

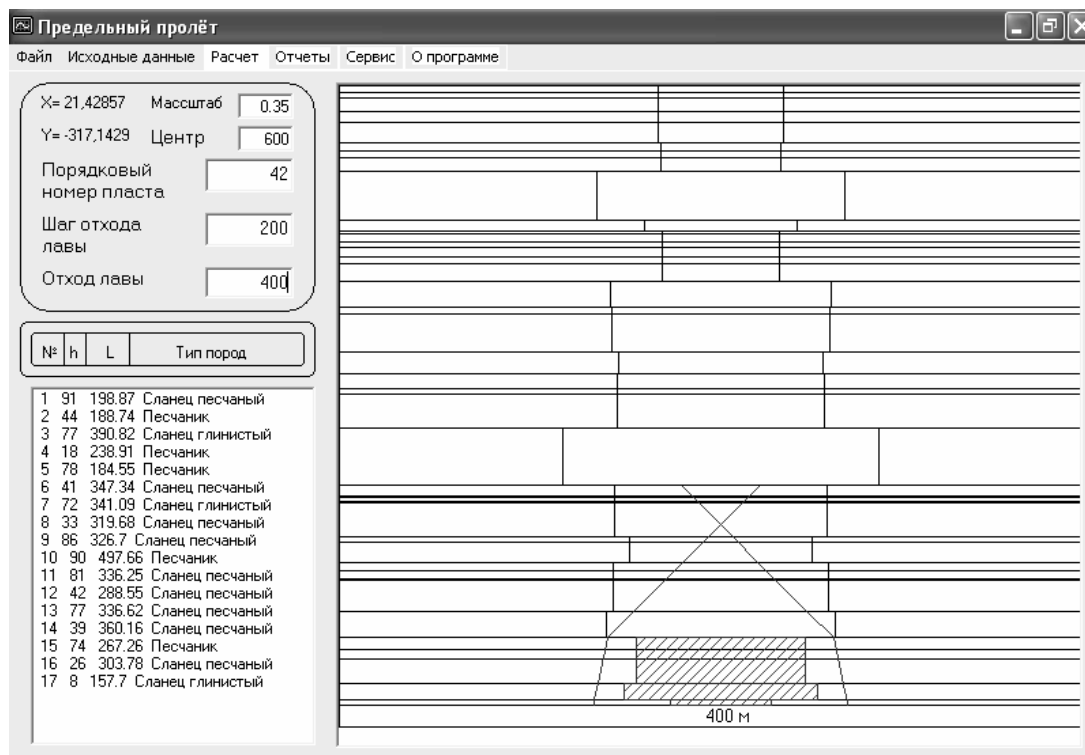


Рис. 9а. Прогноз обрушения пород кровли с помощью программы «Предельный пролет»

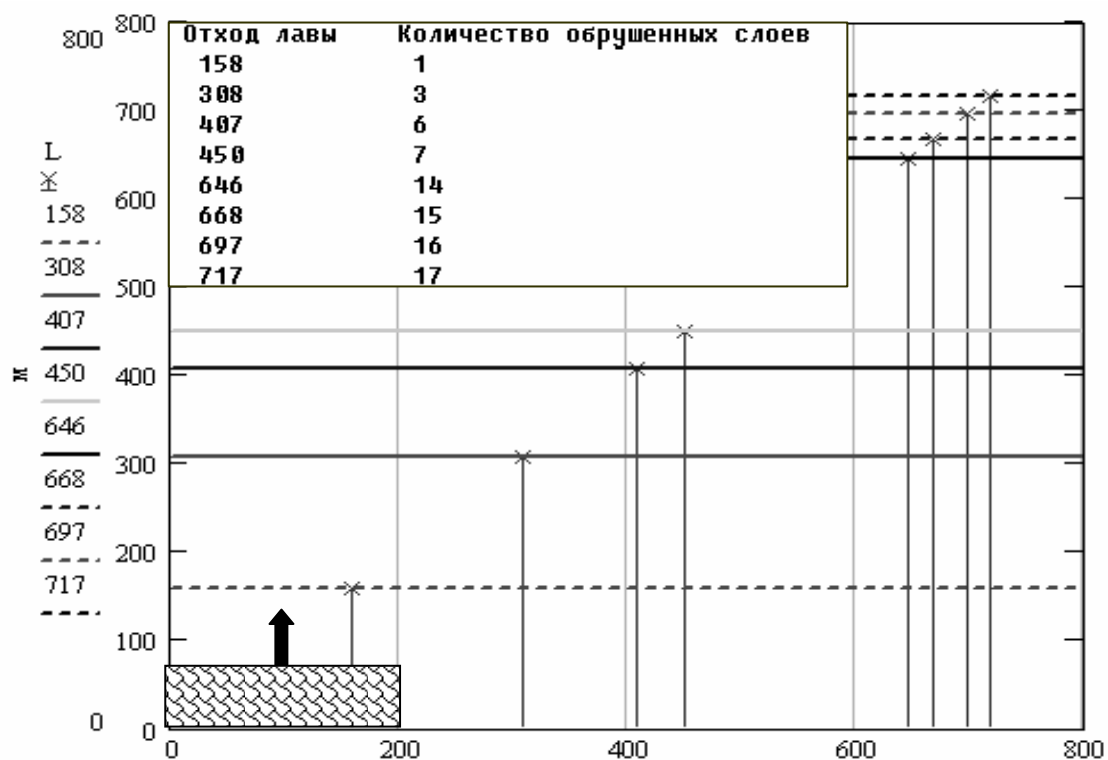


Рис. 96. Анализ первичных посадок группы слоев породного массива

Полученные результаты исследований и расчетов позволяют с достаточной степенью точности определить величину опорного давления на угольный пласт, как сумму давлений отдельных слоев или групп слоев, ограниченных зоной сдвижения.

$$P = \sum P_i + \gamma H, \text{ МПа} \quad (4)$$

где P_i – давление группы слоев на опору, МПа.

$$P_i = \frac{1}{2S} \cdot \gamma \cdot (h + \sum h_i) \cdot l \cdot a, \text{ МПа} \quad (5)$$

где S – единичная площадка, куда приложена сила P , м^2 ; a – единичная ширина балки-полоски, м.

Заключение

1. Изучение структуры вмещающего массива и характеристик пород по данным геологоразведочных скважин позволяет установить характер взаимодействия породных слоев над выработанным пространством, разбить слои на группы по их несущей способности.

2. Определенные в результате исследований углы наклона линий изгиба и обрушения породных слоев, позволяют оконтурить зону сдвижения пород кровли для любых условий разработки угольных пластов и определить количество породных слоев, и групп слоев, участвующих в сдвижении над выработанным пространством.

3. Определение величины предельного пролета слоя или группы слоев дает возможность установить шаг первичной посадки кровли в лаве на стадии проектирования очистных работ.

4. Зная количество породных слоев или групп слоев, входящих в зону сдвижения, а также величины их предельных пролетов, можно определить величину опорного давления на угольный пласт при проектировании очистных работ.

Литература

1. Фисенко Г.Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок. – М.:Недра, 1976.- 272с.
2. Болгожин Ш. А-Г., Клиновицкий Ф.И. Геомеханические условия охраны подготовительных выработок при отработке угольных пластов. - Алма-Ата: Наука, 1982.-88с.
3. Хохлов И.В. Комплексное исследование массива горных пород. - М.: Наука, 1986.- 163с.
4. Лобков Н.И. Исследование сдвижения породных слоев над очистными выработками пологих пластов. -В сб. Материалы международной научно технической конференции «Проблемы механики горно-металлургического комплекса» г. Днепропетровск, 2002.-С.175-176.
5. Бубнов И.Г. Труды по теории пластин. - Гос. изд-во технико-теоретической литературы. - М. - 1953. - 423 с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Кочурой Е.В.
Поступила в редакцию 01.09.06*

УДК 553.41+(477)

© А.А. Глухов

СЕЙСМИЧЕСКИЕ ВОЛНОВЫЕ ПОЛЯ, РЕГИСТРИРУЕМЫЕ НА УГОЛЬНЫХ ПЛАСТАХ ДОНБАССА ПРИ РЕШЕНИИ ЗАДАЧ ШАХТНОЙ СЕЙСМОРАЗВЕДКИ

В данной статье приведен анализ структуры отраженного от тектонического нарушения волнового поля с учетом стадии эпигенеза углевмещающей толщи и приведены практические примеры выделения информативных волновых пакетов.

У даній статті стосовно використання методу відбитих хвиль в шахтній сейсморозвідці наведено аналіз структури відбитого від тектонічного порушення хвильового поля з урахуванням стадії епігенеза вуглевміщуючої товщі та наведені практичні приклади виділення информативних хвильових пакетів.

In this article as it applies to the use of method of the reflected waves in mine seismic prospecting the analysis of structure of the waving field reflected from tectonic violation is resulted taking into account the stage of coal contain formation and the practical examples of selection of informing waving packages are resulted.

Шахтная сейсморазведка базируется на использовании систем критериев, основанных на анализе амплитудных, частотных, скоростных и иных характеристик информативных волновых пакетов [1]. Они ориентированы на использование различных прогнозных методик применительно к большому числу типов геологических нарушений. Наиболее типичный тип нарушений угольных пластов Донбасса – тектонические нарушения. При этом по данным [2] около 45 % шахтопластов относятся к простому типу (по классификации дизъюнктивной нарушенности), около 10 % - к среднему, 15 % и 30 % - к сложному и весьма сложному типам соответственно. Большинство систем прогнозных критериев разработаны на основе использования методов математического моделирования применительно к использованию метода сейсмопросвечивания (МСП) [1]. Это объясняется, в первую очередь, спецификой МСП, базирующегося на анализе

кинематических и динамических характеристик волнового поля. Только отдельные работы, результаты которых обобщены в монографии [1], посвящены анализу характеристик отраженных от тектонических нарушений волновых пакетов. Однако, в вышеупомянутых исследованиях не был дан анализ структуре отраженного волнового поля. Примененная для расчетов физико-математическая модель, опирающаяся на использовании уравнений Ламе в классической однородной форме, не позволила в должной мере учесть неоднородность физико-механических характеристик пород в зоне влияния нарушения. Решение рассматривалось вне зависимости от стадии эпигенеза углевмещающей толщи, что значительно ограничивает круг решаемых задач.

В связи с этим, данная статья посвящена актуальной задаче: анализу структуры отраженного от тектонического нарушения волнового поля и выделению информативных волновых пакетов с учетом стадии эпигенеза углевмещающей толщи.

Как показано в [3], характерные сейсмогеологические разрезы угольных пластов Донбасса можно разделить на две группы (по акустическим свойствам волновода). К первой группе относятся волноводы простого строения, где при мощности угольного пласта мощностью до 1м, будут наблюдаться только боковые волны сдвига и сжатия. При увеличении мощности угольного пласта можно ожидать наблюдения «классических» каналовых волн. Вторая группа характеризуется волноводом сложного строения, состоящего из самого угольного пласта и аргиллита в кровле либо почве. В этом случае при мощности аргиллита более 0.5м будут наблюдаться боковые волны сжатия и сдвига, а также каналовые волны, формируемые волноводом «угольный пласт + аргиллит». Если мощность угольного пласта более 1.5м, то возможно наблюдение второй каналовой волны, порождаемой волноводом «угольный пласт». Исходя из этого, анализ процесса формирования отраженного сигнала был проведен для обеих групп характерных сейсмогеологических разрезов. Математическое моделирование проводилось на более чем 150 вариантах моделей по методике, которая использовалась в [1, 3]. Моделировался угольный пласт мощностью 0,9 метров, который пересекается на расстоянии $R=105$ м тектоническим нарушением, располагающимся перпендикулярно к плоскости напластования. Расстояние до нарушения соответствует реальному диапазону применимости МОВ и МСЛ. Моделировался удар тампером перпендикулярно стенке выработки в направлении распространения волны. Теоретические расчеты и последующий анализ проводился по группам, включающим либо отдельные марки угля, либо наборы таковых.

Рассмотрим случай, когда волновое поле образуется волноводом простого строения. На рис. 1 для сравнения изображены теоретические сейсмограммы волн поляризации PV и SV , полученные на моделях углевмещающих толщ с различными стадиями эпигенеза. Поле формируется симметричными волноводами простого строения, состоящими из угольного пласта в песчанике. Для удобства анализа сейсмограммы продольных и поперечных волн показаны совместно (с нормировкой амплитуды на максимальное значение по паре сейсмограмм). У сейсмограмм поляризации PV закрашены контура положительных

значений смещений, а у сейсмограмм поляризации SV – отрицательных. На сеймотрассах вне зависимости от степени эпигенеза наблюдаются три волновых пакета. Первые два имеют простое строение, а последний пакет можно условно разделить на две составляющие – низкочастотную и высокочастотную. При этом низкочастотная имеет более высокую амплитуду.

Чтобы разобраться в природе волновых пакетов рассмотрим фрагмент набора теоретических сейсмограмм, полученных для угля марки Б, представленный на рис. 2. Они соответствуют первым двум десяткам сеймоприемников, расположенным вдоль пласта от источника колебаний к нарушению. Хотя, как уже говорилось выше, такие угли не характерны для Донбасса, но в данном случае такой подход оправдывает себя по двум причинам:

- структуры исследуемых теоретических сейсмограмм одинаковы для всех стадий эпигенеза;
- для модели, основанной на углях марки Б волновые пакеты наблюдаются раздельно с четко прослеживаемыми интервалами между ними.

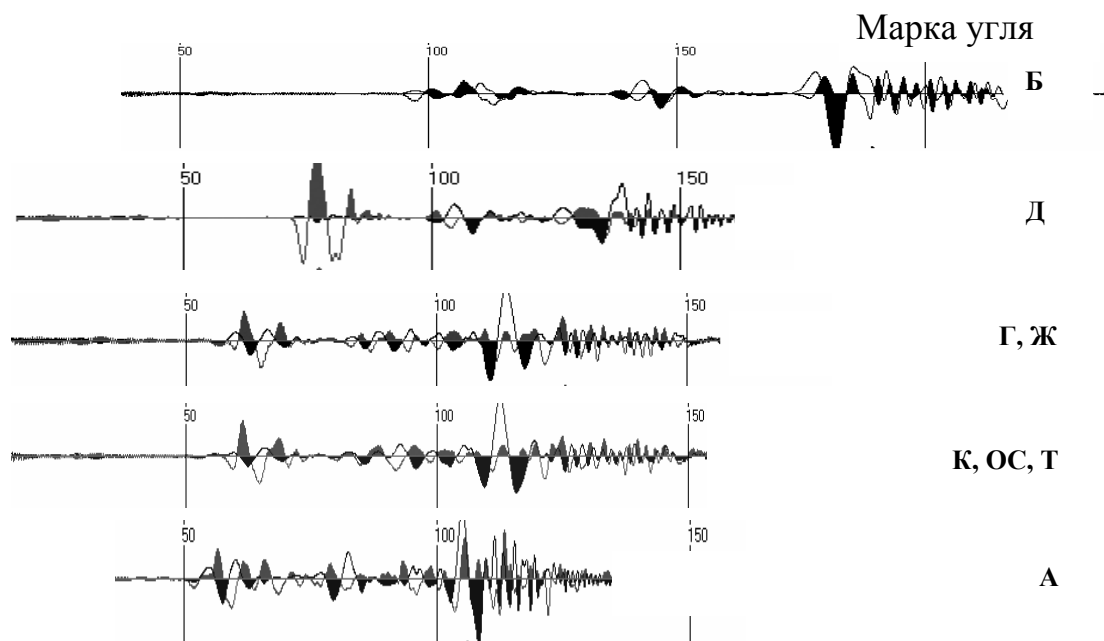


Рис. 1. Примеры теоретических сейсмограмм, полученных на моделях углевмещающих толщ с различными стадиями эпигенеза. Поле формируется симметричными волноводами простого строения, состоящими из угольного пласта в песчанике

На представленных теоретических сейсмограммах мы можем наблюдать, как формируются волны, образованные источником колебаний и распространяющиеся по направлению к тектоническому нарушению. Единый цуг постепенно разделяется на волновые пакеты, образованные боковыми продольными (на рис. 2 пакет обозначен литерой A) и поперечными (B) волнами, а также высокочастотными колебаниями (B), которые согласно являются структурными составляющими боковых волн сдвига и имеют характеристики близкие к каналовым волнам. Отражаясь от нарушения, продольная боковая волна (A) создает

отраженную продольную боковую волну (AA) и отраженную обменную поперечную боковую волну (AB). В то же время, поперечная боковая волна (B) создает отраженную поперечную боковую волну (BB) и отраженную обменную продольную боковую волну (BA). Высокочастотные колебания (B) создают отраженный пакет (BB). Четкое прослеживание годографов рассматриваемых волн по всей совокупности сейсмограмм и совпадение с точностью до 2-3% скоростных характеристик волновых пакетов позволяет говорить о том, что данная интерпретация является верной.

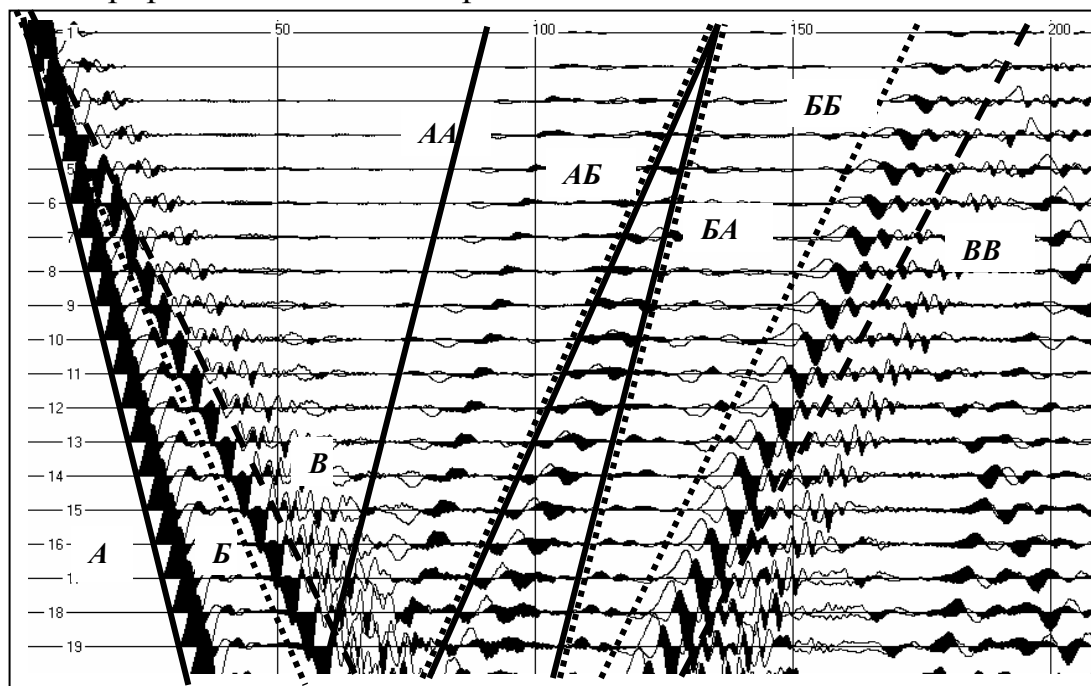


Рис. 2. Фрагмент набора теоретических сейсмограмм, полученных для угля марки Б. Сейсмоприемники, расположены вдоль пласта от источника колебаний к нарушению. Поле формируется симметричными волноводами простого строения, состоящими из угольного пласта в песчанике

Анализ теоретических сейсмограмм, полученных для моделей с углями марок Д, Ж и А показал, что во всех случаях присутствуют те же волновые пакеты за исключением обменной отраженной продольной боковой волны. Она может быть выделена только на моделях с углями марок Б и А вблизи нарушения. Её амплитуда в 3-4 раза меньше, чем амплитуда обменной поперечной боковой волны. Поскольку эти два волновых пакета проходят одинаковое расстояние с одинаковой средней скоростью, равной полусумме скоростей волн сдвига и волн сжатия в породе, они будут формировать единый пакет (с доминантой поперечной боковой волны). Вышеописанные расчеты были выполнены без учета зависимости коэффициента затухания от частоты. Они позволили определить полный набор волновых пакетов, который можно будет наблюдать при условии применения мощного источника, способного генерировать достаточную для успешной регистрации высокочастотную составляющую колебаний.

Как показал результат анализа характерных частотных спектров сигнала, наблюдается подобие частотных характеристик отраженных волн для некоторых стадий метаморфизма углей. На рис. 3 приведены характерные частотные

спектры волнового поля, полученные на моделях угле вмещающих толщ с углями различных марок, а на рис. 4 - характерные частотные спектры волновых пакетов различной природы, полученные на моделях угле вмещающих толщ с углями марки Ж.

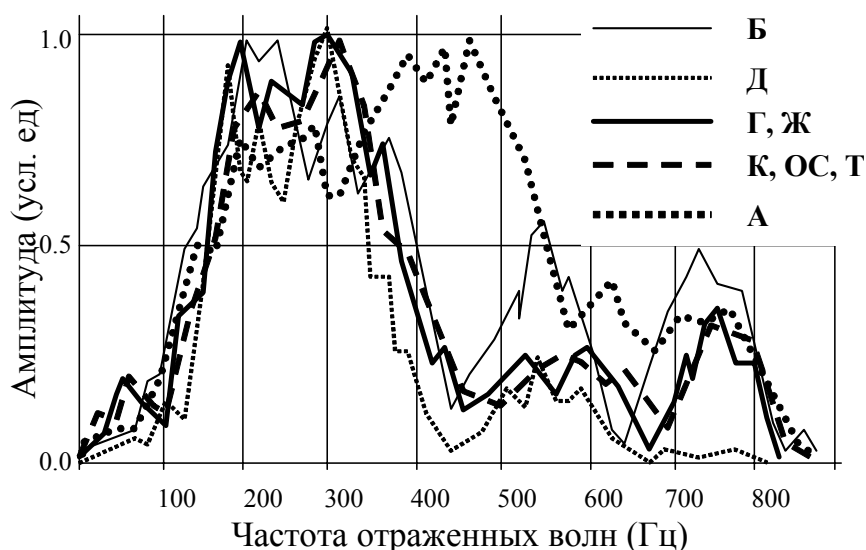


Рис. 3. Характерные частотные спектры отраженного волнового поля, полученные на моделях угле вмещающих толщ с углями различных марок. Поле формируется симметричными волноводами простого строения, состоящими из угольного пласта в песчанике

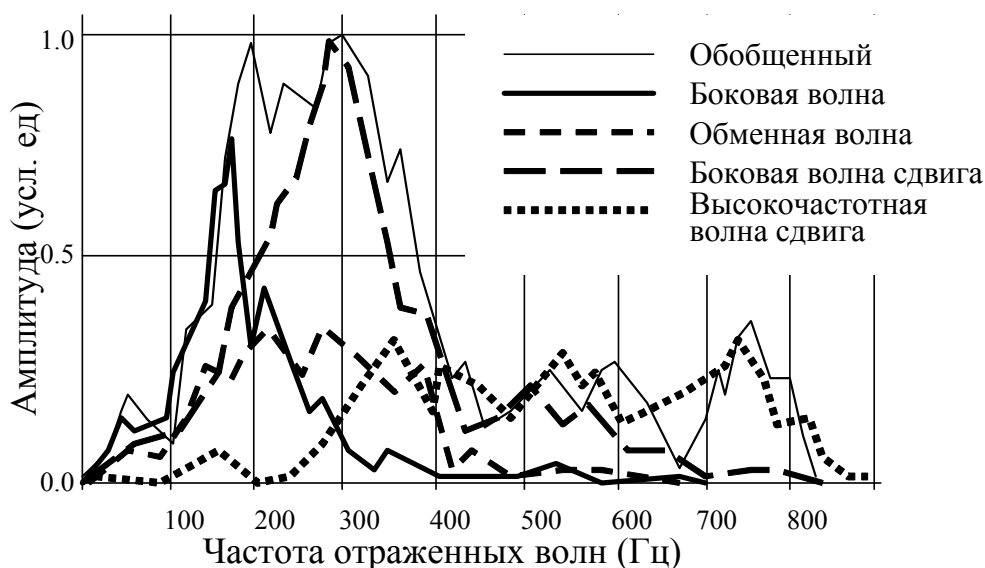


Рис. 4. Характерные частотные спектры отраженных волновых пакетов различной природы, полученные на моделях угле вмещающих толщ с углями марки Ж

В характерных спектрах присутствуют две группы максимумов. Низкочастотные максимумы с диапазоном от 100 до 400 Гц (для всех типов угля) соответствуют в большей мере боковым волнам, причем продольные волны имеют частотный диапазон от 50 до 200 Гц. Поперечные волны и обменные волны

имеют более широкий частотный диапазон от 50 до 350 Гц в зоне максимума амплитуды, а высокочастотная часть пакета с частотой 150-750 Гц образует вторую группу максимумов (см. рис. 4). Положение второй группы максимумов для разных моделей различно. Например, для угля марки Б характерны два локальных максимума на частотах 500 - 600 и 700 - 750 Гц; для угля марки Д характерен только один максимум на частотах 450 - 600 Гц. Частотные спектры, полученные на моделях с углями от марки Г до марки Т подобны. Для них характерны два локальных высокочастотных максимума на частотах 480 - 650 и 700 - 750 Гц. Интересен спектр, полученный для угля марки А, для которого характерен очень широкий диапазон частот первой группы максимумов (от 100 до 550 Гц) за счет более широкого спектра боковых волн сдвига.

Рассмотрим случай, когда волновое поле образуется волноводом сложного строения. На рис. 5 изображены теоретические сейсмограммы волн поляризации PV и SV , полученные на моделях углевмещающих толщ с различными стадиями эпигенеза, где поле формируется волноводами сложного строения, состоящими из угольного пласта (мощностью 1 м) и аргиллита (2 м) в песчанике.

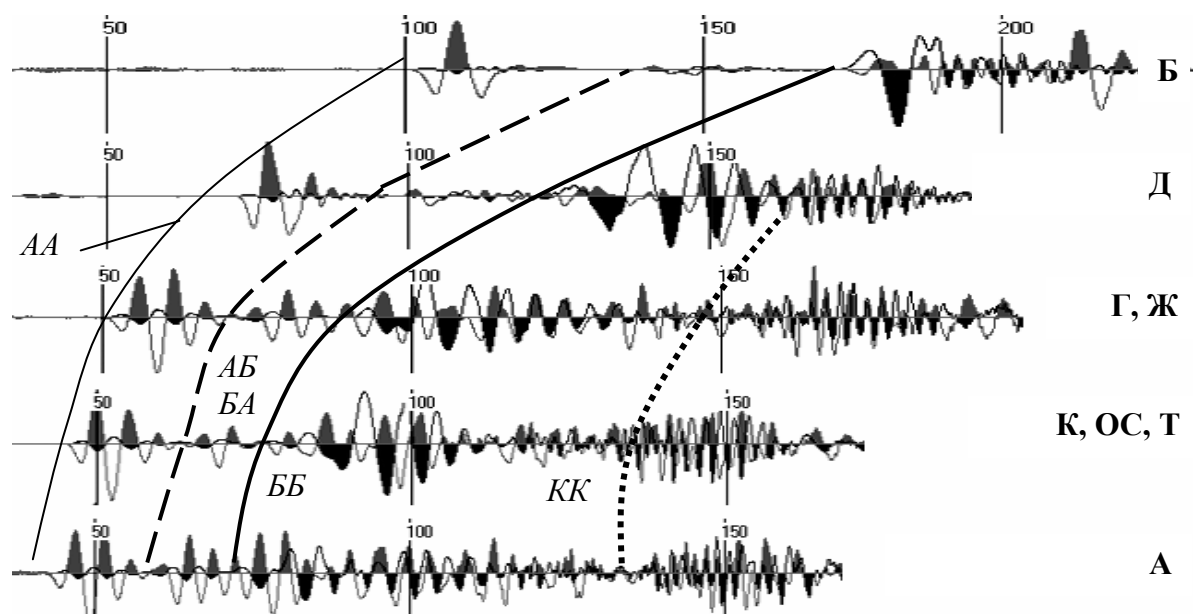


Рис. 5. Примеры теоретических сейсмограмм, полученных на моделях углевмещающих толщ с различными стадиями эпигенеза. Поле формируется волноводами сложного строения, состоящими из угольного пласта (мощностью 1 м) и аргиллита (2 м) в песчанике

Сравнивая теоретические сейсмограммы на рис. 1 и рис. 5 можно убедиться в том, что для марок угля Б и Д структура отраженного волнового поля практически не зависит от того, какой сейсмогеологический разрез использовался в качестве модели. Это объясняется тем, что для соответствующих стадий эпигенеза углевмещающей толщи значения физико-механических параметров аргиллита близки к значениям характеристик иных пород. Более того, угли марки Д соответствуют зоне инверсии упругих свойств пород и углей на границе раннего и среднего катагенеза, для которых данные характеристики для

алевролита, аргиллита и песчаника практически одинаковы [1]. Вследствие этого, модели, построенные на основе любых характерных типов сейсмогеологических разрезов в акустическом плане практически одинаковы.

В то же время, теоретические сейсмограммы отраженных волн, рассчитанные для остальных марок углей (Г, Ж, К, ОС, Т, А) на моделях с волноводом сложного строения существенно отличаются от сейсмограмм, рассчитанных для волноводов простого строения. На их прослеживаются четыре волновых пакета. Первый волновой пакет представляет собой отраженную продольную боковую волну (*АА*); второй - отраженные обменные боковые волны (*АВ*) и (*БА*); третий - отраженную поперечную боковую волну (*ББ*). Четвертый волновой пакет – отраженная от нарушения каналовая волна (*КК*), образованная волноводом сложного строения. Система обозначений волн соответствует той, которая была выбрана для анализа волновых полей, образованных волноводом простого строения. Таким образом, в случае, если углевмещающая толща формирует волновод сложного строения, для большинства марок углей (Г, Ж, К, ОС, Т, А) характерно присутствие отраженной каналовой волны.

Рассмотрим частотные характеристики волнового поля, приведенные на рис. 6. Как и следовало ожидать, частотные характеристики, рассчитанные для углей марок Б и Д мало отличаются от приведенных на рис. 3. Единственное существенное отличие – расширение спектров основных максимумов (особенно первого) в область низких частот на 25-50 Гц. Это не удивительно, если учесть, что в данном случае мы имеем дело с волноводом значительной (около 3 м) мощности. Следует отметить, что эта особенность характерна для всех марок угля. Мы можем наблюдать подобие спектральных характеристик отраженных волн для углей марок Г, Ж, К, ОС, Т. Низкочастотные максимумы с диапазоном от 50 до 400 Гц соответствуют преимущественно боковым волнам, причем продольные волны имеют частотный диапазон от 50 до 200 Гц. Поперечные волны и обменные волны имеют частотный диапазон от 50 до 350 Гц. На частотах от 300 до 600 Гц располагается второй высокоамплитудный максимум. Такого максимума на рис. 4 нет, поскольку он образован отраженной каналовой волной, образованной волноводом сложного строения. Для антрацитов второй максимум имеет больший диапазон (от 300 до 700 Гц) и является доминирующим.

В реальных условиях при характерных расстояниях между системой наблюдения и нарушением порядка нескольких десятков метров в результате затухания высокочастотных составляющих волнового поля спектр регистрируемого сигнала значительно сужается. Как показывает опыт, максимальные частоты информативной части сигнала не превышают 500 – 600 Гц [1]. Наиболее характерны случаи, когда данная величина лежит в пределах 350-400 Гц. Причем, чем дальше расположено нарушение, тем меньше характерные частоты отраженного волнового поля.

Если особенности практического использования боковых волн сдвига и боковых волн сжатия в качестве инструментов шахтной сейсморазведки достаточно хорошо описаны в литературе, то использованию обменных боковых волн не уделяется достаточного внимания. Причина этого лежит в том, что при проведении прогнозных экспериментов наибольшее внимание уделяется выде-

лению информативных скоростных «окон» и выявлению отражающих плоскостей на обобщенных сейсмических разрезах, полученных по методу общей глубинной точки (ОГТ) [1]. При этом природе волновых пакетов уделяется меньшее значение.

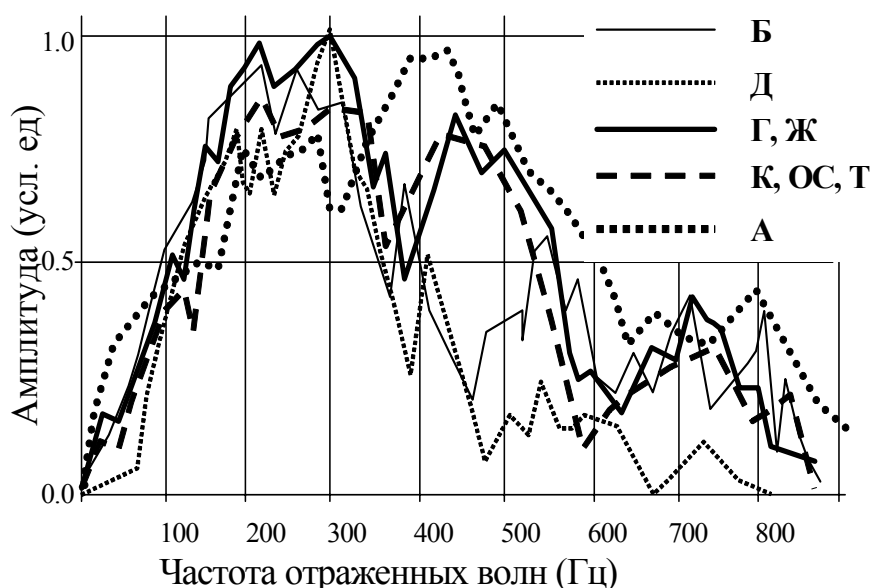


Рис. 6. Характерные частотные спектры отраженного волнового поля, полученные на моделях углевмещающих толщ с углями различных марок. Поле формируется симметричными волноводами сложного строения, состоящими из угольного пласта и аргиллита в песчанике

В качестве характерного примера следует привести результаты сейсмического прогноза на участке шахты «Краснолиманская», которая расположена в северо-западной части Красноармейского геолого-промышленного угленосного района Донбасса. Отрабатываемый угольный пласт k_5 (с углем марки Ж) состоит из двух пачек мощностью 1,25 и 0,55 м, разделенных слоем аргиллита мощностью 0,2 - 0,3 м. В кровле угольного пласта залегает аргиллит мощностью 4,0 - 5,0 м, выше - алевролит мощностью 7,0 - 20,0 м. На отдельных участках кровли вместо алевролита залегает песчаник. В почве залегают мощные слои аргиллита. На участке исследований расположены Краснолиманский сброс с амплитудой смещения 15,0 - 20,0 м и угол падения плоскости сместителя 70° - 80° , а также его апофизы.

При проходке конвейерного штрека южного уклона II ступени встречено тектоническое нарушение с амплитудой смещения более 3,0 м, а при проходке пл. k_5 было встречено множество тектонических трещин, трещиноватых и ослабленных зон, сопровождающихся вывалами пород до 7,0 - 8,0 м. Геологической задачей сейсморазведочных работ являлся прогноз местоположения и простирания тектонических нарушений, встреченных при проходке людского ходка II ступени. Сейсморазведочные работы проводились как с использованием отраженных волн (ОГТ), так и методом сейсмического просвечивания (МСП).

Использование МСП дало возможность четко определить структуру волнового поля, формируемого в углевмещающей толще. На ненарушенном участке оно состояло из продольных боковых волн со скоростью первого вступления 3100 м/с и скоростью максимума около 2800 м/с (с частотой от 50 до 150 Гц), и поперечных боковых волн со скоростью первого вступления 1900 м/с, скоростью максимума 1700 м/с (частотой до 220 Гц). Природа волновых пакетов подтверждается как скоростными характеристиками, строго соответствующими усредненным значениям упругих характеристик углевмещающих пород и углей Донбасса и их изменению в зависимости от стадий эпигинеза, а также результатами поляризационного анализа. Таким образом, отраженное волновое поле должно состоять из волновых пакетов, формируемых на основе вышеперечисленных.

При обработке отраженных волн оптимальные суммы были получены в диапазоне скоростей $V = 2400 - 2600$ м/с а также $V = 1700 - 1800$ м/с. Соответствующий первой оптимальной сумме волновой пакет по скоростному принципу может быть интерпретирован только как обменная волна (распространяющаяся со скоростью равной полусумме скоростей продольных и поперечных волн $(V_S + V_P)/2$), а второй – как боковая волна сдвига. Если предположить, что первый волновой пакет является продольной волной, существенно (на 20%) замедленной в зоне аномалии, то следовало бы ожидать подобного по значению изменения скорости распространения боковой волны сдвига, чего не наблюдается.

Таким образом, на основании проведенного анализа можно сделать следующий вывод: при проведении сейсмоакустических экспериментов методами МОВ и МСЛ, в качестве информативных волновых пакетов отраженного поля следует использовать:

- боковые волны сжатия, распространяющиеся со скоростью продольных волн V_P во вмещающих породах с характерным частотным диапазоном от 50 до 150 – 200 Гц;
- боковые волны сдвига, распространяющиеся со скоростью поперечных волн V_S во вмещающих породах с характерным частотным диапазоном от 80 до 250-300 Гц;
- обменные боковые волны, распространяющиеся со скоростью равной полусумме скоростей продольных и поперечных волн $(V_S + V_P)/2$, с частотным диапазоном от 50 до 250-300 Гц;
- в случае, если поле образуется волноводом, принадлежащим ко второй группе характерных сейсмогеологических разрезов, состоящим из самого угольного пласта и аргиллита, будет наблюдаться соответствующая каналовая с частотным диапазоном от 150 до 350 Гц;

Результаты данной статьи могут быть использованы специалистами в области шахтной и наземной сейсморазведки для разработки и усовершенствования методов прогноза горно-геологических условий залегания угольных пластов, основанных на использовании отраженных волн.

Литература

1. Анциферов А.В. Теория и практика шахтной сейсморазведки. - Донецк: ООО "Алан", 2002. - 312 с.
2. Геология месторождений угля и горючих сланцев СССР: В 12 т. / Госгеолтехиздат. - М., 1963. - Т. 1: Угольные бассейны и месторождения юга европейской части СССР. - 1210 с.
3. Анциферов А.В., Глухов А.А. Сейсмические волновые поля, регистрируемые на угольных пластах Донбасса при решении задач шахтной сейсморазведки/ Зб. научных трудов Национального горного университета. – Днепропетровск: НГУ, 2005. - № 23. - С.120 - 128.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Садовенко И.А.
Поступила в редакцию 20.09.06*

УДК 622.032.2:622.611

© Е.А. Коровяка

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ РАЗРАБОТКИ ТОНКОЖИЛЬНЫХ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Приведены рекомендуемые технологические схемы разработки тонкожилых золоторудных месторождений Украины.

Наведено технологічні схеми, що рекомендуються, для розробки тонкожилых золоторудних родовищ України.

The recommended technological charts of mining of thinveined gold of ore deposits of Ukraine are considered.

Стабилизацию экономической политики и укрепление суверенитета Украины связывают с успешным развитием золотодобывающей отрасли. Обусловлено это тем, что золото является не только источником валюты, но и самым стабильным, сертифицированным продуктом на мировом рынке.

Именно поэтому в настоящее время на территории Украины ведется промышленная оценка 14 месторождений золота, которые представлены в основном тонкими крутопадающими жилами, залегающими в коренных породах Украинского кристаллического щита. Наиболее перспективными следует считать месторождения - Сергеевское и Широкая балка (Днепропетровская обл.), а также Юрьевское и Клинецкое (Кировоградская обл.), где по прогнозной оценке геологов сосредоточено до 54% промышленных запасов золота Украины. Месторождения компактно сосредоточены в крупнейшем Приднепровском горно-промышленном регионе.

Целесообразность первоочередной разработки золоторудных месторождений в данном регионе очевидна и определяется, прежде всего, достаточно развитой его горнодобывающей и перерабатывающей промышленностью в смежных отраслях, соответствующей инфраструктурой, а также наличием высших учебных заведений и научно-исследовательских институтов горного профиля.

Более чем 20 летний опыт научно-практического участия Национального горного университета в совершенствовании процессов подземных горных работ на золотодобывающих предприятиях стран СНГ подтверждает, что применяемая технология получения драгоценных металлов самое узкое звено в горнорудной промышленности, а по трудоемкости значительно превосходит способы разработки угольных и железорудных месторождений.

Традиционно применяемые в отрасли системы разработки с магазинированием руды, распорной крепью и закладкой выработанного пространства основаны на мелкошпуровой отбойке запасов горизонтальными слоями по восстанию. Практически доказано, что применяемая технология выемки жил исключает возможность механизации трудоемких процессов на очистных работах, приводит к значительному разубоживанию и невозвратным потерям руды в недрах (до 20%).

Создавшаяся ситуация требует поиска ресурсосберегающих технологических схем выемки рудных тел, основанных на применении высокоэффективной горной техники. Особую актуальность данная проблема приобретает при формировании золотодобывающей отрасли Украины, когда при разработке технологической части проектов освоения золоторудных месторождений необходимо ориентироваться на прогрессивные технологии, обеспечивающие минимальные потери и затраты на добычу и переработку руды, а также минимальное засорение высоко плодородных почв отходами обогащения.

Целью данной работы является обоснование параметров технологических схем разработки тонкожилых золоторудных месторождений.

Для разработки золоторудных месторождений Украинского кристаллического щита, рекомендованы следующие системы разработки:

1. с магазинированием руды (мощность рудных тел $m < 1,2$ м);
2. диагональными полосами по восстанию с уплотнением закладочного массива взрывом ($m < 1,2$ м);
3. с закладкой выработанного пространства и с применением скребкового конвейера для доставки отбитой руды по закладочному массиву, уложенному в очистной выработке с изменчивой формой по падению и простиранию ($m = 1,2 - 1,5$ м);
4. с закладкой выработанного пространства с применением малогабаритных погрузочно-доставочных машин ($m > 1,5$ м).

При обосновании данных вариантов технологических схем, для специфических условий, проектируемых и строящихся золоторудных предприятий Украины, особое внимание следует уделять рассмотрению вопросов создания, ресурсосберегающей технологии ведения очистных работ, учитывающей современные мировые тенденции подземной разработки крутопадающих месторождений золота.

Анализ схем подготовки и нарезки очистных блоков показывает, что с уменьшением количества подготовительных выработок трудоемкость подготовки сокращается. Поэтому рудная подготовка с двумя фланговыми восстающими наименее трудоемка. Из возможных схем нарезки наименее трудоемка схема, обеспечивающая самотечный выпуск руды на откаточный горизонт.

Наиболее эффективна подсечка отрезной лентой. Если подсечка отрезной лентой затруднительна (из-за неустойчивости руды или вмещающих пород), то следует ориентироваться на подсечку дучками увеличенного сечения (3,6-4,8 м²). Нарезка с горизонтом скреперования может конкурировать с нарезкой дучками в том случае, если над штреком скреперования блок подсекается отрезной лентой.

Следует отметить, что золоторудные месторождения Украины имеют пониженную концентрацию золота. Это потребует максимального снижения разубоживания и потерь рудной массы.

Общепризнано, что снижение разубоживания - огромный, ни с чем другим не сравнимый резерв снижения себестоимости добычи драгоценных металлов. Однако анализ динамики изменения этого показателя по предприятиям показал, что в технологии разработки жильных месторождений за последние двадцать лет не произошло сколько-нибудь существенных изменений, которые способствовали бы повышению качества добываемых руд. Отчетные материалы предприятий свидетельствуют о том, что на целом ряде крупных рудников СНГ разубоживание руды при выемке жил за эти годы не только не уменьшилось, но наоборот - существенно возросло.

При разработке тонкожилых месторождений, для снижения их разубоживания в результате смешивания с пустыми породами, следует ориентироваться на селективную выемку рудных тел и прирезаемых боковых пород. Обусловлено это тем, что разубоживание руды, как и потери, наносит значительный экономический ущерб не только в процессе ее добычи, но и при последующей ее переработке. Связанное с разубоживанием излишнее извлечение пустых пород, выделяемых затем в хвосты в процессах обогащения полезных ископаемых, помимо экономического ущерба также наносит существенный урон окружающей среде, поскольку требуется выделение более значительных площадей для размещения хвостохранилищ, отрицательное воздействие которых на окружающую среду общеизвестно.

Следует также отметить, что по целому ряду причин технического и организационно-экономического характера (усложнение процессов доставки руды в блоках и ее выпуска, отсутствие малогабаритного погрузочно-доставочного оборудования и др.) системы разработки с отдельной выемкой жильной массы и пустых пород из-за высокой трудоемкости работ и низкой производительности утратили свое значение. Поэтому при обосновании технологической схемы разработки золота с отдельной выемкой руды и закладкой выработанного пространства особое внимание уделялось обоснованию конструктивных параметров очистного блока, повышению адаптационных возможностей транспортных средств и совершенствованию процесса формирования закладки.

С учетом особенностей технологической схемы отдельной выемки руды и оставления пустой породы в блоке ускорение набора прочности закладочного массива можно обеспечить путем введения в верхний слой его смеси специальных химических добавок.

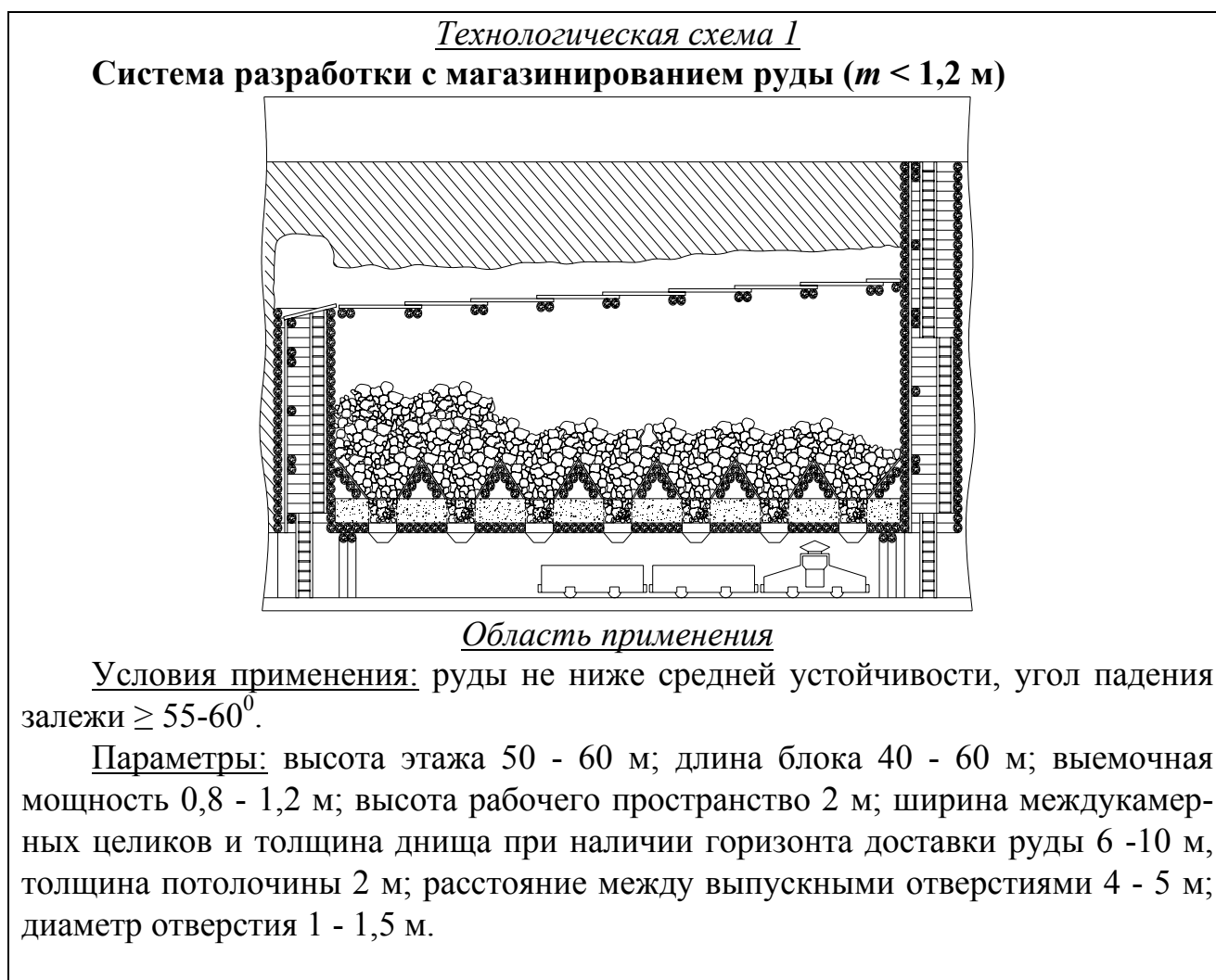
По результатам лабораторных исследований процесса схватывания закладочного массива установлено, что наиболее полно предъявляемым требованиям

отвечают добавки хлорид кальция. Он нетоксичен, относительно дешев и доступен, обеспечивает необходимое время схватывания смеси от 10 минут до 15 часов, его добавление в закладку не вызывает выделения вредных веществ.

Для горно-геологических условий залегания золоторудных месторождений Украинского кристаллического щита, отработку жил предлагается вести буровзрывным способом с применением мелкошпуровой отбойки и направленного бурения шпуров. Система разработки - слоями по восстанию с закладкой выработанного пространства или с магазинированием руды (табл. 1.). Вынимаемая мощность рудного тела 0,8 - 1,5 м. Длина блока 50 - 60 м, высота блока – 50- 60 м. Закладочный комплекс может быть стационарным или передвижным. Составы закладочной смеси подбираются с коротким временем схватывания и прочностью способной выдержать вес добычного оборудования. При подборе состава закладки желательно использовать отходы производства близлежащих предприятий с целью снижения затрат на добычные работы и улучшения экологической обстановки в регионе.

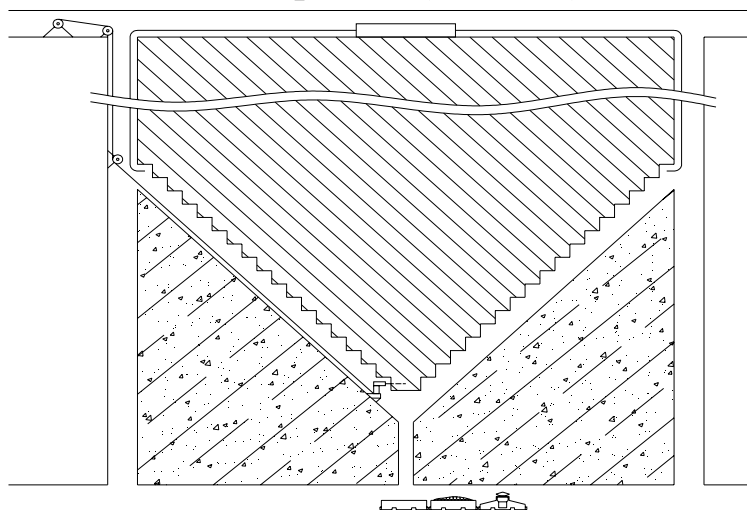
Таблица 1

Рекомендуемые технологические схемы разработки тонкожилых
золоторудных месторождений Украины



Технологическая схема 2

Система разработки диагональными полосами по восстанию с уплотнением закладочного массива взрывом ($m < 1,2\text{м}$)

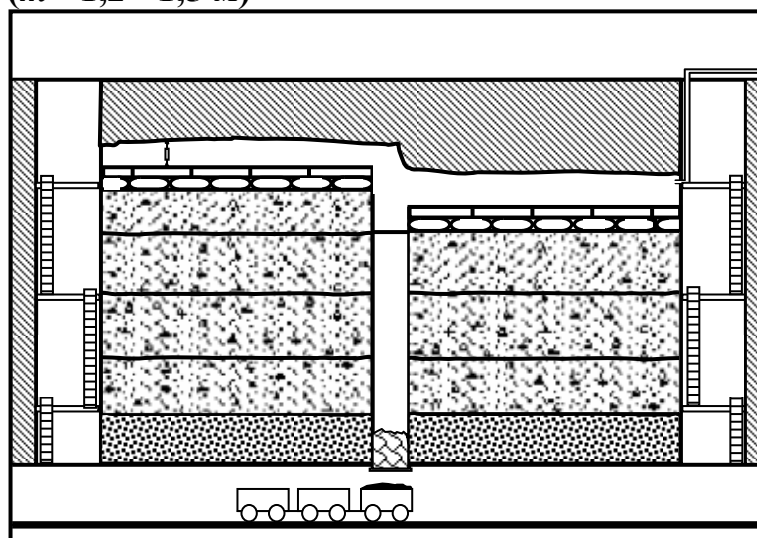
Область применения

Условия применения: устойчивая руда; малоустойчивые боковые породы; угол падения залежи $\geq 60 - 70^\circ$; сухая закладка.

Параметры: высота блока 80 – 100 м; длина диагонального забоя 20 - 25 м; угол откоса закладочного материала $46 - 52^\circ$; размеры уступа 1,5х1,5 м; сечение восстающих 3,5 – 4 м²; диаметр рудоспуска 1 - 1,5 м.

Технологическая схема 3

Система разработки с закладкой выработанного пространства и с применением скребкового конвейера для доставки отбитой руды по закладочному массиву ($m = 1,2 - 1,5\text{ м}$)

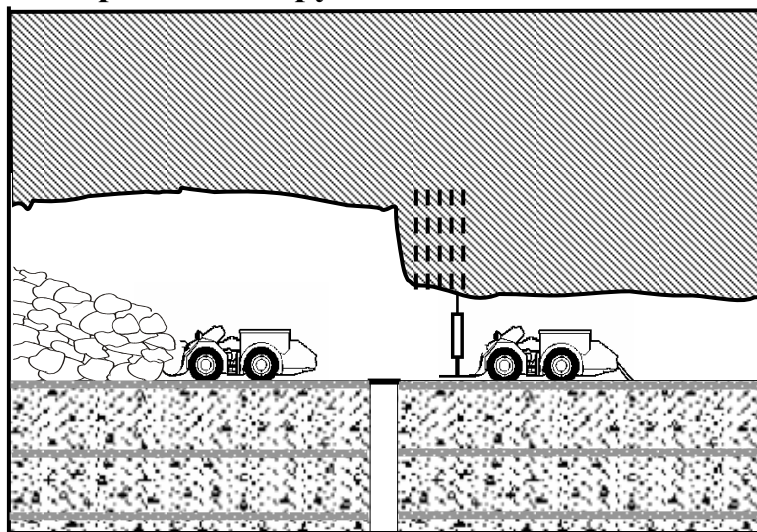
Область применения

Условия применения: руды средней устойчивости, угол падения залежи $55 - 90^\circ$; быстротвердеющая инъекционная закладка.

Параметры: высота этажа 40 - 60 м; длина блока 30 - 60 м; толщина надштрекового целика 2 - 5 м; высота вынимаемого слоя 1,8 - 2 м; диаметр рудоспуска 1 - 1,5 м; сечение восстающих 3,5 – 4 м².

Технологическая схема 4

Система разработки с закладкой выработанного пространства и с применением малогабаритных погрузочно-доставочных машин ($m > 1,5$ м)



Область применения

- Условия применения: руды средней устойчивости, угол падения залежи $55 - 90^0$; комбинированная закладка, высота слоя быстротвердеющей закладки, $0,15 - 0,2$ м.
- Параметры: высота этажа $40 - 60$ м; длина блока $50 - 100$ м; высота вынимаемого слоя $2 - 3$ м; диаметр рудоспуска $1 - 1,5$ м.

Сущность предлагаемого варианта системы разработки с закладкой выработанного пространства заключается в селективной выемке и в поэтапном ведении очистных работ.

На первом этапе обуривается и взрывается забой по жиле, отбитая руда доставляется к рудоспуску и выпускается на горизонт транспортирования.

На втором этапе обуривается забой по породе (то есть осуществляется присечка боковых пород до минимальной проектной ширины очистного пространства), производится отбойка пустых пород и оставление их в забое в качестве сухого закладочного материала. Отбитая порода после разравнивания заливается смесью из быстротвердеющего материала.

Таким образом, решаются три основных принципа эффективности ведения очистных работ при добыче золоторудных месторождений с пониженным содержанием полезного компонента:

- при раздельной выемке обеспечивается резкое (в $1,5-3$ раза) снижение разубоживания;
- раздельная выемка производится в первом звене технологического процесса, что исключает какие-либо последующие затраты, связанные с транспортировкой и переработкой пустых пород;
- разделение металлосодержащей массы от пустых пород обеспечивает выполнение главного логического принципа добычи полезного ископаемого - из недр извлекается и поступает в переработку лишь тот объем материала, в котором содержится полезный компонент. Заведомо пустая порода отбивается лишь

с целью создания нормальных условий труда в забое, используется для закладки выработанного пространства и в дальнейшем не участвует в технологическом процессе.

Учитывая специфические особенности формирования золотодобывающей отрасли Украины, рекомендуется, до начала освоения разведанных месторождений, осуществить практическую проверку предлагаемых технологических решений и элементов технологии на действующих предприятиях смежных горнодобывающих отраслей. Реализуется это путем попутной разработки выявленных золоторудных проявлений на ЗЖРК, ВостГОКе. При этом кроме процессов, непосредственно связанных с подземной добычей руды, предусматривается опробовать в реальных условиях эксплуатации и остальные технологические звенья: опережающую разведку и оперативный контроль содержания полезных ископаемых в массиве, обогащение руды и извлечение золота.

Решение данного вопроса особенно актуально для Приднепровского горнопромышленного региона, куда входят Днепропетровская, Кировоградская и Запорожская области, так как это позволит уже в ближайшие годы осуществить попутную добычу золота на Украине, без значительных капитальных вложений на строительство горных предприятий. При этом в процессе их разработки уже сегодня можно начать осваивать элементы технологии подземной разработки золотосодержащих рудных тел.

*Рекомендована к опубликованию д.т.н. Шириним Л.Н.
Поступила в редакцию 20.09.2006*

УДК 550.831

© П.А. Миненко

ПРИМЕНЕНИЕ ЛИНЕЙНО-НЕЛИНЕЙНЫХ МЕТОДОВ МАГНИТОМЕТРИИ И ГРАВИМЕТРИИ ПРИ ИССЛЕДОВАНИЯХ НА КРИСТАЛЛИЧЕСКОМ ФУНДАМЕНТЕ

На базе решений прямых задач гравиметрии и магнитометрии для кусочно-линейной контактной поверхности разработаны итерационные методы и алгоритмы решения обратных линейной и нелинейной задач. На практических примерах показаны возможности определения плотности и магнитных свойств горных пород с установлением глубин до верхних граней аппроксимирующих параллелепипедов модели геологической среды.

На базі розв'язків прямих задач гравіметрії та магнітометрії для кусково-лінійної контактної поверхні розроблені ітераційні методи та алгоритми розв'язків обернених лінійної та нелінійної задач. На практичних прикладах показані можливості визначення щільності та вектора намагнічування гірських порід з обчисленням глибин до верхньої грані кожного апроксимуючого паралелепіпеда фізичної моделі геологічного середовища.

On the basis of decisions of direct problems magnetic and gravitational measurements for a discretely linear contact surface iterative methods and algorithms of the decision of the return of a linear and nonlinear problem are developed. On practical examples opportunities of definition of density and magnetic properties rocks with an establishment of depths up to the top sides of approximating parallelepipeds of physical model of the geological environment are shown.

Вступление. Магнитометрия и гравиметрия используются для картирования магнитных кристаллических горных пород фундамента, в частности, при крупномасштабном геологическом картировании и поисковых работах [1-3].

Анализ последних достижений. Отсутствие методов получения устойчивых решений обратной задачи по измеренному магнитному полю, содержащему высокоинтенсивные помехи, не обеспечивает надёжной геологической идентификации результатов его интерпретации. В обратной линейной задаче гравиметрии основные трудности возникают при использовании критерия минимума суммы квадратов невязки поля [3]. Однако, при использовании критерия минимума суммы квадратов поправок к плотности горных пород, в линейной обратной задаче гравиметрии достигается устойчивое решение [4]. На базе такого решения возможно дальнейшее получение устойчивого решения при определении глубин в нелинейной обратной задаче гравиметрии в двух и трёх-слойной моделях геологической среды или при непрерывном распределении плотности в трёхмерном пространстве по закону полинома [5]. Но для магнитометрии этот вопрос ещё не исследован.

Формулировка цели статьи. Целью настоящей статьи является разработка итерационных методов решения обратной задачи магнитометрии по магнитному параметру горных пород с определением глубин до границ их раздела.

Изложение основного материала. Поставленная цель достигается тем, что, используя опыт последовательного решения обратной задачи гравиметрии (сначала решение линейной обратной задачи по физическому параметру, а затем решение нелинейной обратной задачи по глубинам до блоков [5]), обратную задачу магнитометрии решают в таком же порядке. Так как формулы прямой задачи гравиметрии для вертикальной призмы такие же, как и формулы прямой задачи магнитометрии для контактных разностей влияния двух призм с различными физическими свойствами, то, аналогично изложенному в [5] методу, для магнитного поля возможна разработка оптимизированного итерационного метода решения обратных линейной и нелинейной задач магнитометрии. Этот метод позволит определять контактные разности магнитных свойств на границах слоёв различных горных пород, аппроксимированных прямоугольными параллелепипедами, а также глубины до каждой границы. Для этого сначала запишем итерационные формулы для контактной разности магнитного параметра J и глубин h до границ раздела слоёв на каждой $n+1$ итерации по их значениям, полученным на предыдущей n -той итерации.

$$J_{i,n+1} = J_{i,n} - \tau_{n+1} B_{i,n}; \quad h_{i,n+1} = h_{i,n} - \mu_{n+1} C_{i,n}; \quad (1)$$

где $B_i = \sum_j b_{i,j} r_{i,n} / (\lambda_i \lambda_j)$; $C_i = \sum_j c_{i,j} r_j / (\lambda_{1i} \lambda_{1j})$; - формулы поправок для магнитного параметра и глубины до границ слоёв для следующей итерации;

$$\lambda_i = \sum_j |b_{i,j}|; \quad \lambda_j = \sum_i |b_{i,j}|; \quad \lambda_{1i} = \sum_j |c_{i,j}|; \quad \lambda_{1j} = \sum_i |c_{i,j}|;$$

$b_{i,j}$, $c_{i,j}$ - формулы коэффициентов прямых задач для вертикальной проекции магнитного поля Z_a и ее производной по оси z .

Формулы для невязок r на смежных итерациях имеют вид

$$r_{i,n} = \sum_i b_{i,j} J_{i,n} - Z a_j;$$

$$r_{j,n+1} = r_{j,n} + \mu_{n+1} \beta_j - \tau_{n+1} \gamma_j - \mu_{n+1} \tau_{n+1} \beta_{1j};$$

$$\beta_j = \sum_i c_{i,j} C_{i,n} J_{i,n}; \quad \beta_{1j} = \sum_i c_{i,j} C_{i,n} B_{i,n}; \quad \gamma_j = \sum_i b_{i,j} B_{i,n};$$

Затем воспользуемся критерием минимума суммы квадратов поправок для контактной разности магнитного параметра J:

$$F = \sum_i B_{i,n+1}^2 = \sum_i (B_{i,n} + \mu_{n+1} D_{1,i} - \tau_{n+1} D_{2,i} - \mu_{n+1} \tau_{n+1} D_{3,i})^2 = \min; \quad (2)$$

$$\text{где } D_{1,i} = \sum_j (b_{i,j} \beta_j + c_{i,j} C_{i,n} r_{j,n}) / (\lambda_i \lambda_j); \quad D_{2,i} = \sum_j \gamma_j b_{i,j} / (\lambda_i \lambda_j);$$

$$D_{3,i} = \sum_j (b_{i,j} \beta_{1j} + c_{i,j} C_{i,n} \gamma_j) / (\lambda_i \lambda_j); \quad A_{0,0} = (B_{i,n}, B_{i,n});$$

$$A_{0,1} = (B_{i,n}, D_{1,i}); \quad A_{1,1} = (D_{1,i}, D_{1,i}); \quad A_{0,2} = (B_{i,n}, D_{2,i});$$

$$A_{1,2} = (D_{1,i}, D_{2,i}); \quad A_{0,m} = (B_{i,n}, D_{m,i}); \quad A_{k,m} = (D_{k,i}, D_{m,i});$$

$$S = (J_{i,n}, J_{i,n}); \quad S_1 = (B_{i,n}, J_{i,n}); \quad S_2 = (B_{i,n}, B_{i,n});$$

В результате оптимизации получим несколько рабочих схем решения линейной обратной задачи магнитометрии отдельно по глубине и по магнитному параметру.

$$\text{Алгоритм 1) } \tau_{n+1} = 0; \mu_{n+1} = -A_{0,1} / A_{1,1}; \quad (3)$$

$$\text{Алгоритм 2) } \mu_{n+1} = 0; \tau_{n+1} = A_{0,2} / A_{2,2}; \quad (4)$$

$$\text{Алгоритм 3) } \mu_{n+1} = (A_{0,2} (A_{1,2} + A_{0,3}) - A_{0,1} A_{2,2}) / Tc; \quad (5)$$

$$\tau_{n+1} = (A_{1,1} A_{0,2} - A_{0,1} (A_{1,2} + A_{0,3})) / Tc; \quad Tc = A_{1,1} A_{2,2} - (A_{1,2} + A_{0,3})^2;$$

В [5] показано, что наиболее быстрое решение обратной задачи получается в том случае, когда после нескольких итераций алгоритма 2 применяют одну или две итерации алгоритма 1. Такую схему повторяют несколько раз до получения сходимости результатов смежных циклов. С помощью алгоритма 3 возможно решение обратной задачи магнитометрии с одновременным вычислением магнитного параметра и глубин до границ слоев на каждой итерации. Однако этот алгоритм можно применять только после предварительного получения решения алгоритмами 1 и 2 для уточнения решения. Используя коэффициенты (3), (4) или (5), по формулам (1) и (2) вычисляем значения магнитного параметра каждого блока и глубины до их верхней поверхности.

Результаты экспериментальных исследований. На рис. 1а приведена карта осреднённого магнитного поля, измеренного по сети 50x100м на одном из участков Западного Кривбасса. На рис. 1б, 1с приведены результаты решения обратной линейной задачи магнитометрии для двухслойной среды. Первый слой имеет среднюю мощность 30 метров и представлен окисленными разностями кристаллических горных пород фундамента. Средняя мощность немагнитных наносов равна около 30 метров. Второй слой представлен неокисленными разностями магнитных пород фундамента, имеет бесконечную глубину и залегает под первым слоем. Каждый слой в пределах карты разделён на 400 блоков,

имеющих форму прямоугольного параллелепипеда с горизонтальными размерами 85x105м. На рис. 1b приведена карта распределения интенсивности намагничивания J в первом слое, полученная после пересчета из контактных разностей слоев, а на рис. 1с – во втором слое. На рис. 1d приведена карта разностей между измеренным Z_a и вычисленным от полученной модели магнитным полем. За исключением нескольких точек эти разности не превышают 10 нТ.

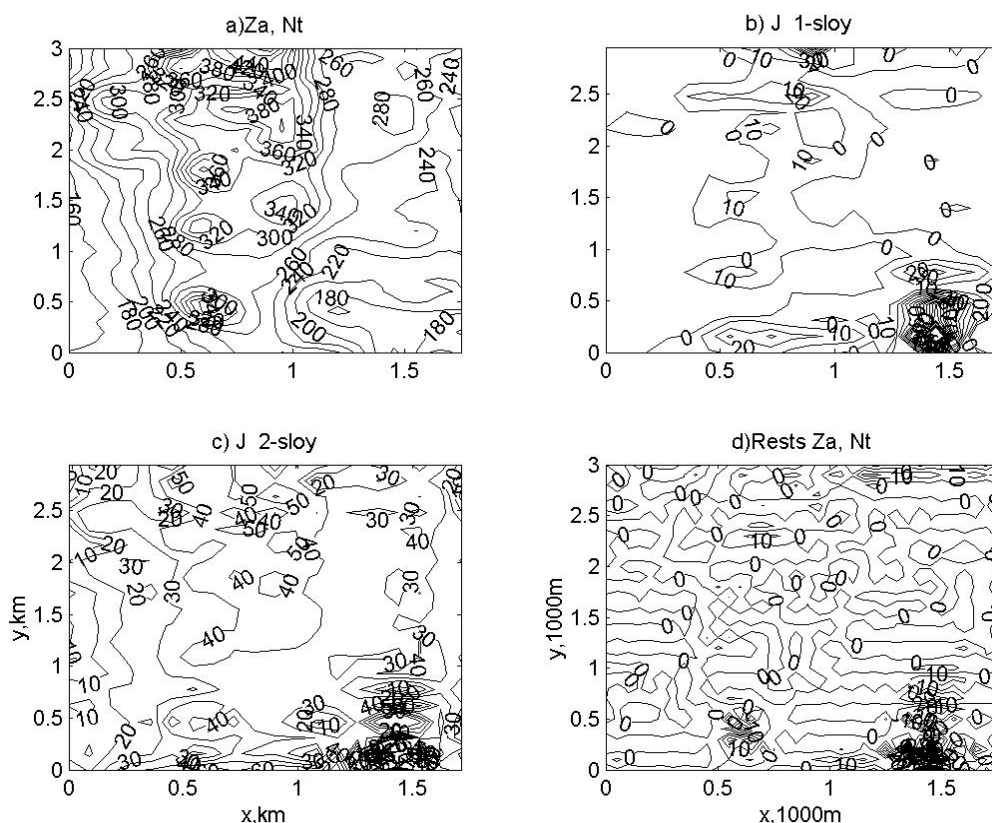


Рис 1. Результаты решения обратной линейной задачи магнитометрии: а) карта осреднённого измеренного магнитного поля Z_a (сечение изолиний в нТ, Nt - нанотеслах); б) карта распределения интенсивности намагничивания J магнитных пород (в относительных единицах) в первом слое (горизонтальные размеры в тысячах метров); в) карта распределения интенсивности намагничивания J магнитных пород во втором слое; д) карта разностей между измеренным и вычисленным полем (в Nt).

После решения линейной обратной задачи магнитометрии было выполнено решение нелинейной обратной задачи. На рис. 2а приведена карта осреднённого магнитного поля, из которого исключён региональный фон, вычисленный по результатам решения обратной линейной задачи. На рис. 2б, 2с приведены результаты решения нелинейной обратной задачи магнитометрии. Определялись глубины h до верхней грани каждого параллелепипеда первого и второго слоёв. На рис. 2б приведена карта глубин (в метрах) до верхней поверхности первого слоя, а на рис. 2с – до верхней поверхности второго слоя. На рис. 2д приведена карта остатков поля, которые очень мало отличаются от приведенных на карте рис. 1д.

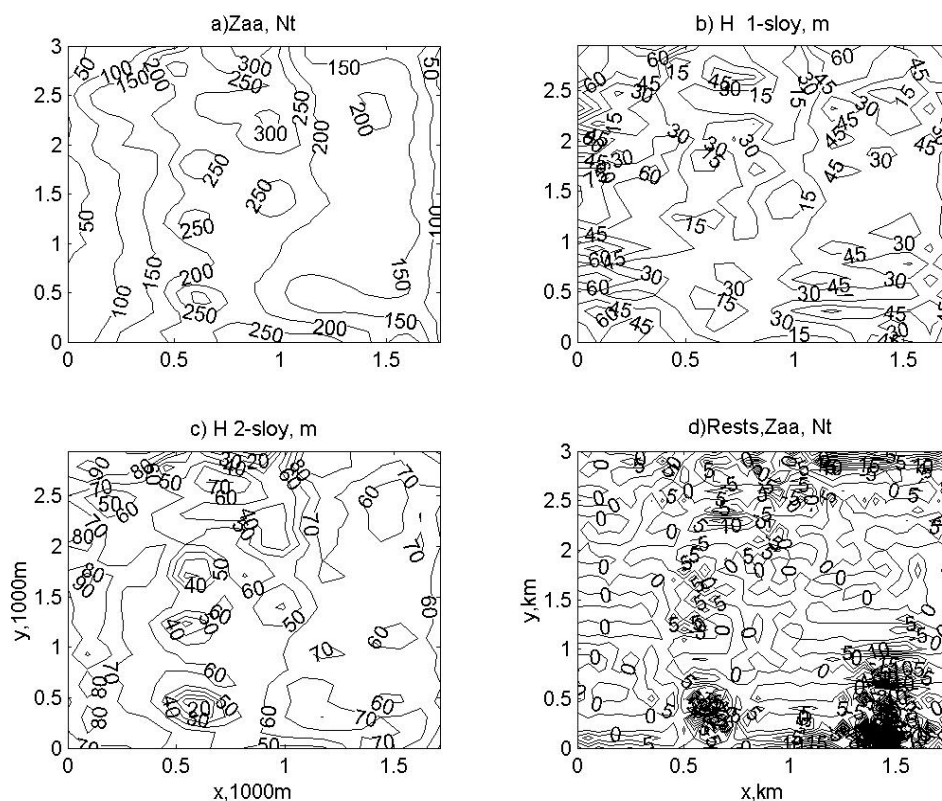


Рис 2. Результаты решения обратной нелинейной задачи магнитометрии: а) карта осреднённого аномального магнитного поля Z_a (сечение изолиний в нТ); б) карта распределения глубин h до поверхности первого слоя (в метрах); в) карта распределения глубин h до поверхности второго слоя; г) карта разностей между измеренным и вычисленным полем (в нТ).

На рис. 3а приведена карта неосреднённого магнитного поля, измеренного по сети 50×100 м на том же участке. На рис. 3б, 3с приведены результаты решения обратной линейной задачи магнитометрии для двухслойной среды. На рис. 3б приведена карта распределения интенсивности намагничивания J в первом слое, полученная после пересчета из контактных разностей слоев, а на рис. 3с – во втором слое. На рис. 3д приведена карта разностей между неосредненным измеренным полем Z_a и вычисленным от полученной модели. За исключением нескольких точек эти разности не превышают 10 нТ, хотя в деталях карты остатков поля на рис. 1д и 3д существенно различаются. Как следует из рис. 1б, 3б и рис. 1с, 3с результаты решения обратной задачи по осредненному и неосредненному полю отличаются лишь в отдельных деталях, но по общим признакам структуры поля параметров они сходятся. Это свидетельствует о высоких фильтрационных свойствах алгоритмов (3-5) на основе критерия (2), подавляющих помехи высокой интенсивности. Поэтому выполнять осреднение измеренного магнитного поля для решения обратной задачи не следует.

В результате решения линейной задачи магнитометрии установлено, что магнитные свойства горных пород в зоне окисления и во втором слое сильно отличаются между собой, но породы с высокими магнитными свойствами во втором слое распределены на большей площади, чем площадь интенсивных магнитных аномалий на магнитной карте.

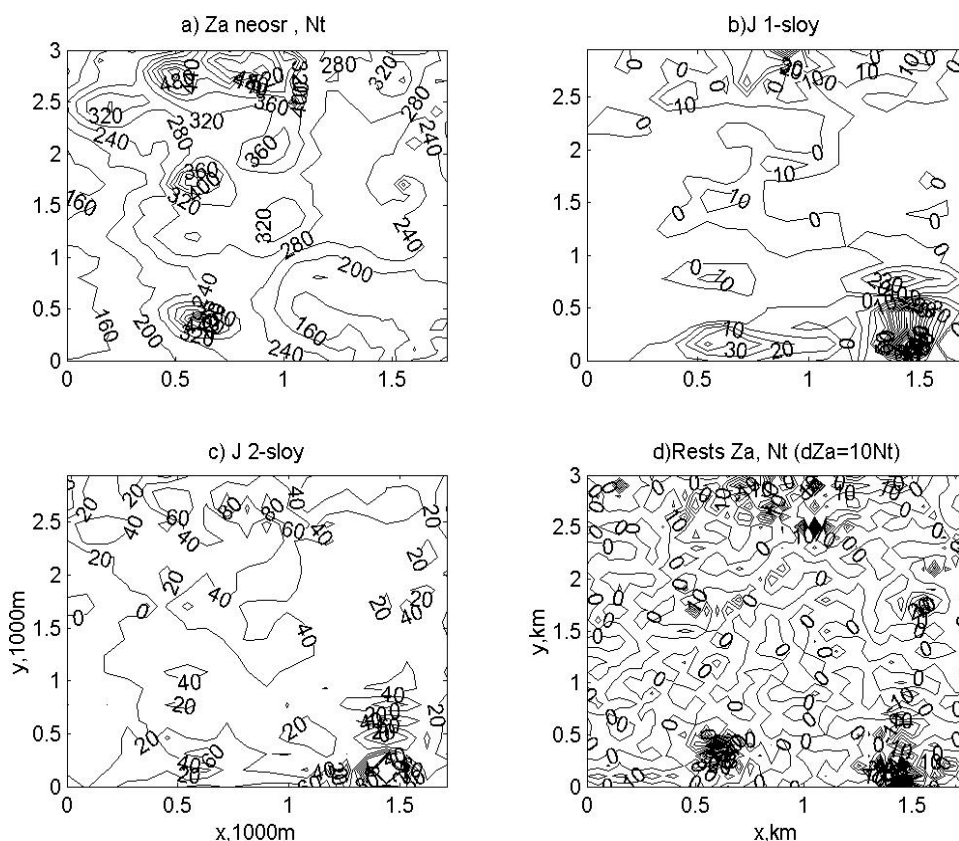


Рис 3. Результаты решения обратной линейной задачи магнитометрии: а) карта неосреднённого измеренного магнитного поля Z_a (сечение изолиний в нТ); б) карта распределения интенсивности намагничивания J магнитных пород (в относительных единицах) в первом слое; в) карта распределения интенсивности намагничивания J магнитных пород во втором слое; г) карта разностей между измеренным и вычисленным полем (в нТ).

В результате решения обратной нелинейной задачи магнитометрии установлено, что интенсивные локальные магнитные аномалии обусловлены локальными поднятиями поверхности второго слоя, представленного одними и теми же неокисленными мигматитами, как в эпицентрах магнитных аномалий, так и за их пределами. Это позволяет использовать полученные данные как для построения карт поверхностей кристаллического фундамента и его слоев, так и для идентификации минералогического состава горных пород, поскольку одни породы в зоне окисления разлагаются, а другие являются устойчивыми.

На рис. 4 приведена детализация результатов решения обратной нелинейной задачи магнитометрии. На рис. 4а приведена карта неосредненного магнитного поля северо-западной части исследуемого участка (рис. 3а). На рис. 4б приведена карта глубин до поверхности первого слоя окисленных пород кристаллического фундамента, а на рис. 4с - до поверхности второго слоя неокисленных пород фундамента. На рис. 4д приведена карта остатков поля (сечение изолиний 5 нТ), которые лишь в некоторых точках достигают 10 нТ, что свидетельствует о завершении итерационного процесса решения задачи.

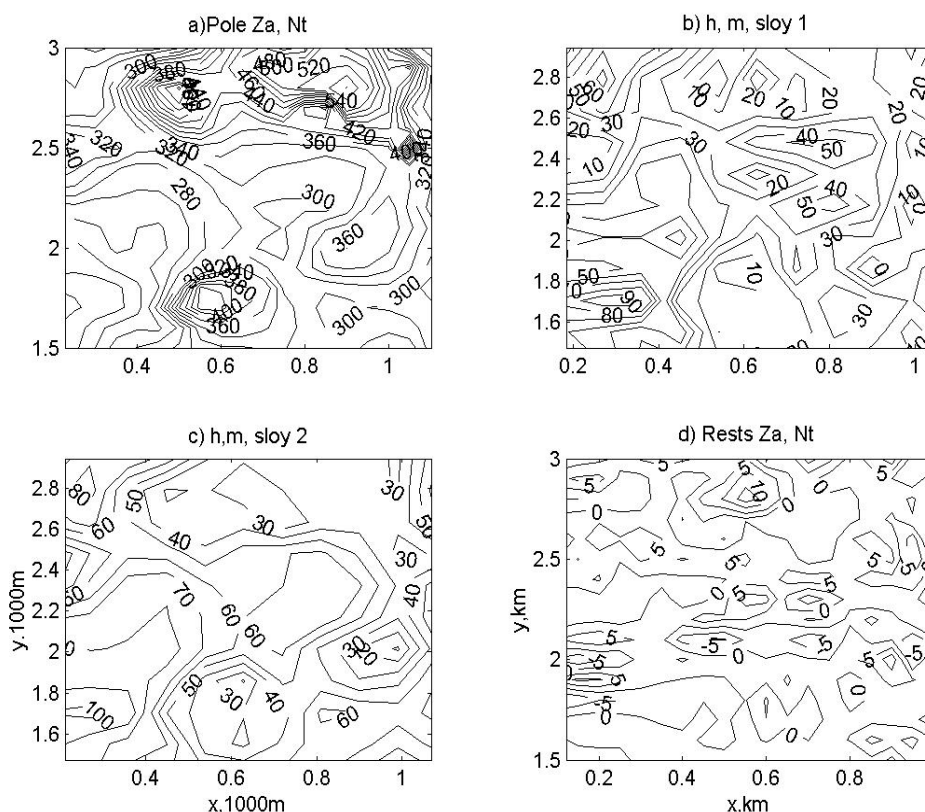


Рис 4. Детальные результаты решения обратной нелинейной задачи магнитометрии: а) карта неосреднённого измеренного магнитного поля Z_a (сечение изолиний в нТ); б) карта распределения глубин h до поверхности первого слоя (в метрах); в) карта распределения глубин h до поверхности второго слоя; г) карта разностей между измеренным и вычисленным полем (в нТ).

Из выше приведенных результатов следует, что магнитометрия позволяет решать задачи геологического и структурного характера приповерхностной части фундамента. Для выявления немагнитных разностей горных пород на малых глубинах, а также для картирования более глубоко залегающих массивов, необходимо использовать гравиметрию.

В настоящее время очень важной задачей при исследованиях на Украинском кристаллическом щите является построение поверхностей неразрушенных кристаллических пород и промежуточного окисленного слоя, расположенного между наносами и кристаллическими породами. Решением нелинейной обратной задачи гравиметрии и магнитометрии поверхности этих слоёв не только устанавливаются, но и сами слои разделяются по магнитным свойствам и плотности.

Заключение. Использование комплекса решений обратных линейных и нелинейных задач гравиметрии и магнитометрии позволяет более точно планировать ведение буровых работ при крупномасштабном геологическом картировании в рудных районах, а при поисковых работах выделять участки для проведения детальных магнитных и гравитационных съёмок.

Перспектива дальнейших исследований. На базе приобретённого опыта интерпретации магнитного поля возможна разработка алгоритмов решения обратных задач по трёхкомпонентным измерениям. Более сложной задачей является использование полиномиального распределения магнитных свойств внут-

ри аппроксимирующих параллелепипедов. Точно также как и в гравиметрии для плотности [6], использование фильтров Винера и Калмана для трёхкомпонентных измерений магнитного поля, позволит уверенно определять пространственные компоненты вектора намагничения горных пород и решать поисковые задачи.

Литература

1. Математическое обеспечение автоматизированной системы интерпретации гравитационных аномалий// Булах Е.Г., Маркова М.Н., Тимошенко В.И. и др.; Редкол.: О.И.Калашникова и др. - К.: Наукова думка, 1984. - 112 с.
2. Страхов В.Н. О решении линейных обратных задач гравиметрии и магнитометрии// ДАН СССР. - 1991. - т.310, №6. - С.1348-1352.
3. Миненко П.А. Линейно-нелинейная обратная задача гравиметрии при поисках рудных месторождений в приповерхностной части Украинского кристаллического щита//Сб. научн. тр./ НГУ. - Днепропетровск, 2005.- №23. - С. 136-143.
4. Миненко П. А., Миненко Р. В. Исследование структуры гранито-мigmatито-гнейсовых комплексов Украинского щита нелинейными методами гравиметрии// «Науковий вісник НГУ». Днепропетровск. - 2005. - №9. - С. 66-68.
5. Миненко П. А. Особенности решения обратной линейно-нелинейной задачи гравиметрии //«Геоінформатика», НАНУ, Центр менеджменту та маркетингу в галузі наук про Землю ІГН НАН України. - 2005. - №4. - С. 31-35.
6. Миненко П.А. Фильтрация интенсивных помех в обратной линейной задаче гравиметрии при исследованиях на кристаллических щитах //“Науковий вісник НГУ”. - Днепропетровск, 2006. - №6. - С. 38-43.

*Рекомендована к публикации д.г.-м.н. Додатко А.Д.
Поступила в редакцию 12.07.2006*

УДК 622.647.1

© С.В. Корнеев

ЗАЩИТА ШАХТНЫХ СКРЕБКОВЫХ КОНВЕЙЕРОВ С ГИДРАВЛИЧЕСКИМИ НАТЯЖНЫМИ УСТРОЙСТВАМИ ОТ ЭКСТРЕННЫХ ПЕРЕГРУЗОК

Наведено результати досліджень процесів навантаження силової системи шахтних скребкових конвеєрів нового технічного рівня, обладнаних гідравлічними натягувальними пристроями з функціями захисту від екстрених перенавантажень, при заклинюванні тягового органу.

Приведены результаты исследований процессов нагружения силовой системы шахтных скребковых конвейеров нового технического уровня, оборудованных гидравлическими натяжными устройствами с функциями защиты от экстренных перегрузок, при заклинивании тягового органа.

The results of researches of power system loading processes of mine flight conveyors of the new technological level, which are equipped by hydraulic tension devices with functions of protection against emergency overloads, at jamming hauling chain, are given.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В современных двухскоростных забойных скребковых конвейерах нового технического

уровня не удалось исключить заклинивания тягового органа (ТО) и, таким образом, экстренные перегрузки силовой системы. Применяемая в ряде модификаций конвейеров типа КСД защита путем отключения асинхронных электродвигателей (АД) при снижении скорости привода до некоторого предельного значения (обычно 85 % от номинальной скорости) имеет очевидные недостатки. Во-первых, запасенная в силовой системе конвейера (ССК) кинетическая энергия при заклинивании ТО в основном затрачивается на совершение работы по его деформированию, что может привести к порывам цепей. Во-вторых, использование в качестве управляющего сигнала скорости приводит к существенному разбросу момента срабатывания защиты и максимальных нагрузок в ТО.

Таким образом, потребность в эффективной системе защиты от экстренных перегрузок для повышения надежности конвейера очевидна. Необходимость поиска средств и способов защиты от экстренных перегрузок, альтернативных существующим или дополняющих их, является актуальной задачей.

Анализ исследований и публикаций.

Привлекают внимание многофункциональные предназначенные для монтажного натяжения ТО, а в ряде случаев и для регулирования его натяжения в рабочем режиме гидравлические натяжные устройства (ГНУ), которые способны выполнять защитные функции при экстренных перегрузках.

Известны ГНУ (конвейеры СПГ53, СПЦ91), в которых предусмотрена возможность продольного перемещения приводного вала с подвижными относительно рамы опорами [1]. Шахтные испытания конвейера СПГ-53 показали работоспособность ГНУ в рабочих режимах [2]. Отличительной особенностью ГНУ конвейера СПЦ91, разработанного под руководством проф. В.Г. Яцких, является возможность реализации двух уровней давления в гидроцилиндре (ГЦ). Первый уровень определяет усилие предварительного натяжения ТО, второй более высокий уровень давления выбирается из соображений защиты ТО от экстренных перегрузок. Если давление в ГЦ превысит второй уровень давления, то происходит сброс рабочей жидкости (РЖ) из поршневой полости через предохранительный клапан (ПК) в штоковую полость гидроцилиндра. Сведения о реализации защитных функций ГНУ отсутствуют.

Гидравлические натяжные устройства с раздвижным рештаком, применяются в головной (конвейер СПЦ271А) или в хвостовой (конвейеры фирмы «Джой» и отечественные СПЦ330) приводной станции. Гидроцилиндры ГНУ обеспечивают бесступенчатое изменение длины телескопической секции и, таким образом, регулирование предварительного натяжения ТО, а также являются надежным вспомогательным средством для облегчения монтажа конвейера при разъединении и соединении цепей. ГНУ с телескопическим узлом раздвижности могут служить основой при построении защиты современных конвейеров от экстренных перегрузок.

Качественный анализ функций ГНУ, в том числе и защитных, выполнен проф. Л.Н. Сигаловым [3], а также авторами работы [4]. Указываются достоинства ГНУ: 1) эффективность защиты от экстренных перегрузок, что определяется его расположением вблизи ТО; 2) возможность восстановления работоспособности после срабатывания ПК без замены каких-либо конструктивных эле-

ментов; 3) возможность регулирования настройки ПК, что создает предпосылки для оптимизации защиты от экстренных перегрузок и, таким образом, адаптации конвейера к условиям эксплуатации; 4) исключение поперечных сил, действующих на распорное устройство, удерживающее привод, и повышение, таким образом, его надежности – качество, которым не обладает ни одно из известных предохранительных устройств; 5) демпфирование динамических нагрузок в ТО в рабочем режиме; 6) осуществление быстрого и безопасного монтажного натяжения ТО при возможности его автоматического бесступенчатого регулирования в процессе эксплуатации. Отмечаются недостатки ГНУ: 1) ограниченность набора защитных функций, в частности, – неспособность к защите АД от длительных и пусковых перегрузок, что приводит к необходимости применения дополнительных средств защиты (гидромуфт, электромагнитных муфт и др.); 2) резкие перемещения при экстренных перегрузках опирающихся на гидроцилиндры элементов конструкции могут представлять опасность для обслуживающего персонала; 3) потребность в источнике гидравлической энергии для питания силовых ГЦ, хотя при работе конвейера в составе очистных комплексов эта проблема легко разрешается путем подключения ГЦ к гидромагистралям механизированной крепи; 4) усложнение рамы привода в связи с оборудованием на ней узла телескопичности; 5) динамические нагрузки от соударения перемещающихся под воздействием упругой реакции ТО конструктивных элементов привода после срабатывания ПК и возможность образования при этом опасной слабину в цепях на сбегавшей ветви; 6) необходимость перемещения одновременно с валом звездочек съемников цепи, предотвращающих ее захлестывание на приводе. Последний недостаток устраняется в случае применения обособленного телескопического узла раздвижности (конвейер СПЦ271А), устанавливаемого между рамой привода и переходной секцией конвейера. Также необходимо отметить, что после срабатывания защиты является обязательным немедленное отключение приводных АД, так как в противном случае аварийная ситуация возобновляется. Применение ГНУ, если рассматривать его защитные функции, в отличие управляемых средств защиты разъединяющего типа, не способствует снижению числа включений АД.

Хотя работоспособность ГНУ при их использовании по прямому назначению в составе маломощных конвейеров является установленным фактом, полученный опыт не может быть в полной мере распространен на конвейеры нового технического уровня, возможность же применения ГНУ в качестве средств защиты от экстренных перегрузок является проблематичной и нуждается в детальном изучении.

Постановка задач. Основная цель исследований – изучение возможности применения в приводе конвейеров нового технического уровня гидравлических натяжных устройств с телескопическим узлом раздвижности в качестве средства защиты от экстренных перегрузок.

Для достижения этой цели поставлены следующие задачи:

- разработка динамической модели конвейера с ГНУ;

- исследование путем компьютерного моделирования нагрузок в силовой системе базового конвейера типа КСД27 при заклинивании ТО и того же конвейера с ГНУ в качестве средства защиты от экстренных перегрузок.

Изложение материала и результаты. Динамическая модель конвейера типа КСД с комбинированными планетарными редукторами и ГНУ, основывается на принципах и допущениях, приведенных в работе [4]. Модели ТО и приводов, являющиеся блоками общей модели конвейера, представляются по методу конечных элементов в виде последовательности сосредоточенных масс, соединенных безынерционными упруго-вязкими связями в виде элементов Кельвина-Фойгта.

Насыпной груз, находящийся на конвейере, также представляется в виде сосредоточенных масс (тел волочения), взаимодействующих с массами ТО через упруго-вязкие связи. При их взаимодействии появляется напорное (сжимающее) усилие F_{ni} . Так как насыпному грузу не свойственны растягивающие нагрузки, то модель допускает возможность нарушения его связи с ТО и их раздельного движения, например, под воздействием сил инерции при резком торможении ТО.

Модели привода с комбинированным редуктором и приводной станции с ГНУ при ее поступательном движении представлены на рис. 1 и рис. 2.

Перемещение приводных станций осуществляется силовыми ГЦ 9.

Для предпускового натяжения ТО и его регулирования в рабочем режиме конвейера РЖ подводится в поршневую полость ГЦ с напорной магистрали 2 гидропривода механизированных крепей через реверсивный гидрораспределитель 3 с ручным управлением, затем через трехпозиционный электрогидрораспределитель 4 с автоматическим управлением и управляемый обратный клапан (гидрозамок) 5.

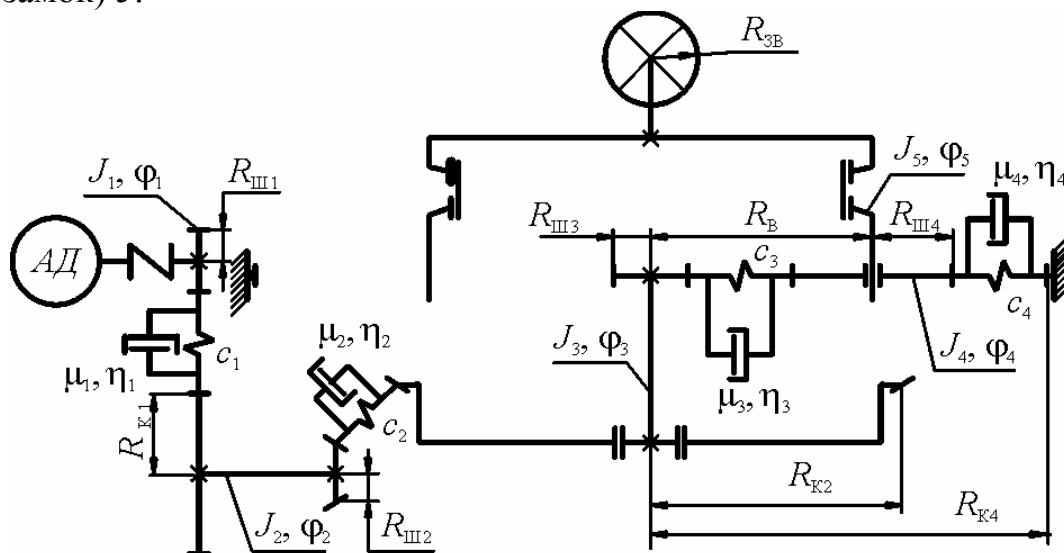


Рис. 1. Динамическая модель привода конвейера типа КСД с комбинированным редуктором

Предварительное натяжение ТО осуществляется двумя ГНУ, после чего ГЦ одного из них (в головном приводе) отключаются от управления и замыкаются

посредством гидрозамков, что в рабочем режиме исключает выдавливание РЖ из ГЦ более нагруженного привода и сползание приводных станций в сторону менее нагруженного привода. В рабочем режиме натяжение регулируется только посредством ГНУ хвостовой приводной станции, т.е. в области наименьших натяжений. Благодаря регулированию хвостового ГНУ обеспечивается постоянное месторасположение пункта перегрузки с конвейера на последующие средства транспорта.

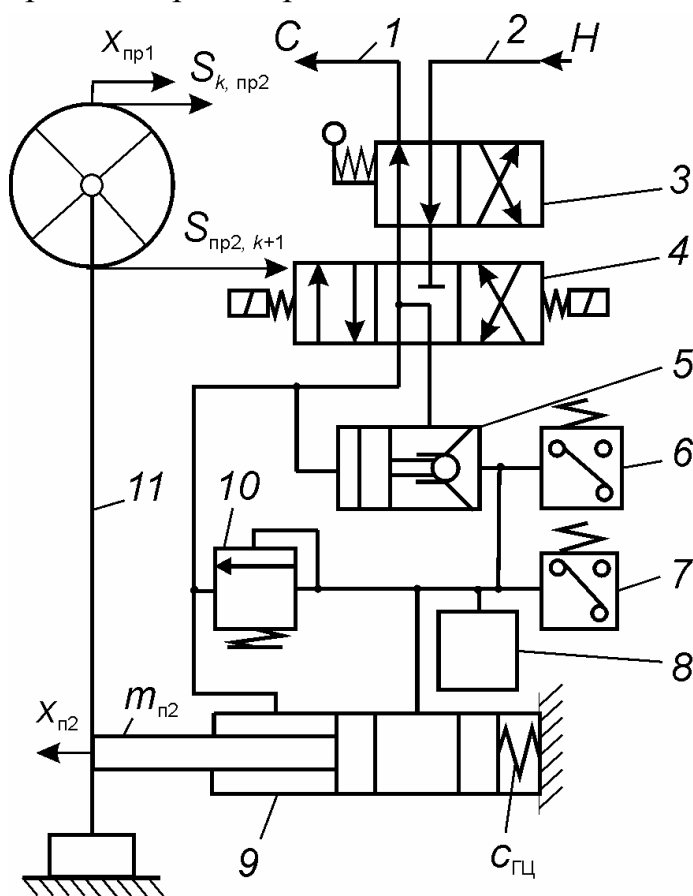


Рис. 2. Гидравлическая схема ГНУ и фрагмент динамической модели хвостовой приводной станции

Для разгрузки ТО при проведении монтажных работ или при регулировании натяжения в рабочем режиме РЖ из напорной магистрали подается в штоковую полость ГЦ и под торец поршня гидрозамка 5, после открывания которого поршневая полость соединяется со сливной магистралью 1.

Защита ССК от экстренных перегрузок осуществляется следующим образом.

При аварийном увеличении нагрузок в ТО и достижении давлением $p_{l\Gamma}$ (l – номер приводной станции, $l = 1, 2$) в поршневой полости ГЦ значения $p_{пк}$, на которое настроен ПК 10, последний срабатывает, РЖ вытесняется через ПК 10 в штоковую полость ГЦ и в сливную магистраль 1, а приводная станция смещается под воздействием упругой реакции ТО. Истечение РЖ из ГЦ определяется расходной характеристикой ПК и прекращается при $p_{l\Gamma} < p_{пк}$. При срабатывании ПК

ГНУ, обычно расположенного ближе к месту заклинивания по ходу ТО, при помощи реле давления 6 отключаются все АД конвейера.

При составлении динамической модели ГНУ принимаются следующие допущения: РЖ не сжимаема; исполнительный элемент ПК и РЖ безинерционны; расход РЖ через ПК l -го ГНУ описывается формулой $Q_{пк} = Q_{пк} \sqrt{\Delta p_{л1} / \Delta p_{пк}}$, где $\Delta p_{л1}$ и $\Delta p_{пк}$ – перепады давления в ПК, $\Delta p_{л1} = p_{л\Gamma} - p_c$, $\Delta p_{пк} = p_{пк} - p_c$; p_c – давление в сливной магистрали; $Q_{пк}$ – расход РЖ через ПК при $\Delta p_{пк}$, определяемый проходным сечением окон клапана.

Математическая модель ССК представляется в виде системы уравнений:
- движения привода

$$J_1 \ddot{\phi}_{1l} = M_{\partial l} - F_{1l} R_{u1} \eta_1^{-1}$$

$$J_1 \ddot{\phi}_{2l} = F_{1l} R_{k1} - F_{1l} R_{u2} \eta_2^{-1}$$

$$J_1 \ddot{\phi}_{3l} = F_{2l} R_{k2} - F_{3l} R_{u3} \eta_3^{-1}$$

$$J_1 \ddot{\phi}_{3l} = F_{3l} R_{u4} - F_{4l} R_{u4} \eta_4^{-1}$$

$$(J_5 + 3J_4) \ddot{\phi}_{5l} = 3(F_{31} R_{u3} + F_{41} R_{k4} \eta_4^{-1}) - W_{0l} R_{36}$$

- движения тягового органа

$$m_i \ddot{x}_i = F_i - f_{\text{тр}i} - F_{ni} - R_i, \text{ если } i \leq n/2;$$

$$m_i \ddot{x}_i = F_i - f_{\text{тр}i} - R_i, \text{ если } i > n/2;$$

- движения груза на конвейере

$$m_{ri} \ddot{x}_{ri} = F_{ni} - f_{\text{тр.г}i};$$

- поступательного движения приводных станций

$$m_{\text{пл}} \ddot{x}_{\text{пл}} = n_{\text{г}} F_{\text{г}} \rho_{\text{г}l} - S_l - F_{\text{пл}} \pm m_{\text{пл}} g \sin \beta;$$

- наполнения ГЦ рабочей жидкостью

$$\dot{Q}_l = Q_{\text{пл}} - Q_{\text{пл}} - Q_{\text{п.к}l} \quad (1)$$

В приведенных уравнениях приняты обозначения: J_r и ϕ_{rl} соответственно момент инерции и угловая координата r -й вращающейся массы l -го привода, $r=1, 2, \dots, 5$; M_{dl} – крутящий момент, развиваемый АД l -го привода; F_{ml} – усилие в m -й зубчатой передаче редуктора, $m=1, 2, 3, 4$; $R_{\text{ш(к) } m}$ радиус шестерни (с индексом «ш») и колеса (с индексом «к») m -й передачи редуктора; η_m – КПД m -й передачи редуктора; J'_4 момент инерции сателлитов относительно оси водителя; W_{0l} – тяговое усилие, развиваемое l -м приводом; R_{36} – радиус приводной звездочки; m_i и x_i – соответственно i -я сосредоточенная масса ТО и ее перемещение, $i=1, 2, \dots, n$; $f_{\text{тр}i}$ – сила сопротивления движению i -й массы ТО; то же, но с индексом «г» относится к i -й массе груза; F_i – сумма активных сил, действующих на i -ю массу ТО; R_i – реакция препятствия движению i -й массы ТО при его заклинивании; m_{li} – масса поступательно перемещающихся частей l -й приводной станции; $x_{\text{пл}}$ – перемещение l -й приводной станции; $n_{\text{г}}$ – число ГЦ в каждом ГНУ; S_l – сила воздействия ТО на l -ю приводную станцию; F_{li} – сопротивление движению l -й приводной станции; g – ускорение свободного падения; β – угол установки конвейера; Q_l – количество жидкости в ГЦ l -й приводной станции; $Q_{\text{пл}}$ и $Q_{\text{пл}}$ – значения подачи и расхода РЖ через электрогидрораспределитель, которые обеспечиваются при крайних положениях золотника. При транспортировании груза вниз для головной приводной станции перед весовой составляющей сил сопротивления движению принимается знак «+», для хвостовой – знак «-».

Усилия в ССК определяются по формулам:

$$F_{1l} = c_1(R_{\text{ш}1}\phi_{1l} - R_{k1}\phi_{2l}) + \mu_1(R_{\text{ш}1}\dot{\phi}_{1l} - R_{k1}\dot{\phi}_{2l});$$

$$F_{2l} = c_2(R_{\text{ш}2}\phi_{2l} - R_{k2}\phi_{3l}) + \mu_2(R_{\text{ш}2}\dot{\phi}_{2l} - R_{k2}\dot{\phi}_{3l});$$

$$F_{3l} = c_3(R_{\text{ш}3}\phi_{3l} - R_{\text{ш}4}\phi_{4l} - R_{\text{ш}3}\phi_{5l}) + \mu_3(R_{\text{ш}3}\dot{\phi}_{3l} - R_{\text{ш}4}\dot{\phi}_{4l} - R_{\text{ш}3}\dot{\phi}_{5l});$$

$$F_{4l} = c_4(R_{\text{ш}4}\phi_{4l} - R_{k4}\phi_{5l}) + \mu_4(R_{\text{ш}4}\dot{\phi}_{4l} - R_{k4}\dot{\phi}_{5l});$$

$$W_{01} = S_{np1,1} - S_{n,np1}; \quad W_{02} = S_{np2,k+1} - S_{k,np2};$$

$$\begin{aligned}
S_1 &= S_{np1,1} - S_{n,np1}; \quad S_2 = S_{np2,k+1} - S_{k,np2}; \\
S_{np1,1} &= c(x_{np1} - x_1 + x_{n1}) + \eta(\dot{x}_{np1} - \dot{x}_1 + \dot{x}_{n1}); \\
S_{np1,1} &= c(x_n - x_{np1} + x_{n1}) + \eta(\dot{x}_n - \dot{x}_{np1} + \dot{x}_{n1}); \\
S_{np1,2} &= c(x_k - x_{np2} + x_{n2}) + \eta(\dot{x}_k - \dot{x}_{np2} + \dot{x}_{n2}); \\
S_{np2,k+1} &= c(x_{np2} - x_{k+1} + x_{n2}) + \eta(\dot{x}_{np1} - \dot{x}_{k+1} + \dot{x}_{n2}); \\
F_{nl} &= (w_{np} m_{nl} g \cos \beta) \operatorname{sign} \dot{x}_{nl}, \text{ если } \dot{x}_{nl} \neq 0; \\
F_{nl} &= n_r F_{\Pi} p_{rl} - S_1 - m_{nl} g \sin \beta, \text{ если } \dot{x}_{nl} = 0 \wedge; \\
&\wedge |n_r F_{\Pi} p_{rl} - S_1 - m_{nl} g \sin \beta| < w_{np, \Pi} m_{nl} g \cos \beta,
\end{aligned}$$

где c_r и μ_r соответственно коэффициенты жесткости и вязкости r -й связи между сосредоточенными массами приводных блоков; $S_{np1,1}$, $S_{np2,k+1}$ и $S_{n,np1}$, $S_{k,np2}$ – усилия в набегающих и сбегающих с приводных звездочек ветвях ТО; x_{np1} и x_{np2} – перемещения ведущих сечений ТО на приводных звездочках соответственно первого и второго приводов; c и η – соответственно приведенные коэффициенты жесткости и вязкости участка ТО;

F_i – рабочая площадь поршня ГЦ; $w_{i\delta}$ и $w_{i\delta,1}$ – коэффициенты сопротивления поступательному движению привода соответственно при перемещении и в состоянии покоя.

В уравнениях (1) $Q_{пк} \neq 0$, если $p_{г1} < p_{пк}$. В рабочем режиме $Q_{п1} = Q_{р1} = 0$, $Q_{п2} = 0$, если $p_{г2} < p_{рег}$, и $Q_{р2} = 0$, если $p_{г2} > p_{рег}$, $p_{рег}$ – регулируемое давление в гидроцилиндрах.

Привод покоится, т.е. $\dot{x}_{i\delta} = 0$, если выполняется условие

$$t = 0 \vee \dot{x}_{nl}(t) \dot{x}_{nl}(t - \Delta t) < 0 \vee x_{nl} = -h_{г1н},$$

где $h_{г1н}$ – выдвижение поршней гидроцилиндров в начальный момент времени; Δt – шаг интегрирования уравнений.

Давление в поршневой полости ГЦ $p_{г1} = c_{гц1} x_{гц1} / n_{г} F_{\Pi}$ где $c_{гц1}$ и $x_{гц1}$ – приведенные к днищу ГЦ соответственно жесткость и деформации ГЦ, $x_{гц1} = Q_l / n_{г} F_{\Pi} - x_{п1}$

В составе каждого ГНУ применены два серийных ГЦ с внутренним диаметром 125 мм. Расход $Q_{пк}$ принимается равным $1,3 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$, а давление $p_{пк}$ варьируется в пределах от 25 до 50 МПа, что отвечает ПК типа КГУ, применяемым в стоечных гидроблоках механизированных крепей. В исследовательских целях рассматриваются большие значения $p_{пк}$ (до 100 МПа) и $Q_{пк}$ ($5 \cdot 10^{-3}$ и $10^{-2} \text{ м}^3/\text{с}$).

Диаграммы изменения режимных параметров, полученные в результате моделирования заклинивания холостой ветви ТО на расстоянии 10 м от хвостовой приводной станции при $p_{пк} = 50 \text{ МПа}$ и $Q_{пк} = 10^{-2} \text{ м}^3/\text{с}$, представлены на рис. 3.

Вначале наблюдается резкое, в основном под воздействием возрастающего крутящего момента АД, увеличение усилия $S_{np2, k+1}$ в холостой ветви ТО и, соответственно, давления $p_{г2}$ в работающих на упор ГЦ хвостового ГНУ.

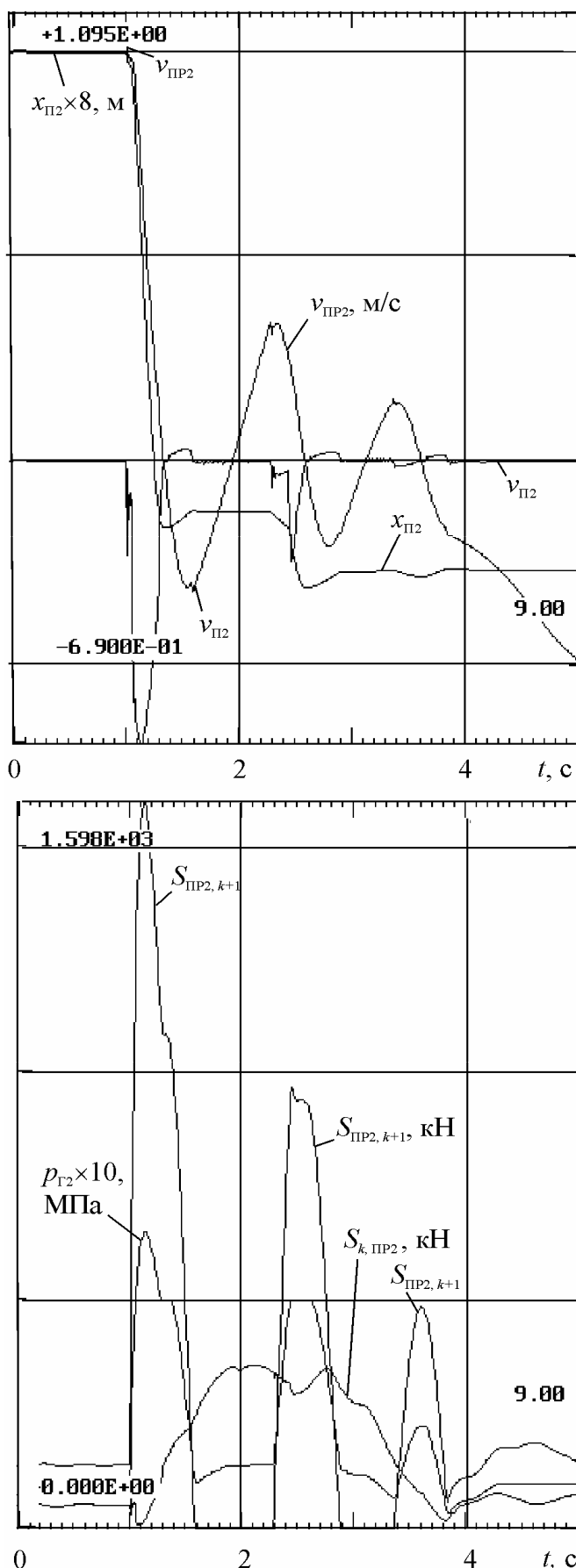


Рис. 3. Диаграммы изменения режимных параметров конвейера КСД27 с гидравлическими натяжными устройствами при заклинивании тягового органа

При достижении давлением $p_{г2}$ настроенного значения $p_{пк}$ начинается истечение РЖ через ПК. Усилие в ТО и давление в ГЦ продолжают расти. Через 0,13 с после срабатывания ПК (время определяется расходом $Q_{пк}$ и инерционными свойствами ГНУ) скорость приводной станции $v_{п2}$ достигает значения скорости ТО $v_{пр2}$ на приводной звездочке, а давление $p_{г2}$ и усилие $S_{п2, k+1}$ — своих максимальных значений, равных соответственно 65 МПа и 1598 кН. После этого, благодаря тому, что при последующем движении приводной станции вплоть до ее остановки при $p_{г2} = p_{пк}$ скорость $v_{п2}$ по модулю превышает $v_{пр2}$, а их сумма (скорость деформации набегающей ветви ТО) становится меньше нуля, усилие $S_{п2, k+1}$ и давление $p_{г2}$ убывают. Более того, поскольку приводная звездочка под воздействием упругой реакции холостой ветви ТО меняет направление вращения (скорость $v_{пр2}$ становится меньше нуля), то после остановки приводной станции усилие $S_{п2, k+1}$ продолжает убывать до нуля и оставаться равным нулю в течение 0,7 с.

В процессе заклинивания усилие $S_{к, п2}$ на верхней ветви ТО после кратковременного снижения до нуля под воздействием приводов увеличивается, достигая 358 кН, при этом давление в замкнутых ГЦ хвостового ГНУ не падает ниже 3 МПа. Несмотря на образование сначала на сбегающей, а затем на набегающей ветви слабины приводная станция испытывает постоянное силовое воздействие со стороны ТО, что исключает потерю контакта цепей с приводными звездочками и соскок цепей со звездочек. При заданном пер-

воначальном выдвижении штоков ГЦ 0,2 м при движении приводной станции поршни не достигают дна ГЦ, благодаря чему предотвращаются удары в ГЦ.

Наконец, под действием упругой реакции грузовой ветви ТО хвостовой привод начинает разгоняться по ходу, в результате чего холостая ветвь ТО снова интенсивно натягивается до срабатывания ПК. Процесс приобретает колебательный характер при постепенном убывании максимальных значений $S_{пр2, k+1}$ и $p_{Г2}$.

Нагрузки, полученные в ТО при защитном срабатывании ГНУ, сравнивались с нагрузками в ТО базового конвейера КСД27 (без ГНУ) (рис. 4). При заданной скорости срабатывания защиты, равной 85 % от номинальной скорости, максимальные значения усилий в ТО при тех же условиях эксплуатации составляли 3678 кН, что превышает предел прочности применяемых в данном конвейере двух цепей калибра 30 мм (класса С). Применение ГНУ позволило снизить $S_{пр2, k+1}$ в 2,2 раза, т.е. до уровня, меньшего пробных нагрузок цепей (910 кН). Следует отметить, защита посредством ГНУ осуществляется при работе АД на устойчивой части механической характеристики (при достижении крутящим моментом АД 2200 Н·м, тогда как его критический момент равен 3700 Н·м), что исключает срабатывание защиты «по скорости», очевидно, более приемлемой при длительных перегрузках.

При $p_{пк} > 50$ МПа более полно используются тяговые возможности привода. Критический момент АД при заклинивании может быть достигнут при $p_{пк}$, равном 100 МПа, что, однако, неприемлемо по условиям прочности как ТО, так и ГЦ.

Отмеченное обстоятельство указывает на принципиальное несоответствие прочностных параметров ТО конвейера КСД27 тяговым характеристикам АД в режимах экстренного нагружения.

Снижение $Q_{пк}$, что в большей степени отвечает техническим возможностям известных ПК, приводит к увеличению максимальных нагрузок в ТО и давления в ГЦ в начале процесса заклинивания, но вместе с тем и к снижению

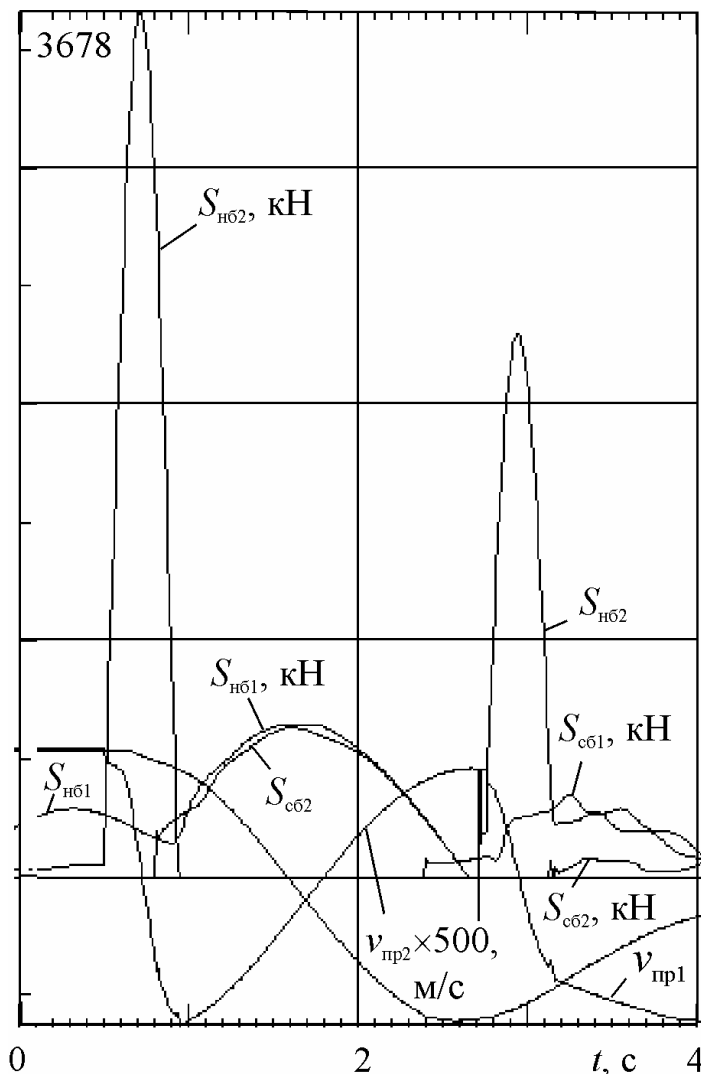


Рис. 4. Диаграммы изменения режимных параметров конвейера КСД27 при заклинивании тягового органа

скорости смещения приводной станции, представляющего опасность для обслуживающего персонала.

Таким образом, применение в составе конвейеров типа КСД наделенных защитными функциями ГНУ при правильном выборе подачи $Q_{\text{п}}$ и расхода $Q_{\text{р}}$ РЖ через электрогидрораспределитель, расхода $Q_{\text{пк}}$ РЖ через ПК при его срабатывании, давления настройки ПК и первоначального выдвижения штоков ГЦ позволяет осуществлять эффективную защиту от экстренных перегрузок.

Выводы и направление дальнейших исследований. Повышение эффективности шахтных скребковых конвейеров нового технического уровня в режимах заклинивания тягового органа может быть достигнуто в результате применения многофункциональных гидравлических натяжных устройств, наделенных защитными функциями. Направлением дальнейших исследований является определение при проектировании гидравлических натяжных устройств и экспериментальная проверка рациональных параметров, отвечающих реальным условиям эксплуатации.

Литература

1. Горлов В.М., Благодетелева З.А. Натяжное устройство скребкового конвейера // Механизация производственных процессов на угольных шахтах Украины. – Донецк: ДонУГИ. – 1977.
2. Горлов В.М., Левин А.Г. Оценка эксплуатационных качеств забойного скребкового конвейера СПГ-53 // Механизация производственных процессов на угольных шахтах Украины. – Донецк: ДонУГИ. – 1980.
3. Сигалов Л.Н. Гидравлическое устройство защиты привода скребкового конвейера // Разработка месторождений полезных ископаемых. Вып. 78. – К.: Техника, 1987.
4. Корнеев С.В., Ширин Л.Н., Плетнев М.В. Адаптация шахтных скребковых конвейеров к условиям производства. – Луганск: Книжковий світ, 2005.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Шириним Л.Н.
Поступила в редакцию 21. 09.06*

УДК 622.232; 621.64

© І.О. Садовенко, М.Г. Лустюк, А.М. Загриценко

МАТЕМАТИЧНЕ МОДЕЛЮВАННЯ ВІДБОРУ ПРОБ БУРШТИНУ СПОСОБОМ ГІДРОРОЗМИВУ

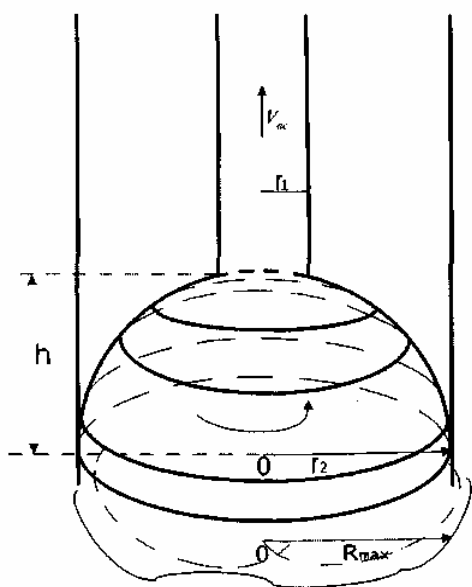
Запропоновано спосіб відбору проб бурштину за допомогою гідророзмиву. Проведено математичне моделювання, розроблено відповідну математичну модель, в основу якої покладено рівняння руху рідини в формі Громеки-Міловича.

Предложен способ отбора проб янтаря гидроразмывом. Произведено математическое моделирование, разработана соответствующая математическая модель, в основу которой положено уравнение движения жидкости в форме Громеки-Миловича.

The way of selection of samples of amber by a underwashing is offered. The mathematical modeling is made, is developed the appropriate mathematical model, in which basis the equation of movement of a liquid in the form Gromeka-Milovich is necessary.

На даний час при визначенні проб бурштину використовують в основному спосіб буріння. Однак не завжди він є ефективним. Більш економним та вигідним, на наш погляд, спосіб взяття проб бурштинової породи з використанням гідророзмиву, який описано та обґрунтовано нижче.

Фізичне моделювання. Розглянемо фізичне моделювання процесу відбору проб бурштиноносної породи за допомогою її гідродинамічного розмиву, утворення пульпи та подальшого її відкачування. У зв'язку з цим, нами розроблена установка для взяття проб бурштиноносної породи (рис.1). Основна її частина складається з двох труб різного діаметра. Внутрішня труба в нижньому кінці завершується формою конуса (дифузора), на внутрішній поверхні якого розміщено колектор із струминоформуючими соплами. Останні створюють в результаті подачі в них води під натиском розмиваючий вихровий потік пульпи. Внутрішня труба служить для всмоктування пульпи.



$$r_2 = 0,3 \text{ м}, r_1 = 0,1 \text{ м}$$

Рис. 1. Схема гідродинамічного утворення пульпи та її підняття

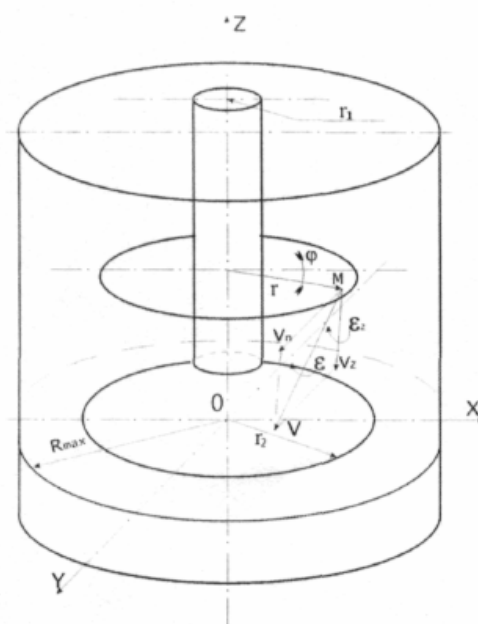


Рис. 2. Схема впливу гвинтового потоку на розрихлення ґрунту

Математична модель задачі. Для наближеної оцінки кінетичних параметрів гвинтового потоку допустимо, що повна швидкість частинки рідини залежить тільки від двох складових (рис.2): осьової V_z та обертової V_n швидкостей, тобто

$$V^2 = V_z^2 + V_n^2, \quad (1)$$

де $V_z = \frac{dz}{dt}$, $V_n = r \frac{d\varphi}{dt}$, (r – радіус виходу).

Крім того, прийнемо, що в кожній точці вектор швидкості v і виходу ε співпадають по напрямку і зберігають стале відношення по абсолютній величині

$$\frac{|\varepsilon|}{|v|} = \frac{k}{2}, \text{ де } k - \text{деяка розмірна стала, м}^{-1}.$$

Витрату гвинтового потоку приймемо сталою. Тоді стан руху рідини описується рівняннями Громеки-Міловича:

$$\frac{d^2 V_z}{dr^2} + \frac{1}{r} \cdot \frac{dV_z}{dr} + K^2 V_z = 0, \quad (2)$$

$$V_n = \frac{1}{k} \cdot \frac{dV_z}{dr}. \quad (3)$$

Диференціальне рівняння (2) являє собою у математичній формі рівняння Бесселя.

Для визначення швидкостей гвинтового потоку та витрат пульпи через всмоктуючу трубу, поступимо таким чином. Нехай для системи диференціальних рівнянь (2), (3) при $r=r_2$ задані початкові умови

$$V_z = V_{z_0}, \quad V_n = V_{n_0} \quad \text{при } r=r_2 \quad (4)$$

$$V_z \leq V_0 < \infty \quad \text{при } r=0 \quad (5)$$

Загальний розв'язок (2), як відомо, має вид:

$$V_z = C J_0(K \cdot r) + C_1 Y_0(K \cdot r), \quad (6)$$

де C, C_1 – деякі, поки що невизначені сталі, $J_0(K \cdot r), Y_0(K \cdot r)$ функція Бесселя 1-го та 2-го роду нульового порядку.

Змоделюємо всмоктуючу трубу вихровою ниткою, яка розміщена по осі OZ циліндричної системи координат.

Оскільки розв'язок задачі з фізичних міркувань повинен бути обмеженим при $r=0$, то будемо його шукати у вигляді

$$V_z = C J_0(K \cdot r). \quad (7)$$

Враховуючи (4),

$$C = \frac{V_{z_0}}{J_0(K \cdot r_2)}. \quad (8)$$

Тоді маємо

$$V_z = \frac{V_{z_0}}{J_0(K \cdot r_2)} \cdot J_0(K \cdot r), \quad (9)$$

$$V_n = \frac{V_{n_0}}{J_0(K \cdot r_2)} \cdot J_1(K \cdot r) \quad (10)$$

Враховуючи (5), з (10) знайдено вираз для отримання коефіцієнта K

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{V_{n_0}}{V_{z_0}} = - \frac{J_1(K \cdot r_2)}{J_0(K \cdot r_2)}. \quad (11)$$

Звідки отримаємо

$$J_1(K \cdot r_2) + \operatorname{tg} \alpha \cdot J_0(K \cdot r_2) = 0. \quad (12)$$

де α – кут, який характеризує інтенсивність крутки потоку.

З аналізу формул (9), (10) випливає, що графіки швидкостей V_z , V_n гомотетично подібні графікам функцій Бесселя $J_0(K \cdot r)$, $J_1(K \cdot r)$ відповідно з деякими сталими коефіцієнтами розтягу по осі OV

$$K_1 = \frac{V_{z_0}}{J_0(K \cdot r_2)}, \quad K_2 = \frac{V_{n_0}}{J_0(K \cdot r_2)}$$

та коефіцієнтом K по осі OR .

Крім того, формули (9), (10) відображають пульсації, які з ростом швидкостей носять затухаючий характер.

Підставляючи $r=R_{max}$ у формули (9), (10), визначимо розрахункові значення осьової V_z та V_n обертової швидкостей у зоні взаємодії гвинтового потоку з пульпою в лунці розмиву

$$V_{z_1} = V_{z_0} \cdot \frac{J_0(K \cdot R_{max})}{J_0(K \cdot r_2)}, \quad (13)$$

$$V_{n_1} = \frac{V_{n_0}}{\operatorname{tg} \alpha} \cdot \frac{J_1(K \cdot R_{max})}{J_0(K \cdot r_2)} \quad (14)$$

Згідно (1) значення повної швидкості на основі (9), (10) обчислюється за формулою

$$V = \frac{1}{J_0(Kr_2)} \sqrt{V_{z_0}^2 \cdot J_0^2(Kr) + V_{n_0}^2 \cdot J_1^2(Kr)}. \quad (15)$$

Тоді значення повної швидкості на осі гвинтового потоку (при $r=0$)

$$V(0) = \frac{1}{J_0(Kr_2)} \sqrt{V_{z_0}^2 \cdot J_0^2(0) + V_{n_0}^2 \cdot J_1^2(0)}.$$

Оскільки $J_0(0)=1$, $J_1(0)=0$, то з останньої формули маємо

$$V(0) = \frac{V_{z_0}}{J_0(Kr_2)}. \quad (16)$$

Витрата пульпи в лунці розмиву визначається очевидною формулою:

$$Q_n = \int_0^{2\pi} \int_{0_{n_1}}^{R_{max}} r V_z d\varphi dr. \quad (17)$$

Враховуючи залежність (9), отримаємо:

$$Q_n = \frac{2\pi \cdot V_{z_0}}{J_0(0)} \int_0^{2\pi} \int_{0_{n_1}}^{R_{max}} r \cdot J_0(K \cdot r) d\varphi dr. \quad (18)$$

Використовуючи представлення функції Бесселя $J_0(K \cdot r)$ і той факт, що $J_0(0)=1$ [1], після інтегрування (18) отримаємо:

$$Q_n = 2\pi V_{z_0} \cdot \Phi(R_{max}), \quad (19)$$

де

$$\Phi(r) = \sum_{i=0}^{\infty} \frac{(-1)^i}{(i!)^2} \cdot \left(\frac{K}{2}\right)^{2i} \cdot \frac{r^{2i+2}}{2i+2} \quad (20)$$

Простір у зоні всмоктування, не зайнятий ґрунтом і вихором, заповнений струминами води. Для того, щоб процес всмоктування ґрунту протікав безперервно, величина глибини лунки всмоктування h не повинна перевищувати деякого критичного значення $h \leq h_k$, яка залежить від характеру ґрунту, швидкості всмоктування в гирлі всмоктуючої труби, її геометричної форми та розмірів.

Для визначення величини глибини лунки всмоктування h можна скористатись залежністю

$$h = r_1 \cdot \sqrt{\frac{V_{\text{вс}}}{2V_p}}, \quad (21)$$

$V_{\text{вс}}$ - середня швидкість всмоктування в гирлі всмоктуючої труби; V_p - розмивна швидкість для даного типу ґрунту.

Величину розмивної швидкості V_p ґрунту можна наближено обчислити за формулою [2]

$$V_p = 99,05 \sqrt{14d_{\text{ср}} + 5 / d_{\text{ср}}}, \quad (22)$$

де $d_{\text{ср}}$ - середній діаметр частинок ґрунту, що розмивається.

Максимальний радіус лунки всмоктування можна визначити, скориставшись залежністю

$$R_{\text{max}} = 3h. \quad (23)$$

Вакууметрична висота всмоктування знаходиться за формулою:

$$H_{\text{вак}} = H_2 \cdot \frac{\gamma_n}{\gamma_n} + H_p \left(1 - \frac{\gamma_n}{\gamma_{\text{в}}} \right) + h_{\text{вх}} + h_{\text{вс}} + \frac{V_*}{2g}, \quad (24)$$

де H_2 - геометрична висота всмоктування; H_p - глибина розробки; $\gamma_{\text{в}}, \gamma_n$ - густини води і пульпи; $h_{\text{вх}}$ - гідравлічні витрати на вході всмоктувальної труби; $h_{\text{вс}}$ - гідравлічні втрати у всмоктувальній трубі; $V_*/2g$ - швидкісний напір на вході у ґрунтовий насос; V_* - швидкість пульпи на вході в насос.

Продуктивність ґрунтозабірного пристрою з вільним всмоктуванням можна визначити за формулою [3]

$$W_p = 3600 C \omega_{\text{вс}} V_{\text{вс}}, \quad (25)$$

де C - об'ємна консистенція пульпи; $\omega_{\text{вс}}$ - площа всмоктувального отвору; $V_{\text{вс}}$ - швидкість всмоктування.

Висновок. Запропонований спосіб відбору проб бурштину за допомогою гідророзмиву. Обґрунтовані залежності (18-25) дають повне уявлення щодо технологічного регулювання відбору проб бурштину способом гідророзмиву.

Література

1. Янке Е., Эмде Ф., Леш Ф. Специальные функции: Формулы, графики, таблицы. - М., 1977. - 344с.
2. Царевський А.М. Гидромеханизация мелиоративных работ. - М.: Изд-во сельскохозяйственной литературы, 1963. - 438 с.
3. Шкундин Б.М. Землесосные работы в гидротехническом строительстве. - М.: Высшая школа, 1977. - 239 с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Зборовским А.В.
Поступила в редакцию 25. 09.06*

ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ БРИКЕТОВ ИЗ УГОЛЬНЫХ ШЛАМОВ И ШТЫБОВ, ПОЛУЧЕННЫХ СПОСОБОМ ХОЛОДНОГО ОКУСКОВАНИЯ

В статье рассматривается новая технология окускования каменноугольных шламов и штыбов. Представлено оборудование, реализующее новую технологию окускования.

У статі розглядається нова технологія огрудкування кам'яновугільних шламів і штибів. Представлено обладнання, реалізуюче нову технологію огрудкування.

In article the new technology preforming coal cleaning rejects is considered. The equipment realizing new technology preforming is presented.

В рамках Программы научно-технического развития Донецкой области на период до 2020 года совместно с ОАО Донецкоблэнерго и донецким филиалом государственного предприятия «Укрэнергоуголь» разработана новая технология окускования угольных шламов и штыбов.

Обобщенные научные исследования, которые были признаны и зарегистрированы как научное открытие №12 [1], явились основой разработки новой технологии адгезионно – химического окускования бурого угля, торфа, угольных шламов и других материалов органического происхождения и отходов или их комбинации. Созданы промышленные установки, реализующие технологию - холодного окускования топлива ХОТ-3 и ХОТ-31 [2]. Установки включают последовательно установленные три ступени. В каждой ступени происходит раздавливание комков слежавшегося каменноугольного шлама, бурого угля и других компонентов шихты, необходимой для производства композиционного топлива, их перемешивание, в том числе и с добавками. Обработанная таким образом шихта в каждой ступени продавливается через фильтры с круглыми отверстиями. От ступени к ступени она приобретает все большую пластичность и однородность.

При годовой добыче около 80 млн.т., угольная промышленность едва удовлетворяет актуальные потребности твердотопливной электроэнергетики и металлургии страны, а также ежегодно требующиеся в пределах 20-30 млн.т. каменного угля для бытовых и коммунальных нужд. Полная загрузка мощностей электростанций могла бы удовлетворить потребности в электроэнергии. Однако, для этого необходимы дополнительные объемы угля.

За многолетний период работы угольной промышленности Украины, вблизи шахт и обогатительных фабрик имеется около 150 млн.т угольных шламов и штыбов, использование которых в качестве вторичного топливного ресурса, значительно улучшит состояние топливно-энергетического комплекса.

Брикетиrowание каменноугольной мелочи и антрацитовых штыбов дает возможность расширить ресурсы сортового топлива.

Брикеты являются высококалорийным и удобным в обращении топливом, находят применение в быту и обеспечивают сокращение их перевозок.

В последнее время брикетирование углей начинает приобретать большое значение в связи с развитием производства искусственного бытового топлива. Большинство из известных способов получения искусственного топлива основано на его предварительном брикетировании с последующей термической обработкой брикетов.

Традиционные технологии брикетирования являются дорогостоящими и энергоёмкими. Для осуществления процесса традиционного брикетирования необходимо создание давления в 10-50 МПа при использовании связующих веществ и 50-100 МПа без связующих, а также температура в пределах 90-100°C. Факты показывают, что необходим новый подход в вопросе переработки угольных шламов и штыбов.

Целью работы является исследования прочностных свойств брикетов из угольных шламов и штыбов, полученных способом холодного окускования.

Сущность технологии адгезионно-химического окускования состоит в том, что при перемешивании и перетирании углистых и глинистых частиц растёт электростатическая зарядность данного материала. Это объясняется повышением удельной поверхности частиц, несущих электрические заряды. Экспериментально установлено, что электрокинетический потенциал на поверхности частиц увеличивается в 2-2,5 раза. Установлено, что рост зарядности ведёт к увеличению прочности и улучшению структурообразования полученного топлива. Механизм окускования состоит из следующих процессов: перетирание и уплотнение шламов внутри установки, вызывающее сжатие материала между частицами, затем уплотняются и деформируются сами частицы, при этом, между ними возникает молекулярное сцепление. В результате окускования происходит переход упругих деформаций частиц в пластические, вследствие чего структура получаемых цилиндров – брикетов упрочняется и сохраняется заданная форма.

В лабораторных условиях были испытаны альтернативные способы воздействия на дисперсные частицы материала, повышающие их зарядность и прочность готового продукта. В результате нормированного воздействия специально разработанным физическим раствором на антрацитовый шлам, исходный материал был окускован с различной степенью зарядности, что позволило получить образцы более высокой прочности.

Зависимость прочности окускованного материала от Eh-потенциала представлена на рисунке 1.

Установленные закономерности взаимодействия угольных шламов с физическими растворами различной степени кислотности были положены в основу новой технологии окускования.

Предложенная технология, основана на принципах холодного окускования твёрдого топлива и уменьшает затраты при производстве.

Готовый продукт имеет вид цилиндрических стержней диаметром 30 мм и длиной 50...200 мм. Куски, даже в сыром виде, обладают достаточной прочностью и не слипаются друг с другом (рис. 2). Сушка осуществляется за счет принудительной вентиляции в течение 1 часа, либо в условиях естественной вентиляции в течение 2...3 суток.

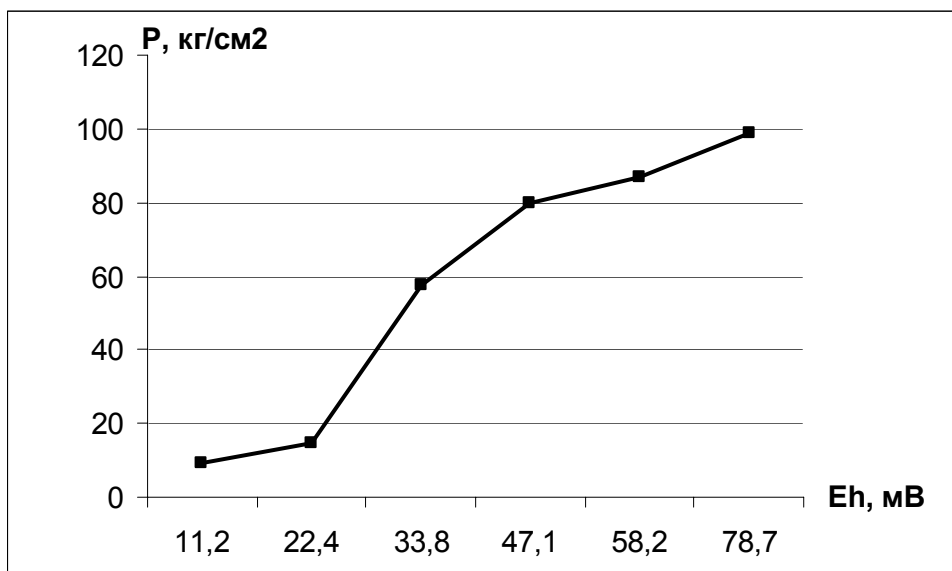


Рис. 1. Зависимость прочности окускованного материала от электрокинетического потенциала заряженности частиц



Рис. 2. Готовое окускованное топливо
(исходный материал антрацитовый шлам)

Окускованное топливо обладает высокими теплоэнергетическими и физико-механическими свойствами, в частности, достаточной механической прочностью, водостойкостью, термостойкостью. Так готовое топливо, даже при использовании высокосольных каменноугольных шламов, имеет теплотворную способность не менее 3500 ккал/кг, а при окусковании низкосольного угля может достигать 4500 ккал/кг, при окусковании антрацитовых шламов и штыбов до 6000 ккал/кг.

Слой такого топлива при сжигании имеет хорошую газопроницаемость, что обеспечивает полную степень сгорания даже при относительно высокой зольности.

Технология окускования не энергоёмка. На тонну готовой продукции расходуется до 35 кВт·ч с учётом сушки. Себестоимость передела составляет 35-40 грн./т.

Топливо при переработке отходов с использованием новой технологии, обладает достаточной прочностью и теплотворностью в зависимости от физико-механических и физико-химических свойств исходного материала. Эти свойства используются потребителями при транспортировке и сжигании. Для твёрдого топлива эти свойства напрямую зависят от углефикации и степени метаморфизма. Известно, что с ростом степени углефикации возрастает содержание углерода в материале. Поэтому подход к окускованию разных горючих ископаемых должен быть неодинаковым.

Все виды твёрдых горючих ископаемых объединяют в себе две составляющие: органическое вещество и минеральную компоненту. Для оценки возможностей и необходимых параметров окускования выполняются исследования проб исходного горючего материала, представительная гамма результатов, которых растёт, в связи с увеличением количества композиций исходного материала. Для выбора режимов и параметров процесса окускования топлива выполняются термический, рентгеноструктурный, технический (определение зольности, влажности, калорийности при сжигании и выход летучих веществ) и химический анализы, на основании которых прогнозируется прочность топлива, необходимая для транспортировки и хранения.

Увеличение прочности связано с особенностями протекания адсорбционных процессов при взаимодействии твёрдой фазы с дисперсной средой. Прочность при структурообразовании обуславливается процессами взаимного расположения и взаимосвязи между компонентами шихты и достаточно полно может быть охарактеризована адгезией. Последняя зависит от изменения конформации макромолекул структур связующих на границе раздела фаз: от шероховатости, пористости и влажности топлива.

Изменение влажности в готовом продукте влияет на прочность окускованных шламов или штыбков. При оптимальном содержании влаги можно получить высокую прочность. Но как показали исследования, уменьшение влажности ведёт к увеличению прочности окускованного топлива (рис. 3).

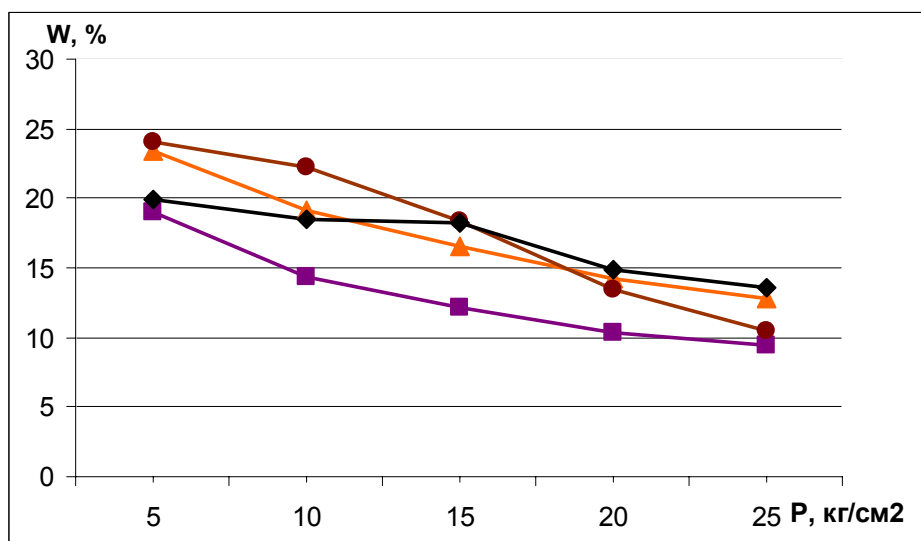


Рис. 3. Зависимость прочности от содержания влаги окускованных шламов

На рис. 3 изображены зависимости прочности окускованного топлива от влажности шламов углей марок газовый, длиннопламенный, тощий и антрацит (от верхней зависимости к нижней).

Таким образом, на основании рассмотренного материала по принципиально новой технологии окускования топлива, можно сделать следующие выводы:

– разработана эффективная технология окускования угольных шламов и штыбов;

– установлено, что увеличение заряженности частиц одного из антрацитовых шламов от 11,2 мВ до 78,7 мВ ведёт к увеличению прочности при его окусковании от 9,5 кг/см² до 98,9 кг/см²;

– с увеличением влажности исходного материала уменьшается прочность окускованного топлива.

Литература

1. Научное открытие №12, 1995 год (г. Москва). «Закономерность омоноличивания рыхлых водонасыщенных пород» / Бондаренко В.И., Пивняк Г.Г., Зорин А.Н.
2. Патент України № 65923А, Спосіб згрудкування твердого палива органічного походження та шихта. Пілов П.І., Бондаренко В.І., Куденко Г.О., Канарська Н.В.
3. Химия природных энергоносителей и углеродных материалов. М. - 1998.
4. Саранчук В.И., Ошовский В.В. Физико-химические основы переработки горючих ископаемых: / ДонГТУ, Східний видавничий дім, 2001. - 304 с.
5. Круглицкий Н.Н. Основы физико-химической механики. – Киев: Вища школа, 1977. – Т.3. – 135 с.

Рекомендована к публикации д.т.н. Бондаренко В.И.

Поступила в редакцию 22.09.06

УДК 622.673.1

© К.С. Заболотный, Е.В. Панченко

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЕЛИЧИНЫ РАДИАЛЬНОЙ НАГРУЗКИ КАНАТА В БОБИННОЙ НАМОТКЕ

Рассмотрена сходимость теоретической величины радиальной нагрузки бобины с экспериментальными данными, полученными на специально разработанной машине бобинного органа навивки.

Розглянуто збіжність теоретичної величини радіального навантаження бобіни з експериментальними даними, отриманими на спеціально розробленій машині бобінного органу навивки.

Convergence of theoretical size of radial loading of the reel with the experimental data received by specially developed machine with multilayered winding of a rope is considered

Актуальность работы. В настоящее время возникла необходимость создания мощных подъемников на глубины свыше 1500 м. Специалисты НГУ, «Кривбасспроекта», НКМЗ в качестве тягового органа предложили резинотросовые ленты и канаты (РТЛ, РТК) с плотной упаковкой, которые при концевом грузе до 160 т позволяют обеспечить вертикальный подъем груза до 1700 м при ширине ленты 1,65 м. В бобинном подъеме присутствует многослойная намот-

ка резиноватросового каната – новый неизученный элемент подъемной установки с большой податливостью. Для выбора допустимых нагрузок в системах с резиноватросовым канатом, оптимальной конструкции резиноватросового каната, определения величины расчетных радиальных нагрузок барабанов необходимо исследовать характер и величины удельных давлений, возникающих при многослойной намотке каната под натяжением.

Современное состояние вопроса. Многослойная намотка широко используется в промышленности. Однако существующие теории намотки нитки и изотропной ленты непригодны к намотке резиноватросового каната, вследствие особенностей его строения. Прикладные теории многослойных анизотропных оболочек невозможны из-за специфики нагрузки и условий закрепления тела наматывания в отличие от типовых многослойных оболочек, например, баллонов шин. Известны подходы Б.С. Ковальского и Ю.М. Тарнопольского [1, 2], недостатки которых в том, что при решении введено допущение о независимости первоначального давления слоя от его радиуса, что верно для небольшого числа намотанных слоев. Кроме того не выполнен анализ влияния параметров намотки на распределение усилий по сечению, что особенно важно для понимания физических процессов намотки.

Цель работы – установление порядка истинной величины радиальной нагрузки резиноватросового каната в бобинной намотке.

В связи с тем, что в настоящее время нет условий для проведения натуральных экспериментов, определим величину этой нагрузки из решения математической модели многослойной намотки [3], а достоверность решения оценим из сопоставления результатов решения с данными экспериментов с материалом моделирующим резиноватросовый канат. В решении [3], резиноватросовый канат представлен как слой анизотропного материала, имеющий малый модуль упругости на поперечное сжатие, поэтому в качестве модели была выбрана резиноватросовая лента толщиной 1 мм на которую наклеивалась лента из пермаллоя толщиной 0,005 мм, шириной 30 мм с продольным модулем упругости $1,6 \cdot 10^6$ кг/см². Поперечный модуль упругости такого материала определялся из испытаний на стыке каната из 20 образцов и он составил 20 – 30 кг/см².

Для измерения величины радиального давления было проработано несколько вариантов конструкций бобин, в которых различным способом фиксировалась радиальная нагрузка. Наиболее удачной оказалась конструкция, схема которой представлена на рис. 1. Здесь бобина представляет собой обойму – 1, в которой вдоль цилиндрической поверхности просверлено по периметру 12 не сплошных каналов диаметром 12 мм. После сверления каналов часть цилиндрической поверхности была срезана на токарном станке так, чтобы от каждого диаметра осталось на ширине намотки чуть больше его половины. В конце канала просверлены отверстия под винты. В каналах вклеены резиновые трубки – 2, являющиеся датчиками давления.

Один конец каждой трубки, который выходит наружу, заклеен тонкой резиновой мембраной – 3. Через отверстия по винты в трубку заливается вода и удаляется воздух. Винты с прокладкой плотно закручиваются. На мембрану каждой трубки клеится тензодатчик – 4 с базой 5 мм.

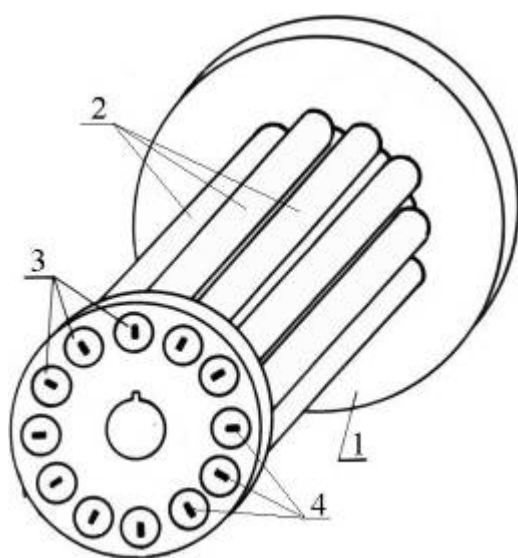


Рис. 1. Схема экспериментальной бобины с датчиками давления

Тензодатчики подключаются к цифровому тензометрическому мосту ЦТМ-5, который позволяет последовательно с очень высокой точностью измерять статическую деформацию тензодатчиков (измерения производятся в условных единицах). При намотке ленты на бобину витки навивки сжимают датчики давления при этом, из-за постоянства объема воды, происходит деформирование мембран и растяжение тензодатчиков. Достоинствами такого способа измерения является: возможность измерять радиальную нагрузку с очень высокой точностью за счет того,

что вся нагрузка воспринимается только резиновыми трубками и возможность получения закона распределения радиальной нагрузки по периметру бобины.

Тарировка датчиков осуществляется следующим образом. Последовательно каждую резиновую трубочку размещают в верхнем вертикальном положении. На трубку кладется балочка на концы которой подвешивается грузик и затем радиальная деформация трубки измеряется с помощью тензодатчиков и ЦТИ-5. Затем подвешивают новый грузик и измеряют соответствующую ему деформацию. Таким образом, получают зависимость между силой давления на резиноватросовую трубку и деформацией тензодатчика.

На рис. 2, 3, 4 приведены тарировочные графики для I – XII датчиков давления, из которых следует, что все двенадцать датчиков имеют в пределах изменения нагрузки (1 – 4 кг) линейную характеристику. Масштабные коэффициенты записей незначительно отличаются между собой.

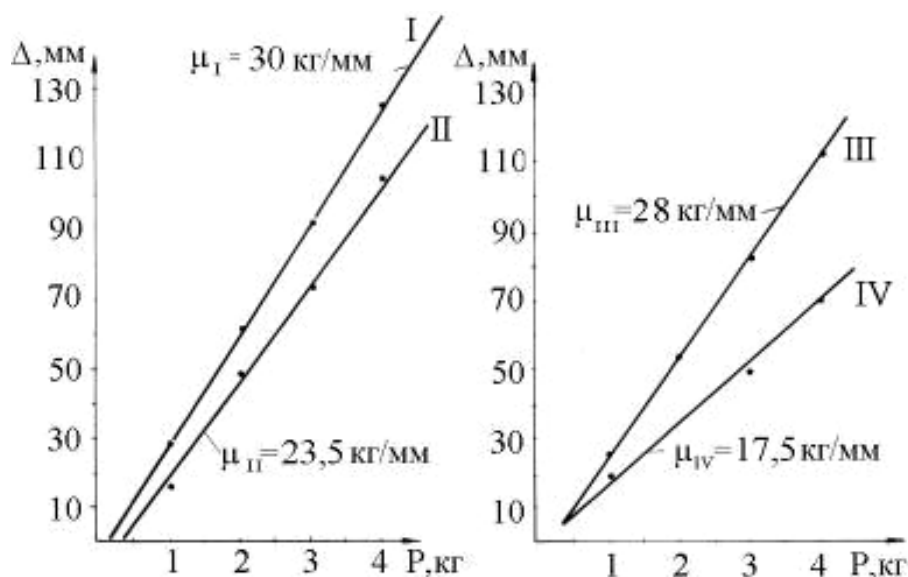


Рис. 2. Тарировочные графики датчиков давления (I – V)

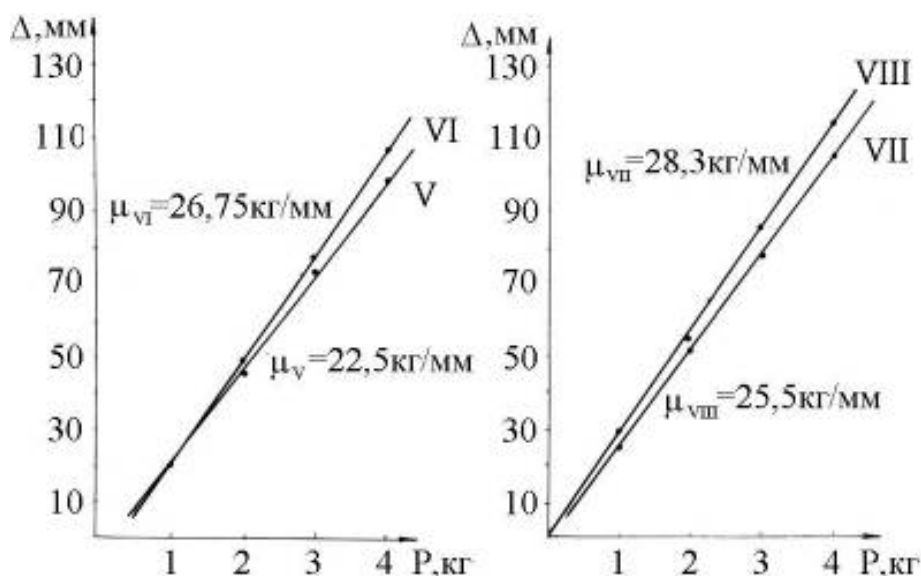


Рис. 3. Тарировочные графики датчиков давления (VI – VIII)

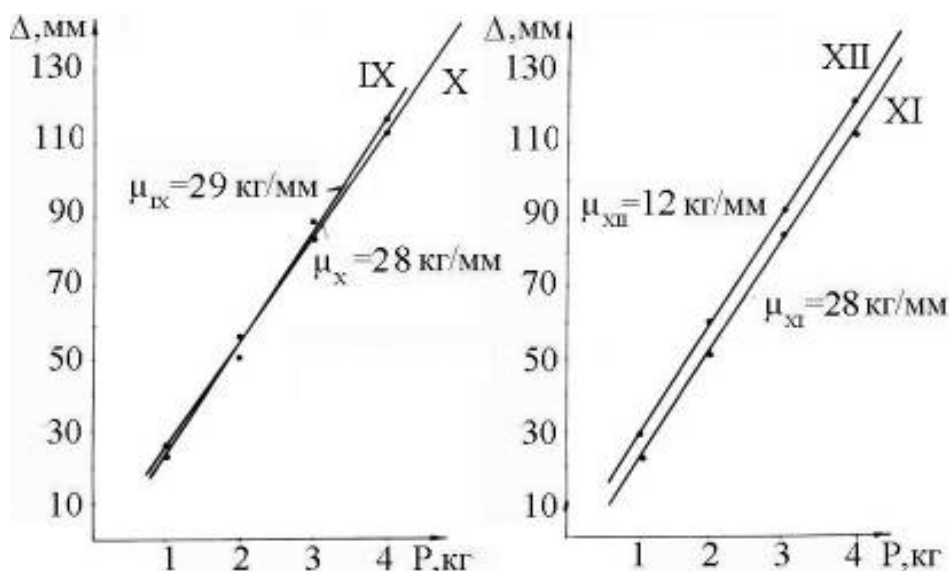


Рис. 4. Тарировочные графики датчиков давления (IX – XII)

На рис. 5 и 6 приведена соответственно схема и фотография установки, на которой производился эксперимент. Бобина с датчиком давления одета на шлицы вала приводного механизма. Груз – 1 с блоком – 2 подвешиваются на ленту – 3, один конец которой закреплен на бобине – 4, а второй на катушке – 5 с запасом витков ленты. Катушка – 5 тормозится ленточным тормозом – 6. При вращении бобины – 4 происходит намотка на неё ленты. Одновременно поднимается груз – 2. Как только запас высоты исчерпан, то бобину – 4 затормаживают, а катушку – 5 растормаживают и постепенно отматывают от неё витки ленты – 3. Таким образом, получают постоянное натяжение наматываемого конца ленты. Измерение величины усилия в каждом датчике проводилось через целое число оборотов в статике.

На рис. 7 и 8 приведены зависимости радиальной нагрузки I – XII датчиков от числа витков N наматываемого материала.

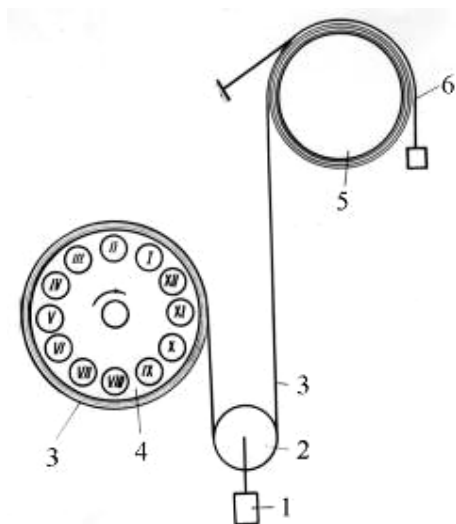


Рис. 5. Схема экспериментальной установки по определению радиальной нагрузки

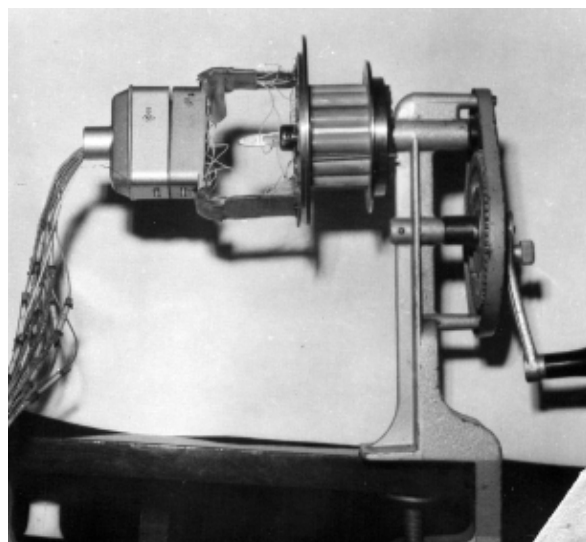


Рис. 6. Общий вид экспериментальной установки по определению радиальной нагрузки

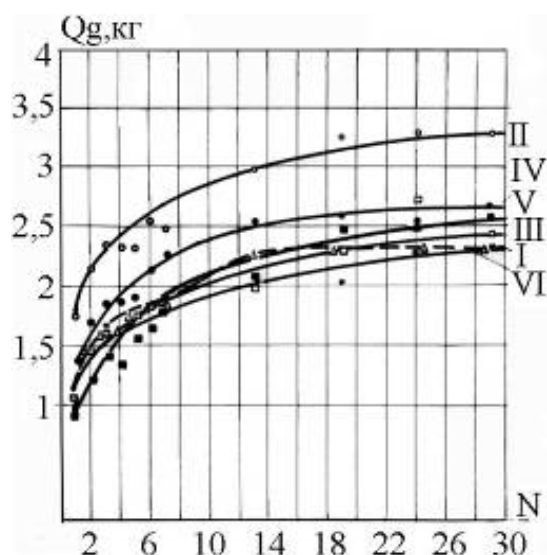


Рис. 7. Зависимость радиальной нагрузки I – VI датчиков от числа наматываемых витков

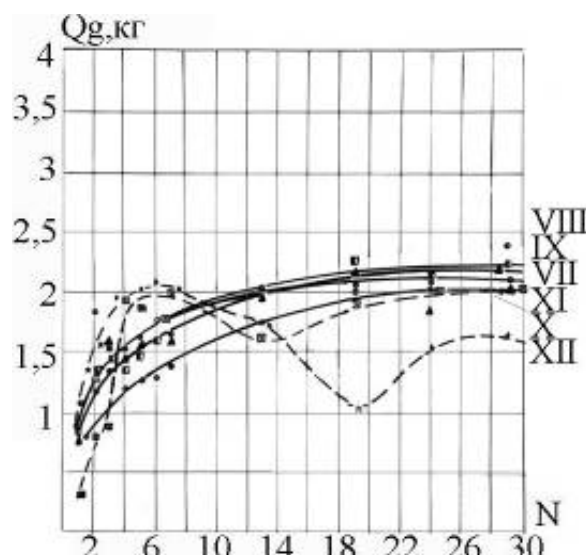


Рис. 8. Зависимость радиальной нагрузки VII – XII датчиков от числа наматываемых витков

Из этих графиков следует, практически все датчики описывают практически одинаковые по характеру кривые, разница только в абсолютной величине этих нагрузок. Этот факт объясняется неравномерностью натяжения ленты по дуге обхвата. Из-за этого верхние датчики (I – IV) воспринимают большую по величине радиальную нагрузку, чем остальные. С увеличением витков это различие нивелируется. Поведение же кривых X и XII датчиков можно объяснить тем, что мембрана этих датчиков была в начале вогнутой, а не выпуклой как у остальных. При достижении критической нагрузки мембрана потеряла устойчивость и приняла другую форму равновесия. При этом и произошло падение давления. Из кривых рис. 7, 8 также следует, что с увеличением числа витков нагрузка на датчик стабилизируется.

На рис. 9 (кривые I) приведены результаты эксперимента по оценке влияния податливости бобины на величину радиальной нагрузки. Для различного числа витков трения (10, 5, 3) определялась радиальная нагрузка на 1 датчик. Из графиков следует, что с увеличением податливости бобин (это соответствует увеличению параметра λ_2). Радиальная нагрузка падает.

Оценим погрешность математической модели [3]. Радиальная нагрузка, действующая на один датчик давления, определится из выражения:

$$Q_g = \frac{8 \cdot \pi \cdot \delta_0 \cdot \omega_0}{\lambda_2 - \mu_1 - 1} \cdot \int_1^{\sqrt{r}} \frac{1 - \psi \cdot (z^4 - 1) dz}{z^{-2 \cdot \omega_0} - \gamma \cdot z^{+2 \cdot \omega_0}} \cdot \frac{T_0}{n}, \quad (1)$$

где $\lambda = R_m / R$ – отношение максимального радиуса навивки к минимальному; $\lambda_1 = E_P \cdot F / E_C \cdot b \cdot h$ – коэффициент, характеризующий анизотропию свойств ленты; F – площадь поперечного сечения ленты; E_P – продольный модуль упругости ленты на растяжение; E_C – модуль упругости ленты на сжатие; C_n – приведенная жесткость витков трения и бобины; T_0 – натяжение намотки; n – число датчиков; $\lambda_2 = E_P \cdot F / C_n \cdot R_b \cdot h$ – коэффициент характеризующий соотношение коэффициентов жесткости ленты и бобины;

$$\psi = 0; \mu_{1,2} = -\frac{3}{2} \pm \omega_0; \omega_0 = \sqrt{1/4 + \lambda_1}; r = z^2; \gamma = \frac{\lambda_2 - \mu_2 - 1}{\lambda_2 - \mu_1 - 1}; \delta_0 = \frac{R}{n};$$

Для наших значений параметров ($\lambda_1 = 400$, $\lambda_2 = 50$, $T_0 = 4$ кг). График зависимости Q_g от N приведен на рис. 10. Из сравнительного анализа кривых следует, что модель [3] дает хорошую сходимость с экспериментом.

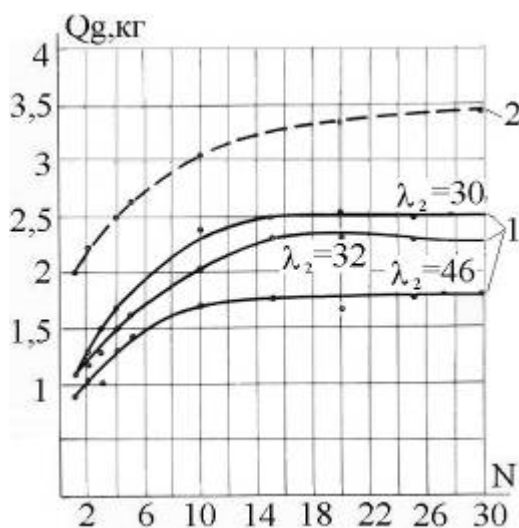


Рис. 9. Влияние податливости намотки на величину радиальной нагрузки

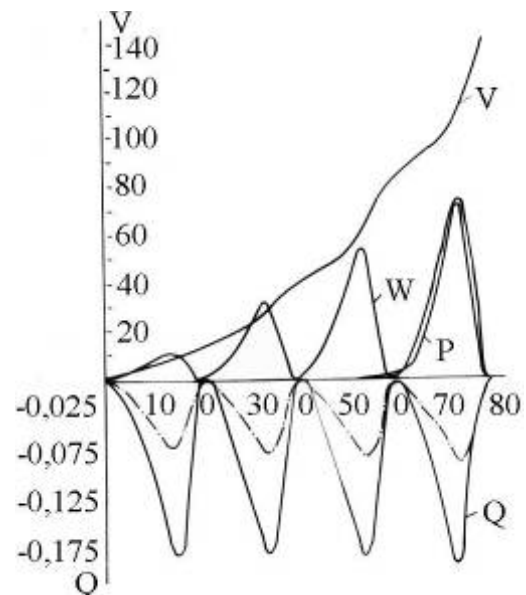


Рис. 10. Зависимость параметров нагрузки по сечению намотки

Выводы

1. Процесс роста радиальной нагрузки при многослойной намотке рези-нотросового каната есть процесс устанавливающийся.

2. Величины радиальной нагрузки бобины, полученные экспериментальным и теоретическим путем, близки между собой (погрешность не превышает 25 %), что подтверждает справедливость расчетов радиальной нагрузки бобины по формуле (1).

Литература

1. Ковальский Б. С. Теория многослойной навивки каната // Докл. АН СССР. – 1950. – Т. LXXIV, № 3. – С. 429-432.
2. Тарнопольской Ю. М., Розе А. В. Особенности расчета деталей из армированных пластиков. – Рига: Зинатне, 1969. – 274 с.
3. Заболотный К.С. Исследование особенностей механики и выбор рациональных параметров бобинных подъемных машин с резинотросовым канатом. Дис. на соиск. ученой степени канд. тех. наук. 05.05.06. Днепропетровск. – 1979. – 248 с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Франчуком В.П.
Поступила в редакцию 15.09.06*

УДК 622.73:621.926.5

© Ю.А. Шевченко

ИССЛЕДОВАНИЕ СПОСОБОВ УСИЛЕНИЯ ЭФФЕКТА ПАРАМЕТРИЧЕСКОГО РЕЗОНАНСА ПРИ ДВИЖЕНИИ ВНУТРИМЕЛЬНИЧНОЙ НАГРУЗКИ ДЛЯ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУД В БАРАБАННЫХ МЕЛЬНИЦАХ

Досліджена можливість збільшення параметричного резонансу та розширення областей його виникнення для інтенсифікації процесу подрібнення матеріалу у внутрішніх шарах навантаження барабаних подрібнювачів.

Исследована возможность усиления параметрического резонанса и расширения областей его возникновения для интенсификации процесса измельчения материала во внутренних слоях нагрузки барабанных мельниц.

The possibility of the reinforcement of the parametric resonance and expansions of the areas of his origin for improvements of the process of the pulverizing the material in internal layer of the load of the drum mills are explored.

Введение. Постановка проблемы. Исследование характера движения шаровой и рудной внутримельничной нагрузки во вращающемся барабане мельницы имеет большое значение для теории и практики измельчения руд перед обогащением. Эти задачи связаны с рациональным профилированием футеровки, расчетом разгрузочных и загрузочных устройств, выбором оптимальных технологических режимов работы мельницы и т.д. [1].

Одним из наиболее вероятных механизмов возбуждения колебаний нагрузочного момента привода мельницы являются колебания внутренних слоев нагрузки барабана, вызванное периодическим изменением радиуса вращения [2]. Предлагается, что свободное движение внутримельничной нагрузки описывается уравнением:

$$\ddot{\theta} - f\dot{\theta}^2 + \omega_0^2 \sin(\theta - \arctg(f)) = 0, \quad (1)$$

где θ - угол отклонения центра тяжести от вертикальной оси, rad ; f - коэффициент трения; g - ускорение свободного падения; R - радиус барабана мельницы, m .

При этом частота колебаний системы может быть приближенно оценена по формуле:

$$\omega_0^2 = \frac{g}{R} \sqrt{1 + f^2}. \quad (2)$$

Как следует из уравнения (1), характер движения материала не зависит от его массы, а определяется радиусом барабана мельницы R и коэффициентом трения f .

Исследовав систему (1), в зависимости от коэффициента трения f , было получено следующее нелинейное дифференциальное уравнение [3]:

$$\ddot{\theta} - f\dot{\theta}^2 \text{Sign}(\Omega - \dot{\theta}) + \frac{g}{R} \cdot \sin(\theta) - \frac{fg}{R} \cdot \cos \theta \cdot \text{Sign}(\Omega - \dot{\theta}) = 0. \quad (3)$$

За счет наносности барабана, т.е. несовпадения его геометрической оси с осью вращения, параметр R (радиус вращения нагрузки) будет изменяться по закону:

$$R = R_0 + r \cdot \sin(\omega \cdot t), \quad (4)$$

где R_0 – средний радиус вращения, m ; r - малый радиус, m ; ω - частота изменения параметра R , кратная частоте вращения барабана, rad/c .

Из классической литературы [4] известно, что параметрический резонанс в системе (3) возможен, если отношения частот $2\omega_0 / \omega \approx n$, где $n = 1, 2, 3, \dots$

При этом ширина областей резонанса будет интенсивно определяться значениями n и r .

При наличии диссипации в системе (3) имеем:

$$\ddot{\theta} - f\dot{\theta}^2 \text{Sign}(\Omega - \dot{\theta}) + \rho\dot{\theta} + \frac{g}{R} \cdot \sin(\theta) - \frac{fg}{R} \cdot \cos \theta \cdot \text{Sign}(\Omega - \dot{\theta}) = 0 \quad (5)$$

области возникновения резонанса сужаются и он возможен при малых значениях n и больших r .

Если диссипация нелинейная и коэффициент демпфирования ρ возрастает с увеличением угла θ , то в системе (5) при параметрическом резонансе устанавливаются колебания с определенной амплитудой [5].

Целью настоящей работы является усиления параметра резонанса в системе (5), т.е. расширения областей его возникновения или увеличения амплитуды установившихся колебаний при нелинейной диссипации за счет изменения параметра в формуле (4) по гармоническому закону:

$$\omega = \omega^0 + k \cdot \sin(\omega' t), \quad (6)$$

где ω^0 - средняя скорость изменения радиуса, rad/c ; ω' - частота возбуждения по скорости изменения R , rad/c ; k - амплитуда возбуждения по скорости изменения R .

При этом необходимо исследовать влияние дополнительного воздействия по скорости изменения радиуса (6) и определения оптимального значения параметров закона (6), т.е. k и ω' .

Результаты исследования. Выполнить анализ исследования системы (5) сложно, поскольку с учетом (4) и (6) получим систему, приведенную к следующему виду:

$$\begin{cases} \ddot{\theta} = F(\theta, \dot{\theta}) \\ F(\theta, \dot{\theta}) = f\dot{\theta}^2 \text{Sign}(\Omega - \dot{\theta}) - \rho\dot{\theta} - \frac{g}{R} \cdot \sin(\theta) + \frac{fg}{R} \cdot \cos \theta \cdot \text{Sign}(\Omega - \dot{\theta}) \\ R = R_0 + r \cdot \sin(\omega^0 t + k \cdot t \cdot \sin(\omega' t)) \end{cases} \quad (7)$$

Параметры системы (7) являются:

θ - угол отклонения центра тяжести от вертикальной оси, рад ;

f - коэффициент трения; g - ускорение свободного падения;

R_0 - средний радиус вращения (определяет собственную частоту колебаний системы), м ;

r - амплитуда изменения радиуса вращения, м ;

ω^0 - средняя скорость изменения радиуса, рад/с ;

ω' - частота возбуждения по скорости изменения R , рад/с ;

k - амплитуда возбуждения по скорости изменения R ;

ρ - коэффициент демпфирования.

Для расчетов процессов системы (7) была составлена программа, которая для определенных значений параметров системы (7) и начальных условий $\theta(0)$ и $\dot{\theta}(0)$ позволяет рассчитывать процессы $\theta(t)$ и $\dot{\theta}(t)$. При выполнении расчетов константами были следующие данные: $f = 0,8$; $\omega^0 = \omega' = 2,8 \text{ рад/с}$; $R = 1,5 \text{ м}$; $\theta(0) = 0,5 \text{ рад}$; $\dot{\theta}(0) = 0 \text{ рад}$.

Для исследования явления параметрического резонанса в системе (7) были проведены несколько этапов расчета и сделаны определенные выводы.

Первый этап содержал вычисления частоты колебаний угла $\theta(t)$ для различных радиуса R_0 при значениях параметров $\rho = 0$; $r = 0,1 \text{ м}$; $k = 0$. При этом система уравнений (7) описывает консервативную систему, в которой устанавливаются колебания угла θ с амплитудой, зависящей от начальных условий $\theta(0)$ и $\dot{\theta}(0)$. При значении радиуса $R_0 = 1,5 \text{ м}$, которое соответствует частоте

$\omega_0 = \sqrt{\frac{g}{R} \sqrt{1 + f^2}} = 2,8 \text{ рад/с}$, кратной ω^0 , параметр резонанса не наблюдается, что очевидно объясняется малым значением r . График полученной зависимости частоты колебаний $\omega(\theta)$ от параметра R_0 представлен на рисунке 1.

Как видно из графика частота колебаний моментально уменьшается с ростом радиуса вращения R_0 .

На втором этапе расчеты выполнялись при введении в систему нелинейной диссипации, когда необратимые потери энергии возрастают пропорционально

скорости изменения угла θ . В этом случае в системе возникают установившиеся колебания с определенной амплитудой $\Delta\theta$.

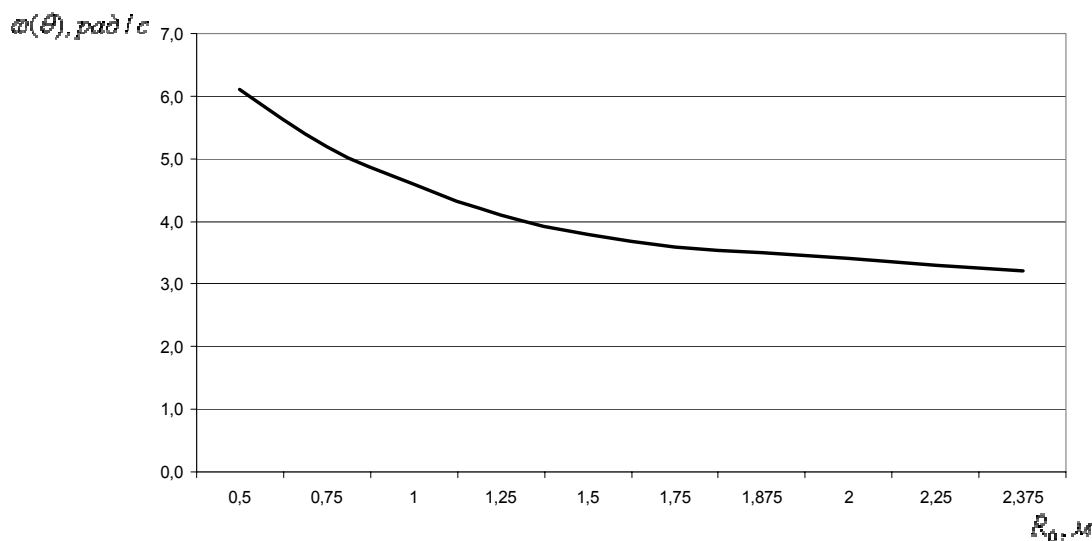


Рис. 1. Зависимость частоты колебаний $\omega(\theta)$ от радиуса вращения R_0 для мельницы МРГ- 40×75

На рисунке 2 представлены зависимости амплитуды установившихся колебаний $\Delta\theta$ от параметра r . Кривая 1 получена для $R_0 = 1,5 \text{ м}$ и $k = 0$, а кривая 2 для $R_0 = 1,5 \text{ м}$ и $k = 0,08$.

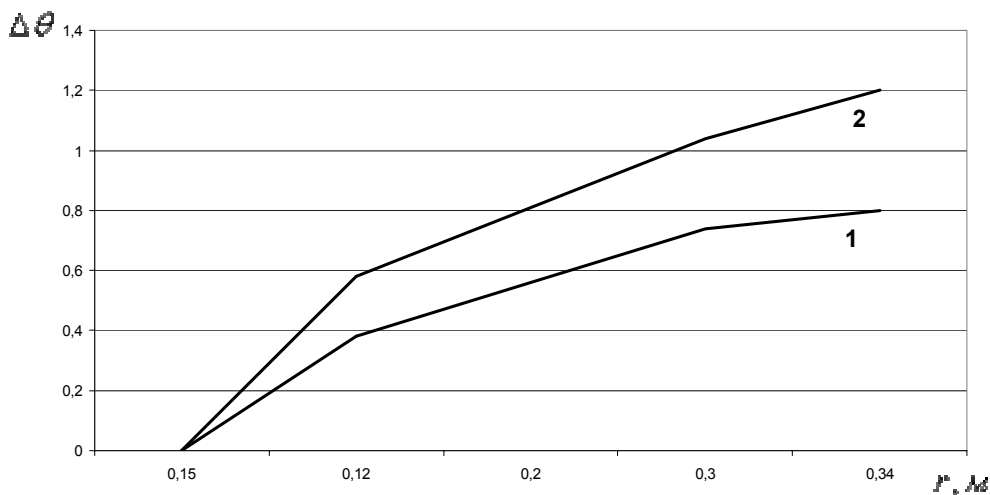


Рис. 2. Зависимость амплитуды установившихся колебаний $\Delta\theta$ от малого параметра r для мельницы МРГ- 40×75

Анализируя кривые рисунка 2 можно сделать вывод о том, что введение дополнительного возбуждения по скорости изменения радиуса вращения расширяет область возникновения резонанса и усиливает колебания в системе.

На третьем этапе были выполнены расчеты при $\rho = 0$; $R_0 = 1,5 \text{ м}$ и изменяющимся параметром k .

В систему (7) было введено гармоническое возбуждение по скорости изменения радиуса R . На рисунке 3 (а, б) представлены полученные графики зависимости амплитуды колебаний угла $\Delta\theta$ через 20 секунд после начала процесса от параметра k для 2-х значений параметра r : $0,1 \text{ м}$ и $0,2 \text{ м}$.

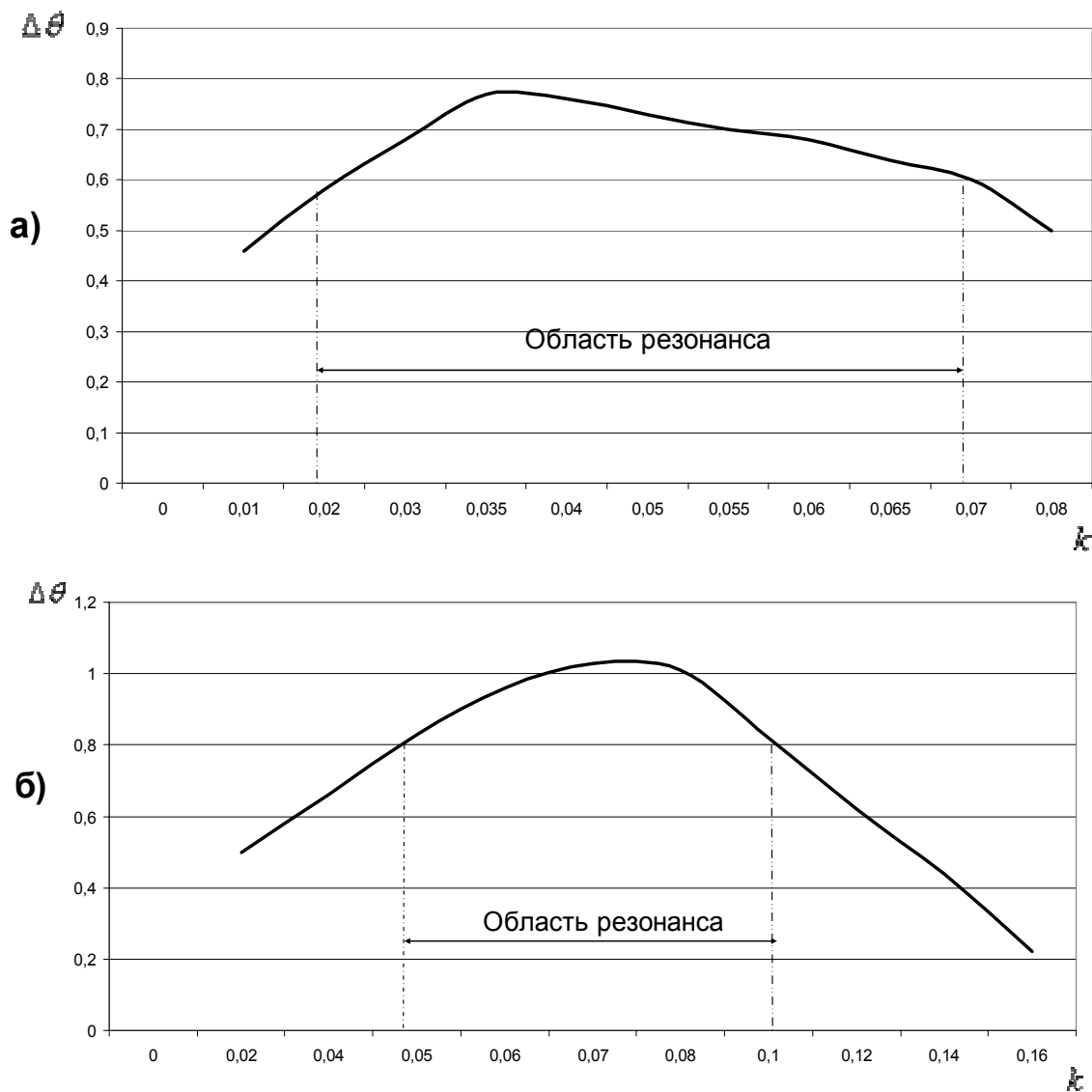


Рис. 3. Зависимость амплитуды колебаний угла $\Delta\theta$ от интенсивности воздействия по скорости k для мельницы МРГ- 40×75

Полученные графики рисунка 3 подтверждают вывод о том, что существуют такие оптимальные значения k , при которых в системе возникает резонанс. Следовательно, введение дополнительного возбуждения по скорости изменения радиуса R расширяет область возникновения резонанса и является способом его усиления.

На рисунке 4 представлены результаты исследований частоты установившихся колебаний в системе при введении возбуждения по скорости изменения радиуса ($k = 0,08$) в зависимости от среднего радиуса вращения R_0 . В отличие от полученного графика (рисунок 1) кривая рисунка 4 не является монотонно-убывающей в области параметрического резонанса ($R_0 \approx 1,5 м$) здесь наблюдается явление захвата частоты.

График переходного процесса для заданных значений параметров системы (7) представлен на рисунке 5.

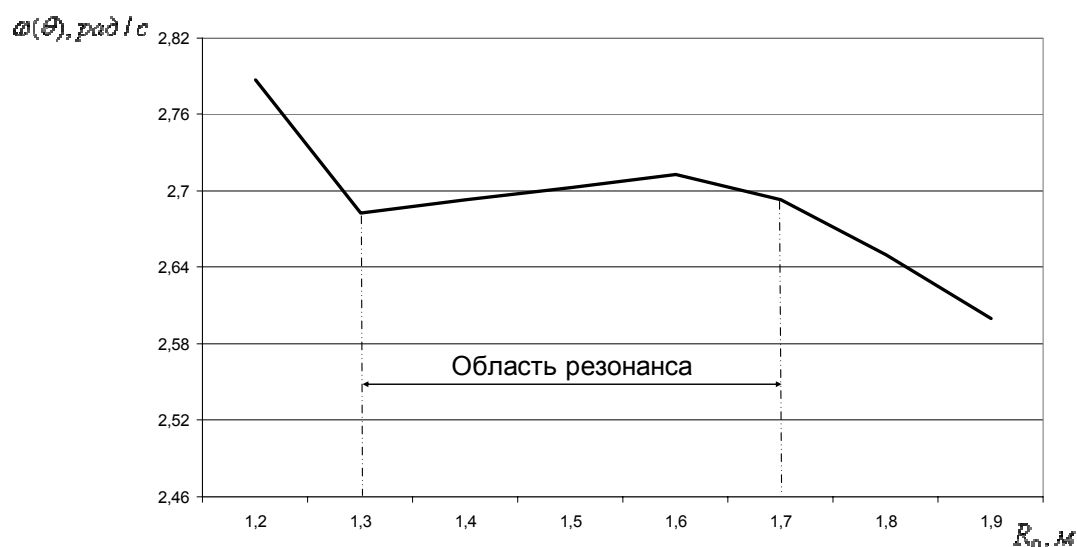


Рис. 4. Зависимость частоты установившихся колебаний $\omega(\theta)$ от радиуса вращения R_0 при введении дополнительного возбуждения по скорости для мельницы МРГ-40×75

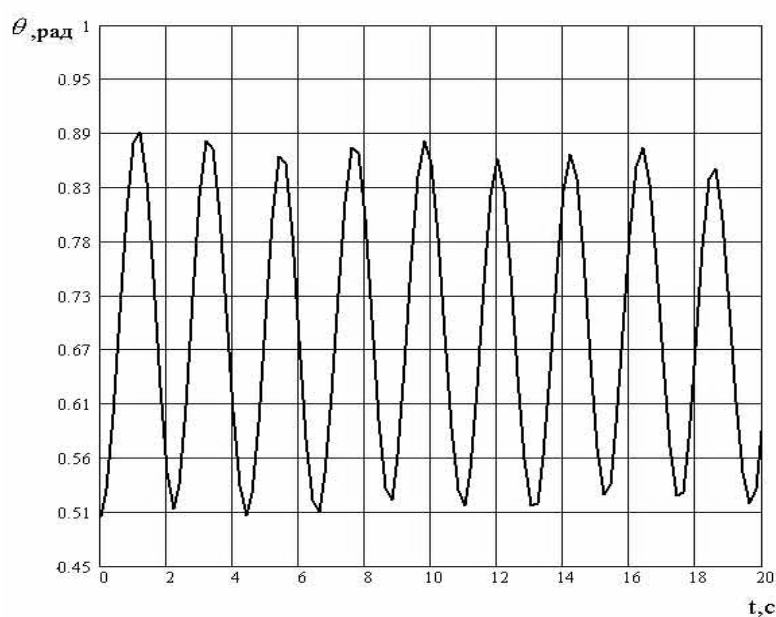


Рис. 5. Решение уравнения (7) численным методом для мельницы МРГ-40×75

Выводы. Результаты выполненного исследования свидетельствуют о том, что введение в систему (7) дополнительно возбуждения по скорости изменения радиуса вращения R , при определенных параметрах последних, расширяет границы области параметрического резонанса, а при наличии нелинейной диссипации приводит к увеличению амплитуды колебаний угла θ . Кроме этого существуют оптимальные значения частоты и амплитуды вводимых воздействий.

Дальнейший интерес представляет теоретические исследования возможностей возбуждения резонанса колебаний в нагрузке через привод мельницы, так и экспериментальная проверка адекватности этих моделей на реальном измельчительном агрегате.

Литература

1. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы/Под. ред. О.С. Богданова, В.А. Олевского.- 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1982. -366с.
2. Марюта А.Н. Теория моделирования колебаний рабочих органов механизмов и ее положения. 1991 г.
3. Новицкий И. В., Шевченко Ю. А. Моделирование процесса возникновения колебаний рудной нагрузки барабанных мельниц. //Сб. научн. трудов НГУ. -Дн-ск. – 2005. – № 22. – С. 108 -113.
4. Каударер Г. Нелинейная механика. – М.: Изд. иностр. лит. , 1961. – 386 с.
5. Новицкий И. В., Шевченко Ю. А. Исследование явления параметрического резонанса как фактора возбуждения колебаний рудной нагрузки барабанных мельниц. //Сб. научн. трудов НГУ.-Дн-ск. – 2006. – № 25. – С. 141 - 146.
6. Сокур Н.И., Потураев В.Н., Бабец Е.К., Дробление и измельчение руд.- Кривой рог: «ВЭЖА», 2000 – 290 с.; иллюстр.
7. Новицкий И.В. Автоматическая оптимизация процессов самоизмельчения руд в барабанных мельниках: Днепропетровск: Системные технологии, 2000 – 195с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Слесаревым В.В.
Поступила в редакцию 07.09.2006*

УДК 621.763:621.7.044.2

© В.Е. Олишевская, Г.С. Олишевский

ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ТРЕЩИНОСТОЙКОСТИ СЛОИСТЫХ КОМПОЗИЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ

Проведено математическое моделирование процессов деформирования и разрушения тела с трещиной, позволившее определить характеристики трещиностойкости композиционных материалов. Численно проведена оценка влияния расстояния от вершины трещины до границы соединения слоев на величину коэффициента интенсивности напряжений.

Проведено математичне моделювання процесів деформування і руйнування тіла з тріщиною, що дозволило визначити характеристики тріщиностійкості композиційних матеріалів. Чисельно проведена оцінка впливу відстані від вершини тріщини до границі з'єднання шарів на величину коефіцієнта інтенсивності напружуги.

There was developed the procedure of laminated materials static crack resistance automated calculation. The numerical modelling of multi-laminated materials failure under static loading on the basis of finite elements method has been performed.

Интенсивное развитие всех отраслей современного машиностроения: горного машиностроения, автомобилестроения, самолетостроения, судостроения и т.д. неотделимо от развития материаловедения. Новые машины и механизмы требуют создания новых материалов, отвечающих современным требованиям надежности, безопасности и экологической чистоты. Доминирующая роль углеродистых, малолегированных сталей и чугунов, характерная для ряда областей машиностроения, уходит в прошлое, уступая место специальным сталям, новым цветным сплавам, неметаллическим материалам, композиционным материалам, совершенно новым конструкционным материалам, обладающим уникальными свойствами (например, памятью формы), без которых в настоящее время невозможен научно-технический прогресс вообще. Все чаще от современных материалов требуется сочетание малой массы с высокой прочно-

стью, а в авиационной технике это требование уже является основным. Это требование становится все более актуальным и в других отраслях машиностроения, потому что способствует снижению стоимости и материалоемкости конструкции, повышению их работоспособности и надежности. Другим важным требованием, предъявляемым к материалам, является его высокая трещиностойкость, т.е. способность материала оказывать сопротивление распространению трещин. Классический подход к материалам, в структуре которых имеются остроконечные дефекты типа трещин, не позволяет решать задачи об их прочности, поскольку не учитывает особое напряженно-деформированное состояние материала около вершины остроконечного дефекта – трещины – в процессе деформации тела, т.к. радиус закругления вершины такого концентратора соизмерим с параметрами структуры самого материала [1]. Необходимость учета состояния материала в окрестности вершины трещины потребовала введения новых неклассических расчетных моделей и концепций.

Одним из путей повышения надежности и долговечности конструкций и деталей машин, работающих в жестких условиях нагружения, может быть использование слоистых композиционных материалов, позволяющих формировать структуру с границами раздела слоев и обеспечивать уровень свойств в соответствии с условиями эксплуатации деталей.

Изготовление слоистых композиционных материалов (СКМ) осуществляется горячей и холодной пластической деформацией заготовок прокаткой и прессованием, термодиффузионной сваркой, литьем, различными видами осаждения на поверхность одного или нескольких компонентов, либо сочетанием этих методов. Однако существенным недостатком перечисленных способов является их избирательность, связанная с проблемой получения прочной физической связи металлов и сплавов, резко отличающихся по комплексу физико-механических и химических свойств.

Одним из способов, обладающих высокой технологичностью и экономичностью, является создание СКМ сваркой взрывом. Перспективность и конкурентоспособность технологических процессов, основанных на сварке взрывом, обусловлена возможностью управления структурой и свойствами металлических композиций и получения прочного соединения практически из любых сочетаний материалов, а также относительно простой их реализацией, не требующей сложного оборудования и значительных энергозатрат.

Следует отметить, что уникальные возможности сварки взрывом в основном были реализованы как эффективное средство в технологии производства различной полиметаллической продукции с целью экономии дефицитных металлов и сплавов.

В настоящей работе впервые исследовано трещиностойкость многослойных соединений, полученных сваркой взрывом.

За прошедшие годы интенсивного исследования процессов разрушения отечественными и зарубежными учеными были решены важные задачи о предельно-равновесном состоянии деформируемых твердых тел, ослабленных трещинами; определены значения трещиностойкости для многих конструкционных материалов при статическом, динамическом и циклическом воздействии

нагрузок, а также при влиянии различных физико-химических факторов рабочей среды. Большая часть работ по разрушению материалов относится к традиционным материалам, при этом новые материалы, в том числе и композиционные, исследованы значительно меньше. Разрушение композиционных материалов, полученных сваркой взрывом, и их характеристики трещиностойкости практически не изучены.

Решение задачи повышения трещиностойкости конструкционных материалов путем использования СКМ требует изучения особенностей разрушения слоистых композиций, а также характера процессов в зависимости от заданных условий внешнего воздействия и структуры материала.

Достижение рациональной структуры и заданного уровня свойств слоистого материала требует обоснованного выбора компонентов составляющих слоев и технологии изготовления композиций. Выбор материала слоев должен осуществляться с учетом условий эксплуатации изделия, а также химической (термодинамической и кинетической) и механической совместимости компонентов.

Исследование трещиностойкости монометаллов является трудоемким и длительным процессом, еще более трудоемки экспериментальные исследования трещиностойкости слоистых материалов в зависимости от их структуры: количества, расположения и механических свойств составляющих композицию слоев. В связи с этим, исследования, направленные на теоретическое определение характеристик трещиностойкости композиций, усовершенствование методов моделирования процессов деформирования и разрушения материалов приобретают особое значение и актуальность.

Целью работы является теоретическое исследование критериальной оценки трещиностойкости слоистых композиционных материалов и разработка комплекса программ для прогнозирования работоспособности таких материалов в конструкциях повышенной надежности.

Для достижения поставленной цели в работе решены следующие задачи:

1. Разработан комплекс программ для расчета характеристик трещиностойкости слоистых материалов, полученных сваркой взрывом.
2. Численно определены показатели трещиностойкости слоистых композиционных материалов. В качестве оценки трещиностойкости использованы критерии разрушения, характеризующие прочность материала с трещиной – коэффициент интенсивности напряжений.
3. Численно проведена оценка влияния на величину коэффициента интенсивности напряжений различия механических свойств компонентов слоистого композиционного материала и промежуточной высокопластичной прослойки.

Объектом исследования является слоистый композиционный материал.

Предметом исследования являются показатели трещиностойкости композиционного материала с зонами соединения слоев, полученными сваркой взрывом

Методы исследования. Численное исследование характеристик трещиностойкости слоистых материалов проведено с помощью метода конечных элементов, методов математического моделирования на ПЭВМ.

Достоверность теоретических исследований основана на использовании современных методов численного моделирования и сравнении с экспериментальными данными, расхождение с которыми не превышает 8 %.

Математическое моделирование процесса упруго-пластического деформирования и разрушения тела с трещиной осуществлялось путем описания его механического состояния уравнениями (1) – (7) с использованием в области у вершины трещины уравнений (8):

1. Уравнения равновесия, устанавливающие связь между внутренними напряжениями тела и внешними силами

$$[A]^T \cdot \{\sigma\} + \{G\} = 0, \quad (1)$$

где $[A]$ – матрица связи; $\{\sigma\}$ – напряжения; $\{G\}$ – внешние силы.

2. Уравнения механического состояния, определяющие закон деформирования материала

$$\Phi(\{\sigma\}, \{\epsilon\}, T) = 0. \quad (2)$$

Для упругого закона деформирования материала соотношение (2) представлено обобщенным законом Гука [2].

Для описания неупругого поведения тела использовалась теория течения с изотропным упрочнением [3, 4]. Дифференциальная форма уравнений теории течения, устанавливающая связь между бесконечно малыми приращениями напряжений и деформаций, позволяет по сравнению с уравнениями деформационной теории пластичности, устанавливающей связь между конечными значениями этих величин, более полно отразить историю нагружения. В основу теории течения положены следующие гипотезы:

а) тело однородно и изотропно;

б) приращение объемной деформации прямо пропорционально среднему давлению;

в) полные приращения компонент вектора деформации $\{d\epsilon\}$ складываются из приращений компонент векторов упругой деформации $\{d\epsilon^e\}$ и пластической деформации $\{d\epsilon^p\}$

$$\{d\epsilon\} = \{d\epsilon^e\} + \{d\epsilon^p\}; \quad (3)$$

г) накопленная пластическая деформация $\{\epsilon^p\}$ определяется функцией текучести

$$F(\{\sigma\}, \{\epsilon^p\}, T) = 0. \quad (4)$$

Функция текучести характеризует переход материала из упругого состояния в пластическое. При $F < 0$ материал деформирован по упругому закону, при $F = 0$ наступает состояние текучести, состояние $F > 0$ не может быть реализовано.

3. Кинематические соотношения Коши, устанавливающие зависимости между деформациями и перемещениями

$$\{\epsilon\} = [A] \cdot \{U\}, \quad (5)$$

где $\{\epsilon\}$ – деформации; $\{U\}$ – перемещения.

Граничные условия

$$\{U\}_s = \{U^{os}\}, \quad (6)$$

$$\{F\}_g = \{F^g\}, \quad (7)$$

где s – граница, на которой заданы перемещения;

g – граница, на которой заданы силы.

Составляющая напряжения в окрестности вершины двумерной упругой трещины выражается в системе полярных координат r, θ с началом в вершине трещины (рис. 1) уравнением [5]

$$\sigma_{ij} = \left(\frac{K}{\sqrt{2\pi r}} \right) \cdot f_{ij}(\theta), \quad (8)$$

где K – коэффициент интенсивности напряжений, являющийся функцией внешней нагрузки, длины трещины и конфигурации тела;

$f_{ij}(\theta)$ – тригонометрическая функция, характеризующая распределение напряжений по координатному углу θ .

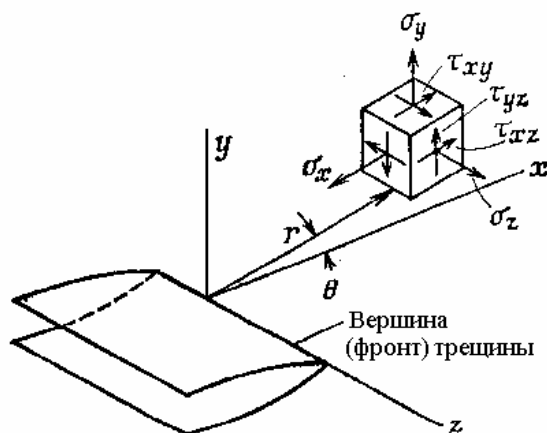


Рис. 1. Распределение напряжений в вершине трещины

Математическое моделирование проведено для компактного образца при испытании на внецентренное растяжение (рис. 2).

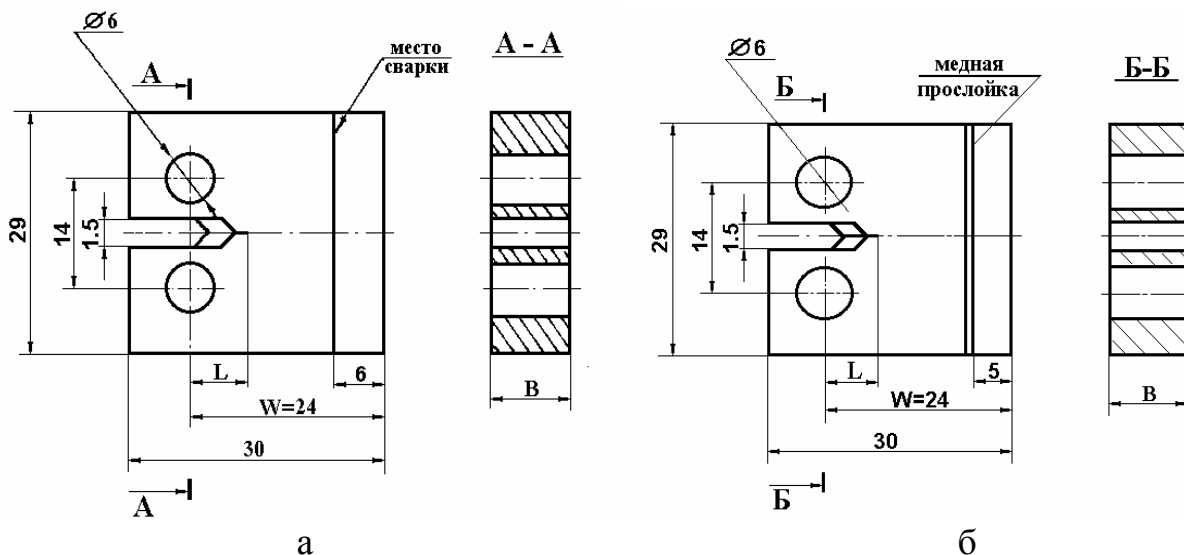


Рис. 2. Прямоугольный компактный образец для испытания на внецентренное растяжение: а – двухслойный; б – трехслойный

Методы численного моделирования занимают особое положение в механике разрушения из-за отсутствия аналитических методов расчета критериев разрушения в реальных конструкциях. Для численного решения задачи разработан комплекс программ, основу которого составляет метод конечных элементов (МКЭ), получивший в настоящее время наибольшее распространение для решения задач механики деформируемого твердого тела [6].

Преимуществами метода конечных элементов по сравнению с конечно-разностным методом являются возможность расчета напряженного состояния тел, состоящих из нескольких материалов; простота учета граничных условий; более высокая точность метода, так как он основан на вариационных принципах; возможность изменения плотности расчетных сеток в местах ожидаемой концентрации напряжений. Эффективность МКЭ также повышается вследствие возможности устанавливать в различных областях (конечных элементах, на которые разбивается тело при использовании метода) соответствующие законы деформирования материала.

Наиболее важным допущением в МКЭ является дискретная аппроксимация (дискретизация) [7], при которой:

1) рассматриваемую область разбивают на ограниченное число элементов. Аппроксимация областей может производиться различными элементами, но наиболее часто используются линейный элемент, квадратичный элемент и изопараметрический элемент, связанный с использованием понятия отображения;

2) вводят допущения о распределении перемещений внутри элемента

$$\begin{aligned} \{f\} &= [N]\{\delta\}_{(m)}, \\ \{\delta\}_{(m)} &= [u_i, v_i, u_j, v_j, u_k, v_k], \end{aligned} \quad (9)$$

где $[N]$ – матрица, составленная из функций формы (функций перемещений), $\{\delta\}_{(m)}$ – вектор узловых перемещений элемента (m).

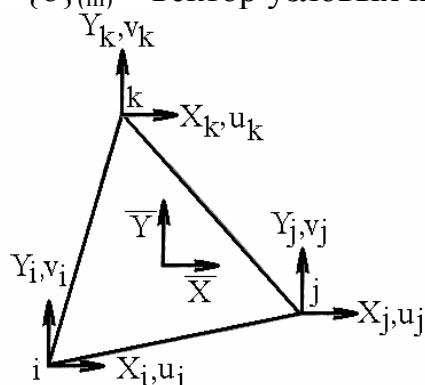


Рис. 3. Треугольный элемент

В программе использованы треугольные элементы с линейной функцией перемещений (линейные элементы) (рис. 3). В качестве неизвестных параметров приняты узловые перемещения, поэтому указанная формализация носит название метода перемещений. Для решения полученной системы уравнений МКЭ применен метод Гаусса.

Уравнения равновесия (1) и механические граничные условия (7) можно преобразовать с помощью условий (5) и (6).

Тогда принцип виртуальных работ представляется в виде [7]

$$\begin{aligned} &\iint_D (\sigma_x \delta \epsilon_x + \sigma_y \delta \epsilon_y + \tau_{xy} \delta \gamma_{xy}) t dx dy - \\ &\iint_D (X \delta u + Y \delta v) t dx dy - \int_{C_0} (X_v \delta u + Y_v \delta v) t ds = 0, \end{aligned} \quad (10)$$

где t – толщина пластины, ds – элемент длины на границе, δu и δv – виртуальные перемещения, представляющие собой допустимые перемещения, удовлетворяющие соотношениям (5) и равные нулю на границе s .

При использовании МКЭ формализация выполнялась с помощью уравнения (10). Поскольку при выводе уравнения (10) не использовано определяющее уравнение, то оно применимо и к упруго-пластическим телам.

Разработанный комплекс программ позволяет производить:

1. Построение конечноэлементной модели.
2. Расчет упруго-пластического состояния тела и критериев разрушения.
3. Графическое представление результатов.

Первым шагом решения задачи является автоматическая триангуляция областей. Входными данными для программы построения конечноэлементной модели “GENERMT.EXE” являются геометрия тела и толщины слоев, составляющих композицию. Программа генерирует сетку конечных элементов для компактных образцов. Учитывая симметричность образцов, разбиение и последующий анализ производился для половины образца.

Критерием формирования треугольных элементов являются величины их углов. При построении конечноэлементной модели выполнялись рекомендации, данные в работе [8]:

- размер элементов в окрестности вершины трещины должен быть мал по сравнению с длиной трещины (в расчетах автора длина элемента составляла 1/25 длины трещины);
- в области с характерным размером порядка длины трещины размеры элементов должны плавно возрастать (в данном случае длины элементов увеличиваются в геометрической прогрессии);
- отношение длины элемента к его ширине не должно превышать 50.

Программа корректирует сгенерированную сетку с учетом координат вершины трещины, составляющих слоев и точек приложения нагрузки, нумерует узлы сетки и составляет матрицы связей элементов.

Результатом расчета данной программы являются конечноэлементные модели многослойных образцов, построенные согласно рис. 2 и представленные на рис. 4, 5.

Исходными данными для программы “CRACK.MCD”, рассчитывающей напряженно-деформированное состояние и критерии разрушения, являются:

- 1) конечноэлементная модель, рассчитанная предыдущей программой “GENERMT.EXE”;
- 2) физико-механические свойства каждого слоя (модуль упругости, коэффициент Пуассона, предел текучести и степень упрочнения);
- 3) граничные условия;
- 4) величина нагрузки, определяемая экспериментально.

Программа позволяет решать задачи, соответствующие плоскому напряженному состоянию и плоской деформации. Численный расчет проведен для плоско-напряженного и плоско-деформированного состояний, учитывая сложное напряженное состояние в реальном образце: плоскую деформацию в середине образца и плоско-напряженное – на поверхности.

Программа позволяет решать упругие и упруго-пластические задачи.

При решении упругой задачи рассчитывается коэффициент интенсивности напряжений по методу полных энергий

$$K_I = \sqrt{G \cdot E}, \quad (11)$$

$$K_I = \sqrt{G \cdot E / (1 - \nu^2)}, \quad (12)$$

где G – интенсивность освобождения энергии; E – модуль упругости материала; ν – коэффициент Пуассона.

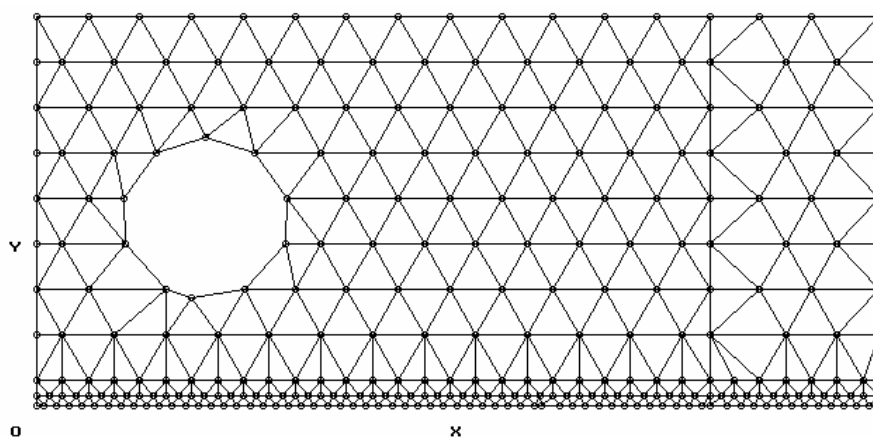


Рис. 4. Конечноэлементная сетка разбиения половины компактного образца из биметалла

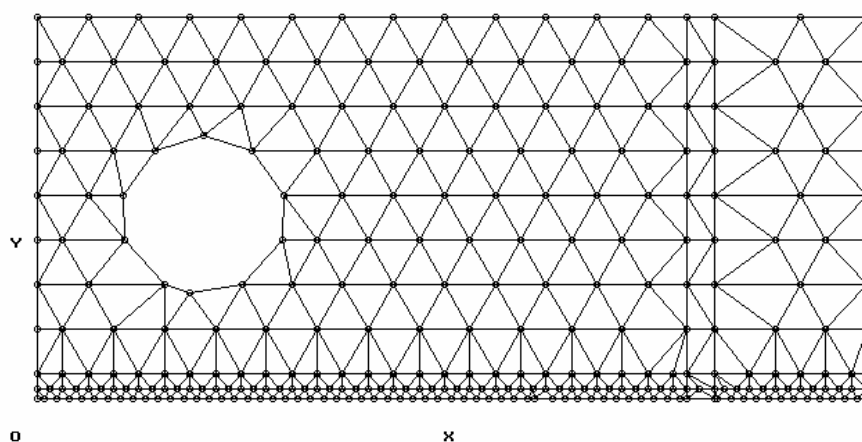


Рис. 5. Конечноэлементная сетка разбиения половины компактного образца из триметалла

При плоском напряженном состоянии расчет проводится по формуле (11), при плоской деформации – по формуле (12).

Упруго-пластические задачи решаются методом последовательного наращивания нагрузки.

Для упруго-пластических задач возможно использование теории течения или деформационной теории. В качестве условия текучести применяется условие Мизеса [1, 4, 7].

При решении упруго-пластической задачи программа позволяет рассчитывать интеграл Черепанова – Райса, контурный интеграл.

Для просмотра и анализа полученных данных по определению напряженно-деформированного состояния образцов и характеристик трещиностойкости материалов разработана программа “POKAZ.MCD”. Программа представляет результаты расчетов в табличном и графическом виде и позволяет создавать видеоклипы изменения различных характеристик в образце в зависимости от изменения нагрузки.

В ходе вычислительного эксперимента моделировались моно-, би- и трехслойные образцы, представленные на рис. 2. В биметалле граница соединения находилась на расстоянии 6 мм от вершины трещины, в триметалле – на расстоянии 5,5 мм.

Математическая модель трещины в мономатериале, представленная уравнениями (1, 2, 4), отличается от математической модели трещины в биматериале, т.к. характер распределения напряжений зависит от расстояния вершины трещины до границы соединения, а вследствие различия механических свойств составляющих слоев характер разрушения биметалла становится смешанным (по типу I и по типу II) независимо от способа приложения нагрузки. Однако, для трещины, расположенной в одном слое перпендикулярно границе соединения, справедливы все соотношения, полученные для трещин в мономатериале [9].

Напряженно-деформированное состояние у фронта трещины нормального отрыва полностью определяется коэффициентом интенсивности напряжений K_I . Определение силовой характеристики трещиностойкости проведено по методу полной энергии при внецентренном растяжении моно-, би- и триметаллов. Механические и геометрические характеристики материалов соответствуют экспериментальным образцам (рис. 2).

Результаты численных расчетов характеристик трещиностойкости исследованных материалов представлены в табл. 1. Значения критических коэффициентов интенсивности напряжений для монометалла составили: в условиях плоской деформации – $43,3 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$, в условиях плоско-напряженного состояния – $34,9 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$. Трещиностойкость биметалла повысилась на 71 % и составила в условиях плоской деформации – $74,1 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$, в условиях плосконапряженного состояния – $59,8 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$. Триметалл имел в условиях плоской деформации – $51,8 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$, в условиях плоско-напряженного состояния – $41,8 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$, что на 20 % выше вязкости разрушения мономатериала.

Сравнение экспериментальных и численных результатов (табл. 1) позволяет заключить, что экспериментальные значения коэффициентов интенсивности напряжений для моно-, би- и триметаллов занимают промежуточное положение между расчетными, выполненными для плоского деформированного и плоского напряженного состояний. Отклонение среднего между этими двумя расчетными значениями от эксперимента составляет не более 8 %.

Таблица 1

Численные и экспериментальные значения коэффициентов интенсивности напряжений для моно-, би- и триметаллов

Материал	Коэффициент интенсивности напряжений, $\text{МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$		
	Численные значения		Экспериментальные значения
	Плоская деформация	Плоское напряженное состояние	
Сталь 45	43,3	34,9	37,6
Сталь 45 – сталь 45	74,1	59,8	70,0
Сталь 45 – МЗ – сталь 45	51,8	41,8	48,2

Вычислительный эксперимент по исследованию зависимости трещиностойкости слоистых композиций от расстояния h между вершиной трещины и

границей соединения слоев проведен на моделях композиционных материалов, представленных на рис. 6.

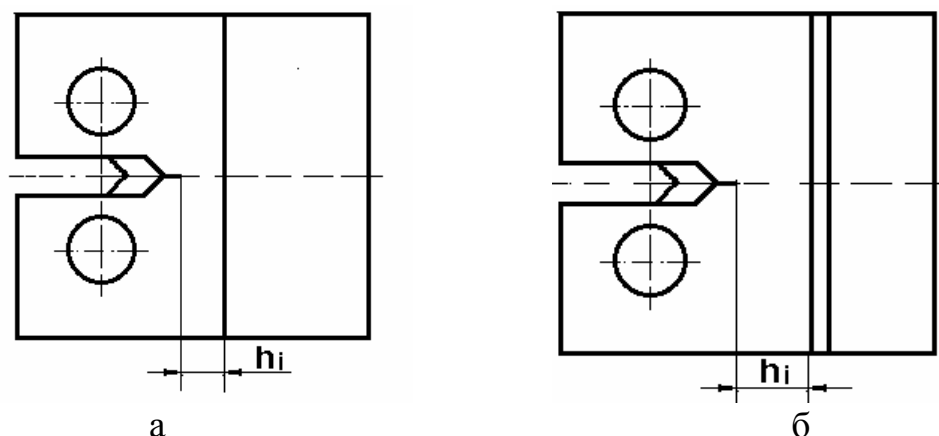


Рис. 6. Расчетные схемы: а – биметалла; б – триметалла

При исследовании биметалла (рис. 6, а) моделировались композиции с границей соединения слоев на расстоянии 0, 1, 2, 3, 6, 9 и 10 мм от вершины трещины. В трехслойной композиции (рис. 6, б) ближняя граница соединения слоев находилась на расстоянии 0, 1, 1,8, 2, 3, 5,5 и 8,5 мм от вершины трещины. Расчеты проведены для двух видов напряженного состояния: плоской деформации и плоского напряженного состояния (табл. 2).

Таблица 2

Изменение коэффициентов интенсивности напряжений слоистых материалов в зависимости от расстояния от вершины трещины до границы соединения слоев

Материал	Расстояние h , мм	Коэффициент интенсивности напряжений, МПа·м ^{1/2}	
		Плоско-деформированное состояние	Плоско-напряженное состояние
Биметалл	0	88,3	73,4
	1	74,1	61,2
	2	75,1	60,8
	3	74,6	60,3
	6	74,1	59,8
	9	73,9	59,6
	10	74,1	59,8
Триметалл	0	59,9	49,4
	1	51,2	42,3
	1,8	52,6	42,6
	2	52,3	42,3
	3	52,1	42,1
	5,5	51,8	41,8
	8,5	51,9	41,9

На рис. 7 показаны кривые зависимостей коэффициента интенсивности напряжений слоистых материалов от расстояния от вершины трещины до границы соединения слоев: 1 – в триметалле при плоском напряженном состоянии, 2 – в триметалле при плоской деформации. Наибольшие значения трещиностойкости наблюдаются в биметалле: кривая 3 – для плоского напряженного состояния, кривая 4 – для плоской деформации.

Анализ полученных результатов показал, что в слоистых материалах наибольшая зависимость коэффициента интенсивности напряжений от расстояния от границы соединения слоев до вершины трещины проявляется при h до 1 мм. Увеличение расстояния h от 1 мм до 10 мм показало незначительное изменение трещиностойкости слоистых материалов.

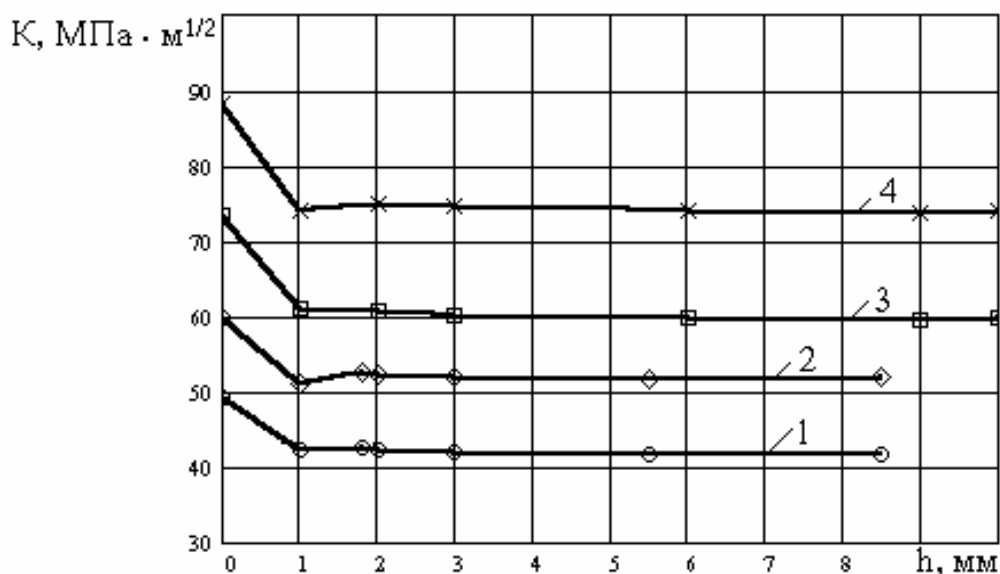


Рис. 7. Зависимости характеристик трещиностойкости слоистых материалов от расстояния между вершиной трещины и границей соединения слоев: 1 – триметалл, плоско-напряженное состояние; 2 – триметалл, плоско-деформированное состояние; 3 – биметалл, плоско-напряженное состояние; 4 – биметалл, плоско-деформированное состояние.

В триметалле при расположении вершины трещины на границе соединения слоев трещиностойкость составила $59,9 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$ при плоской деформации и $49,4 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$ при плоском напряженном состоянии. В триметалле с границей соединения слоев на расстоянии $h = 1 \text{ мм}$ трещиностойкость уменьшилась на 14,5 % и составила $51,2 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$ при плоской деформации и $42,3 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$ при плоском напряженном состоянии. При увеличении h от 1 мм до 10 мм коэффициент интенсивности напряжений изменялся в пределах от 51,8 до $52,6 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$ при плоской деформации и от 41,8 до $42,6 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$ при плоском напряженном состоянии.

В биметалле наблюдалась аналогичная картина. Наибольшая трещиностойкость соответствовала $h = 0$ и составляла при плоской деформации $88,3 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$ и $73,4 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$ в условиях плоского напряженного состояния. При

увеличении расстояния от вершины трещины до границы соединения слоев до 1 мм трещиностойкость уменьшилась на 16 %: $74,1 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$ при плоской деформации и $61,2 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$ при плоском напряженном состоянии. Дальнейшее увеличение расстояния h вызвало изменение K в пределах от 75,1 до 73,9 $\text{МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$ при плоской деформации и от 61,2 до 59,6 $\text{МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$ при плоском напряженном состоянии.

Выводы

1. Разработан комплекс программ, основу которого составляет метод конечных элементов, позволяющий производить построение конечноэлементной модели, рассчитывать напряженно-деформированное состояние тела и характеристики трещиностойкости материала, представлять полученные результаты в табличном и графическом виде.

2. Численно определены показатели трещиностойкости монометалла и слоистых композиционных материалов, механические и геометрические характеристики которых соответствуют экспериментальным. Замена монометалла триметаллом позволила увеличить трещиностойкость в условиях плоской деформации с $43,3 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$ до $51,8 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$, в условиях плоско-напряженного состояния с $34,9 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$ до $41,8 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$. Трещиностойкость биметалла составила в условиях плоской деформации – $74,1 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$, в условиях плоско-напряженного состояния – $59,8 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2}$.

3. Численно проведена оценка влияния расстояния от вершины трещины до границы соединения слоев на величину коэффициента интенсивности напряжений. Показано, что наибольшая зависимость коэффициента интенсивности напряжений слоистых материалов проявляется при расстоянии между границей соединения слоев и вершиной трещины до 1 мм. Увеличение расстояния до 10 мм показало незначительное изменение трещиностойкости слоистых материалов.

Литература

1. Механика разрушения и прочность материалов: Справ. пособие: В 4 т. / Под общей ред. В.В. Панасюка. – Киев: Наукова думка, 1988.
2. Тимошенко С.П., Гудьер Дж. Теория упругости. – М.: Наука, 1979. – 560 с.
3. Качанов Л.М. Основы теории пластичности. – М.: Наука, 1974. – 312 с.
4. Малинин Н.Н. Прикладная теория пластичности и ползучести. 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Машиностроение, 1975. – 400 с.
5. Парис П., Си Дж. Анализ напряженного состояния около трещин. – В кн.: Прикладные вопросы вязкости разрушения. – М.: Мир, 1968. – С. 64 – 142.
6. Морозов Е.М., Никишков Г.П. Метод конечных элементов в механике разрушения. – М.: Наука, 1980. – 256 с.
7. Сиратори М., Миеси Т., Мацусита Х. Вычислительная механика разрушения: Пер. с японск. – М.: Мир, 1986. – 334 с., ил.
8. Gudyish I.I., Fleming J. F. Optimisation of the finite element mesh for the solution of fracture problems.- Eng. Fract. Mech. – 1978. – v. 10.–№ 1.–P. 31–42.
9. Tracey D.M., Cook T.S. Analysis of power type singularities using finite elements. Int. J. Numer. Meth. Eng. – 1977. – v. 11. – P. 1225 – 1233.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Блохиным С.Е.
Поступила в редакцию 18.09.06*

© К.С. Заболотный, А.Л. Жупиев, С.Н. Зиновьев, Е.И. Терещенко

ИССЛЕДОВАНИЕ ТРЕХМЕРНЫХ НЕОСЕССИММЕТРИЧНЫХ ТЕЧЕНИЙ ВОДОВОЗДУШНОЙ СМЕСИ В КАМЕРАХ УСТРОЙСТВА ДЛЯ ОБЕЗВОЖИВАНИЯ КАНАТОВ ПОДЪЕМНЫХ МАШИН

Представлены результаты исследований трехмерных неосесимметричных течений водовоздушной смеси в камерах устройства для обезвоживания канатов подъемных машин. Показаны преимущества ведения исследований пакетом COSMOSFloWorks на примере гидроаэродинамических расчетов в камерах сложной формы.

Представлені результати досліджень тривимірної невісесиметричної течії водоповітряної суміші в камерах пристрою для зневоднення канатів підйомних машин. Показані переваги ведення досліджень пакетом COSMOSFloWorks на прикладі гідроаеродинамічних розрахунків в камерах складної форми.

The results of researches of three-dimensional non-axis-symmetrical flows of water and air mixture in the chambers of device for dehydration of ropes of lifting machines are represented. Advantages of conduct of researches by the COSMOSFloWorks package on the example of hydrodynamic and aerodynamic calculations in the chambers of difficult form are shown.

Проблема и её связь с научными задачами. Проведенные ранее исследования для создания оборудования обезвоживания канатов опирались на гипотезу об осесимметричности течений [1]. Актуальность работы мотивируется неотложной потребностью решения целого ряда технических проблем, связанных с уменьшением энергозатрат при удалении воды с поверхности подъемного каната, которые невозможно решить в осесимметричном приближении.

Анализ публикаций. В работах [2, 3] изложен новый метод удаления пленки воды, суть которого в распылении и уносе в водосборник воды с поверхности подъемного каната (ПК) кольцевой струей воздуха, специально сформированной отсосом водовоздушной смеси из области распыления.

В работе [4] с помощью метода конечных элементов (пакет ANSYS) решена задача определения скорости воздушного потока в зависимости от параметров камеры устройства и давления в отводящем патрубке. Существенным недостатком этого исследования является предположение об осесимметричности процессов в рабочей камере устройства, вызванное высокой трудоемкостью создания трехмерной конечно-элементной модели в пакете ANSYS. Существующая конструкция водоотделителя [2] не предназначена для полного удаления воды из водовоздушной смеси. Добиться полного очищения потока воздуха для его повторного использования невозможно без проведения численного анализа потока в камере водоотделителя.

Формулирование целей. Исследовать влияние неосесимметричности на решение задачи при создании математической модели рабочих процессов удаления воды с поверхности подъемного каната. Кроме этого, только используя методы решения неосимметричных задач можно исследовать процессы удаления капель из потока отработанного воздуха и выработать рекомендации по выбору основных параметров водоотделителя

Изложение основного материала исследований. Для решения задачи определения потоков в камере устройства для удаления воды с поверхности подъемного каната в пакете SolidWorks была создана серия моделей подъемного каната с учетом прядевой структуры (рис. 1а), корпусов камеры устройства обезвоживания каната (УОК) (рис. 1б и 1в) и моделей для задания граничных условий – куполов (рис. 1г) и заглушек для задания давления в трубопроводах.

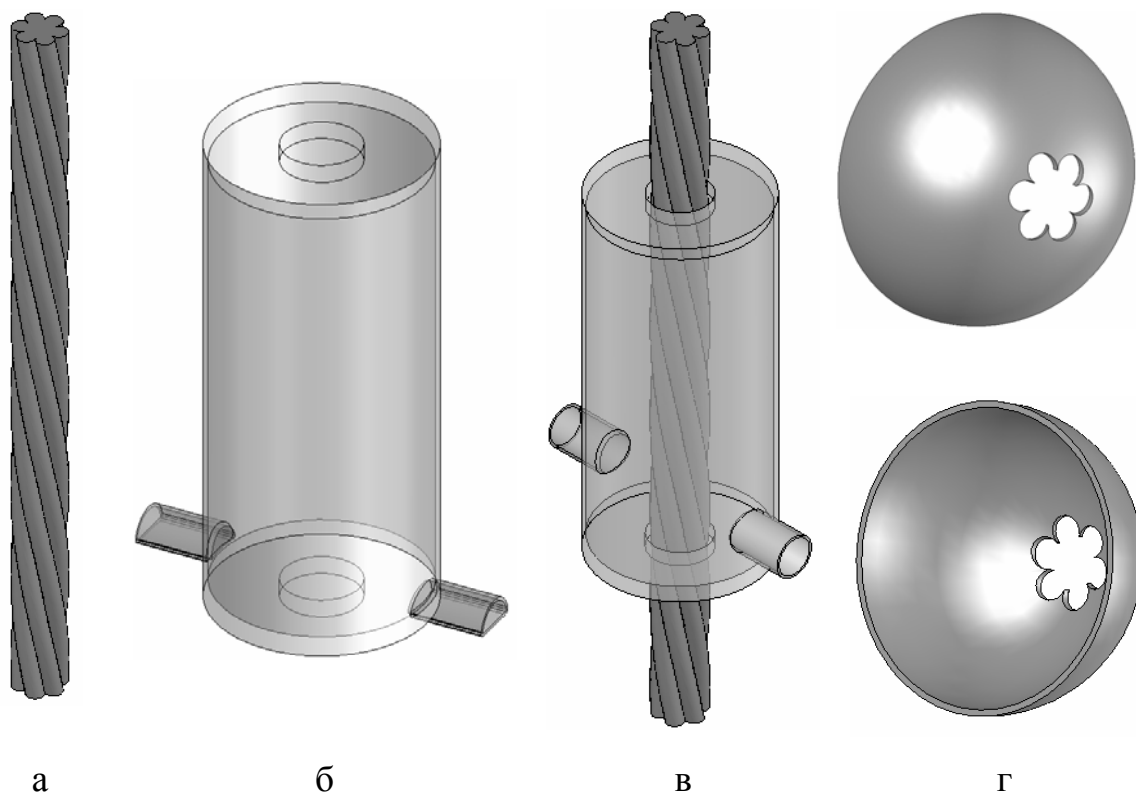


Рис. 1. Модели устройства обезвоживания каната:
а - модель каната; б, в – модели камеры УОК,
г - модель для задания граничных условий

Подготовленная модель использовалась для расчетов пакетом COSMOSFloWorks. Одним из преимуществ данного пакета является автоматическое изменение размера конечных элементов в местах переходов, утонений и др. в процессе построения сетки. При построении сетки в камере УОК (рис. 2) ручное регулирование сетки займет на порядок больше ресурсов, особенно не такой поверхности как канат. На верхнем и нижнем куполах задавалось атмосферное давление, а на отводных патрубках УОК – депрессия вентилятора обезвоживающей установки (рис. 3).

Отличие решаемой задачи заключается в установлении двух дискретных патрубков вместо одного кольцевого распределенного и моделировании каната нецилиндрическим телом, а моделью с учетом прядевой структуры. Доказано, что несмотря на существенно неосесимметричный характер движения водовоздушных потоков в камере УОК (рис. 4а) за счет разряжения (рис. 4в), в зазорах между канатом и уплотнительными кольцами формируются две кольцевые струи воздуха (рис. 4б), и движутся вдоль поверхности каната навстречу друг

другу (рис. 4г). На рисунке 4д изображено сечение поля скоростей в плоскости, проходящей через оси выходных патрубков, а на рисунке 4е – только компоненты скорости, направленной вдоль оси ПК. Видно, что в окрестности патрубков нарушается кольцевой характер потоков и возникают струи, формирующиеся выходными патрубками (рис. 5).

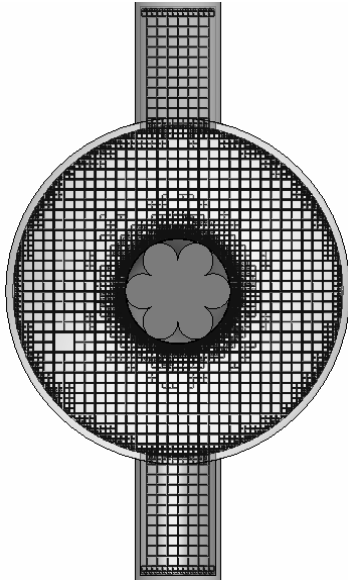


Рис. 2. Конечно-элементная сетка

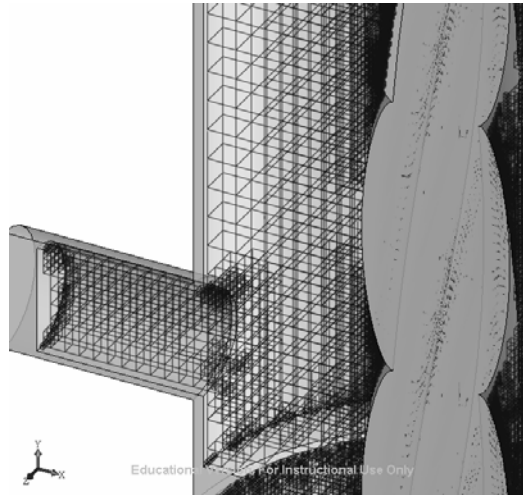


Рис. 3. Граничные условия

По результатам работы принята оптимальная конструкция УОК. Для этого исследовано влияние на значение функции J длины и зазора щели, разрежения в камере устройства и длины самой камеры (четырёхфакторный эксперимент). По результатам численного эксперимента в COSMOSFloWorks для широкого диапазона форм канатов и отношений диаметра камеры (D_U) к диаметру патрубков (d_{II}) вычислялись значения интегральной функции скорости воздушного потока. В результате получено уравнение регрессии

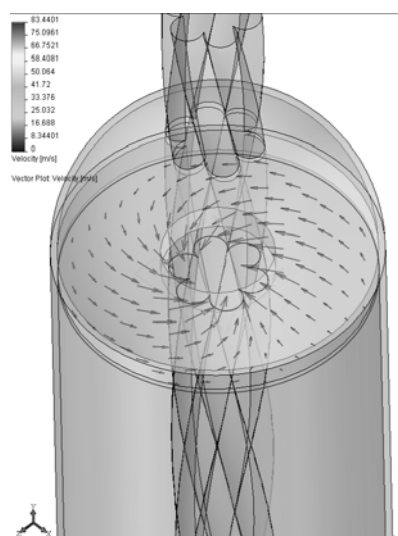
$$J = \Lambda \cdot v_B \cdot K_s \left(\frac{D_U}{d_{II}} \right), \quad (1)$$

где $\Lambda = 0,175$ м – эффективная длина взаимодействия потоков,

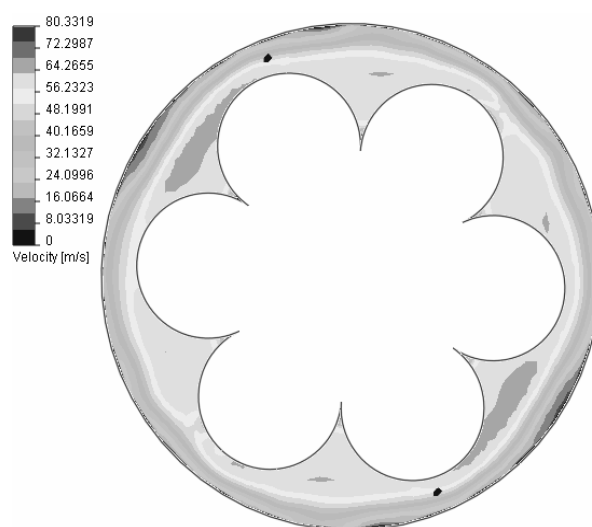
v_B – скорость воздушного потока, определяемая из уравнения Бернулли.

По результатам вычислительного эксперимента определено изменение величины эффективной длиной взаимодействия Λ при изменении места расположения и количества отводящих патрубков.

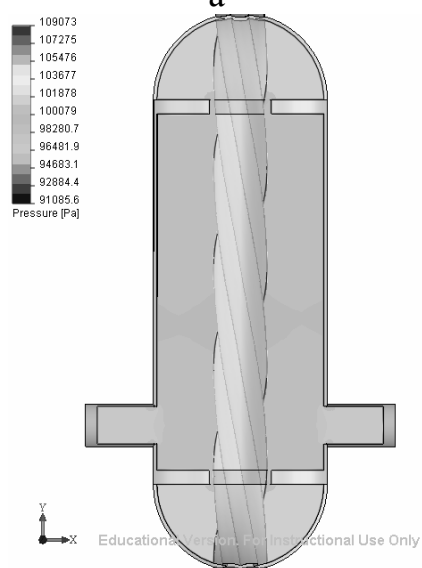
Патрубки перемещались симметрично и несимметрично с небольшим шагом от середины камеры. Показано, что место расположения и число отводящих патрубков изменяют значение Λ не более чем на 2 %.



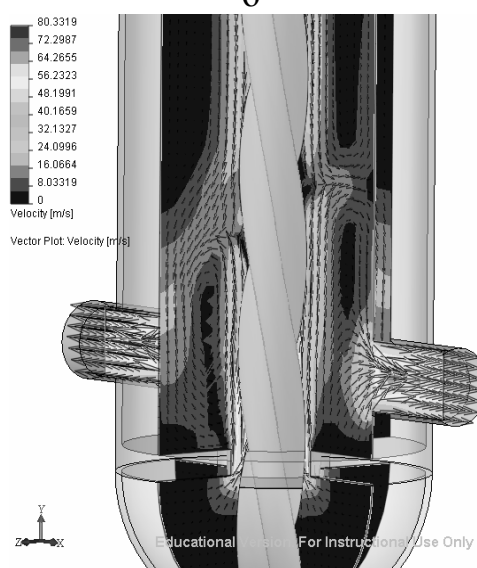
а



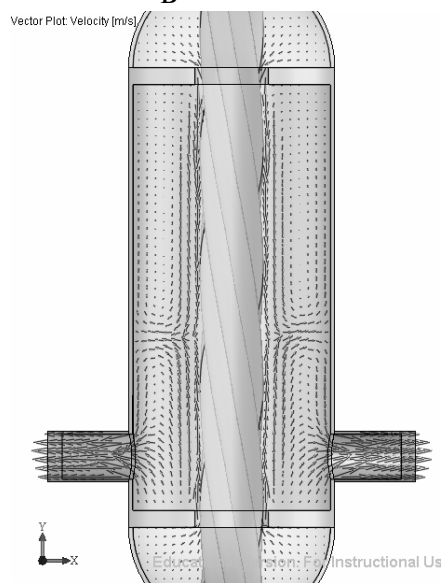
б



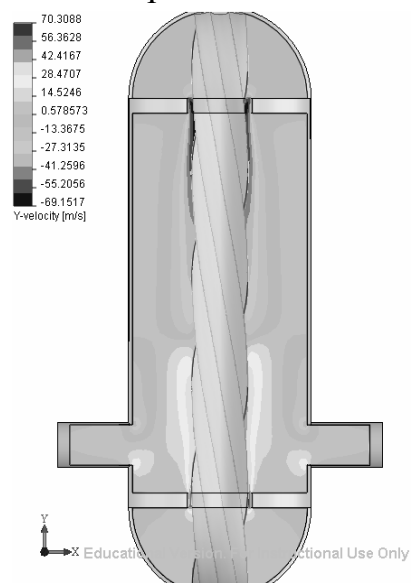
в



г



д



е

Рис.4. Результаты расчета:
а – характер течения; б – формирование струи; в – распределение давления;
г – кольцевые потоки; д – поле скоростей; е – осевая компонента скорости

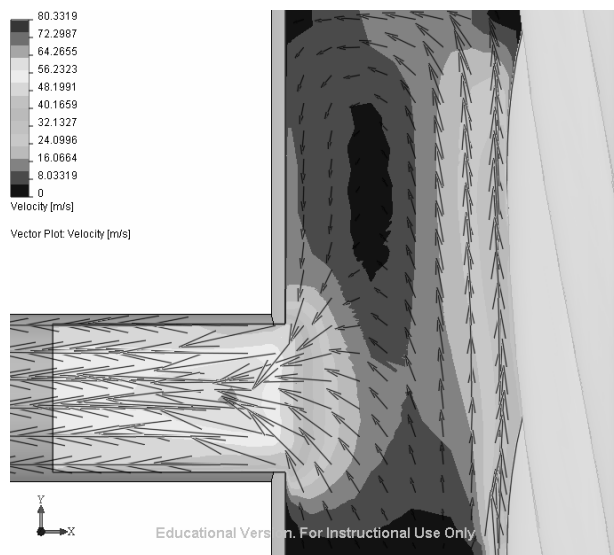


Рис. 5. Поле скоростей в окрестности патрубков

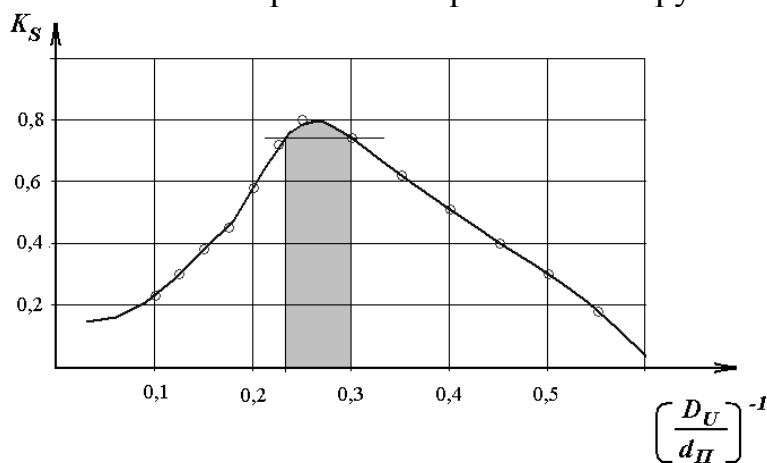


Рис. 6. Зависимость K_s от отношения диаметров

В основе разработки ресурсосберегающей технологии удаления жидкости с поверхности подъемных канатов лежит возможность использования энергии отработанной воздушной струи. Для этого необходимо исследовать процессы удаления капель из потока отработанного воздуха. Водоотделитель представляет собой бак большого объема, в который сверху подается водовоздушная смесь. Отводится воздух через горизонтальный патрубок в верхней части бака для того, чтобы увеличить интенсивность удаления воды из потока путем многократного изменения направления течения.

Исследования, как и в предыдущем случае, проводились в пакете COSMOSFloWorks, поэтому сразу представлены результаты. На рисунке 7 представлены два ортогональных сечения (по середине камеры) поля скоростей водовоздушных потоков в камере водоотделителя. Входящий поток имеет вид локализованной, расширяющейся ко всему периметру дна бака нисходящей струи. Восходящий поток равномерно распределен по оставшемуся поперечному сечению бака и имеет значительно меньшую скорость. Существенный недостаток такой конструкции – перемешивание нисходящих и восходящих потоков вдоль граничной области контакта, что негативно сказывается на процессе отделения капель воды из потока. При этом каждая капелька воды с диаметром,

Погрешность функции J не превышает 2 % для диапазона перепада давления от 1,0 до 15,0 кПа и длины камеры 300...600 мм. Влияние неосесимметричности геометрии камеры на значение интегральной функции скорости воздушного потока J можно учесть введением в формулу (1) дополнительного множителя – коэффициента неосесимметричности K_s . Полученная зависимость влияния отношения диаметров на значение коэффициента K_s приведено на рисунке 6. Приведенная зависимость указывает на наличие рационального соотношения диаметров, за пределами которого развитие воздушной струи в камере УОК является менее эффективным с точки зрения интенсивности удаления воды с поверхности ПК.

меньшим 0,3 мм, длительное время циркулирует в камере устройства и с большой вероятностью попадает в отводящий патрубок (рис. 8).

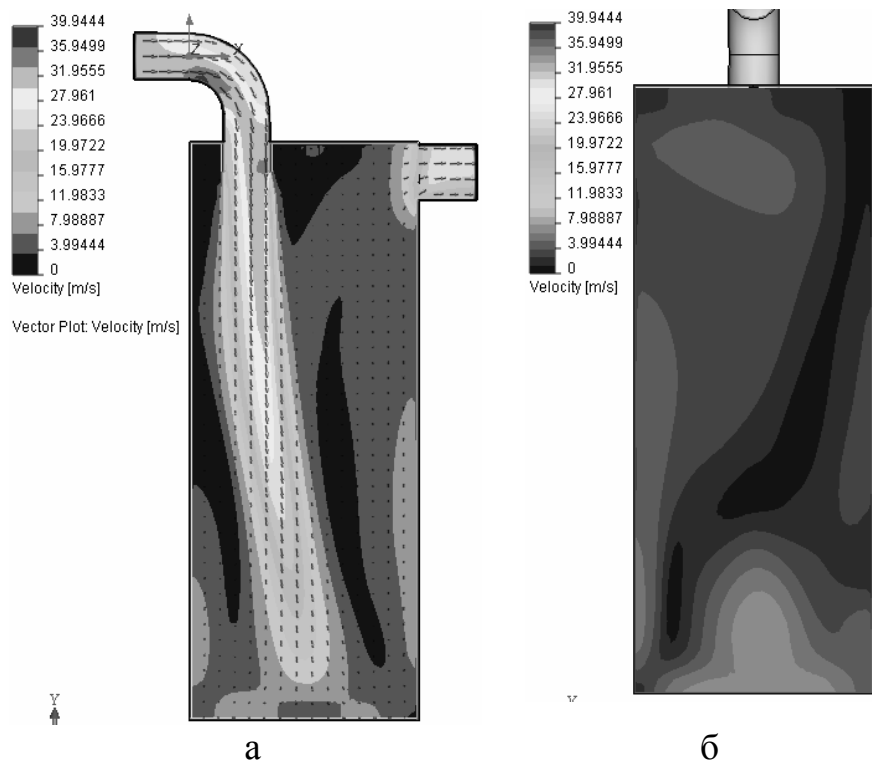


Рис. 7. Поле скоростей в водоотделителе без перегородки:
а – вид слева; б – вид спереди

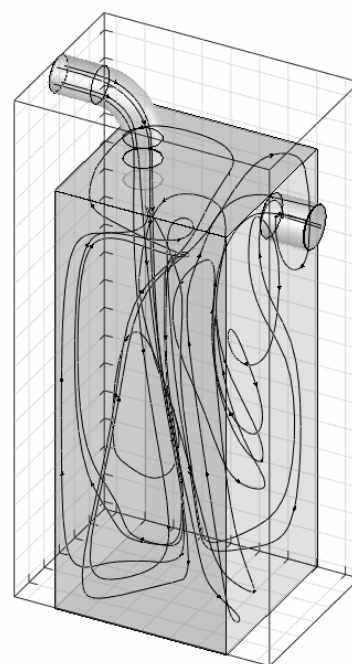
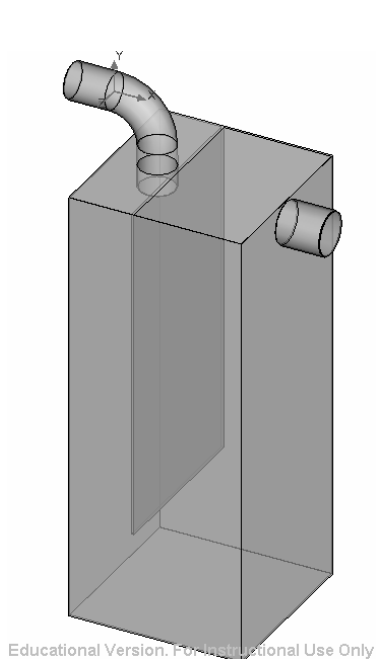


Рис. 8. Траектория водной капли диаметром 0,3 мм

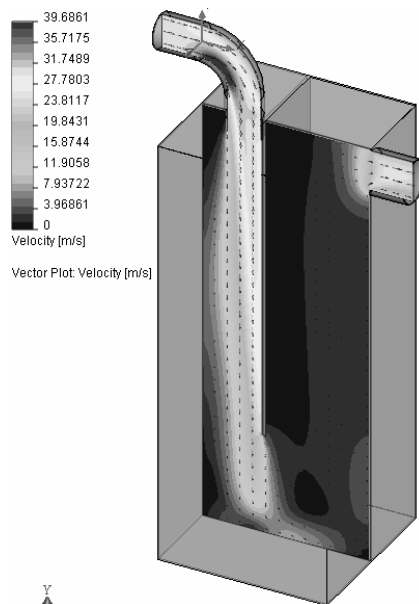
Для устранения недостатков необходимо снизить перемешивание нисходящего и восходящего потоков. Для этого конструкция устройства была модернизирована путем установки в баке вертикальной перегородки (рис. 9).

Исследовалось влияние длины перегородки на интенсивность водоотделения по виду траекторий движения мелких капель воды. На рисунке 10 приведены поперечные сечения поля скоростей в баке с перегородкой, из которых видно, что перегородка препятствует как возникновению турбулентных завихрений, так и перемешиванию потоков. При этом резко упрощается траектория воздушного потока в камере устройства (рис. 11а), а, следовательно, растет эффективность удаления воды из смешанного потока. Большая часть капель воды отделяется от потока и прилипает к поверхности воды на дне бака уже при первом изменении траектории потока (рис. 11б). Далее, по движению потока, сечение бака увеличивается, скорость потока падает, в результате чего происходит осаждение и более мелких капель воды.

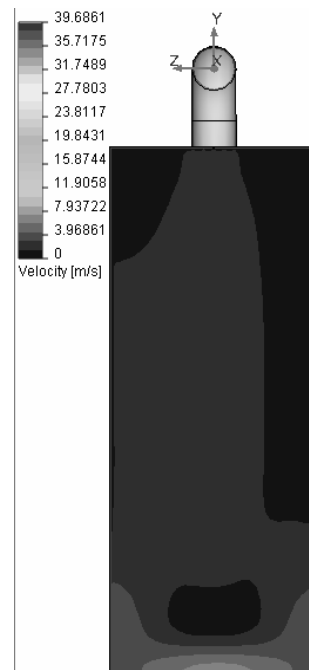
В результате численных экспериментов установлено, что геометрия камеры водоотделителя должна обеспечить скорость потока над поверхностью воды под перегородкой не более 10 м/с и восходящего потока – не более 0,2 м/с (рис. 12).



Educational Version. For Institutional Use Only



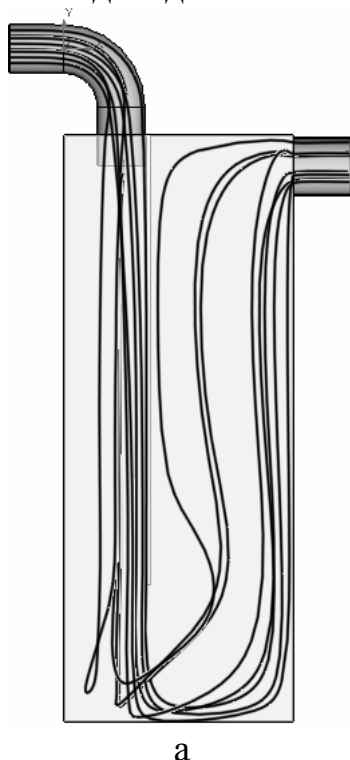
а



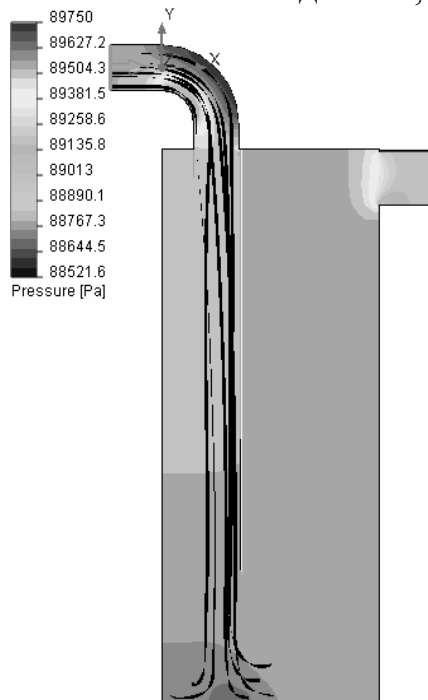
б

Рис. 9. Модернизированная конструкция водоотделителя

Рис. 10. Поле скоростей в водоотделителе с перегородкой:
а – вид слева; б – вид спереди



а



б

Рис. 11. Траектория
а – воздушного потока; б – капля воды

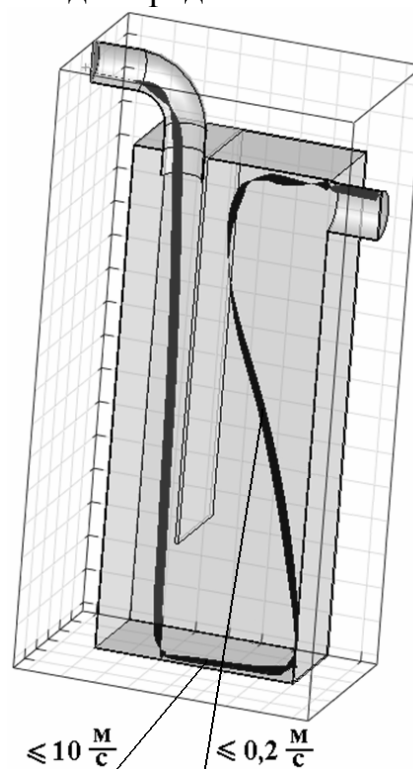


Рис. 12. Результат численного эксперимента

Выводы. Исследовано влияние несимметричности потоков в устройстве обезвоживания каната. Его можно учесть коэффициентом, введенным в осесимметричную модель. Предложена новая форма камеры водоотделителя и установлены скорости потока для эффективного удаления капель воды из отрабо-

танного водо-воздушного потока, что позволит повторно использовать отработанную струю.

На примере решения пакетом COSMOSFloWorks двух сложных гидроаэродинамических задач, связанных с проектированием оборудования для обезвоживания канатов шахтных подъемных установок, проиллюстрирована возможность применения этого пакета в непосредственной инженерной практике, что позволяет достаточно быстро определять рациональные параметры разрабатываемого горно-шахтного оборудования.

Литература

1. Зиновьев С.Н., Жупиев А.Л. Критерии моделирования отрыва капель с поверхности подъемного каната // Вибрации в технике и технологиях. – 2002. – № 5 (26). – С. 37-38.
2. Заболотный К.С., Зиновьев С.Н. Анализ конструктивных решений по удалению влаги с головных канатов многоканатных подъемных машин со шкивами трения // Вибрации в технике и технологиях. – 2000. – № 4 (16). – С. 70-73.
3. Заболотный К.С., Жупиев А.Л., Зиновьев С.Н. Анализ технических решений по повышению производительности шахтных подъемных установок в сильно обводненных стволах // Вибрации в технике и технологиях. – 2004. – № 1 (33). – С. 19-20.
4. Жупиев А.Л., Зиновьев С.Н. Теория рабочих процессов горно-шахтного оборудования для удаления воды с поверхности подъемного каната // Науковий вісник НГУ. – 2003. – № 7. – С. 40-42.
5. Интенсификация шахтного подъема / Под. ред. П.П.Нестерова. – К.: Наукова думка, 1977. – 192 с.
6. SolidWorks. Компьютерное моделирование в инженерной практике / Авторы: Алямовский А.А., Собачкин А.А., Одинцов Е.Б., Харитонович А.И., Пономарев Н.Б. – СПб.: БХВ-Петербург, 2005. – 800 с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Франчуком В.П.
Поступила в редакцию 14.09.06*

УДК 622.233.6:-83:68.3

© В.С. Хилов

ВЛИЯНИЕ ДИНАМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ БУРОВОГО СТАНКА НА КОНТУР ТОКА ПРИВОДНОЙ СИСТЕМЫ

Произведен частотный анализ динамических свойств объекта управления контура тока привода спуско-подъемных операций. Показано, что исходную динамическую функцию с полиномами шестого порядка в числителе и знаменателе можно аппроксимировать передаточным звеном не выше второго порядка.

Зроблено частотний аналіз динамічних властивостей об'єкта керування контуру струму привода спусково-підймальних операцій. Показано, що початкову динамічну функцію з поліномами шостого порядку в чисельнику і знаменнику можна апроксимувати передатною ланкою не вище другого порядку.

Frequency analyses dynamic properties object of control current loop up-down drive is made. Show, that source dynamic transformation function with polynomial of sixths order in the numerous and denumerous my be approximation transformation function with polynomial of second order.

Введение. Внедрение приводных систем переменного тока на горных машинах с одновременным повышением массы рабочего органа, приводит попаданию собственных частот колебаний механической части привода в полосу пропускания контуров управления [1].

Цель работы. Основной целью проведенных в данной работе исследований, является определение редуцированной передаточной функции контура тока.

Результаты исследования. Передаточная функция дополнительного динамического звена в контуре тока $W_1(p)$, обусловленная наличием обратной ЭДС, канатно-полиспастной системы и гидропередачи, находится как отношение полиномов числителя и знаменателя шестых степеней [2]:

$$W_1(p) = \frac{\sum_{n=0}^6 a_{n1} \cdot p^n}{\sum_{n=0}^6 b_{n1} \cdot p^n},$$

где a_{n1}, b_{n1} – коэффициенты, определяемые параметрами объекта управления [3], p – оператор Лапласа.

Таким образом, упругие свойства трансмиссии приводят к появлению дополнительных нулей и полюсов в замкнутой передаточной функции контура тока, что отрицательно сказывается на качестве управления контура, особенно в начале подъема собранного става. Традиционный полюс $P_I = 1/T_I$ (T_I – электромагнитная постоянная времени) объекта управления контура тока привода спускоподъемных операций непосредственно не проявляется, а входит как составляющая часть в остальные полюсы и нули объекта управления.

Поэтому при настройке контура на технический оптимум классическая передаточная функция регулятора тока должна иметь вид

$$W_{PT}(p) = \frac{T_I \cdot p + 1}{T_{OT} \cdot p} \cdot \frac{\sum_{n=0}^6 b_{n1} \cdot p^n}{\sum_{n=0}^6 a_{n1} \cdot p^n},$$

где T_{OT} – постоянная времени контура тока.

Последнее динамическое звено является достаточно сложным регулятором в реализации, так как потребуются нахождение производных высокого порядка (до шестого включительно) от сигнала рассогласования. Кроме того, регулятор должен обладать свойствами адаптации или робастности из-за изменения жесткости канатно-полиспастной системы и веса става.

Оценим влияние на качество управления контура тока динамического звена $W_1(p)$ при настройке регулятора на компенсацию электромагнитной постоянной времени контура (классический регулятор с классической настройкой).

С целью нахождения динамической характеристики регулятора, обеспечивающего удовлетворительное качество переходного процесса контура при наличии трансмиссии, понизим порядок передаточной функции объекта управле-

ния контура. Для этого оценим расположение нулей и полюсов динамического звена $W_1(p)$ на комплексной плоскости.

Карта расположения нулей и полюсов разомкнутого контура регулирования тока на комплексной плоскости рассчитана по исходным данным бурового станка СБШС-250Н для начала подъема полностью собранного става. Корни характеристического уравнения (полюса P) и нули разомкнутого контура тока (Z) с учетом влияния трансмиссии и ее диссипативных сил имеют расположение, показанное на рис.1 (в полосе пропускания контура тока).

Выявляем доминирующие составляющие переходного процесса в исследуемом контуре. Для этого оцениваем значения нулей и полюсов дополнительной передаточной функции в разомкнутом контуре тока, определяемой влиянием обратной ЭДС, гидропривода и канатно-полиспастной системы.

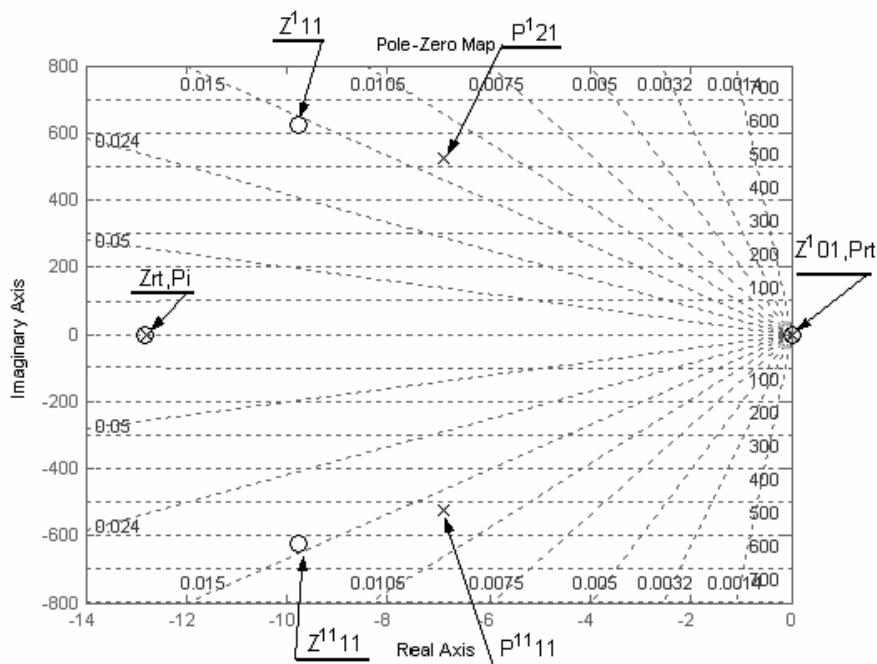


Рис. 1. Карта расположения нулей P и полюсов Z объекта управления контура тока, полупроводникового преобразователя и регулятора тока

Это позволит не учитывать скомпенсированные нули и полюса, а так же отбросить не значимые корни характеристического уравнения, которые наиболее удалены от мнимой оси на комплексной плоскости, что в итоге приведет к упрощению передаточной функции $W_1(p)$ и упрощению искомой передаточной функции регулятора тока.

Из восьми полюсов передаточной функции разомкнутого контура тока с учетом влияния диссипативных сил в трансмиссии: один (P_{rt}) расположен в начале координат, другой ($P_{T\mu}$) находится на вещественной оси, три пары ($P'_{21}, P''_{21}, P'_{41}, P''_{41}, P'_{61}, P''_{61}$) имеют комплексно-сопряженные значения.

Что касается восьми нулей функции, то: один ноль (Z'_{01}) находится в начале координат, другой (Z_{rt}) – на вещественной оси абсцисс, три пары – ($Z'_{11}, Z''_{11}, Z'_{31}, Z''_{31}, Z'_{51}, Z''_{51}$) комплексно-сопряженные.

Причем, кроме двух полюсов ($P'_{61}, P''_{61}, Z'_{31}, Z''_{31}$) все остальные комплексно-сопряженные нули и полюса ($Z'_{31}, Z''_{31}, Z'_{51}, Z''_{51}, P'_{21}, P''_{21}, P'_{41}, P''_{41}$) существенно отличаются по числовым значениям. Поэтому для рассматриваемого контура регулирования расположение нулей и полюсов определяющими являются полюса $P'_{21}, P''_{21}, P'_{41}, P''_{41}$ и нули $Z'_{31}, Z''_{31}, Z'_{51}, Z''_{51}$.

На качество переходного процесса практически не будут влиять характеристические частоты, определяемые корнями:

- P'_{61}, P''_{61} , так как постоянные времени переходного процесса имеют значительно меньшее значение (на два порядка), чем от других корней, и поэтому они практически мгновенно затухают до нулевого значения;
- $P'_{61}, Z'_{61}, P''_{61}, Z''_{61}$ – эти полюса и нули взаимно компенсируются, так как мнимые части корни практически равны между собой, а расстояния между действительными частями этих корней отличается не более чем на 10%;
- P'_{41}, P''_{41} – они находятся вне полосы пропускания контура тока;
- Z'_{51}, Z''_{51} – действие этих нулей на динамические процессы не сказывается, так как полностью компенсируется соответствующими полюсами динамического звена объекта управления.

Для исследуемого контура на характер переходного процесса наибольшее влияние (доминирующее) оказывают характеристические частоты, которым соответствуют корни полинома числителя Z'_{11}, Z''_{11} и корни полинома знаменателя P'_{21}, P''_{21} . Причем корни – комплексно сопряженные.

Поэтому редуцированная передаточная функция объекта управления при подъеме полностью собранного става и максимальной длине каната может быть представлена в следующем виде:

$$W_{ред1}(p) = \frac{T_{ЭМ1} \cdot p \cdot (T_{11}^2 \cdot p^2 + 2 \cdot \xi_{11} \cdot T_{11} \cdot p + 1)}{(T_{21}^2 \cdot p^2 + 2 \cdot \xi_{21} \cdot T_{21} \cdot p + 1)}.$$

Передаточные функции разомкнутого и замкнутого контура тока, при компенсации регулятором тока электромагнитной постоянной времени контура, с учетом диссипативных сил объекта управления и редуцированной передаточной функции объекта управления принимает следующий вид

$$W_{разт1}(p) = \frac{(T_I \cdot p + 1) \cdot T_{ЭМ1} \cdot (T_{11}^2 \cdot p^2 + 2 \cdot \xi_{11} \cdot T_{11} \cdot p + 1)}{T_{ОТ} \cdot (p \cdot T_{\mu} + 1) \cdot (T_{21}^2 \cdot p^2 + 2 \cdot \xi_{21} \cdot T_{21} \cdot p + 1)},$$

$$W_{зрт1}(p) = \frac{T_{ЭМ1}}{T_{ЭМ1} + T_{ОТ}} \cdot \frac{\sum_{m=0}^3 a''_{m1} \cdot p^m}{\sum_{m=0}^3 b''_{m1} \cdot p^m},$$

где значения коэффициентов определяются исходными значениями объекта управления [4].

Оценку устойчивости замкнутого контура тока с полной передаточной функцией объекта управления удобно произвести на основе критерия Найквиста. Пе-

редаточная функция разомкнутого контура тока при классической настройке регулятора на компенсацию электромагнитной постоянной времени

$$W_{разт1}(p) = \frac{(T_I \cdot p + 1)}{T_{OT} \cdot p} \cdot \frac{1}{p \cdot T_{\mu} + 1} \cdot \frac{1}{p \cdot T_I + 1} \cdot \frac{T_{ЭМ1} \cdot p \cdot (p \cdot T_I + 1)}{T_{ЭМ1} \cdot p \cdot (p \cdot T_I + 1) + 1} \cdot \frac{\prod_{i=1,3,5} (T_{i1}^2 \cdot p^2 + 2 \cdot \xi_{i1} \cdot T_{i1} \cdot p + 1)}{\prod_{j=2,4,6} (T_{j1}^2 \cdot p^2 + 2 \cdot \xi_{j1} \cdot T_{j1} \cdot p + 1)}$$

На рис.2 показан годограф Найквиста, из которого следует, что амплитудно-фазовая характеристика при подъеме полностью собранного става и максимальной длине канатов проходит вблизи точки $(-1, j \cdot 0)$, а это соответствует колебательной устойчивости замкнутого контура тока. При уменьшении длины канатов и уменьшении веса до значения веса только головки бурового снаряда контур становится абсолютно устойчивым, так как годограф переходит в правую полуплоскость и удаляется от точки $(-1, j \cdot 0)$. То есть проблемы с влиянием на качество управления контура тока возникают при перемещении полностью собранного става в начале его подъема.

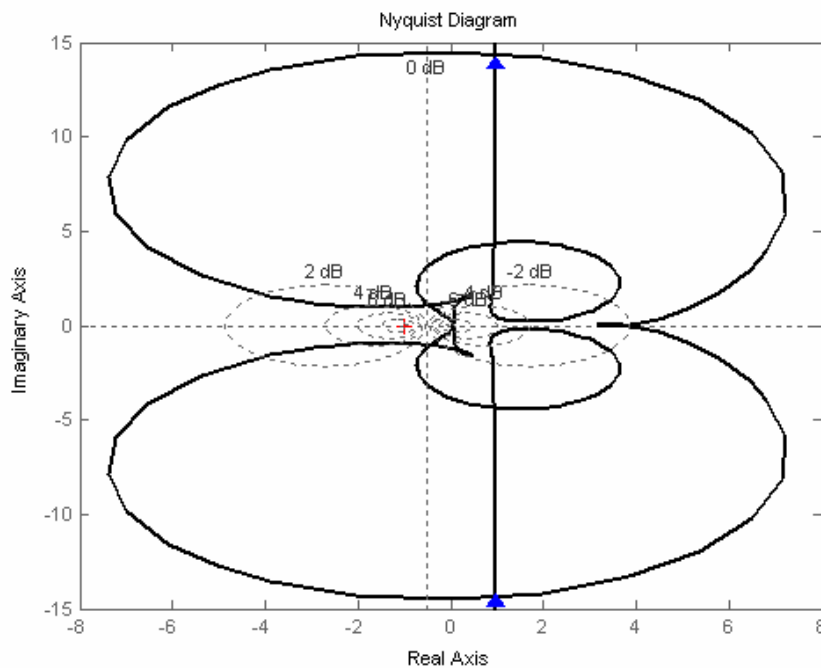


Рис.2. Годограф Найквиста для разомкнутого контура тока при минимальной жесткости канатов и максимальном моменте инерции става (начало подъема полностью собранного става)

Поэтому в первом приближении принимаем порядок полиномов числителя и знаменателя дополнительной передаточной функции в контуре тока, обусловленной наличием обратной ЭДС и упругими свойствами трансмиссии, третьего порядка в числителе и второго порядка – в знаменателе.

Наличие коэффициентов при нечетных степенях в знаменателе передаточной функции свидетельствует о демпфирующей способности контура за счет динамических свойств регулятора тока даже при отсутствии диссипации в объекте управления.

Как следует из приведенных частотных зависимостей (рис.3) редуцированная передаточная функция хорошо аппроксимирует дополнительную передаточную функцию в контуре тока.

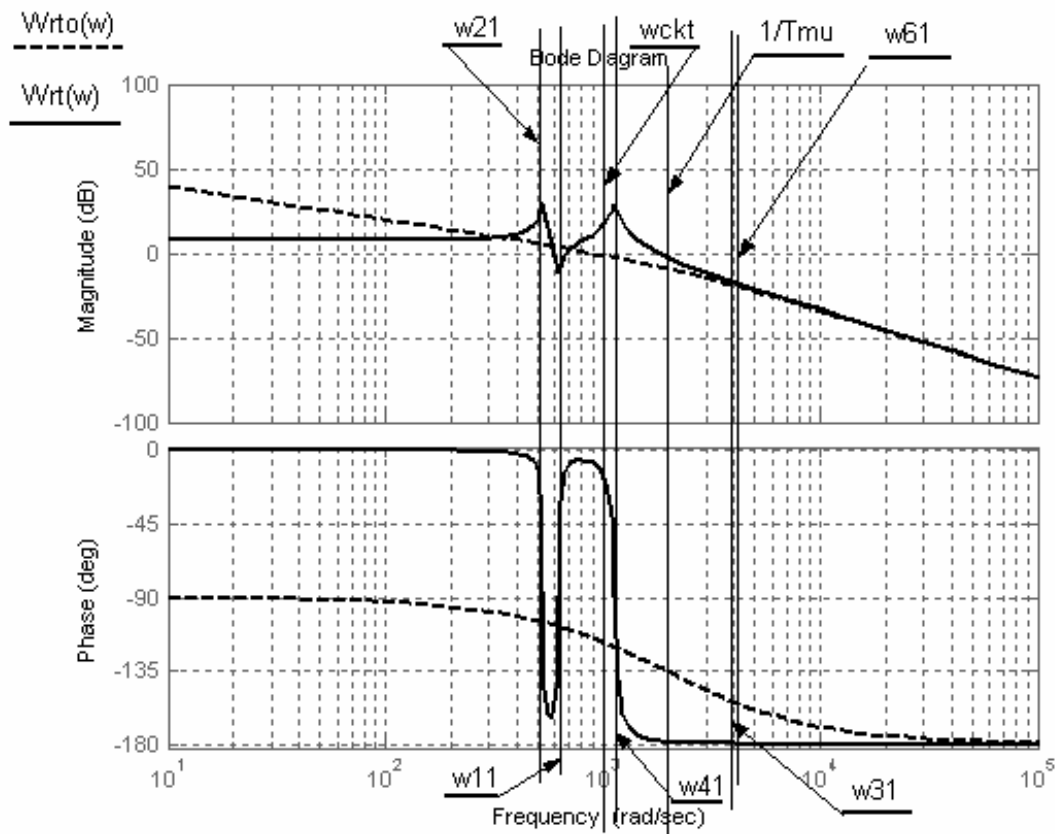


Рис.3. Логарифмические амплитудные и фазовые частотные характеристики разомкнутого контура тока с редуцированной передаточной функцией объекта управления

Современные системы с широтно-импульсной модуляцией выходного напряжения работают на частоте свыше 4кГц, поэтому они обладают настолько малой инерционностью ($T_\mu = 0,0005c$), что в практических случаях постоянная времени интегрирования контура тока выбирается большей величиной чем $a_T \cdot T_\mu$ (где $a_T = 2$ – при настройке контура на модульный оптимум). При таких значениях значение T_μ^2 является величиной второго порядка малости, которой можно пренебречь в коэффициентах знаменателя замкнутого контура тока с учетом редуцированного дополнительного звена.

Таким образом, контур тока при применении классического регулятора тока с *ПИ*-динамической характеристикой и настройкой на компенсацию электромагнитной постоянной времени T_I с учетом редукции порядка передаточной функции объекта управления

$$W'_{zkm}(p) = \frac{1}{1 + \frac{a_T \cdot T_\mu}{T_{ЭМ1}}} \cdot \frac{\sum_{n=0}^3 a_{n1}''' \cdot p^n}{\sum_{n=0}^3 b_{n1}''' \cdot p^n},$$

где a_T, T_μ – коэффициент настройки контура тока и малая некомпенсируемая полупроводникового преобразователя.

Значения коэффициентов сведены в таблице.

Коэффициенты полиномов числителя и знаменателя

n	a_{n1}'''	b_{n1}'''
0	1	1
1	$2 \cdot \xi_{11} \cdot T_{11} + T_I$	$\frac{T_I \cdot T_{ЭМ1} + 2 \cdot \xi_{11} \cdot T_{11} \cdot T_{ЭМ1} + 2 \cdot \xi_{21} \cdot T_{21} \cdot T_{OT}}{T_{OT} + T_{ЭМ1}}$
2	$2 \cdot \xi_{11} \cdot T_{11} \cdot T_I + T_{11}^2$	$\frac{T_{OT} \cdot T_{21}^2 + 2 \cdot \xi_{11} \cdot T_I \cdot T_{ЭМ1} \cdot T_{11} + T_{11}^2 \cdot T_{ЭМ1}}{T_{OT} + T_{ЭМ1}}$
3	$T_I \cdot T_{11}^2$	$\frac{T_{ЭМ1} \cdot T_I \cdot T_{11}^2}{T_{OT} + T_{ЭМ1}}$

В таблице обозначено: $T_{11}, T_{21}, \xi_{11}, \xi_{21}$ – постоянные времени и коэффициенты демпфирования колебательных звеньев числителя и знаменателя; $T_{ЭМ1}$ – электромеханическая постоянная времени.

Из последнего уравнения следует, что коэффициент передачи замкнутого контура тока зависит от сомножителя $1/(1 + a_T \cdot T_\mu / T_{ЭМ1})$, величина которого изменяется при изменении значения электромеханической постоянной времени $T_{ЭМ1}$.

На качество управления током будут влиять численные значения коэффициентов числителя и знаменателя, которые изменяются в зависимости от длины каната и числа присоединенных буровых штанг.

С увеличением жесткости канатов и уменьшением веса става частоты собственных колебаний объекта управления увеличиваются, причем численные значения частот $\omega_{kt3} \approx \omega_{kt6}$ еще в большей степени начинают совпадать, что свидетельствует о взаимной компенсации динамических свойств полиномов числителя и знаменателя. Контур тока в целом представляет собой фильтр низкой частоты, поэтому он эффективно подавляет высокочастотные колебания с частотой выше его частоты среза, поэтому по мере подъема става с уменьшением длины канатов влияние динамики упругих свойств трансмиссии уменьшается.

Выводы. Колебательные звенья, входящие в передаточную функцию дополнительного динамического звена контура тока, сравнительно легко могут быть учтены при настройке регулятора тока в двух случаях: если собственные частоты колебаний значительно меньше или больше частоты среза контура тока ($\omega_{ckt} = 1/(a_T \cdot T_\mu)$).

В случае низкочастотных колебательных звеньев в дополнительном динамическом звене практически возможна настройка *ПИИ* регулятора тока на компенсацию электромагнитной постоянной времени контура тока. В окрестностях частоты среза система обладает хорошим запасом, как по фазе так и по амплитуде. При этом ни обратная ЭДС ни упругие свойства трансмиссии существенно не сказываются на качестве работы контура.

При наличии высокочастотных составляющих в дополнительном динамическом звене существенно искажается частотная и фазовая характеристика в

окрестностях частоты среза из-за влияния обратной ЭДС статора. Для компенсации этого влияния необходимо изменить алгоритм работы регулятора тока и применить PII^2 -регулятор. Влиянием на качество работы контура трансмиссии в этом случае можно не учитывать.

Таким образом, в полосе пропускания контура тока находятся нули и полюса объекта управления $Z'_{01}, Z''_{01}, Z'_{11}, Z''_{11}, P'_{21}, P''_{21}$. За полосой пропускания находятся нули и полюса $P'_{41}, P''_{41}, P'_{61}, P''_{61}, Z'_{31}, Z''_{31}$, которые не будут существенно влиять на качество переходного процесса. Характеристические частоты $Z'_{31}, Z''_{31}, P'_{61}, P''_{61}$ близко по значениям совпадают и полностью компенсируют взаимное влияние на динамику контура управления. Кроме того, необходимо учитывать, что по мере выбора каната, также уменьшения количества перемещаемых штанг характеристические частоты колебаний смещаются в сторону больших значений на комплексной плоскости, то есть будут увеличиваться собственные частоты колебаний и демпфирующая способность контура.

Регулятор тока при классической настройке не подавляет ни один из полюсов объекта управления контура (P_{rt}, Z_{rt}), а наличие форсирующего элемента в объекте управления (Z'_{01}) из-за существенного влияния обратной ЭДС приводит к потере астатизма разомкнутого контура тока.

Литература

1. Хилов В.С., Бешта А.С., Заика В.Т. Опыт применения частотно-управляемых приводов в буровых станках карьеров Украины. //Горный информационно-аналитический бюллетень. М.: МГГУ. -2004.- №10.- С. 285-289.
2. Хилов В.С. Математическая модель гидропривода подачи станка шарошечного бурения. //Наук.-техн. зб. Гірнич електромеханіка та автоматика.- Дн-ськ, НГУ.- Вип.70. – С. 100-105.
3. Хилов В.С. Математическая модель объекта управления привода подачи бурового станка. //Сб. научн. трудов НГУ. - Дніпропетровськ. – 2004.- №19.- Т.2.- С.33-39.
4. Хилов В.С. Синтез позиционной системы управления гидравлическим приводом подачи станка шарошечного бурения. //Сб. научн. труд. НГУ. – Дн-ськ. -2003.- №17.- Т.2.- С.122-127.
5. Бешта А.С., Хилов В.С. Принципы построения системы управления электроприводом спуско-подъемных операций. //Вісник Кременчуцького державного політехнічного університету: Наукові праці КДПУ.- Кременчук: КДПУ 2004. – Вип.4(20) .- С.85-88.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Бештой А.С.
Поступила в редакцию 11.09.06*

УДК 622.6-52

© В.В. Ткачев, П.Ю. Огеенко, Р.В. Макитренко,
Д.А. Поперечный, В.В. Гапон

МОДЕЛЬ СИСТЕМЫ ПЕРЕДАЧИ ДАННЫХ ПО СИЛОВЫМ ЛИНИЯМ

Рассмотрена необходимость создания системы передачи информации по силовым линиям, приспособленной к использованию в шахтных условиях. Описана разработанная модель для исследования возможности побитной ретрансляции информации на базе интерфейсов RS-232 и RS-485. Представлена блок-схема алгоритма работы устройства мост.

Розглянуто необхідність створення системи передачі інформації по силовим лініям, пристосованої до використання в умовах шахти. Описано розробку моделі для дослідження можливості ретрансляції по бітам інформації на базі інтерфейсів RS-232 і RS-485. Представлено блок схему алгоритму роботи пристрою міст.

Necessity of the adapted to mine conditions power lines data transmit system creation is considered. Model created for investigation of the bit retransmission possibility on RS-232 and RS485 interfaces is described. Algorithm block scheme of the bridge device work is shown.

В процессе развития угольнодобывающей промышленности увеличивается энерговооруженность комбайнов, длина разрабатываемой лавы и требования к обеспечению необходимой безопасности работников шахты. В рамках этого передача данных в системах управления добычным комбайном угольной шахты становится все более и более важным звеном для обеспечения эффективности работы. Сигнальные жилы, по которым в настоящее время осуществляется передача информации, при эксплуатации комбайна подвергаются различным деформациям, что приводит к их частым обрывам и соответственно к незапланированным остановкам процесса добычи угля. Подобные остановки могут происходить до нескольких раз на день. Большую сложность представляет обнаружение таких обрывов, так как при тех же деформациях силовые жилы остаются целыми и внешне кабель выглядит неповрежденным. Решением проблемы может стать использование для передачи информации силовых жил кабеля. Это в значительной степени увеличит эффективность добычи угля и в какой-то мере упростит разработку новых добычных комбайнов.

Проведенные испытания технологии PowerLine показали, что при соответствующих модификациях оборудования для работы в шахтных условиях есть возможность организации стабильной линии передачи информации по силовым жилам кабеля комбайна.

Следующим этапом на пути разработки системы передачи данных является исследование возможности внедрения технологии в существующие системы управления добычными комбайнами без изменения используемых в настоящее время схем и протоколов передачи данных.

Для исследований была разработана модель системы передачи данных, позволяющая ретранслировать информацию по силовым жилам, не меняя всю систему в целом. Ее схема показана на рисунке 1. Модель работает с интерфейсами RS-232 и RS-485, чаще всего используемыми для разработки протоколов управления системами добычных комбайнов.

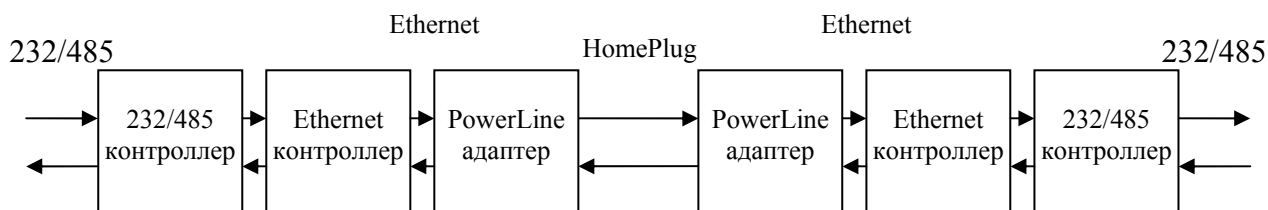


Рис. 1. Схема модели системы передачи данных по силовым жилам

Устройства передачи и приема информации эквивалентны и далее будут рассматриваться как одно – мост «232/485 – HomePlug».

Устройство мост имеет два разъема. Один разъем соответствует двум виртуальным входам/выходам RS-232 и RS-485 интерфейсов, выбор между которыми производится посредством джампера. Другой – вход/выход для подключения к силовой линии. Состав устройства представлен на рисунке 1 – это три основных модуля: контроллер 232/485, контроллер Ethernet и PowerLine адаптер. Разделение на модули основывается на различии задач, выполняемых отдельными частями устройства.

Модуль контроллера 232/485 включает в себя:

а) трансиверы RS-232 и RS-485, присоединенные таким образом, чтобы подключение одной из двух возможных линий передачи данных производилось переключением джампера. Задача трансиверов - получение и передача сигналов в формате выбранного интерфейса. Поступающие из линии сигналы преобразуются в вид приемлемый для контроллера серии PIC18;

б) контроллер серии PIC18, реализующий основную логику обработки поступающих и готовых к передаче сигналов, буферизацию данных, их преобразование в посылку для передачи по HomePlug протоколу [1], а также обратный процесс.

Модуль настроен на максимальную скорость передачи 15200 бод. Благодаря этому устройство может работать на любой из ряда стандартных скоростей ниже принятой. Это обеспечивается благодаря тому, что передаются не непосредственные биты, а состояние линии и время, которое оно оставалось без изменений.

SPI-интерфейс, встроенный в контроллер, обеспечивает возможность подключения к PIC18 второго модуля – контроллера Ethernet. Передача информации между модулями производится на скорости 10 Мбит/с [2].

Модуль контроллера Ethernet состоит из:

а) контроллера серии PIC18, который осуществляет опрос состояния канала связи, организованного по силовой жиле. Логика его работы включает следующее: считывание и запись информации с контроллера первого модуля; буферизация данных при получении/ подготовке к отправке через Ethernet контроллер модуля; обнаружение ошибок в ходе обмена данными и светодиодная индикация; выявление обрыва линии и восстановление передачи после устранения обрыва в течение 75 мс;

б) Ethernet контроллера, разработанного фирмой Microchip, обеспечивающего скорость обмена данными по Ethernet на скорости 10 Мбайт [3]. Использование данного контроллера со специальным пакетом библиотек к нему MCHPTCPStack3.60 [4] позволяет скрыть от разработчика интерфейс Ethernet и представлять его как встроенную часть управляющего контроллера (PIC18 или др.). Для нашего случая использование пакета библиотек можно сузить до файлов, необходимых для организации обмена MAC сообщениями. MAC сообщения имеют формат Ethernet посылок, однако при этом могут нести больше полезной информации, чем TCP или UDP.

PowerLine адаптер – это модуль, включающий в себя устройство передачи информации по силовым линиям, разработанное фирмой DYNAMIX. Решение использовать именно это устройство из ряда подобных было принято в связи с его высокими показателями надежности и скорости, а также проведенными испытаниями. Аналогичные PowerLine устройства имеют встроенный 232 интерфейс и не могут обеспечить достаточную скорость обмена информацией, требуемую для управления системами добычного комбайна.

Основные паспортные технические характеристики адаптера следующие:

- основная схема модуляции — OFDM, с автоматической канальной адаптацией и прямой коррекцией ошибок (FEC — Forward Error Correction);
- полоса занимаемых для обмена частот — от 4,3 до 20,9 МГц (84 несущих);
- метод сетевого доступа — CSMA/CA, поддержка QoS (IEEE 802.3u);
- шифрование — 56-битное DES;
- полная совместимость с рекомендациями (стандартами) HomePlug 1.0.

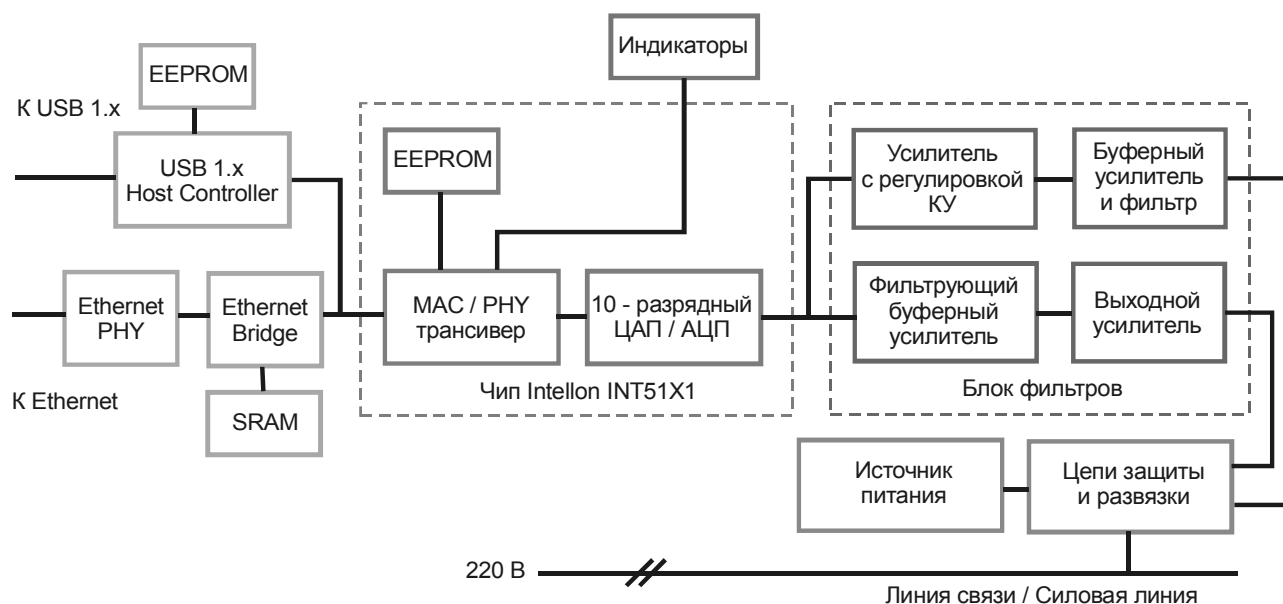


Рис. 2. Структурная схема адаптера на базе чипа INT51X1

Сетевое напряжение (в стандартном случае 220 В с частотой 50 Гц) вместе с информационными сигналами через сетевой шнур поступает на вход устройства. В нем содержатся элементы защитных цепей, ослабляющих действие высоковольтных выбросов и влияние высокочастотных наводок и помех за пределами используемой технологией полосы частот. После этого очищенный сигнал поступает на схему гальванической развязки, выполненную на широкополосном трансформаторе-дуплексоре (ШТД), к выходу которого подключен полосовой усилитель с регулируемым коэффициентом. Далее этот на АЦП-вход микросхемы. С ее второй части, 10-разрядного ЦАП, сигнал, подготовленный к передаче, через фильтр направляется в буферный усилитель, чей выход подключен ко второй, передающей обмотки ШТД и с него — в линию связи.

В цифровой обработке входного потока и формировании выходной последовательности основную роль на себя берет вторая часть чипсета, по сути представляющая собой обычный высокопроизводительный микроконтроллер.

Начинается работа устройства с инициализации подключенных модулей. Далее запускается бесконечный цикл опроса модулей. Выход из этого цикла происходит только в случае отключения питания. Затем, если таймер еще не был запущен, производится его запуск на время 75мс. В соответствии с этим временем по переполнению таймера выносятся решение об обрыве линии.

Вначале производится опрос первого модуля MC1 – контроллера 232/485. В случае, если им подготовлены данные для передачи, то выполняется их вычитывание по SPI интерфейсу. Затем они преобразуются в Ethernet посылку и передаются модулю MC2 для передачи через адаптер PowerLine.

После опроса MC1 производится опрос MC2. Если есть данные, пришедшие из модуля MC2 – Ethernet контроллера, то таймер сбрасывается в ноль, а данные подготавливаются для передачи к MC1.

В конце проверяется значение таймера. Если оно достигло 75мс, то таймер сбрасывается в ноль и устройство индицирует состояние ошибки связи по PowerLine. Затем производится перезапуск цикла опроса.

Для проверки принятых при создании модели решений были разработаны тестовые алгоритмы и программное обеспечение. При исследованиях использовались два устройства мост, соединенные между собой посредством силовой линии. Проведенные тесты показали, что модель работает с высокой помехоустойчивостью и стабильностью и позволяет передавать данные вне зависимости от особенностей протоколов организованных для обмена информацией по внешнему RS-232 или RS-485 интерфейсу, задержка данных не превысила 25 мс.

Литература

1. Internet – <http://www.interscience.wiley.com/jpages/1074-5351>, HomePlug 1.0 Powerline Communication LANs. – Protocol Description and Performance Results version 5.4.
2. Microchip PIC18FXX2 Data Sheet, Enhanced Flash Microcontrollers with 10 Bit A/D.
3. ENC28J60 Data Sheet Stand-Alone Ethernet Controller with SPI™ Interface
4. The Microchip TCP/IP Stack.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Кочурой Е.В.
Поступила в редакцию 12.09.06*

УДК 622.232

© В.Л. Соседка, Д.Н. Фабричный

ФУНКЦИОНАЛЬНАЯ МОДЕЛЬ СИСТЕМЫ ПЛАВНОГО ПУСКА ЛЕНТОЧНОГО КОНВЕЙЕРА

Обоснована необходимость в разработке функциональной модели системы плавного пуска ленточного конвейера. Представлены функциональные модели электромеханической системы плавного пуска ленточного конвейера с фазовым и квазичастотнофазовым управлением. Сделаны выводы о перспективности использования системы плавного пуска ленточного конвейера с квазичастотнофазовым управлением.

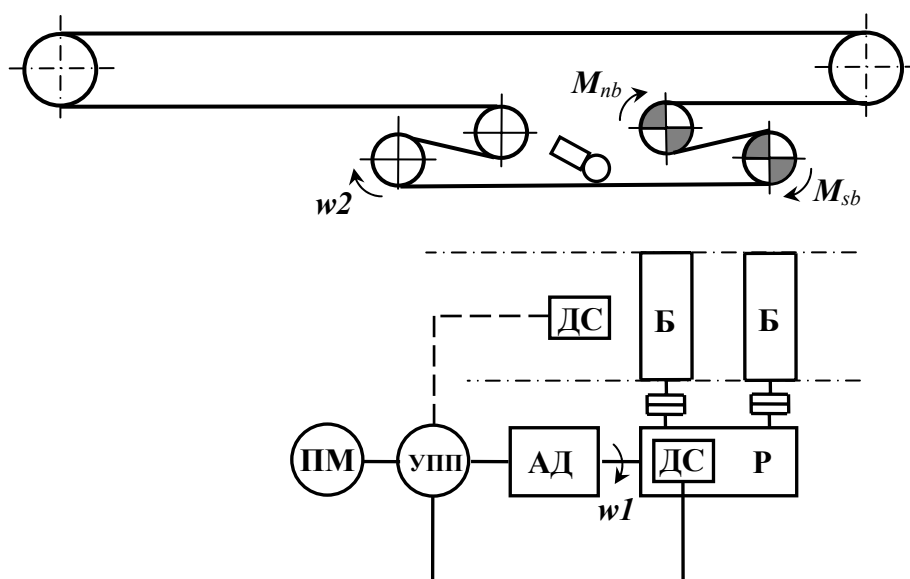
Обґрунтована необхідність в розробці функціональної моделі системи плавного пуску стрічкового конвеєра. Представлені функціональні моделі електромеханічної системи плавного пуску стрічкового конвеєра з фазовим та квазічастотнофазовим управлінням. Зроблені висновки про перспективність використання системи плавного пуску стрічкового конвеєра з квазічастотнофазовим управлінням.

A necessity is grounded for development of functional model of the system of the smooth starting of band conveyer. The functional models of the electromechanics system of the smooth starting of band conveyer are presented with a phase and by a kvazichastotnofase management. Conclusions are done about perspective of the use of the system of the smooth starting of band conveyer with a kvazichastotnofase management.

Влияние различных устройств плавного пуска (УПП) на качество переходного процесса в конвейерной ленте до сих пор до конца не изучено. Существует ряд работ, посвященных моделированию процесса пуска ленточного конвейера (ЛК) с различными способами управления приводом. Однако рассмотренные модели не являются достаточно точными и не могут быть в полной мере применены на практике. Целью статьи является создание функциональной модели системы плавного пуска ЛК, наиболее точно описывающей процессы реальной системы. Планируется применение полученной модели для моделирования различных режимов пуска ЛК.

Во время пуска ЛК из-за распространения упругих волн в конвейерной ленте имеют место колебательные процессы при передаче момента двигателя несущему органу. Резкое увеличение пускового момента при непосредственном пуске приводного асинхронного двигателя (АД) может приводить к высоким натяжениям в ленте и её пробуксовке на приводных барабанах. При пуске загруженного конвейера это обстоятельство может вызывать просыпание транспортируемого материала. При пуске порожнего конвейера возможны порывы ленты, особенно её стыков. Механическим ударам в начальные моменты пуска подвергается также зубчатая передача привода.

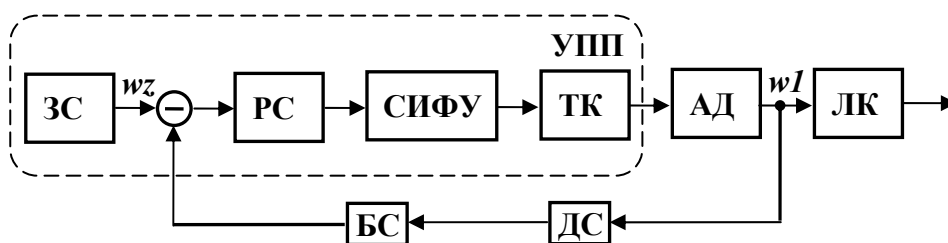
Широкими функциональными возможностями обладают маловентильные тиристорные преобразователи напряжения (ТПН). В последнее время отечественными разработчиками были созданы устройства плавного пуска (УПП) ленточных конвейеров на основе ТПН [1, 2]. УПП включается между электродвигателем и обычным пускателем, при этом не нарушается схема электроснабжения (Рис.1).



ПМ – пускатель магнитный, ДС – датчик скорости, Р – редуктор, Б – приводной барабан

Рис.1. Схема ленточного конвейера 1Л80 с установленным УПП

Система управления УПП реализует режим фазового управления выходным напряжением, что позволяет формировать пусковые режимы АД. Для поддержания стабильности темпа разгона АД на заданном уровне система управления УПП замкнута по скорости двигателя (Рис. 2).



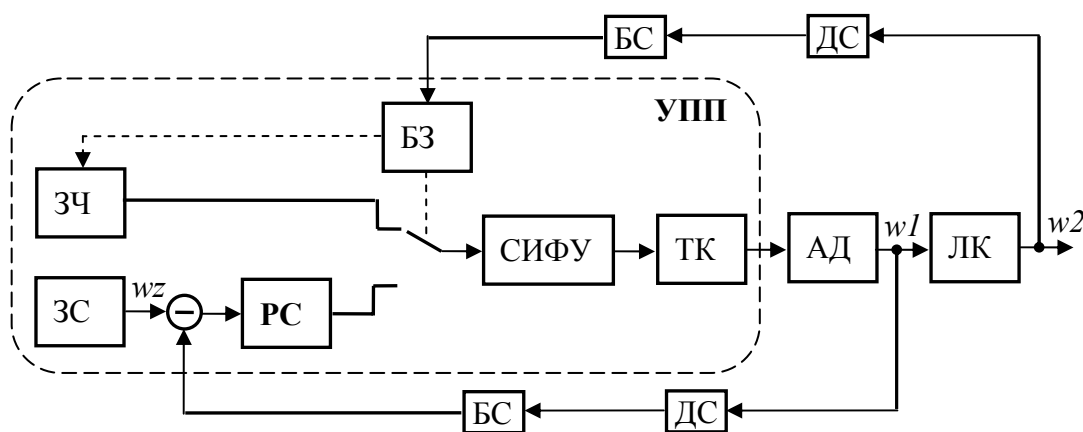
ЗС – задатчик скорости, РС – регулятор скорости, СИФУ – система импульсно-фазового управления, ТК – тиристорный коммутатор, БС – блок согласования.

Рис.2. Функциональная схема электромеханической системы плавного пуска ЛК с фазовым управлением

Обратная связь по скорости двигателя осуществляется посредством датчика скорости, встроенного в редуктор (Рис.1). Требуемый вид пусковой характеристики ЛК формируется при помощи задатчика скорости ЗС, включенного на входе регулятора РС. При необходимости осуществления пуска с постоянным ускорением, задатчик скорости представляет собой интегратор.

Перед началом работы тиристоры ТК находятся в запертом состоянии и напряжение на АД не подается. При пуске привода ЛК с фазовым управлением в результате возникновения рассогласования сигналов заданной и фактической скорости регулятор скорости вырабатывает управляющий сигнал, поступающий на СИФУ. СИФУ в зависимости от поступившего сигнала формирует угол открытия тириستоров ТК, тем самым, регулируя напряжение, подаваемое на АД. В результате в АД возникает динамический момент, который вызывает ускорение или замедления двигателя и изменение его ускорения. Таким образом, в системе плавного пуска ЛК напряжение питания устанавливается автоматически в соответствии с заданной пусковой диаграммой.

Однако режим фазового управления во время пуска все же не обеспечивает требуемую величину ускорения и степень нагрева обмотки статора и стержней ротора приводного АД. Перспективным направлением является использование УПП с квазичастотнофазовым управлением [3]. Квазичастотный режим используется для создания натяжения по контуру ленты, ее трогания и разгона до пониженной скорости. Последующий разгон выполняется в фазовом режиме. Контроль достижения ЛК пониженной скорости движения осуществляется при помощи датчика скорости, расположенного в точке сбегания ленты с приводного барабана (Рис.1). Функциональная схема электромеханической системы плавного пуска ЛК с квазичастотнофазовым управлением приведена на рис.3.



ЗЧ – задатчик частоты, БЗ – блок задания.

Рис.3. Функциональная схема электромеханической системы плавного пуска ЛК с квазичастотнофазовым управлением

Система плавного пуска ЛК с квазичастотнофазовым управлением работает следующим образом. При запуске ЛК блок задания БЗ подключает двигатель к ТК с квазичастотным управлением частотой 7,14 Гц на время, достаточное для создания предварительного натяжения по контуру ленты, ее трогания и разгона до пониженной скорости. При достижении конвейером пониженной скорости движения, БЗ переводит ТК в режим фазового управления. При этом для повышения плавности переходного процесса при переключении режимов управления выполняется кратковременная подача на АД напряжений в последовательности частот: $f_c/f_M=7$; $f_c/f_M=4$; $f_c/f_M=3$; $f_c/f_M=1$.

Модель электромеханической системы непосредственный привод – ленточный конвейер (НП-ЛК), выполненная в пакете MATLAB, приведена на рис.4.

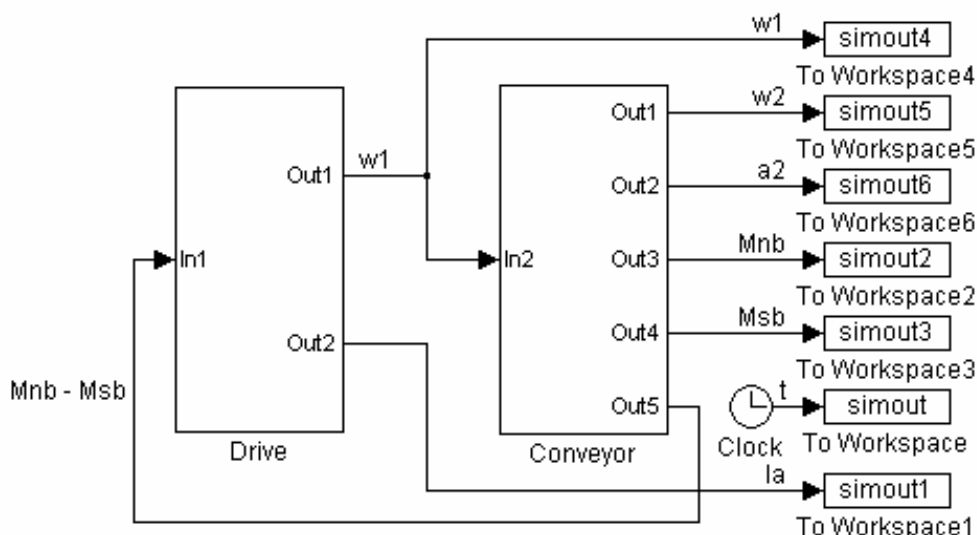


Рис.4. Модель электромеханической системы НП-ЛК

В ней использованы разработанные ранее модели непосредственного привода (подсистема Drive) и ленточного конвейера (подсистема Conveyor) [3, 4].

Модель электромеханической системы плавного пуска ЛК с фазовым управлением приведена на рис.5.

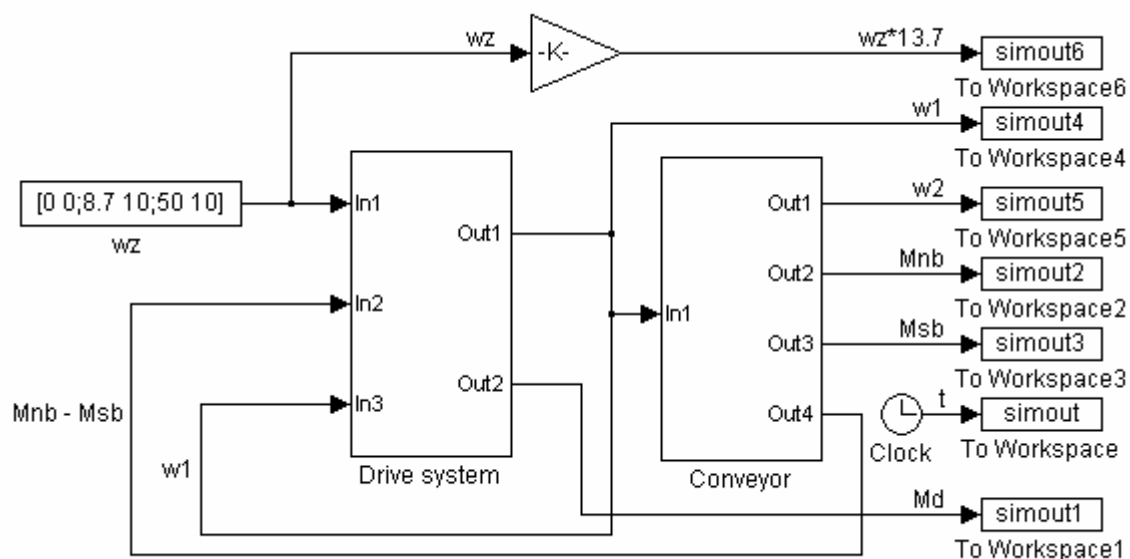


Рис.5. Модель электромеханической системы плавного пуска ЛК с фазовым управлением

Модель системы плавного пуска ЛК с фазовым управлением находится в подсистеме Drive system. На модели (рис.5) задатчик интенсивности задает плавное увеличение скорости от 0 до v_n в течении 8,7с. Система плавного пуска ЛК (Drive System) охвачена отрицательной обратной связью по скорости двигателя w_1 .

Модель электромеханической системы плавного пуска ЛК с квазичастотнофазовым управлением приведена на рис.6.

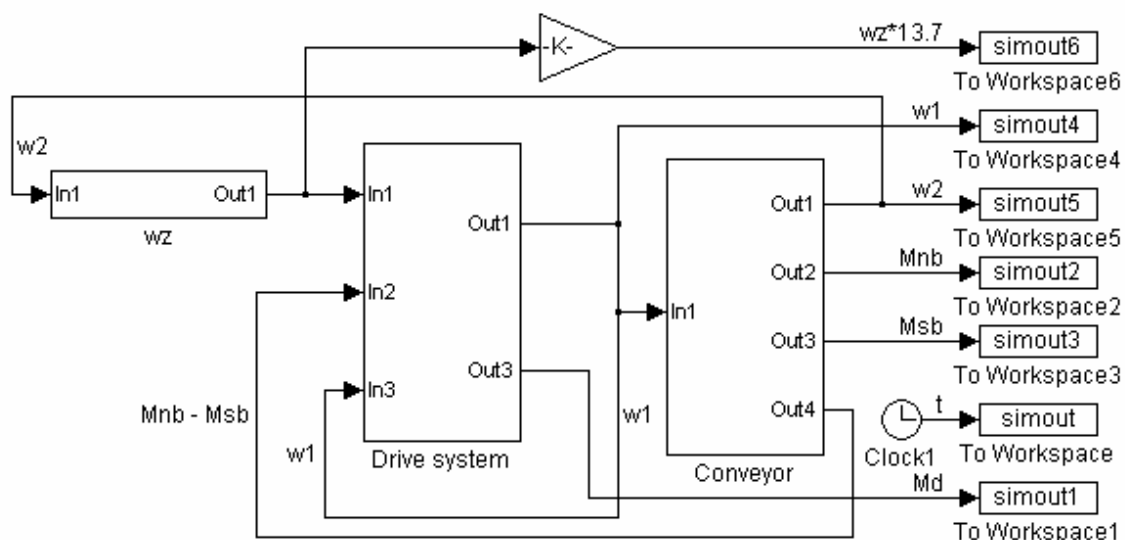


Рис.6. Модель электромеханической системы плавного пуска ЛК с квазичастотнофазовым управлением

Модель системы плавного пуска ЛК с квазичастотнофазовым управлением создана на основе модели с фазовым управлением. На модели в начальный момент времени на двигатель подается квазисинусоидальное напряжение частотой 7,14 Гц. При достижении конвейером пониженной скорости происходит переключение режимов управления с квазичастотного на фазовый с кратковременной подачей на АД квазисинусоидальных напряжений промежуточных частот 12,5 и 16,67 Гц. Дальнейший разгон конвейера до номинальной скорости выполняется аналогично модели на рис.5.

На рис.7 приведены диаграммы изменения угловой скорости привода, полученные на модели привода конвейера 1Л80 с различными системами пуска.

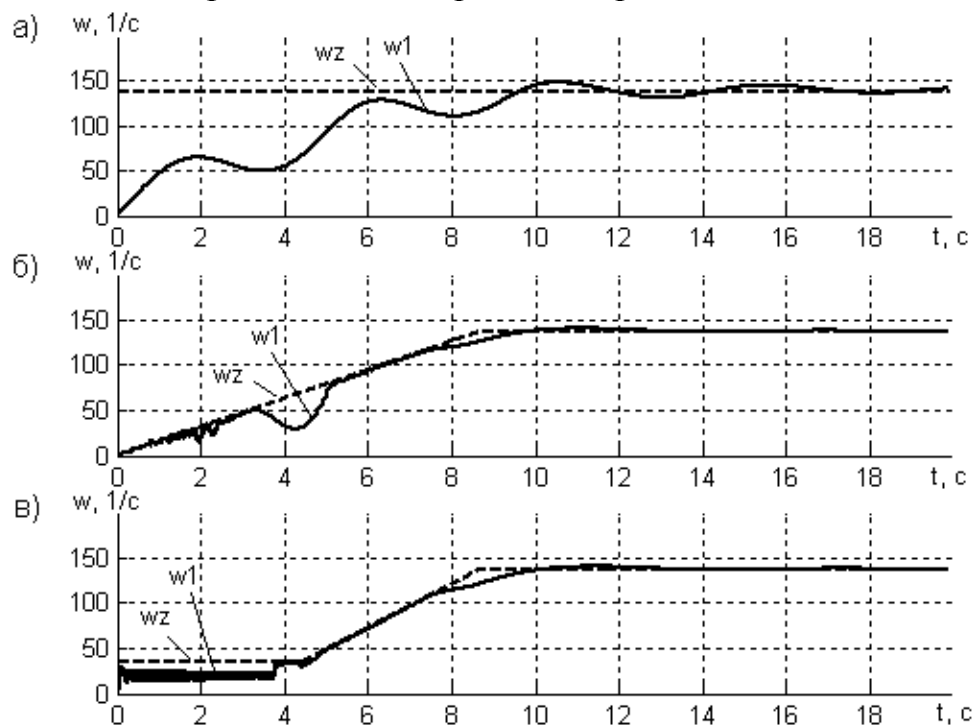


Рис.7. Диаграммы изменения угловой скорости привода конвейера:

а) при непосредственном пуске приводного АД;

б) при пуске с использованием УПП с фазовым управлением;

в) при пуске с использованием УПП с квазичастотнофазовым управлением.

На диаграмме рис.7а видны значительные колебания угловой скорости привода конвейера, возникающие из-за резкого увеличения пускового момента при непосредственном пуске. На рис.7б пуск привода происходит более плавно, хотя в процессе пуска наблюдается непродолжительный провал скорости. Из рис.7в видно, что привод конвейера наиболее точно отрабатывает заданную пусковую диаграмму скорости.

На модели конвейера 1Л80 были получены графики переходных процессов при пуске с различными способами управления (Рис.8).

Анализ динамических процессов в тяговом органе конвейера при моделировании различных способов пуска конвейера 1Л80 показал, что максимальный момент упругих сил на набегающей ветви конвейера при непосредственном пуске (M_{nb1}) достигает 850 Н·м, при пуске с использованием УПП с фазовым управлением – 795 Н·м, а при пуске с использованием УПП с квазичастотнофазовым управлением – 645 Н·м. (Рис.8а).

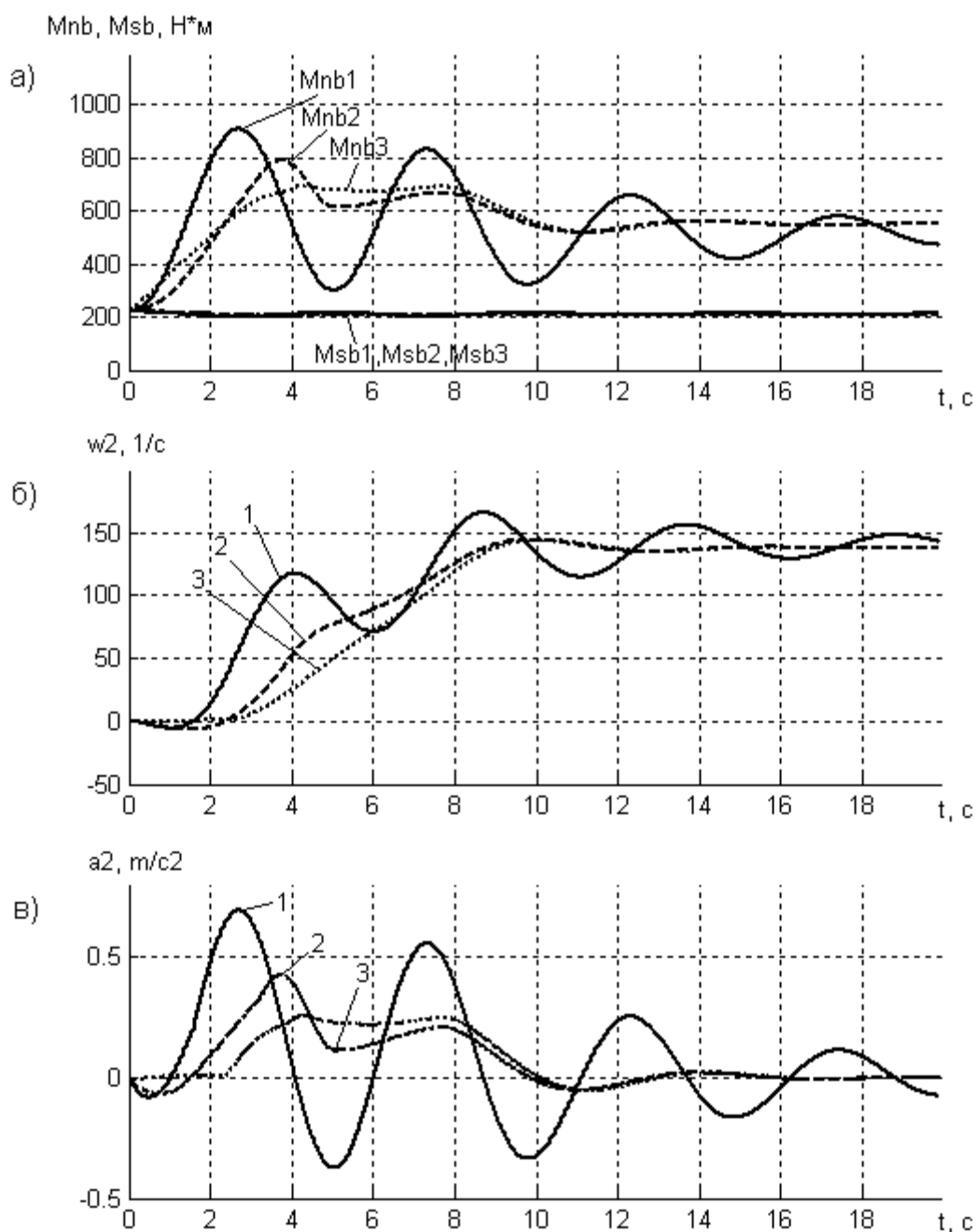


Рис.8. Переходные процессы при пуске ленточного конвейера 1Л80:
 1 – непосредственный привод;
 2 - система плавного пуска ЛК с фазовым управлением;
 3 - система плавного пуска ЛК с квазичастотнофазовым управлением.

Снижение величины максимального момента упругих сил на набегающей ветви позволяет уменьшить нагружение конвейерной ленты растягивающим усилием, развиваемым приводом конвейера в процессе пуска. Кроме этого создаются условия для уменьшения предварительного натяжения ленты, создаваемого натяжным устройством. Пуск с использованием квазичастотнофазового управления происходит практически без колебаний скорости конвейера w_2 (Рис.8б), а ускорение конвейера a_2 ограничивается на уровне $0,25 \text{ м/с}^2$.

На рис.9 приведены диаграммы изменения фазового тока при пуске конвейера 1Л80 с различными способами управления.

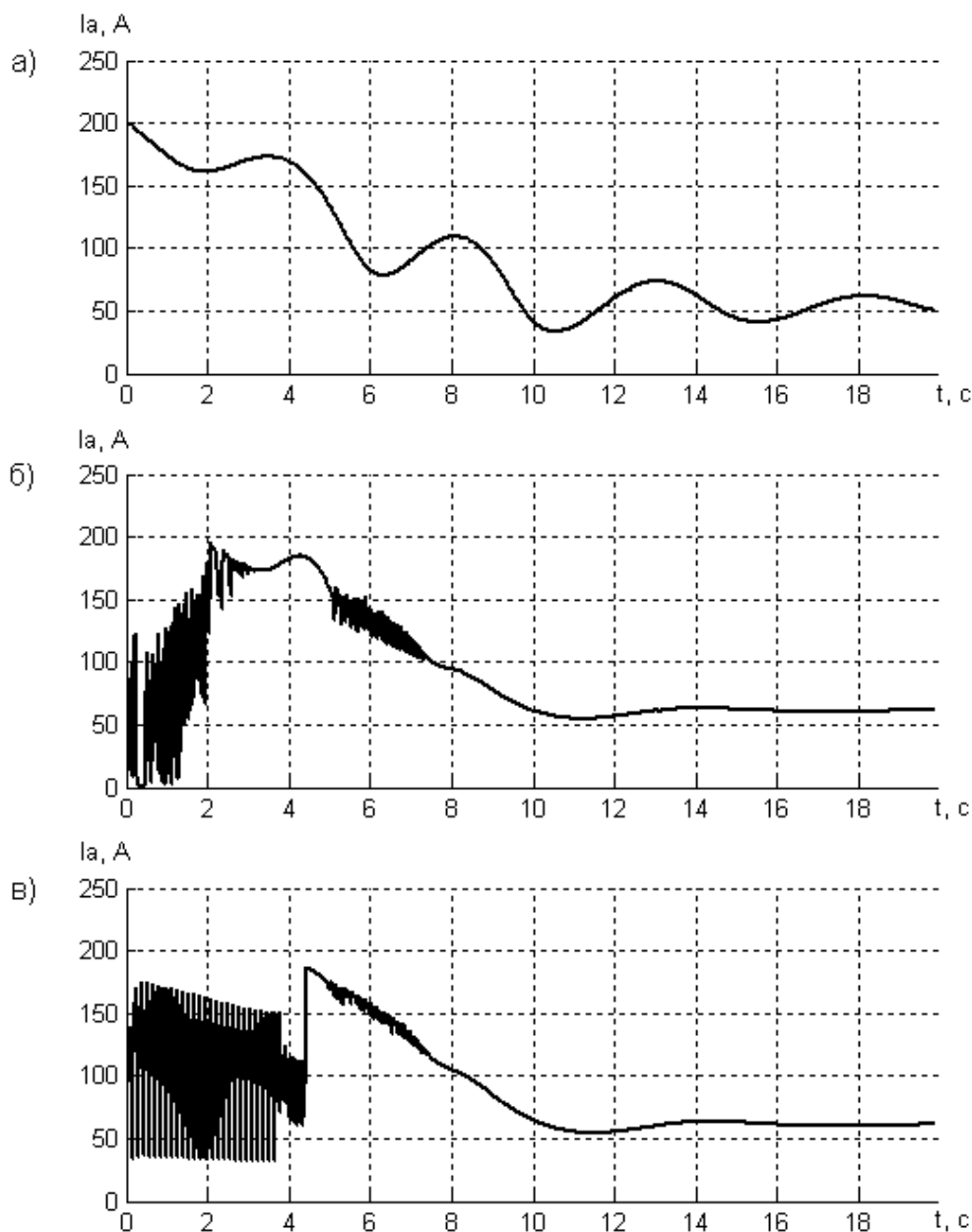


Рис.9. Диаграммы изменения фазового тока:

- а) при непосредственном пуске приводного АД;
- б) при пуске с использованием УПП с фазовым управлением;
- в) при пуске с использованием УПП с квазичастотнофазовым управлением.

Средняя величина пускового тока в течении первых 4с при непосредственном пуске приводного АД составила около 175 А, при пуске с использованием УПП с фазовым управлением – 150 А, а при пуске с использованием УПП с квазичастотнофазовым управлением – всего 100 А. Снижение пускового тока при использовании квазичастотнофазового управления способствует увеличению количества пусков АД подряд.

Выводы:

1. Существующие системы плавного пуска на базе ГРН не могут обеспечить требуемую величину ускорения и степень нагрева обмотки статора и стержней ротора приводного АД.

2. Для создания натяжения по контуру ленты, ее трогания и разгона до пониженной скорости может быть использован квазичастотный режим управления, а последующий разгон выполнен в фазовом режиме.

3. Пуск с использованием УПП с квазичастотнофазовым управлением позволяет наиболее точно отрабатывать заданную пусковую диаграмму скорости. При этом улучшается динамика пуска и облегчаются тепловые режимы привода АД.

4. Благодаря использованию системы плавного пуска ЛК с квазичастотнофазовым управлением возможно повышение работоспособности конвейерной установки за счет увеличения ресурса ее эксплуатации.

Литература

1. Ляшенко Н.И., Панасенко А.В., Зеленецкий В.Н. Некоторые результаты эксплуатации аппарата АПМ управления пуском электропривода ленточного конвейера // Уголь Украины. – 1997. – №12. – С.35.
2. Новый электропривод ленточных конвейеров для шахт /Семенченко А.Т. и др. // Уголь Украины. – 2000. – №10. – С.40.
3. Соседка В.Л., Фабричный Д.Н. Моделирование устройств регулирования пуска ленточных конвейеров // Гірничя електромеханіка та автоматика: Наук. техн. зб. – 2005. – №74. – С. 59-64.
4. Фабричный Д.Н. Математическая модель механической части ленточного конвейера // Академический вестник КрТО МАКНС. – 2005. – №15-16. – С. 68-72.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Ткачевым В.В.
Поступила в редакцию 05.09.06*

УДК 622.6-52

© Р.В. Макитренко, В.И. Шевченко, Д.А. Поперечный, Н.В. Козарь

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОПРОСОВ СОГЛАСОВАНИЯ CAN-ШИНЫ С ТЕЛЕФОННЫМИ И СИГНАЛЬНЫМИ КАБЕЛЯМИ ШАХТ И РУДНИКОВ

Представлена актуальность создания модели CAN-трансивера, создание модели линии связи, исследование влияния скорости передачи информации на форму сигнала в линии связи, исследование влияния длины линии связи на форму сигнала в линии связи, исследование влияния физических параметров кабеля на форму сигнала в линии связи, исследование максимальной скорости прохождения информации для кабелей: КТАПВ (1,1), КТАПВТ (0,7), КСША (0,6), ПРППМ (0,9), ПРППМ (1,2), ПРПВМ (0,9), ПРПВМ (1,2), ПРППА (1,6), ТАШс (0,7), ТАШс (0,64). Сформулированы рекомендации для построения информационной сети шахт и рудников, используя CAN-канал с применением телефонных и сигнальных кабелей шахт и рудников.

Представлено актуальність дослідження питань узгодження CAN-каналу з телефонними та сигнальними кабелями шахт та рудників. На моделі CAN-трансивера та моделі лінії зв'язку, досліджено вплив довжини лінії зв'язку на форму сигналу в лінії зв'язку, вплив фізичних параметрів кабелю на форму сигналу в лінії зв'язку, максимальну швидкість проходження інформації для кабелів: КТАПВ (1,1), КТАПВТ (0,7), КСША (0,6), ПРППМ (0,9), ПРППМ (1,2), ПРПВМ (0,9), ПРПВМ (1,2), ПРППА (1,6), ТАШс (0,7), ТАШс (0,64). Сформульовані рекомендації для побудови інформаційної мережі шахт та рудників, використовуючи CAN-канал з застосуванням телефонних кабелів шахт та рудників.

The urgency of creation of model of the CAN-transceiver, creation of model of the communication line, research of influence of speed of transfer of the information on the form of a signal in communication lines, research of influence of length of the communication line on the form of a signal in communication lines, research of influence of physical parameters of a cable on the form of a signal in communication lines, research of the maximal speed of passage of the information for cables is submitted: “КТАПВ (1,1), КТАПВТ (0,7), КСША (0,6), ПРППМ (0,9), ПРППМ (1,2), ПРПВМ (0,9), ПРПВМ (1,2), ПРППА (1,6), ТАШс (0,7), ТАШс (0,64)”. Recommendations for construction of an information network of shafts and mines are formulated, using the CAN-channel with application of telephone and alarm cables of shafts and mines.

При внедрении CAN-шины на шахтах и рудниках необходимо исследовать возможность ее использования CAN-шины на уже существующих телефонных и сигнальных кабелях. Для этого необходимо определить максимальную скорость передачи данных на проложенных кабелях (ТАШс, КТАПВ и т.д.), при заданной протяженности линии связи. Чтобы провести эти исследования необходимо создать модель трансивера и линии связи. После проведения исследований необходимо сформулировать рекомендации для построения информационной сети шахт и рудников, используя CAN-канал с применением телефонных и сигнальных кабелей шахт и рудников.

Технология добычи полезных ископаемых связана с постоянным перемещением, как основного (добычного или проходческого), так и вспомогательного оборудования, что предусматривает необходимость постоянного перемещения, как точек сбора информации, так и точек приложения управляющих воздействий. Рассредоточение технологически увязанного оборудования на большом пространстве (лава, конвейерный транспорт, система энергоснабжения, проветривания и т.д.), связано с большими расстояниями между точками сбора информации и между точками приложения управляющих воздействий;

Горногеологические ограничения пространства приводят к дополнительному удлинению линий связи, которые должны прокладываться по существующим выработкам и штрекам.

Правила и нормы общей безопасности, регламентируют места установки датчиков и аппаратов, на которые направлены управляющие воздействия, а правила и нормы взрывобезопасности регламентируют ограничения электрических характеристик и исполнение устройств по уровням искробезопасности и взрывозащищенности.

Правила взрывобезопасности ограничивают выбор способов и средств для реализации каналов связи. Так, например, использование оптоволоконных кабелей предусматривает наличие специальных устройств, для подготовки стыков, которые должны, во-первых, иметь взрывобезопасное исполнение, а во-вторых, быть пригодными для оперативной работы в любых местах шахты. Постсоветской промышленностью подобные устройства не производятся, а импортные, выпускаемые для общепромышленного использования не соответствуют требованиям по взрывобезопасности.

Аналогичным образом обстоит дело и при использовании коаксиальных кабелей. Такие линии требовательны к согласованию волнового сопротивления, как самого кабеля, так и элементов соединений. Кроме этого, сама процедура подготовки стыков и соединений должна выполняться специальными приспособлениями. Такие линии могут использоваться только как локальные и ста-

ционарные. Аналогичные результаты для подземных условий показывает и опыт внедрения беспроводных технологий передачи данных. Их использование может быть только на ограниченных участках, в зонах, так называемой «прямой видимости».

На сегодняшний день для шахтных условий наиболее реальными являются проводные каналы связи. Учитывая малое быстродействие шахтных объектов, когда время доставки данных может быть порядка 0,1–0,2 с, возможно применение телефонных кабелей тип ТАШ, КТАПВТ и пр.

Горношахтное производство представляет явно выраженную, иерархическую структуру, что, в свою очередь, обуславливает и аналогичную структуру информационно-управляющей системы. Технологическое оборудование распределено по функциональным группам, например лава, водоотлив, конвейерный транспорт и т.д. В функциональной группе каналом связи служит шина, объединяющая точки сбора информации с контроллером, выполняющим управление конкретным технологическим объектом. Такая шина может носить локальный характер для данного тех процесса.

Распределение оборудования, а значит и расположенных на нем датчиков и исполнительных механизмов, для разных технологических объектов колеблется от нескольких десятков метров, например ЦПП, РПП или водоотлив, до 2-х км, например магистральный конвейер. В тоже время, такие объекты, как системы энергообеспечения, газового контроля или конвейерный транспорт, в зависимости от конкретики предприятия, распределены на 8-12 км. Учитывая разветвляемую структуру подземной части шахты, суммарная протяженность каналов связи может достигать нескольких десятков километров, что является одной из особенностей, определяющей выбор структуры информационно-управляющей системы.

Для узлов передачи информации нагрузкой являются проводные линии, расположенные в кабелях. Наличие реактивных составляющих (распределенные емкость и индуктивность) кабелей, ограничивает длину линии по условиям искробезопасности. Поэтому общая структура шахтной полевой шины должна состояться из отдельных гальванически не связанных сегментов, с возможностью двунаправленного обмена данными между ними. Узлами в такой структуре могут быть как специальные сетевые устройства, так и технологические контроллеры с дополнительными сетевыми функциями, причем, последние имеют свою локальную полевую шину.

На сегодня большинство полевых шин реализовано на интерфейсе RS-485, но этот интерфейс уже давно устарел, так как у него малая скорость передачи данных, нет возможности организовать систему приоритетности посылки, ограниченное число приемников и т.д.

Для реализации полевых шин на шахтах лучше всего использовать CAN-шину, которая имеет следующие преимущества:

Высокая помехоустойчивость достигается благодаря подавлению синфазных помех дифференциальным приемопередатчиком, работе встроенных механизмов обнаружения ошибок, повтору ошибочных сообщений, отключению неисправных узлов от обмена по шине и устойчивости к электромагнитным помехам.

Гибкость достигается за счет простого подключения к шине и отключения от шины CAN-узлов, причем общее число узлов не лимитировано протоколом нижнего уровня. Адресная информация содержится в сообщении и совмещена с его приоритетом, по которому осуществляется арбитраж. В процессе работы возможно изменение приоритета передаваемого сообщения. Следует также отметить возможность программирования частоты и фазы передаваемого сигнала и арбитраж, не разрушающий структуру сообщений при конфликтах. На физическом уровне есть возможность выбора разнотипных линий передачи данных: от дешевой витой пары до оптоволоконной линии связи. Протокол CAN использует оригинальную систему адресации сообщений. Каждое сообщение снабжается идентификатором, который определяет назначение передаваемых данных, но не адрес приемника. Любой приемник может реагировать как на один идентификатор, так и на несколько. На один идентификатор могут реагировать несколько приемников.

CAN-шина предусматривает в качестве линии связи применение высокоскоростных кабелей (таких как коаксиальный, витая пара и т.д.), но допускает применение и менее скоростных кабелей. При внедрении CAN-шины на шахтах и рудниках целесообразно исследовать наличие возможности использовать CAN-шину на уже проложенных резервных телефонных и сигнальных кабелях. Для этого необходимо определить максимальную скорость передачи данных на проложенных кабелях (ТАШс, КТАПВ и т.д.), при заданных размерах протяженности линии связи. Так как замена существующих кабелей на новые понесет большие материальные затраты, увеличение времени внедрения системы и т.д.

Для внедрения CAN-шины необходимо провести согласование ее с телефонными и сигнальными кабелями шахт и рудников. В результате исследований определится возможность использования CAN-шины на уже проложенных кабелях, если использовать CAN-шину невозможно или скорость передачи информации будет недостаточной, то необходима будет замена существующих кабелей или проведение исследования согласования другой полевой шины с существующими кабелями. Если в результате исследований определится возможность использования CAN-шины на проложенных проводах, то исследование позволит сформулировать рекомендации по построению информационной структуры шахт и рудников.

Для исследования согласования CAN-шины (CAN-трансивера) с телефонными и сигнальными кабелями шахт и рудников был использован пакет Electronic Workbench, как наиболее подходящий для моделирования электронных схем. Шина создавалась на базе CAN-трансивера Atmel b 10011s. Так как фирмой производителем не представлена информация о внутренней принципиальной схеме CAN-трансивера, то был исследован данный приемопередатчик и построена его модель.

Для исследования трансивера необходимо использовать два трансивера соединенных между собой. Управление трансивером можно осуществить контроллером не имеющем встроенного CAN-протокола, поэтому для исследования был применен контроллер значительно проще и соответственно дешевле, а именно PIC16F628 (Рис. 1).

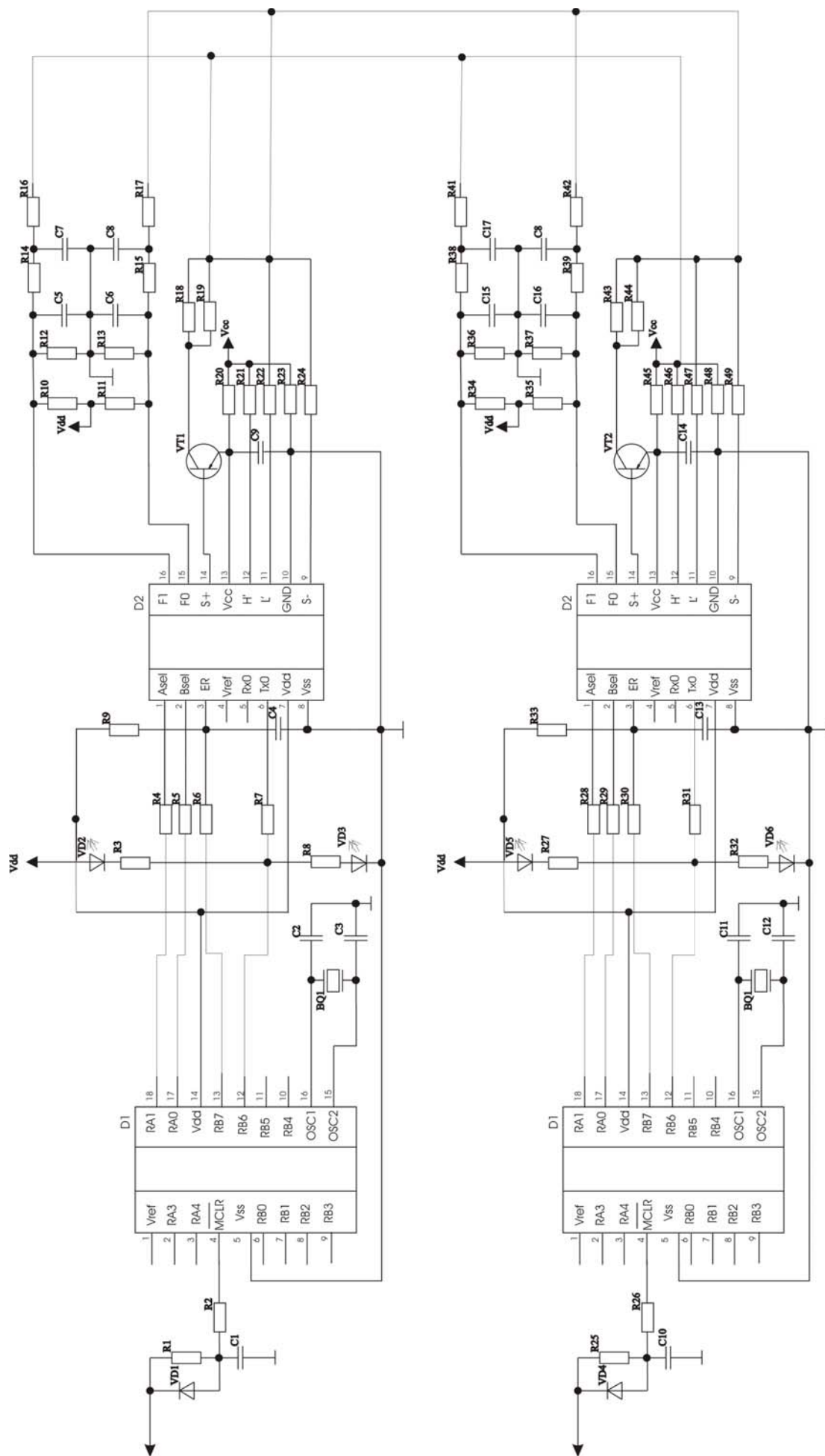


Рис. 1. Схема для исследования трансивера Atmel b10011

Линия связи с распределенными параметрами может быть представлена схемой приведенной на рис. 2:

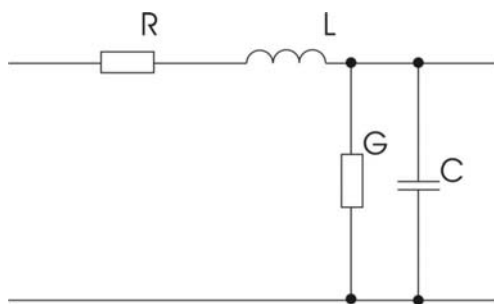


Рис. 2. Линия связи с распределенными параметрами

R — активное (омическое) сопротивление проводников ЛС, отнесенное к единице длины (погонное сопротивление), Ом/м; для реальных ЛС (линий связи) в зависимости от ее конструкции к этому сопротивлению добавляются активные сопротивления потерь, вызванные поверхностным эффектом (плотность тока у поверхности проводника больше, чем в центре),

эффектом близости (эффект взаимодействия вихревых токов проводников ЛС, возникающих под действием магнитного поля проводников из-за протекающих по ним токов) и вихревыми токами, наводимыми в окружающих ЛС проводящих поверхностях (например, в металлическом экране);

L — погонная индуктивность проводников ЛС, Гн/м;

G — погонная проводимость между проводниками ЛС, См/м; для реальных ЛС к этой проводимости добавляются проводимости, вызванные диэлектрическими потерями изоляционных материалов;

C — погонная емкость между проводниками, Ф/м.

Изменение характеристик элементов модели позволит осуществить моделирование любого из перечисленных кабелей, приведенных в таблице 1.

Таблица 1

Физические параметры телефонных и сигнальных кабелей

Тип кабеля	Сечение, мм ²	R , ом/км	C , нФ/км
КТАПВ	1,1	26	60
КТАПВТ	0,7	55	55
КСША	0,6	64	55
ПРППМ	0,9	28,4	50
	1,2	16	56
ПРПВМ	0,9	28,4	87
	1,2	16	88
ПРППА	1,6	16	72
ТАШс	0,7	55	60
	0,64	60	60

В результате исследования телефонных и сигнальных кабелей, приведенных в таблице 2, были определены максимальные скорости, при которых возможна работа CAN-шины на данных кабелях. Результаты исследований представлены в сводной таблице.

Таблица 2

Зависимость скорости передачи данных от длины и типа кабеля

	500м	1000м	1500м	2000м	2500м	3000м	3500м	4000м	4500м	5000м
КТАПВ 1.1	38400	19200	9600	9600	4800	4800	4800	4800	2400	2400
КТАПВТ 0.7	38400	19200	9600	9600	4800	4800	4800	4800	2400	2400
КСША 0.6	38400	19200	9600	9600	4800	4800	4800	4800	2400	2400
ПРПШМ 0.9	38400	19200	19200	9600	9600	4800	4800	4800	2400	2400
ПРПШМ 1.2	38400	19200	9600	9600	4800	4800	4800	4800	2400	2400
ПРПВМ 0.9	19200	9600	9600	4800	4800	4800	4800	2400	2400	2400
ПРПВМ 1.2	19200	9600	9600	4800	4800	4800	2400	2400	2400	2400
ПРПША 1.6	19200	9600	9600	4800	4800	4800	4800	2400	2400	2400
ТАШс 0.7	38400	19200	9600	9600	4800	4800	4800	4800	2400	2400
ТАШс 0.64	38400	19200	9600	9600	4800	4800	4800	4800	2400	2400

Анализ результатов приведенных в свободной таблице показывает возможность работы CAN-шины на приведенных кабелях и позволяет сформулировать рекомендации по построению информационной структуры.

При сравнении результатов полученных на модели и при проведении реальных испытаний было отмечено, что отклонение не более 5%.

Рекомендации для построения информационной сети шахт и рудников:

1) В зависимости от топологии шахты разделить информационный канал на несколько предполагаемых сегментов.

2) Рассчитать необходимый поток информации на каждом предполагаемом сегменте.

3) Определить наличие резервных телефонных или сигнальных кабелей на всех участках предполагаемых сегментов.

3.1) При отсутствии резервных телефонных или сигнальных кабелей проложить кабель, выбранный из сводной таблицы, который позволит передавать необходимое количество информации.

3.2) При наличии резервных телефонных или сигнальных кабелей определить по сводной таблице удовлетворение параметров скорости передачи информации и длины линии связи.

4) В случае недостаточной пропускной способности, в каком-то предполагаемом сегменте, проложенных кабелей (при наличии резервных кабелей) или в сводной таблице нет кабеля, который обеспечивает необходимую скорость (при отсутствии резервных кабелей) необходимо исследовать сегмент на предмет установления ретранслятора, который разделит один сегмент на два.

4.1) При наличии возможности установки ретранслятора, необходимо установить дополнительный ретранслятор (максимально близко к середине). И проверить два новые сегменты на предмет обеспечения максимальной скорости, (при наличии резервных кабелей), возможность выбора кабеля из сводной таблицы, который обеспечивает необходимую скорость (при отсутствии резервных кабелей).

4.2) при отсутствии установки ретранслятора или при необходимости разделять один сегмент на много независимых, необходима обязательная замена кабелей на высокоскоростные.

Литература

1. А.Г. Бабенко. Особенности и принципы построения шахтных информационно-управляющих систем с использованием технологии полевой шины.- "Горный журнал".- 2003.- №5.

2. О.В. Карпенко, Н.В. Козарь, В.И. Шевченко. Разработка структуры информационно-управляющей системы горно-шахтного предприятия. //Сборник научных трудов НГУ” .- 2000.- № 19.- Т. 2. – С.40-45.

3. Техническая документация DS40300B компании Microchip Technology Incorporated, USA.

4. Техническая документация B10011S компании Atmel Germany GmbH, Germany.

5. Документация, прилагающаяся к программному пакету Electronic Workbench “Моделирование в Electronic Workbench”.

6. Титце У., Шенк К. Полупроводниковая схемотехника.- М.: Мир, 1983.

7. Атабеков Г. И.. Теоретические основы электротехники.- М.: Энергия, 1970.

Рекомендована к публикации д.т.н. Ткачевым В.В.

Поступила в редакцию 15.09.06

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ POWERLINE ТЕХНОЛОГИЙ В ШАХТНЫХ УСЛОВИЯХ

Рассмотрена актуальность создания системы передачи данных, основанной на PowerLine технологиях для шахтных условий. Представлена краткая характеристика исследуемой технологии и протокола HomePlug. Приведены результаты испытаний PowerLine адаптеров, а также оборудования, работающего совместно с ними в условиях ЗАО «Горловский машиностроитель» и ОАО «Донецкгормаш».

Розглянуто актуальність створення системи передачі даних, заснованої на PowerLine технологіях для шахтних умов. Представлено коротку характеристику технології, що досліджується та протоколу HomePlug. Наведено результати випробувань PowerLine адаптерів, а також обладнання, яке працює разом з ним в умовах ЗАО «Горловский машиностроитель» та ОАО «Донецкгормаш».

Relevance of the based on PowerLine technology data transmit system creation for mine conditions is considered. Investigated technology and HomePlug protocol short characteristics are shown. Investigation results of the PowerLine adapters, and compounded equipment are given for ЗАО «Gorlovsky Mashinostroitel» and ОАО «Donetskgormash» conditions.

Повышение эффективности добычи угля является одной из главных задач при проектировании и модернизации добычных комбайнов и их систем управления.

В существующих системах передача данных производится по специальному сигнальному кабелю, проложенному рядом с силовым. Сигнальный кабель имеет малую механическую прочность и часто рвется в процессе работы. Кроме того, присутствие двух кабелей в кабелеукладчике требует присутствия дополнительного человека в лаве.

Одно из возможных решений данной проблемы – помещение оптоволоконного кабеля внутрь силового. Такие кабели и системы их использующие существуют и применяются на шахтах западной Европы. Однако применение их из-за сложности монтажа обосновано лишь в случае стационарного использования, а оборудование наших шахт находится в постоянном движении.

Кроме этого существует возможность передачи данных по сигнальным жилам малого сечения расположенным в силовом кабеле. Однако, как показывает опыт, из-за сильных деформаций и растяжений сигнальные жилы часто истончаются и рвутся. При этом, силовые жилы остаются целыми и внешне кабель выглядит неповрежденным. Это сильно затрудняет обнаружение обрывов и ремонт кабеля.

Поэтому существует объективная необходимость создания системы передачи данных по силовым жилам кабеля добычного комбайна. Создание такой системы позволит отказаться от дополнительных кабелей и увеличит надежность передачи информации.

Обзор существующих технологий передачи данных по силовым кабелям показывает, что они разрабатывались для задач направленных на соединение в

сеть персональных компьютеров или иных устройств в офисе или на предприятии. Поэтому целью данного исследования является определение принципиальной работоспособности одной из этих технологий совместно с оборудованием и кабелями добычного комбайна в шахтных условиях.

PowerLine, Powerline Communications (PLC) — семейство технологий связи, которые основываются на использовании существующей сети электропитания (127 В, 220 В и т. п.) в качестве физической среды распространения информации.

Как существующие в рамках этих технологий направления исследований, так и уже реализованные устройства, можно дифференцировать по скорости обмена.

Низкоскоростной обмен (Low Baud rate, 0,05 кбит/с и ниже) с дальностями передачи до десятков километров. Подобные PLC-системы уже используются в энергетике на высоковольтных магистральных системах для передачи служебной телеметрической информации.

Обмен со средней скоростью передачи (Medium Baud rate, обычно в диапазоне от 0,05 до 50 кбит/с) на средние расстояния, не превышающие нескольких километров. Такие PLC-системы позволяют реализовать несложные контролируемые приложения, и ориентированы на существующие инфраструктуры сетевого питания (домашняя автоматизация, системы управления освещением, организация автоматических измерений, мониторинг через Internet и т. п.). Информация передается в полосе частот 50-535 кГц.

Высокоскоростной обмен (High Baud rate, от 100 кбит/с). Основное предназначение — «компьютерный» локальный обмен данными. К классическим, для таких систем, обычно относят задачи объединения в ресурсы общего доступа имеющихся принтеров, сканеров и других устройств, а также организацию домашней либо компьютерной сети SOHO. В этот класс можно включить решение всего спектра мультимедийных задач. Устройства в силу ряда противоречивых требований вынуждены занимать достаточно широкую полосу частот (в диапазоне от 1,7 до 30 МГц) и обеспечивать работу на расстоянии до нескольких сотен метров. К этой категории относятся HomePlug PowerLine-устройства.

На основе анализа существующих решений для организации передачи данных была принята высокоскоростная технология на базе схемы модуляции OFDM. Ее основное преимущество возможность передачи данных на скорости до 14 Мбит/с на расстояния до 300 м. по обычным силовым кабелям с напряжением 100 В или 220 В. Это дает принципиальную возможность строить эффективные системы передачи информации, которые могут быть использованы в системах управления с интенсивным обменом или на отдельных участках общешахтной информационной сети. Например, для управления добычными и проходческими комбайнами или передачи данных по кабелям 6 кВ, проложенным в стволе шахты.

В настоящее время несколько производителей предлагают наборы микросхем разной степени интеграции, реализующих данную технологию. Например, микросхемы MAX2980 и MAX2986 фирмы Dallas Semiconductor; микросхемы

серии INT51X1 фирмы Intellon.

На базе данной технологии разработан протокол передачи данных HomePlug (версии 1.0 и 1.0.1). Кроме того, данный протокол реализован на аппаратном уровне в некоторых наборах микросхем. Это дает возможность существенно сократить время разработки систем передачи данных.

Ввиду большой степени готовности к экспериментам на реальном оборудовании был использован PowerLine адаптер (далее адаптер) DYNAMIX PL-E. Данное устройство представляет собой мост Ethernet – PowerLine, который выполнен на базе набора INT51X1 и полностью совместимо с протоколом HomePlug 1.0. Кроме того, такое решение наиболее дешевое, поскольку не требует разработки или покупки дополнительного программного обеспечения, а в качестве приемников передатчиков информации могут служить персональные компьютеры или любые программируемые контроллеры, имеющие интерфейс Ethernet.

Как уже было сказано выше, выбранная технология основывается на OFDM (Orthogonal Frequency Division Multiplexing) - модуляции на основе мультиплексирования с ортогональным разделением частот.

Эта разновидность способа модуляции сигнала ориентирована на высокоскоростную передачу больших уплотненных объемов цифровых данных по каналу. При OFDM подготовленный к модуляции сигнал разделяется на множество потоков с меньшей скоростью, которые передаются затем одновременно на нескольких разных частотах (поднесущих). Несущие, как следует из названия, являются ортогональными, что делает возможной демодуляцию модулированных колебаний даже в условиях частичного перекрытия полос отдельных несущих. Кроме того, частотно-избирательное затухание среды распространения (либо узкополосная помеха в канале) блокирует только некоторые поднесущие, а не весь сигнал, что достаточно легко может быть скорректировано алгоритмом выбора значений поднесущих (рисунок 1).

Основными достоинствами OFDM являются уменьшение количества перекрестных помех (crosstalk) при передаче и обеспечение высокой устойчивости к межсимвольной интерференции. Прежде чем прийти в PowerLine, технология OFDM прошла длительную апробацию в системах радиопередачи данных. В частности, эта технология модуляции предлагалась Intellon для WLL-систем LMDS миллиметрового диапазона волн, цифрового TV, примерялась для стандарта 802.11a и признана способной обеспечить в них высокое качество, надежность и малую восприимчивость к промышленным помехам, многолучевому приему, погодным условиям и другим негативным факторам.

В нашем случае выбранный диапазон частот (от 4,3 до 20,9 МГц) разбивается на 84 отдельных канала. Необходимо заметить, что доступные для устройств частоты могут быть исключены из списка задействованных не только в связи с их непригодностью из-за особенности среды передачи, но и в силу действующих на территории той или иной страны частотных ограничений. Поскольку часть мощности переизлучается в пространство и может создавать помехи для других устройств.

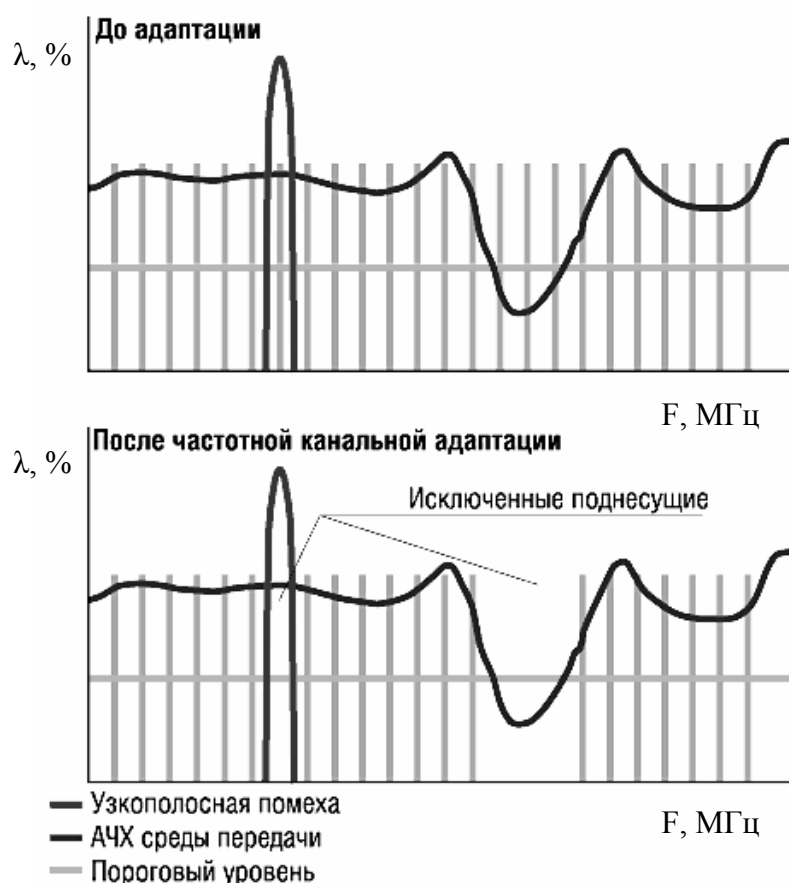


Рис. 1. Иллюстрация механизма канальной адаптации

Решению проблемы межсимвольной интерференции способствовали введение дополнительной микросекундной преамбулы и увеличение длины посылки символа. В качестве дополнительных типов модуляции стандартом предусмотрено использование DBPSK (Differential Binary Phase Shift Keying, дифференциальная двоичная фазовая манипуляция) и разновидности DQPSK (Differential Quadrature Phase Shift Keying, квадратурная дифференциальная фазовая манипуляция).

На канальном уровне (сетевой модели OSI) стандарт HomePlug 1.0 ссылается на требования из спецификации Ethernet, включая поддержку обеспечения QoS, и предполагает исполнение устройств в соответствии со стандартом IEEE 802.3u.

Основной целью исследования является определение принципиальной возможности передачи данных по силовым жилам добычного комбайна. Базовая информационная схема такого исследования представлена на рис. 2.

В качестве источника непрерывного потока информации используется персональный компьютер ПК 1. Затем информация упаковывается в Ethernet кадры и по витой паре передается адаптеру 1. Адаптер 1 упаковывает данные в кадры HomePlug и передает по двум жилам силового кабеля адаптеру 2. Затем происходит обратное преобразование в Ethernet кадры и передача на персональный компьютер ПК 2 по витой паре. Аналогично информационный поток может быть направлен в обратную сторону. Кроме того, возможен двунаправленный обмен данными. Т.о. данная схема позволяет исследовать любые режимы передачи характерные для систем управления или информационных систем.



Рис. 2. Информационная схема экспериментального стенда.

Формально протокол HomePlug позволяет организовать обмен информацией между большим количеством устройств, одновременно подключенных к линии связи. Однако, как и в любой шинной технологии, реальное количество устройств ограничено длиной и параметрами линии связи, мощностью сигнала и особенностями протокола. Следует отметить, что обмен информации осуществляется в полудуплексном режиме, а механизмы борьбы за канал и разрешения коллизий отрабатываются чипсетом INT51X1.

Имеются данные об эффективной одновременной работе 10 адаптеров на одной обычной силовой линии 220В [1]. В нашем случае используется соединение типа «точка – точка» для определения максимальной скорости передачи в различных режимах. Кроме того, данную технологию в промышленных и шахтных условиях с максимальной эффективностью можно использовать именно при таком типе соединения.

Персональные компьютеры, участвующие в эксперименте, оснащены сетевыми картами Fast Ethernet со скоростью передачи до 100 Мбит/с и работают под управлением операционной системы Windows XP Home Edition. Оба ПК настроены на работу в одной подсети и общей рабочей группе.

Адаптеры представляют собой законченные устройства готовые к работе в сетях с напряжением 220В. Каждый из них имеет уникальные MAC адрес и идентификационный код безопасности. Совместно с адаптерами поставляется набор драйверов, который установлен на обоих ПК. В наборе присутствует утилита Powerline Configuration, которая предназначена для настройки адаптеров. Данная утилита позволяет:

- получить список MAC адресов адаптеров, подключенных в данный момент к линии, с которыми возможна стабильная связь;
- получить значение системной скорости;
- распределить адаптеры по виртуальным сетям.

Системная скорость – максимальная скорость передачи данных по силовой сети в протоколе HomePlug, которая возможна в данный момент. Данное значение определяется чипом на основании служебных посылок из состава протокола и может принимать значения от 0,9 до 14 Мбит/с. Следует отметить, что значение скорости передачи полезных данных всегда будет ниже примерно в 1,5 раза, поскольку данные обрамлены служебной информацией. В настоящий момент отсутствует возможность программно или аппаратно изменять скорость передачи информации. Настройка на канал происходит автоматически. Кроме того, невозможно отключение шифрования данных, что увеличивает избыточность, а следовательно, уменьшает скорость передачи данных.

Для генерации непрерывного потока данных различного формата используется программа MikroTic Bandwidth Test 2.1b. Данная программа разработана специально для измерения сетевого трафика. Она позволяет максимально загрузить существующий канал и отображает текущее и среднее значение скорости передачи. На обоих ПК должно быть запущено по одному экземпляру данной программы. Они в режиме клиент-серверного взаимодействия позволяют обмениваться данными в разных режимах и направлениях. При работе данной программы фиксируется скорость передачи полезной информации.

Для протоколирования сетевого трафика используется оснастка Performance системной консоли управления MMC из комплекта Windows XP.

Для определения работоспособности адаптеров и определения максимальной скорости передачи используется базовый протокол сетевого уровня IP и надстроенные над ним протоколы TCP и UDP.

С точки зрения организации и количества данных в посылке можно выделить несколько типов тестов.

Однонаправленная передача данных длинными пакетами с подтверждением приема и поддержанием логического канала на базе TCP/IP – далее TCP–Rx. При проведении данного теста между персональными компьютерами устанавливается логический канал связи, после чего с ПК 1 на ПК 2 начинается передача данных. На стороне ПК 2 фиксируется изменение скорости передачи, а также системная скорость. Длина пакетов данных выбирается тестовой программой автоматически таким образом, чтобы обеспечить максимальную скорость передачи. Длина пакетов в данном тесте не превышает 1300 байт.

Однонаправленная передача длинными пакетами на базе UDP/IP – далее UDP–Rx–1500. При проведении данного теста с ПК 1 на ПК 2 начинается передача данных. На стороне ПК 2 фиксируется изменение скорости передачи, а также системная скорость. Длина пакетов данных выбирается вручную таким образом, чтобы обеспечить максимальную скорость передачи. Длина пакетов в данном тесте составляет 1480 байт. Это максимальное количество данных, которое можно передать в одном кадре Ethernet. Если передавать большие массивы данных, они будут фрагментированы двух или более кадрах Ethernet, т.е. доля системной информации возрастет, и скорость передачи полезной информации уменьшится.

Однонаправленная передача короткими пакетами на базе UDP/IP – далее UDP–Rx–75. При проведении данного теста с ПК 1 на ПК 2 начинается передача данных. На стороне ПК 2 фиксируется изменение скорости передачи, а также системная скорость. Длина пакетов данных выбирается вручную. Длина пакетов в данном тесте составляет 75 байт. Это минимальное количество данных, которое можно передать в одном кадре Ethernet. Короткие сообщения более характерны для систем управления.

Двунаправленная передача короткими пакетами на базе UDP/IP – далее UDP–RxTx–75. При проведении данного теста с ПК 1 и ПК 2 начинается одновременная передача данных. На стороне ПК 2 фиксируется изменение скорости передачи, а также системная скорость. Длина пакетов данных выбирается вручную. Длина пакетов в данном тесте составляет 75 байт. Данный тест необходим

для эмуляции работы систем управления, для которых характерен активный двусторонний обмен короткими сообщениями.

– PowerLine устройства исследовались в двух основных режимах:

1) испытание работоспособности технологии передачи данных по жилам силового кабеля с напряжением 220 В.

– Испытаниям подвергались адаптеры, а также оборудование, работающее совместно с ними в условиях ЗАО «Горловский машиностроитель». Состав данного оборудования приведен в /2/.

Испытания проводились в следующей последовательности

– первый этап – испытания адаптеров совместно с вынесенным преобразователем и кабелем КГЭШР 3х70+3х35+1х10+3х4;

– второй этап - испытания адаптеров совместно со встроенным преобразователем и кабелем КГЭШР 3х70+3х35+1х10+3х4;

– третий этап - испытания адаптеров совместно со встроенным преобразователем и кабелем КГЭШР 3х70+1х10+3х2,5.

На каждом этапе собирался стенд, при этом комбайны устанавливались таким образом, чтобы звезды были выведены из зацепления. Все виды тестов, описанные выше, проводились в следующих режимах:

а) включение резания, подача отключена;

б) резание работает, подача готова к работе («0 ШИМ»);

в) резание работает, подача работает с частотой согласно таблице 1.

При этом для передачи данных последовательно использовались сигнальные и силовые жилы кабелей.

Таблица 1

Частота подачи резания комбайна

Уставка скорости подачи	Частота, Гц		
	УКД300-40	КДК500-01	
	Схема 1	Схема 2	Схема 3
1	2,5	5,5	
3	10	12,5	
5	25	25	
8	50	49	
9	60	75	
11	–	100	

– 2) испытание работоспособности технологии передачи данных по жилам силового кабеля с напряжением 1140 В.

– Испытаниям подвергались адаптеры, а также оборудование, работающее совместно с ними в условиях ОАО «Донецкгормаш». В составе данного оборудования:

- экспериментальный скребковый комбайн с приводами 35 кВт и 200 кВт;
- трансформаторная подстанция;
- коммутационная станция;
- силовой кабель КГЭБУШВ 6×50+7×2.

Для испытаний был собран стенд согласно схеме и произведена модификация оборудования для тестирования на напряжении 1140В, представленной на рисунке 3. При этом адаптеры подключаются к силовым жилам, питающим приводы «низкой стороны» мощностью 35 кВт (точки т.1 и т.2). Проводятся все виды тестов, описанных выше, при различных типах и очередности включения двигателей конвейера.

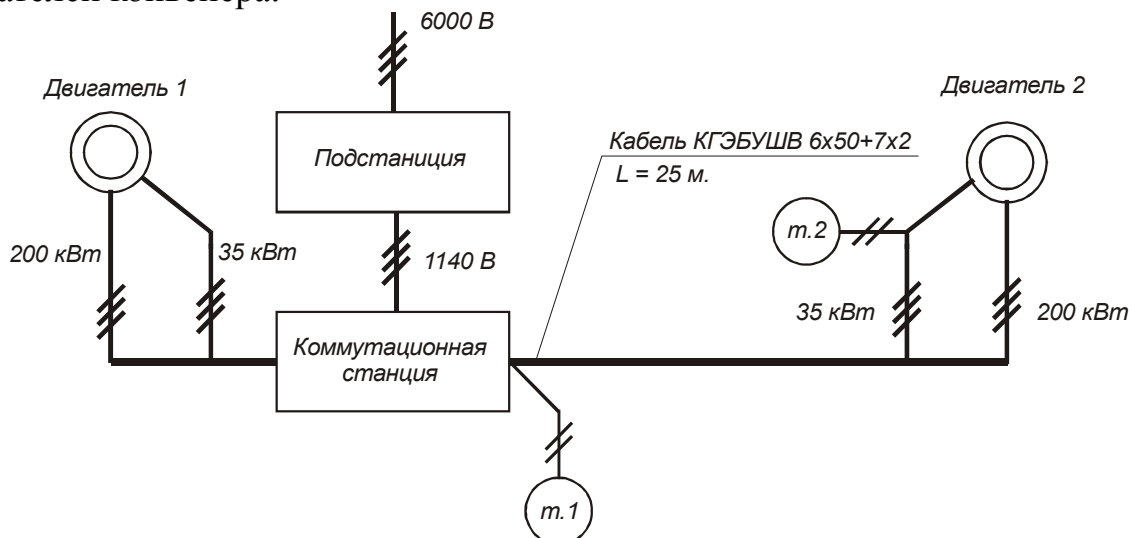


Рис. 3. Схема экспериментального стенда для испытаний совместно со скребковым конвейером и кабелем КГЭБУШВ 6×50+7×2

Для тестирования в силовых цепях напряжением 1140В серийные адаптеры дополнены высоковольтной развязкой, схема которой представлена на рис. 4. Кроме того, разделены цепи питания 220 В и информационные 1140 В.

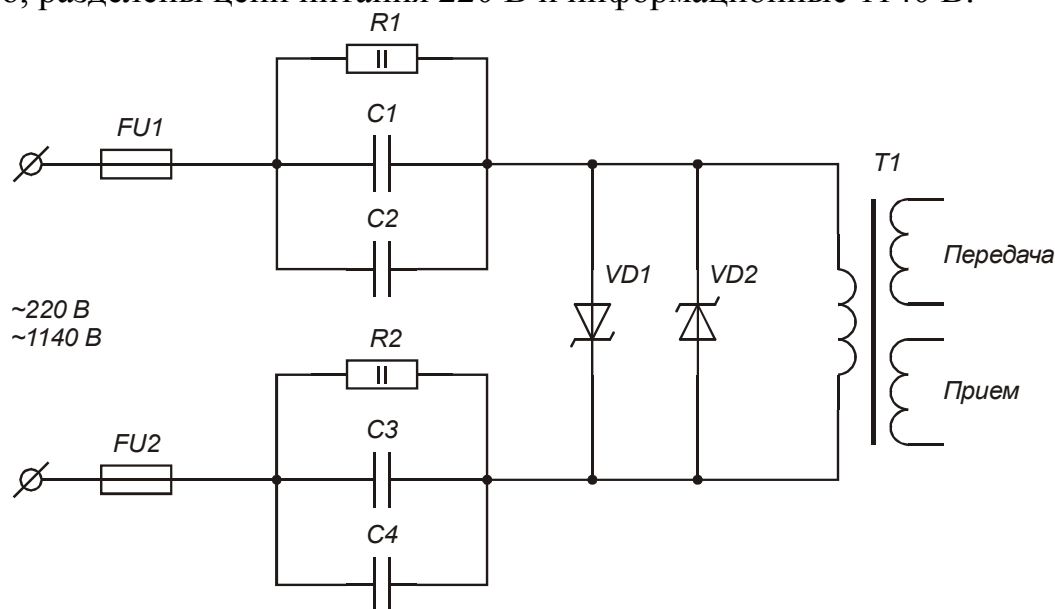


Рис. 4. Функциональная схема развязки адаптера для работы на напряжении 1140 В

Фильтрация высокого напряжения промышленной частоты осуществляется конденсаторами C1 – C4 (0,01 мкФ, 1600 В). Резисторы R1 – R2 (600 кОм) предназначены для разряда конденсаторов при отключении напряжения. Предохранители FU1 – FU2 (0,15 А) используются для токовой защиты входных

информационных цепей адаптера. Сопрессоры (TVS диоды) VD1 – VD2 предназначены для защиты входных информационных цепей от импульсных помех мощностью до 500 Вт. Т1 – широкополосный трансформатор-дуплексор. В процессе доработки адаптера сопрессоры и трансформатор были оставлены без изменений.

Проведенные испытания показали, что в случае передачи короткими пакетами влияние помех на снижение скорости минимально, поскольку в таком случае повышается вероятность исправления ошибок на системном уровне и уменьшаются временные затраты на перепосылку пакета при обнаружении ошибок.

В процессе исследований были проанализированы существующие технологии передачи данных по силовым линиям. В качестве базовой выбрана технология на основе OFDM модуляции с готовым протоколом передачи HomePlug.

Произведен выбор элементной базы и оборудования, реализующего базовую технологию.

Разработана информационная структура и план эксперимента по проверке работоспособности выбранной технологии.

Проведены испытания выбранной технологии и оборудования совместно с добычными комбайнами УКД300-40 и КДК500-01 и силовыми кабелями КГЭШР 3х70+3х35+1х10+3х4 и КГЭШР 3х70+1х10+3х2,5 на напряжении 220В.

Проведены испытания выбранной технологии и оборудования совместно с экспериментальным скребковым конвейером и кабелем КГЭБУШВ 6х50+7х2 на напряжении 1140В.

В ходе экспериментов была доказана принципиальная возможность достоверной передачи данных по сигнальным и силовым жилам кабеля добычного комбайна длиной 400 м, проведены предварительные исследования по подавлению помех в канале, выработаны направления дальнейших исследований.

Скорость передачи данных в самых «тяжелых» условиях составила:

- при однонаправленной передаче длинными пакетами (1500 байт данных) с подтверждением приема и поддержанием логического канала — 1,3 Мбайт/с;
- при однонаправленной передаче длинными пакетами (1500 байт данных) — 2,1 Мбайт/с;
- при однонаправленной передаче короткими пакетами (75 байт данных) — 570 Кбайт/с;
- при двунаправленной передаче короткими пакетами (75 байт данных) — 350 Кбайт/с.

Литература

5. Internet – <http://www.interscience.wiley.com/jpages/1074-5351>, HomePlug 1.0 Powerline Communication LANs. – Protocol Description and Performance Results version 5.4.
6. Донгипроуглемаш. Комбайн типа КДК с питанием по одному кабелю. Программа и методика испытаний макета устройства передачи данных по силовым проводам. УПД-220.00.000 ПМ. – Донецк, 2005. – 12 с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Кочурой Е.В.
Поступила в редакцию 07.09.06*

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ПОДСТАНЦИОННОГО УСТРОЙСТВА СИСТЕМЫ ЧАСТОТНОЙ ЗАЩИТЫ

Рассмотрена математическая модель подстанционного устройства системы частотной защиты для контактной сети электрического транспорта с заземленным обратным проводом, описывающая установившийся режим и переходные процессы на основании классического подхода. Представлены эквивалентные схемы устройства, соответствующие им системы уравнений, особенности программной реализации модели, а также результаты моделирования.

Розглянуто математичну модель підстанційного пристрою системи частотної захисту для контактної мережі електричного транспорту з заземленим зворотнім дротом, що описує сталій режим та перехідні процеси на основі класичного підходу. Представлені еквівалентні схеми пристрою, системи рівнянь, що їм відповідають, особливості програмної реалізації моделі, а також результати моделювання.

A mathematical model of frequency protection system device of an electric power substation for a contact net of electric transport with grounded reverse wire were investigated, which describes both established regime and transients, based on classical approach. Equivalent circuits, corresponding equation systems, program realization particular features and modeling results are given.

В настоящее время известны серийные [1, 2] и экспериментальные [3, 4] образцы систем частотной защиты от утечек в контактных сетях электрического транспорта с заземленным обратным проводом. Однако отсутствуют полные и адекватные математические модели, которые позволяли бы с минимальными материальными и временными затратами оптимизировать схемотехнические решения и выбор параметров элементов таких систем. Ранее были разработаны математические модели объекта регулирования потенциального электровозного заградителя [5, 6]. Целью настоящей работы является создание математической модели второй составляющей системы частотной защиты – подстанционного устройства.

При построении модели рассматривается последовательная схема ввода и снятия оперативного сигнала, аналогичная той, которая была использована в аппаратуре защиты РКС [1, 2]. Ее принципиальная электрическая схема приведена на рис. 1.

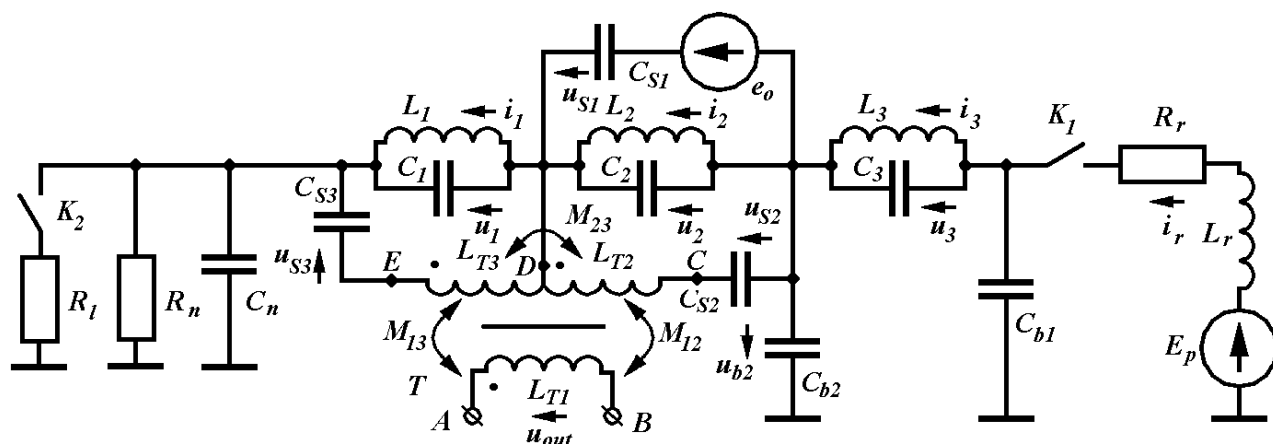


Рис. 1. Принципиальная электрическая схема подстанционного устройства

Силовая цепь представлена источником постоянного напряжения подстанционного устройства E_p , токоограничивающим реактором $L_r R_r$, приведенными к выходу устройства активным сопротивлением R_n и емкостью C_n контактной сети, а также параллельными резонансными контурами $L_1 C_1$, $L_2 C_2$ и $L_3 C_3$. С помощью первых двух осуществляется соответственно контроль и ввод в силовую цепь оперативного напряжения, а третий предотвращает попадание оперативного сигнала в источник силового напряжения. Ключ K_1 служит для включения и выключения силового источника, а ключ K_2 – для замыкания контактной сети на сопротивление утечки R_l . Блокировочные емкости C_{b1} и C_{b2} шунтируют силовой источник по оперативному току, а разделительные C_{S1} , C_{S2} и C_{S3} – осуществляют развязку генератора оперативного напряжения e_o и цепей измерительного трансформатора T по постоянному току.

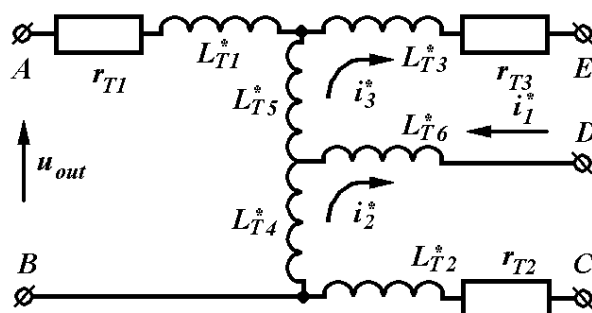


Рис. 2. Эквивалентная схема измерительного трансформатора

Обмотка трансформатора L_{T2} предназначена для компенсации утечек оперативного тока контактной сети в режиме начальной настройки. На рис. 1 не показаны значения сопротивлений дросселей резонансных контуров, а так же обмоток трансформатора, для которых в дальнейшем использованы обозначения r_1 , r_2 , r_3 и r_{T1} , r_{T2} , r_{T3} соответственно.

Для упрощения схемы, представленной на рис. 1, применяется стандартная процедура преобразования индуктивно связанных цепей трансформатора, после чего его эквивалентная схема приобретает вид, представленный на рис.2.

Здесь значения индуктивностей эквивалентной схемы составляют:

$$\begin{aligned} L_{T1}^* &= L_{T1} - M_{12} - M_{13} = \frac{L_{T1}}{w_1} (w_1 - w_2 - w_3); \\ L_{T2}^* &= L_{T2} + M_{23} - M_{12} = \frac{L_{T1}}{w_1^2} (w_2^2 + w_2 w_3 - w_2 w_1); \\ L_{T3}^* &= L_{T3} + M_{23} - M_{13} = \frac{L_{T1}}{w_1^2} (w_3^2 + w_2 w_3 - w_3 w_1); \\ L_{T4}^* &= M_{12} = \frac{w_2}{w_1} L_{T1} \quad ; \quad L_{T5}^* = M_{13} = \frac{w_3}{w_1} L_{T1}; \\ L_{T6}^* &= -M_{23} = -\frac{w_2 w_3}{w_1^2} L_{T1}, \end{aligned} \quad (1)$$

где w_1 , w_2 , w_3 – числа витков обмоток трансформатора. Данная схема не учитывает потери в сердечнике трансформатора и явление его насыщения.

На рис. 1, 2 обозначены мгновенные значения напряжений и токов реактивных элементов устройства, которые в дальнейшем используются при моде-

лировании переходных процессов, а также их условные положительные направления. При записи системы уравнений для установившегося режима по оперативному сигналу применяются аналогичные обозначения величин комплексных амплитуд напряжений и токов. Соответствующая система уравнений Кирхгофа при разомкнутом ключе K_2 имеет вид

$$\begin{aligned}
\dot{U}_1 &= (r_1 + j\omega L_1) \dot{I}_1; \quad \dot{U}_2 = (r_2 + j\omega L_2) \dot{I}_2; \quad \dot{U}_3 = (r_1 + j\omega L_3) \dot{I}_3; \\
(\dot{U}_{b2} - \dot{U}_1 - \dot{U}_2) \left(\frac{1}{R_n} + j\omega C_n \right) &= \dot{I}_1 + \dot{I}_3 + j\omega C_1 \dot{U}_1; \\
\dot{U}_{S3} + r_{T3} \dot{I}_3 + j\omega [(L_{T3}^* + L_{T5}^* + L_{T6}^*) \dot{I}_3 - L_{T6}^* \dot{I}_2] &= \dot{U}_1; \\
\dot{I}_2 + j\omega [(C_2 + C_{S1}) \dot{U}_2 - C_{S1} \dot{E}_0] &= \dot{I}_1 + \dot{I}_3 - \dot{I}_2 + j\omega C_1 \dot{U}_1; \\
\dot{U}_{S2} + r_{T2} \dot{I}_2 + j\omega [(L_{T2}^* + L_{T4}^* + L_{T6}^*) \dot{I}_2 - L_{T6}^* \dot{I}_3] &= \dot{U}_2; \\
\dot{I}_2 + \dot{I}_2 + j\omega [C_{b2} \dot{U}_{b2} + (C_2 + C_{S1}) \dot{U}_2 - C_{S1} \dot{E}_0] &= \dot{I}_3 + j\omega C_3 \dot{U}_3; \\
\dot{I}_3 + j\omega [C_3 \dot{U}_3 + C_{b1} (\dot{U}_3 + \dot{U}_{b2})] &= 0; \\
\dot{I}_2^* &= j\omega C_{S2} \dot{U}_{S2}; \quad \dot{I}_3^* = j\omega C_{S3} \dot{U}_{S3},
\end{aligned} \tag{2}$$

где $\omega = 2\pi f$ – частота источника оперативного напряжения. При записи уравнений предполагалось, что оперативный ток через силовой источник и, установленный последовательно с ним, реактор пренебрежимо мал. Данная система алгебраических уравнений линейна относительно неизвестных, которыми являются напряжения на емкостях и токи индуктивных элементов рассматриваемого устройства, ее решение позволяет определить начальные условия по оперативному сигналу для дальнейшего расчета переходного процесса. Начальные условия по постоянному току при замкнутом ключе K_1 могут быть определены из соотношений

$$\begin{aligned}
i_1(0) = i_2(0) = i_3(0) = i_r(0) &= \frac{E_p}{r_1 + r_2 + r_3 + R_r + R_n \parallel R_l}; \\
i_2^*(0) = i_3^*(0) &= 0; \quad u_1(0) = u_{S3}(0) = i_1(0)r_1; \quad u_2(0) = u_{S2}(0) = i_2(0)r_2; \\
u_3(0) = i_3(0)r_3; \quad u_{b2}(0) &= E_p - i_r(0)R_r - u_3(0),
\end{aligned} \tag{3}$$

а при разомкнутом – полагаются нулевыми.

Система дифференциальных уравнений для переходного процесса при замыкании контактной сети на сопротивление утечки R_l , что соответствует замкнутому состоянию ключа K_1 и замыканию ключа K_2 , имеет вид

$$\begin{aligned}
\frac{di_1}{dt} &= \frac{u_1 - i_1 r_1}{L_1}, \quad \frac{di_2}{dt} = \frac{u_2 - i_2 r_2}{L_2}, \quad \frac{di_3}{dt} = \frac{u_3 - i_3 r_3}{L_3}, \\
C_n \frac{du_{b2}}{dt} - (C_n + C_1) \frac{du_1}{dt} - C_n \frac{du_2}{dt} &= i_1 + i_3^* + \frac{u_1 + u_2 - u_{b2}}{R_n \parallel R_l}, \\
(L_{T3}^* + L_{T5}^* + L_{T6}^*) \frac{di_3^*}{dt} - L_{T6}^* \frac{di_2^*}{dt} &= u_1 - u_{S3} - r_{T3} i_3^*, \\
(C_2 + C_{S1}) \frac{du_2}{dt} - C_1 \frac{du_1}{dt} &= i_1 - i_2 + i_3^* - i_2^* + e_0 \omega C_{S1} \cos(\omega t); \\
(L_{T2}^* + L_{T4}^* + L_{T6}^*) \frac{di_2^*}{dt} - L_{T6}^* \frac{di_3^*}{dt} &= u_2 - u_{S2} - r_{T2} i_2^*, \\
C_{b2} \frac{du_{b2}}{dt} + (C_2 + C_{S1}) \frac{du_2}{dt} - C_3 \frac{du_3}{dt} &= i_3 - i_2 - i_2^* + e_0 \omega C_{S1} \cos(\omega t); \\
C_{b1} \frac{d(u_{b2} + u_3)}{dt} + C_3 \frac{du_3}{dt} &= i_r - i_3; \quad C_{S2} \frac{du_{S2}}{dt} = i_2^*; \quad C_{S3} \frac{du_{S3}}{dt} = i_3^*; \\
L_r \frac{di_r}{dt} &= E_p - i_r R_r - u_{b2} - u_3.
\end{aligned} \tag{4}$$

Аналогичным образом могут быть записаны системы уравнений и для других вариантов коммутации.

Рассмотренная математическая модель программно реализована с использованием среды математических расчетов MATLAB. В разработанной программе система уравнений (2) представляется и разрешается в матричном виде. Поскольку аналитическое представление системы (4) в форме Коши затруднительно, при ее решении используется встроенная функция среды ode23t, позволяющая интегрировать системы дифференциальных уравнений, заданные неявно. Окончательно зависимость напряжения на выходе измерительного трансформатора u_{out} от времени при переходном процессе определяется в результате численного дифференцирования временных зависимостей токов через индуктивности L_{T4}^* и L_{T5}^* .

Приведенные ниже результаты получены для следующих параметров подстанционного устройства и контактной сети: $E_p=250$ В, $L_r=1$ мГн, $R_r=0,05$ Ом, $e_o=5$ В, $f=5$ кГц, $R_n=500$ Ом, $C_n=0,25$ мкФ, $R_l=100$ Ом, $e_o=5$ В, $f=5$ кГц, $L_1=L_2=L_3=8,3$ мкГн, $C_1=C_2=C_3=120$ мкФ, $r_1=r_2=r_3=0,035$ Ом, $C_{S1}=6$ мкФ, $C_{S2}=44,85$ нФ, $C_{S3}=C_{b1}=C_{b2}=100$ мкФ, $L_{T1}=0,1$ Гн, $r_{T1}=10$ Ом, $r_{T2}=22,1$ Ом, $r_{T3}=20$ Ом, $w_1=w_2=100$, $w_3=200$.

На рис. 3 представлено семейство зависимостей амплитуды напряжения на выходе измерительного трансформатора U_{out} в функции величины емкости C_{S2} в цепи компенсирующей обмотки для различных значений активного сопротивления цепи r_{T2} в установившемся режиме.

Поскольку в установившемся режиме сигнал на выходе измерительного трансформатора обусловлен токами утечки контактной сети, приведенные зависимости показывают, что вариация величин разделительной емкости и ак-

тивного сопротивления в цепи компенсирующей обмотки измерительного трансформатора позволяет скомпенсировать сигнал тока утечки.

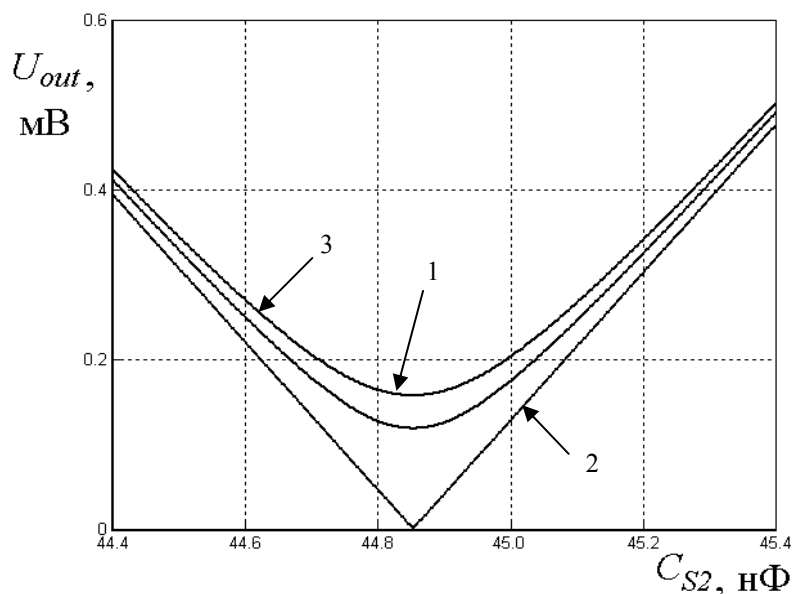


Рис. 3. Зависимости амплитуды напряжения на выходе измерительного трансформатора в функции величины емкости цепи компенсирующей обмотки при значениях активного сопротивления цепи 1 – 20; 2 – 22,1; 3 – 25 Ом

На рис. 4 представлены временные зависимости напряжения на выходе измерительного трансформатора u_{out} для случаев замыкания контактной сети на сопротивление утечки R_l (замыкания ключа K_2) (а) и включения источника силового напряжения E_p (замыкания ключа K_1) (б).

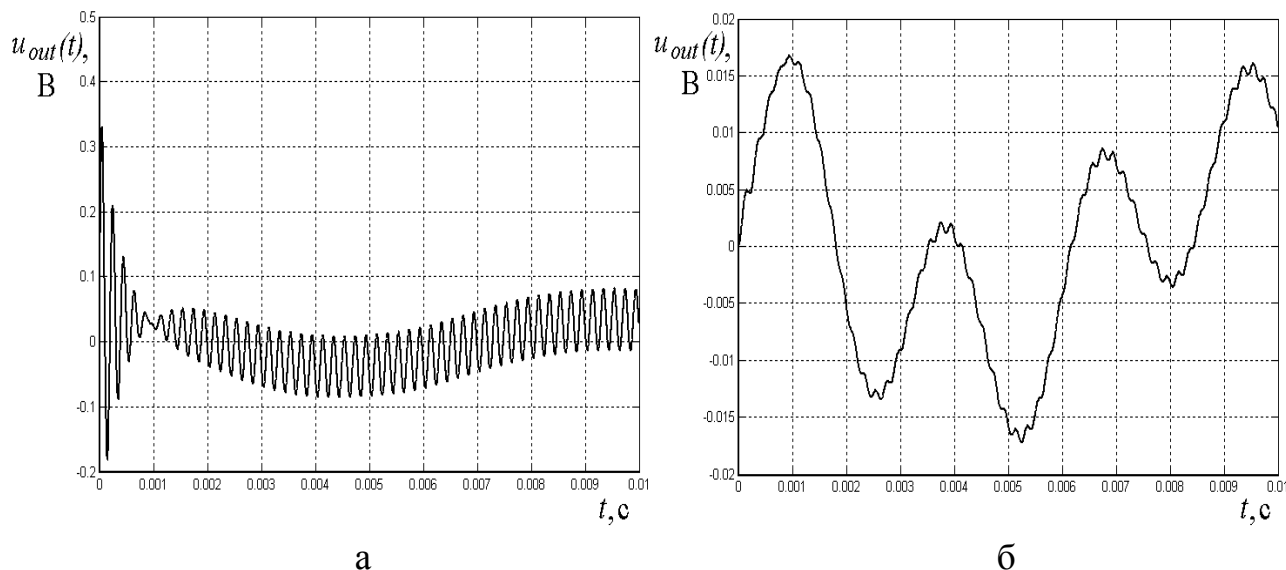


Рис. 4. Временные зависимости напряжения на выходе измерительного трансформатора для случаев замыкания контактной сети на сопротивление утечки (а) и включения источника силового напряжения (б)

Из рис. следует, что рассматриваемые переходные процессы носят существенно различный характер, и легко могут быть селектированы как по амплитудным, так и по частотным характеристикам, что в конечном счете позволяет

исключить ложные срабатывания аппаратуры защиты при включении силового источника. Быстрая фаза переходного процесса при малых токах замыкания на землю составляет порядка единиц миллисекунд, что полностью удовлетворяет требованиям к быстродействию системы защиты.

Таким образом, проведенные исследования позволяют сделать следующие выводы:

1. Разработанные математическая модель подстанционного устройства системы частотной защиты и ее программная реализация дают возможность производить расчеты установившихся и переходных режимов системы.
2. Вариация величины разделительной емкости и активного сопротивления в цепи компенсирующей обмотки измерительного трансформатора позволяет скомпенсировать сигнал тока утечки контактной сети в установившемся режиме.
3. Переходные процессы при малых токах замыкания на землю могут быть успешно селектированы относительно процессов, возникающих при включении источника силового напряжения по амплитудным и частотным характеристикам.
4. Быстрая фаза переходного процесса при малых токах замыкания на землю составляет порядка единиц миллисекунд, что полностью удовлетворяет требованиям к быстродействию системы защиты.

Литература

1. Бунько В.А., Волотковский С.А., Пивняк Г.Г. Повышение безопасности рудничной электровозной откатки – М.: Недра, 1978. – 200 с.
2. Колосюк В.П. Защитное отключение рудничных электроустановок. -М.: Недра, 1980. - 334 с.
3. Кожевников В.Л., Кожевников А.В. Компенсационный заградитель систем частотной защиты // Доклады МНТК “Современные технологии экономичного и безопасного производства и использования электроэнергии”. – Днепропетровск, НГАУ, 1997. – с. 231-232.
4. Бунько В.О., Кожевников В.Л. Компенсаційний загороджувач з автономним збудженням: Патент України № 24064. – 1998.
5. Кожевников А.В. Математическая модель объекта регулирования компенсационного заградителя системы частотной защиты для установившегося режима //Гірнична електромеханіка та автоматика: Наук.-техн. зб. 2004. – Вип. 72. – с. 62-68.
6. Кожевников А.В. Математическая модель объекта регулирования компенсационного заградителя системы частотной защиты для переходных процессов // Науковий вісник НГУ. – 2004. – № 10. – с. 85-89.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Ткачевым В.В.
Поступила в редакцию 07.09.06*

УДК 622.233.6: - 83.681.3

© В.С. Хилов, А.Я. Сухарев

РАЗРАБОТКА И ИССЛЕДОВАНИЕ ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКОЙ ЧАСТИ ПРИВОДА КОМПРЕССОРА БУРОВОГО СТАНКА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СРЕДСТВ ПАКЕТА MATLAB

Произведена разработка и исследование с использованием средств пакета Matlab в пусковом режиме электромеханической части привода компрессора бурового станка и получены графики переходных процессов в питающей сети, двигателе и компрессоре при различных способах пуска привода.

Зроблено розробку й дослідження з використанням засобів пакета Matlab у пусковому режимі електромеханічної частини приводу компресора бурового верстата й отримані графіки перехідних процесів у живильній мережі, двигуні й компресорі при різних способах пуску приводу.

The development and research with draft on funds of a packet Matlab in a starting duty of an electromechanical part of the drive of the compressor of a drill-ring is made and the schedules of transients in a network, engine and compressor are obtained at different ways of launch of the drive.

Вступление

В связи с постоянным подорожанием топливно-энергетических ресурсов и, как следствие, увеличением стоимости электрической энергии, все большее внимание уделяется разработке и внедрению энергосберегающих технологий в горнорудной промышленности.

На первом месте по энергоемкости в отечественной промышленности находится горнометаллургический комплекс, для которого данная проблема наиболее актуальна. При разработке энергосберегающих электроприводов необходимо учитывать требования, вызванные особенностями объекта управления. В данной статье рассматривается возможность адекватного учета компрессора бурового станка.

Состояние вопроса

Для моделирования переходных процессов протекающих при различных способах пуска в питающей сети, приводном двигателе, компрессоре и ресивере, на основании первичного описания физических процессов в парной полости винтов компрессора [1, 2, 3] было получено математическое описание процесса сжатия, а затем на его основании, передаточная функция и структурная схема винтового компрессора, представляющая собой апериодическое звено. Кроме этого для адекватного учета взаимного влияния компрессора и приводного двигателя была использована передаточная функция ресивера [4], на основании которой была получена структурная схема ресивера.

Постановка целей и задач исследований

Для исследования переходных процессов, протекающих при различных способах пуска в питающей сети, приводном двигателе, компрессоре и ресивере, возникла необходимость в получении передаточной функции и структурной схемы винтового компрессора. Это необходимо в связи с влиянием требований, обусловленных конструктивными особенностями винтового компрессора. Это, в свою очередь, влияет на требования, предъявляемые к системе управления приводным двигателем, для определения которых проводились исследования.

Результаты исследований

Согласно рекомендациям, приведенным [5], при разработке принципов управления бурением необходимо учитывать приведенную авторами передаточную функцию и полученную на ее основании структурную схему. Но при детальном рассмотрении оказывается труднореализуемым использование этих данных для разработки и исследования системы управления электроприводом.

Имеющаяся структурная схема пневмосистемы бурового станка, приведенная в [5], не учитывает ряда факторов, оказывающих существенное влияние на точность получаемых при моделировании графиков переходных процессов, а именно:

1) Не учитываются перетоки сжатого воздуха из области нагнетания в область всасывания, при чем с уменьшением скорости вращения винтов происходит значительное возрастание перетоков, что существенно влияет на количества подаваемого воздуха на малых скоростях.

2) При работе компрессора в установившемся режиме и постоянной внутренней степени повышения давления давление нагнетания должно оставаться постоянным при неизменных параметрах пневмосети. Следовательно, среднее количество воздуха, подаваемое компрессором в ресивер, должно оставаться постоянным. В модели, приведенной в [5] среднее количество воздуха в установившемся режиме будет линейно возрастать.

Для моделирования был произведен расчет параметров элементов системы электроснабжения и приводного двигателя. Так как точные данные по расчету параметров математической модели компрессора на момент проведения исследований отсутствовали, то отдельные коэффициенты были подобраны эмпирическим путем с учетом соблюдения известных номинальных параметров работы компрессора. Это ни в коей мере не влияет на достоверность отражения реальных физических процессов в компрессоре. При необходимости следует производить более детальное исследование характеристик сжатия с целью установления параметров процесса сжатия для конкретных типов винтовых компрессоров экспериментальным путем [3].

Имитационное моделирование выполнялось с использованием прикладного пакета MATLAB в среде Simulink. Структурная схема модели прямого пуска приведена на рисунке 1. графики изменения скорости и момента на валу двигателя приведены на рисунке 2, графики изменения напряжения и тока в питающей сети приведены на рисунке 3.

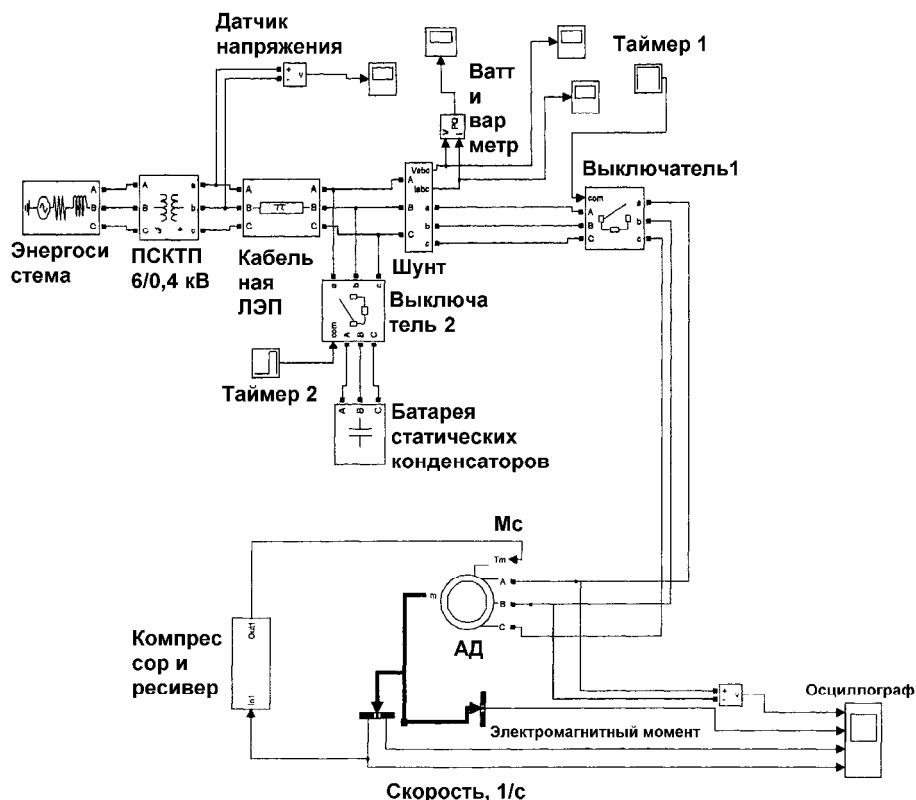


Рис. 1. Структурная схема модели прямого пуска

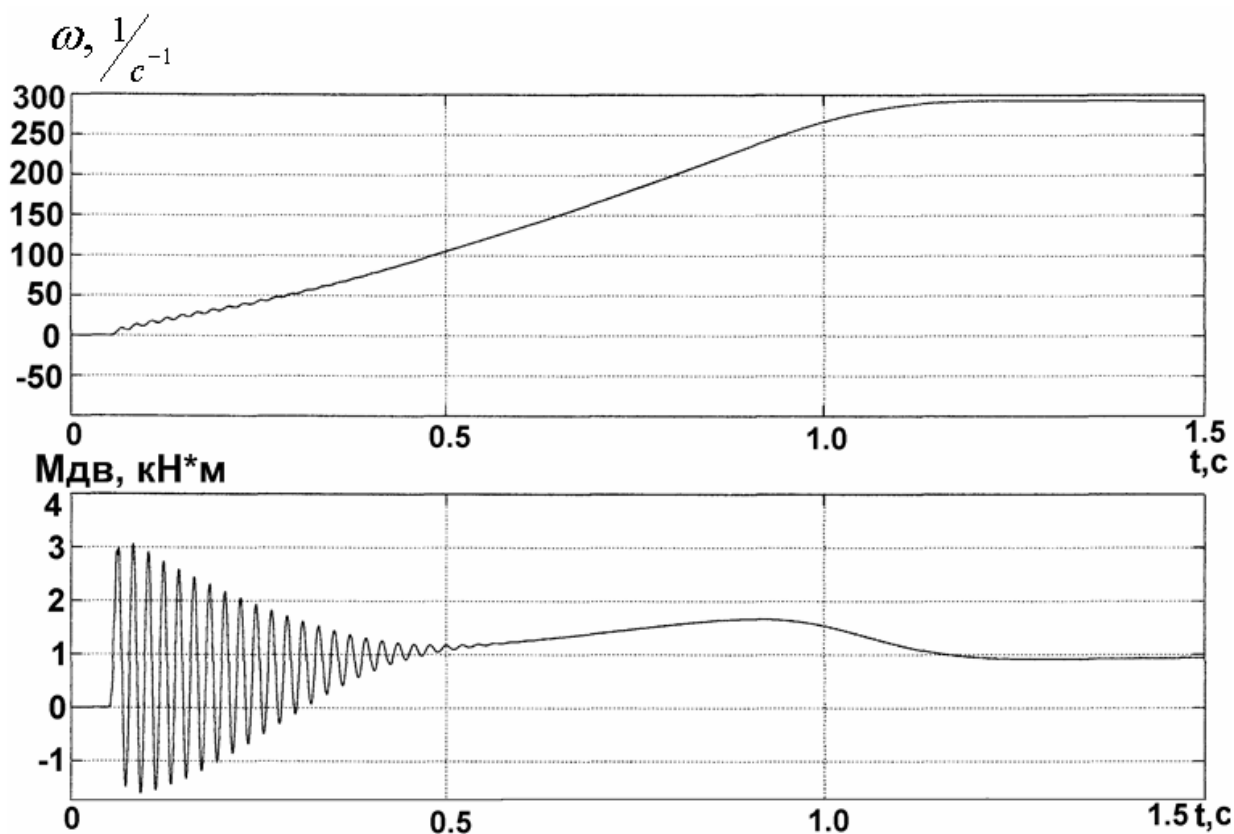


Рис. 2. Графики изменения момента на валу двигателя при пуске

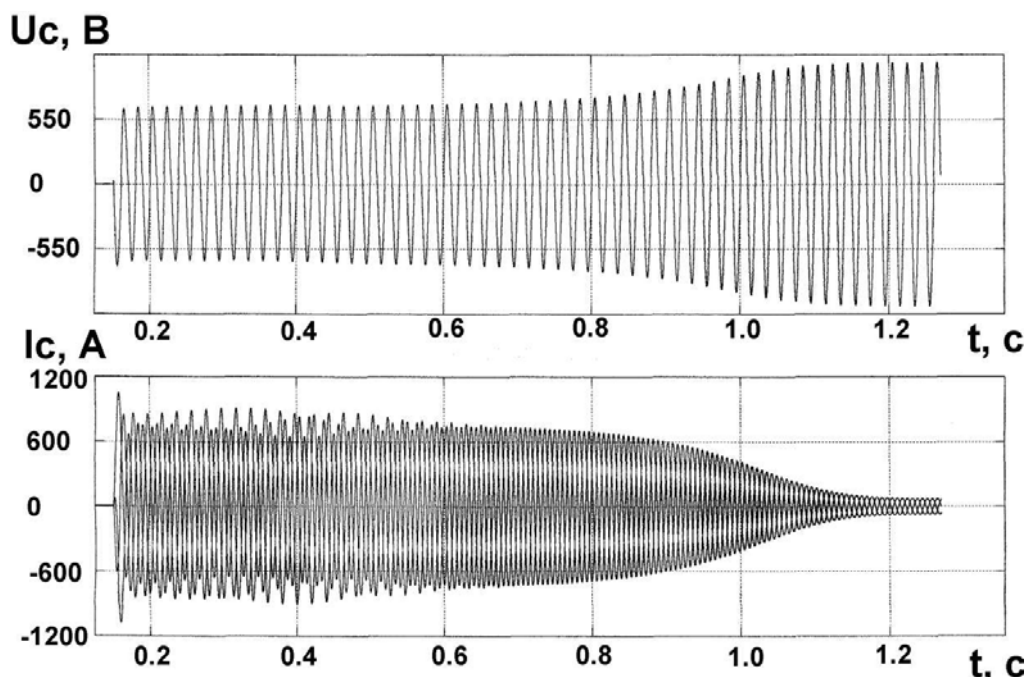


Рис. 3. Графики изменения напряжения и тока в питающей сети при прямом пуске привода

Из вышеприведенных графиков видно, что бросок пускового тока составил $3I_{\text{ном}}$, бросок момента составил $2,5M_{\text{ном}}$, напряжение на зажимах двигателя при пуске $0,82U_{\text{ном}}$. На рисунке 4 представлены графики изменения давления в парной полости винтов и количества воздуха в ресивере.

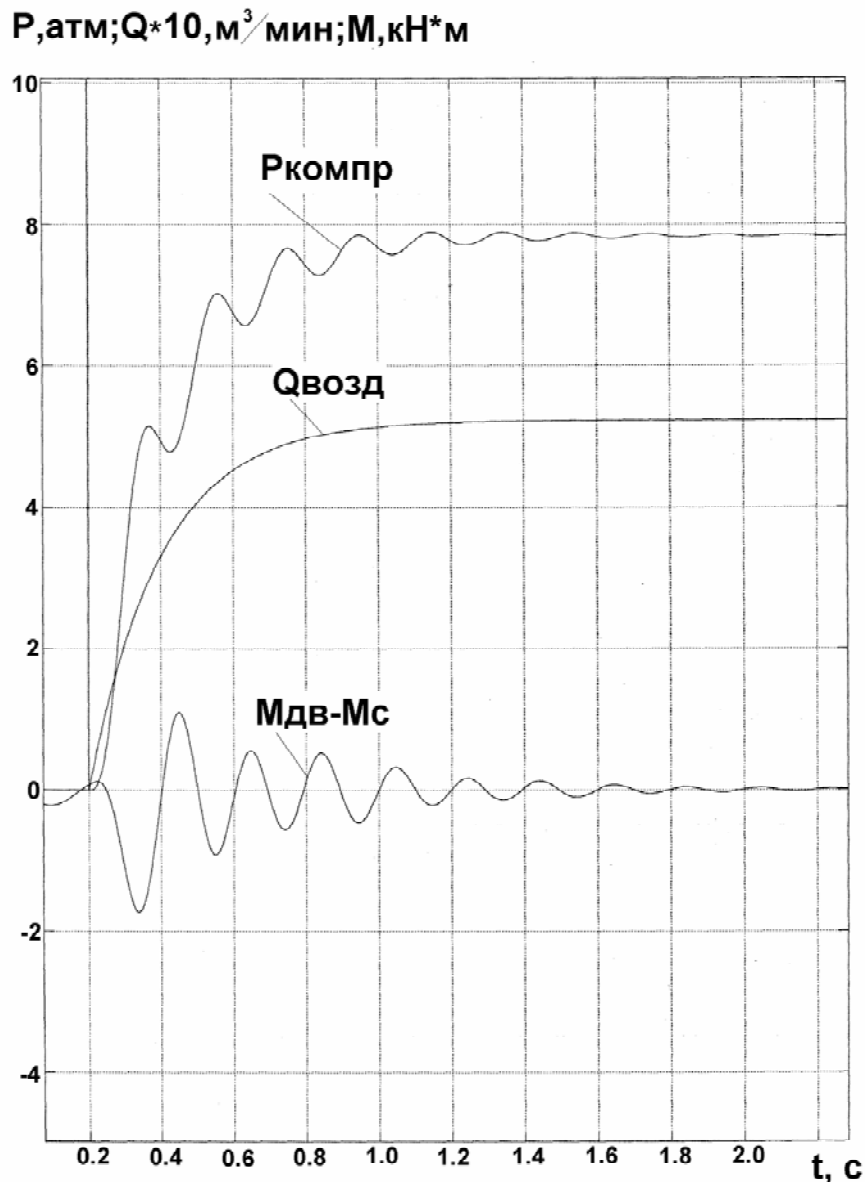


Рис. 4. Графики изменения давления в парной полости винтов и количества воздуха в ресивере

Как видно из полученных графических зависимостей отклонение питающего напряжения на зажимах двигателя при моделировании прямого пуска составляет 18%, значит погрешность полученных характеристик составит менее 5%. На этом основании можно утверждать, что данная имитационная модель является адекватной реальным физическим процессам, протекающим в системе электропитания, приводном двигателе, компрессоре и ресивере при прямом пуске.

Для моделирования частотно-управляемого пуска привода компрессора к уже имеющейся модели был добавлен преобразователь частоты с системой управления, параметры которой были рассчитаны для данных требований к пуску. Структурная схема модели приведена на рисунке 5. Полученные в результате моделирования графики изменения напряжения и тока в питающей сети; изменения скорости, момента на валу двигателя, тока двигателя; давления в парной полости винтов и количества воздуха в ресивере представлены на рисунках 6, 7, 8, соответственно.

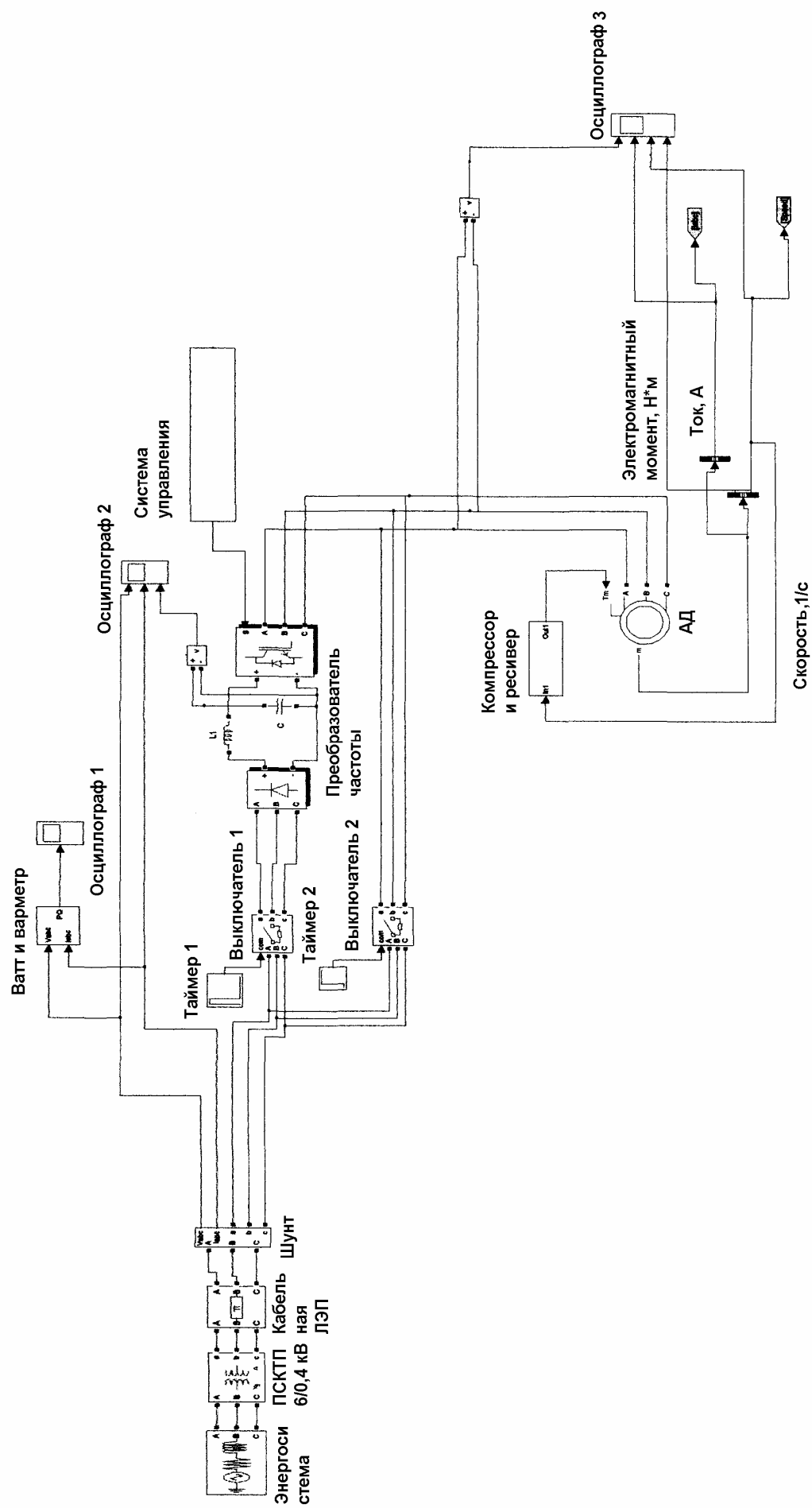


Рис. 5. Структурная схема модели частотно-регулируемого пуска

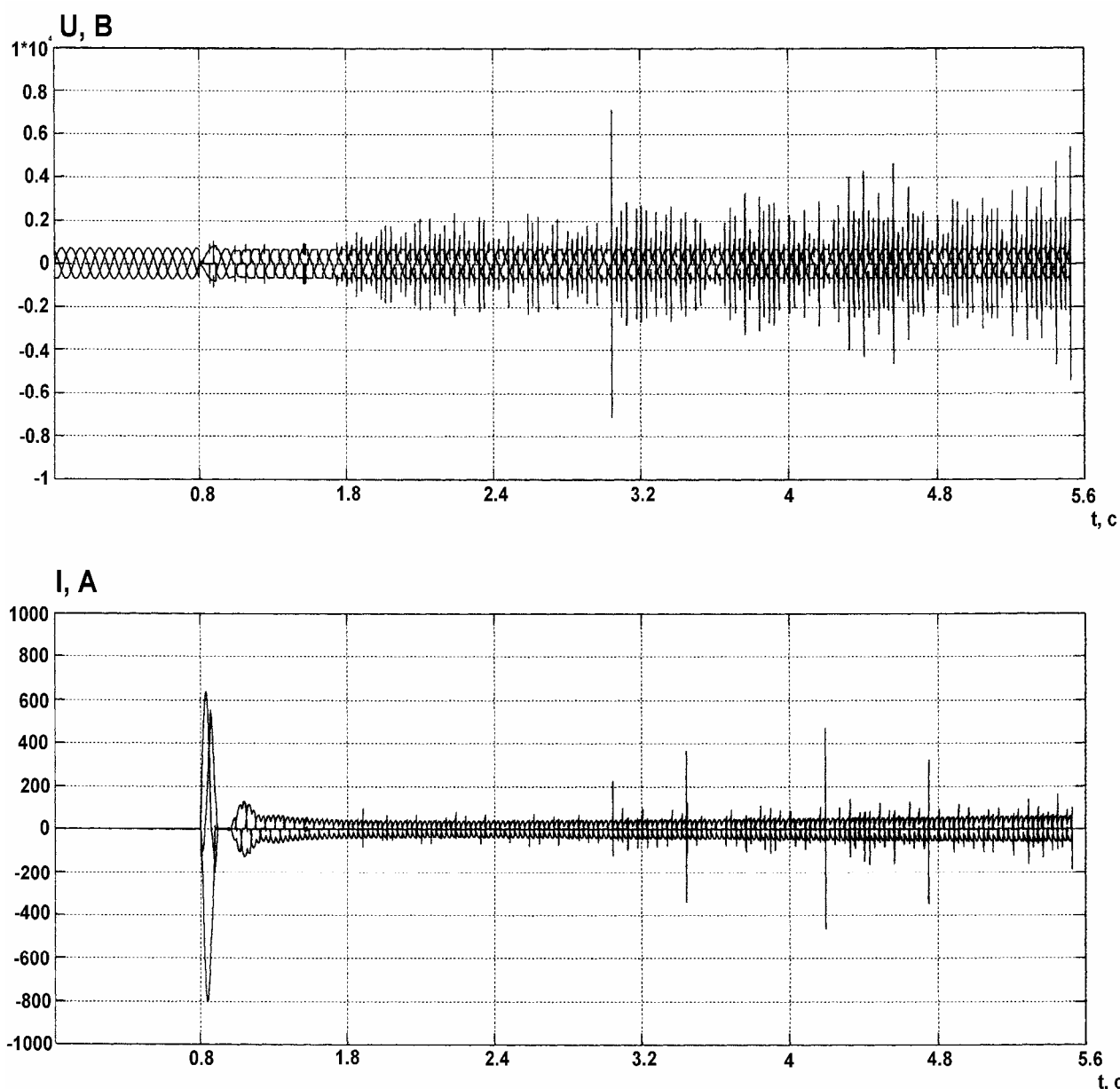


Рис. 6. Графики изменения напряжения и тока в питающей сети при частотно-регулируемом пуске привода

Из полученных зависимостей очевидно, что такой способ пуска при условии ограничения броска тока при пуске на уровне $1,05 I_{\text{ном}}$ и пускового момента $1,05 M_{\text{ном}}$ привел к увеличению длительности пуска на 4 секунды, что не существенно. При необходимости данный способ пуска позволяет и большее ограничение пускового момента, но для этого необходимы более точные данные исследований допустимых механических нагрузок на компрессор. Такой способ пуска является практически безальтернативным, так как на буровых станках нового поколения СБСШ – 250Н используется два преобразователя частоты, для питания приводов хода или для питания привода подачи и привода вращателя. Один из преобразователей может быть использован для пуска привода компрессора с последующим переключением питания на сеть, что позволит минимизировать затраты на установку дополнительного оборудования. Такое переключение стало возможным благодаря использованию преобразова-

телей с системой управления, автоматически определяющей параметры при подключении к двигателю и производящей настройку на эти параметры.

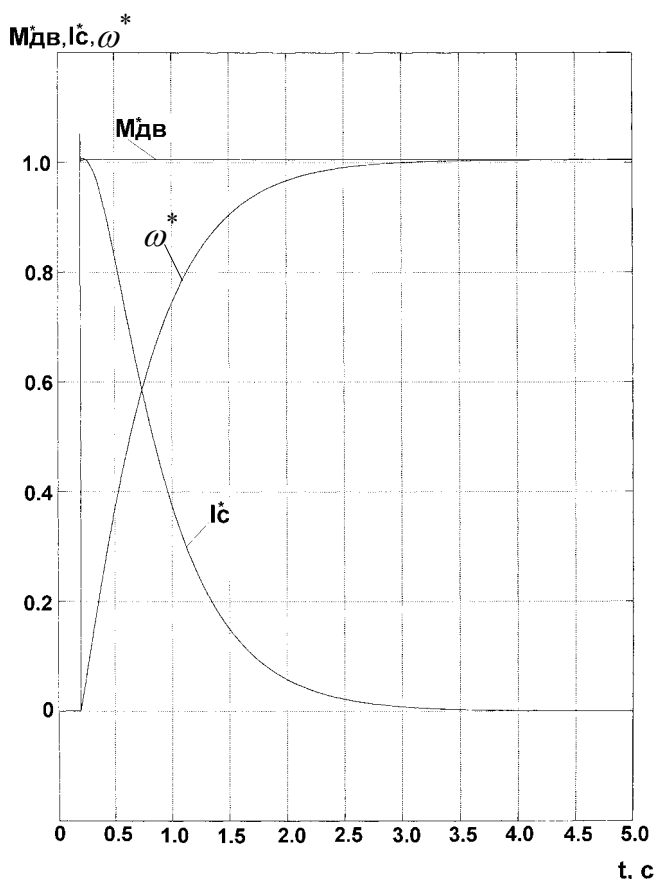


Рис. 7. Графики изменения скорости, момента на валу и тока двигателя при частотно-регулируемом пуске

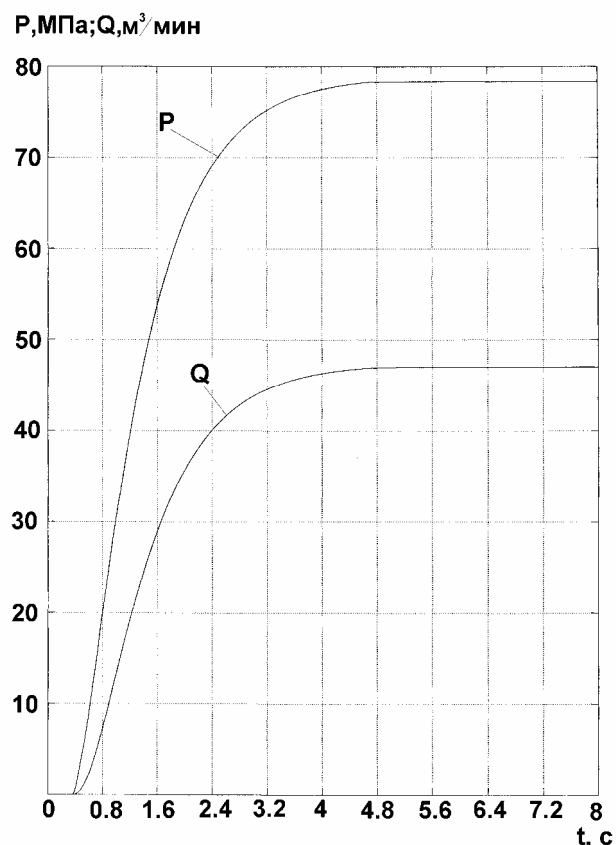


Рис. 8. Графики изменения давления в парной полости винтов и количества воздуха в ресивере при частотно-регулируемом пуске

Выводы

В результате моделирования, произведенного с применением пакета MATLAB в приложении Simulink с учетом перспектив развития материально – технической базы ГОКов можно утверждать, что при неизбежной замене станков СБШ – 250МН станками СБСШ – 250Н возникнет вопрос поддержания качества напряжения при пуске привода компрессора. Кроме этого при постоянном росте цен на электроэнергию необходимо максимально снизить ее производительный расход. Обоим требованиям удовлетворяет частотно-регулируемый пуск. Но при рассмотрении долгосрочных перспектив по внедрению энергосберегающих технологий все же необходима установка дополнительного преобразователя частоты, что позволило бы регулировать количество воздуха, подаваемого в скважину в процессе бурения в зависимости от глубины бурения. Предварительный экономический эффект для условий ЦГОКа составил при условии установки отдельного преобразователя порядка 60 – 70 тыс. грн. В год для одного станка, срок окупаемости не превышает одного года, следовательно, проект реален и экономически оправдан.

Литература

1. В. Хлумский Ротационные компрессоры и вакуум-насосы. – М.: «Машиностроение», 1971–128с.
2. Андреев П.А. «Винтовые компрессорные машины» – Л.: Судпромгиз, 1961–252с.
3. И.А. Сакур Винтовые компрессоры. Основы теории, расчет, конструкция –Л.: «Машиностроение», 1970–400 с.
4. Иващенко Н.Н. Автоматическое регулирование. Теория и элементы систем. Учебник для вузов. Изд. 4–е перераб. и доп. М.: «Машиностроение», 1978.– 736с.
5. Жуковский А.А., Нанкин Ю.А., Сушинский В.А. «Привод и системы управления буровых станков для карьеров» М.: Недра, 1990.– 233 с., ил.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Беитой А.С.
Поступила в редакцию 14.09.06*

УДК 621.385.63.2

© В.Л. Кожевников, В.В. Надточий

ЦИФРОВЫЕ ГЕНЕРАТОРЫ КВАЗИГАРМОНИЧЕСКИХ СИГНАЛОВ

Разработаны универсальные генераторы гармонических сигналов фиксированной и регулируемой частоты, обладающие высокой стабильностью характеристик в широком диапазоне температуры. Используются современные цифровые методы генерации сигналов с использованием широко распространенных программно - аппаратных средств.

Розроблені універсальні генератори гармонічних сигналів фіксованої і регульованої частоти, які мають високу стабільність роботи у широкому діапазоні температури. Використовуються сучасні цифрові методи генерації сигналів з використанням широко розповсюджених програмно - апаратних засобів.

Are developed the universal generators of the harmonic signals of the fixed and adjustable frequency, which possess the high stability of characteristics over a wide range of temperature. Are used the contemporary digital methods of the generation of signals with the use widespread by program - hardware.

Генераторные узлы гармонических сигналов широко распространены в устройствах автоматики и технологической связи. В частности, в системах частотной защиты от малых токов замыкания на землю [1,2], использованы генераторы синусоидальных колебаний фиксированной и перестраиваемой частоты. Первые должны иметь стабильность частоты, достижимую при использовании кварцевых автогенераторов, вторые - возможность регулирования частоты в пределах $\pm 1,5...2\%$ от ее номинального значения. Кроме этого эти генераторы должны формировать жестко провязанные к основной гармонике синфазный и квадратурный прямоугольные сигналы со скважностью равной 2, а также обеспечивать регулирование уровня выходного напряжения в пределах $\pm 25\%$ от номинального значения.

Современные решения поставленной задачи основаны на использовании цифровых сигнальных процессоров (DSP) или цифровых синтезаторов (DDS) [3]. Однако применение их оправдано лишь при серийном производстве аппаратуры, в которую они встраиваются. В экспериментальных разработках и при мелкосерийном производстве это не всегда целесообразно из-за значитель-

ной стоимости программного обеспечения, самих микросхем DSP и DDS, и сложности их программирования.

Фирма Microchip выпускает PIC - контроллеры, которые характеризуются низкой стоимостью и энергопотреблением при значительном быстродействии и функциональности. Широкая доступность PIC-контроллеров и средств их программирования, обеспечивает возможность решения поставленной задачи на основе цифроаналоговой схемы, включающей в себя микроконтроллер (МК) PIC16F628 и 10-разрядный цифро-аналоговый преобразователь (ЦАП) KP572ПА1 (рис. 1).

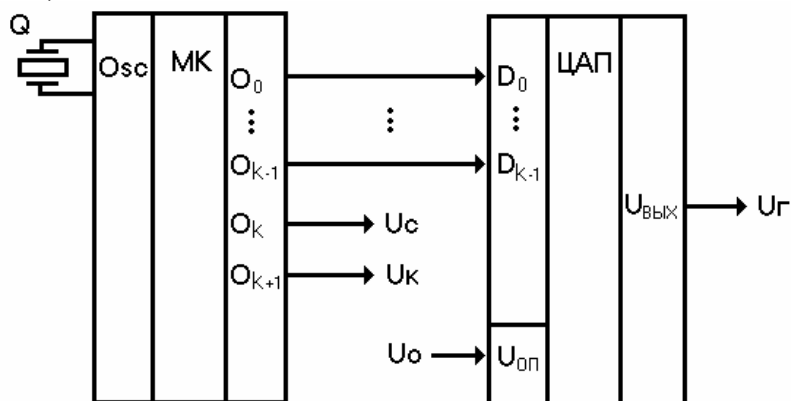


Рис. 1. Структурная схема генератора фиксированной частоты

Действие генератора фиксированной частоты поясняется функциональной схемой представленной на рис. 2.

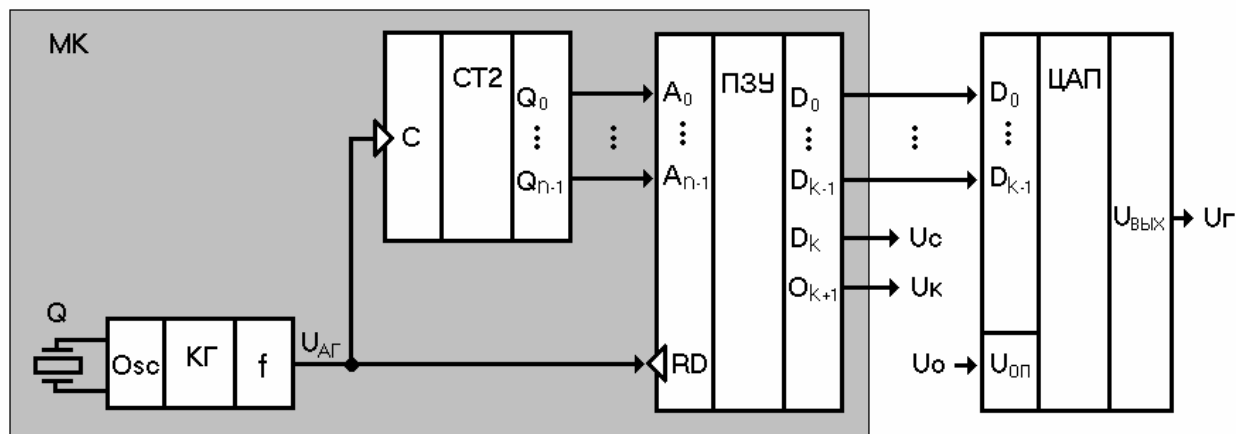


Рис. 2. Функциональная схема генератора фиксированной частоты

Период следования сигналов U_{Γ} кварцевого генератора КГ делится на N равных интервалов, где $N \leq 2^{n-1}$, здесь n - разрядность двоичного счетчика СТ2, переключение которого происходит под воздействием фронта импульсов $U_{\text{АГ}}$. Таким образом, при $N=2^{n-1}$ частота f_{Γ} выходного напряжения генератора U_{Γ} определяется соотношением (1).

$$f_{\Gamma} = \frac{f_{\text{АГ}}}{N} = \frac{f_{\text{АГ}}}{2^{n-1}} \quad (1)$$

На каждом такте $U_{\text{АГ}}$ фаза U_{Γ} получает приращение, определяемое соотношением (2) и через N тактов цикл действия СТ2 повторяется.

$$\Delta\varphi_r = \frac{\pi}{N} \quad (2)$$

Коды выхода счетчика СТ2 – это адреса ПЗУ, по которым записаны двоичные коды уровней синусоидальной функции и в соответствии с этими считываемыми из ПЗУ кодами ЦАП формирует мгновенные значения уровня сигнала U_r на каждом такте. Временные диаграммы входных и выходных сигналов представлены рисунке 3.

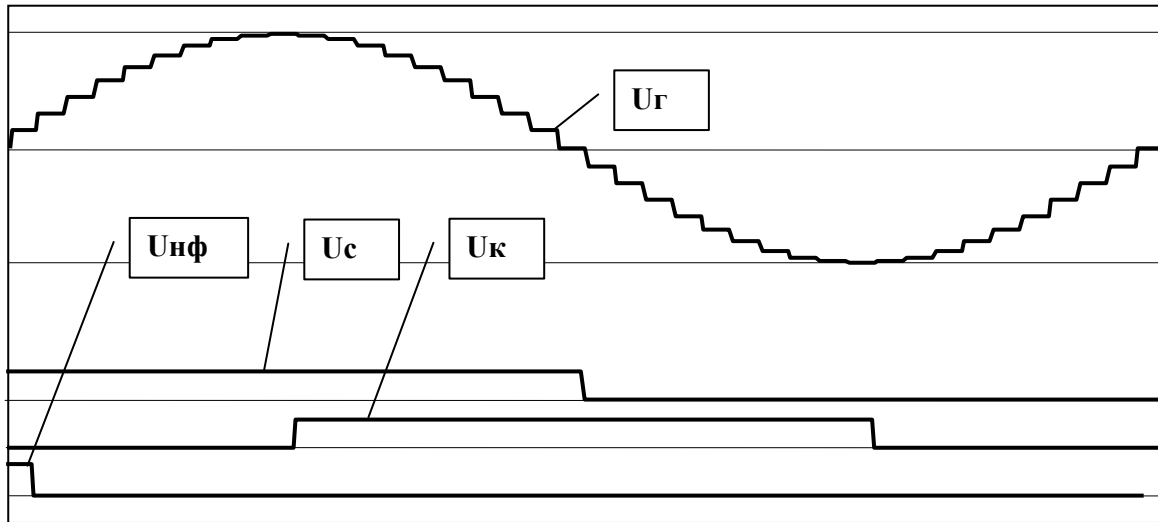


Рис. 3. Временные диаграммы сигналов

Если разрядность ЦАП k , то вес кодовой комбинации на i -такте в пределах периода колебания U_r определяется соотношением (3), где $i=1,2\dots N$, а E – округление результата вычисления до ближайшего целого.

$$k_i = E \left[(\sin \varphi_i + 1) \cdot \frac{2^{k-1}}{2} \right] = E \left[\left(\sin \frac{\pi}{N} \cdot i + 1 \right) \cdot 2^{k-2} \right] \quad (3)$$

В соответствии со значениями k_i ЦАП выдает мгновенные уровни выходного напряжения U_r .

Для упрощения программирования микроконтроллера система напряжений U_c и U_k задается аналогично – по тактам сигнала U_{AG} , при этом следует иметь в виду то, что она будет смещена относительно основной гармоники U_r на величину фазового сдвига $-\Delta\varphi_r$.

Приемлемый уровень высокочастотных гармоник, подавляемый промежуточным и оконечным усилителями, а также резонансной нагрузкой, получен при числе тактов на периоде сигнала U_r для $N=40$ и разрядности ЦАП $k=6$.

Генератор регулируемой частоты, представленный на рис.4, 5 отличается наличием внешнего задающего управляемого автогенератора УГ, выполненного на инверторах КМОП-структуры и управляемого напряжением $U_{уч}$, которое смещает варикап, изменяя его частотозадающую емкость. Изменение входного управляющего напряжения в пределах 2...5В, обеспечивает регулирование частоты колебаний автогенератора УГ в пределах 197...204кГц. Это позволяет поддерживать номинальное значение частоты U_{AG} , равное 200кГц при измене-

нии температуры окружающей среды и временном дрейфе параметров элементов схемы автогенератора, что в итоге позволяет получить стабилизированную частоту 5кГц напряжения U_{Γ} . Выходное напряжение автогенератора здесь задает моменты формирования тактов U_{Γ} . Кроме того, в схеме управляемого генератора предусмотрена установка начальной фазы U_{Γ} при подаче короткого импульса начального синфазирования $U_{\text{НФ}}$.

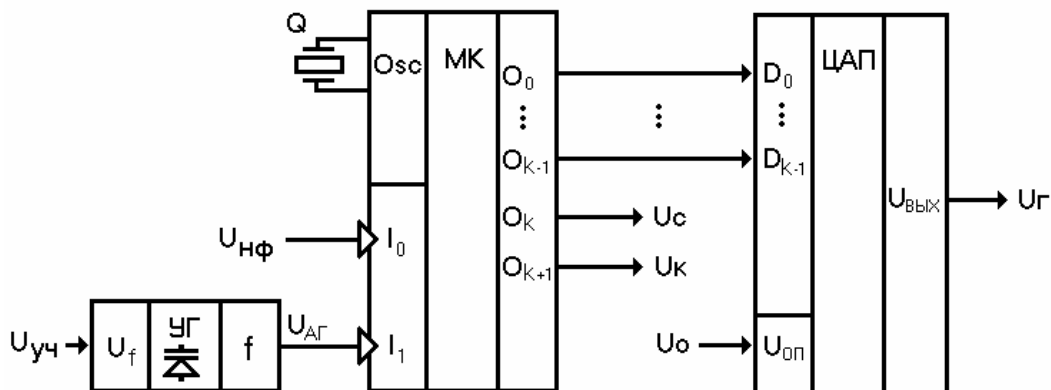


Рис. 4. Структурная схема генератора регулируемой частоты

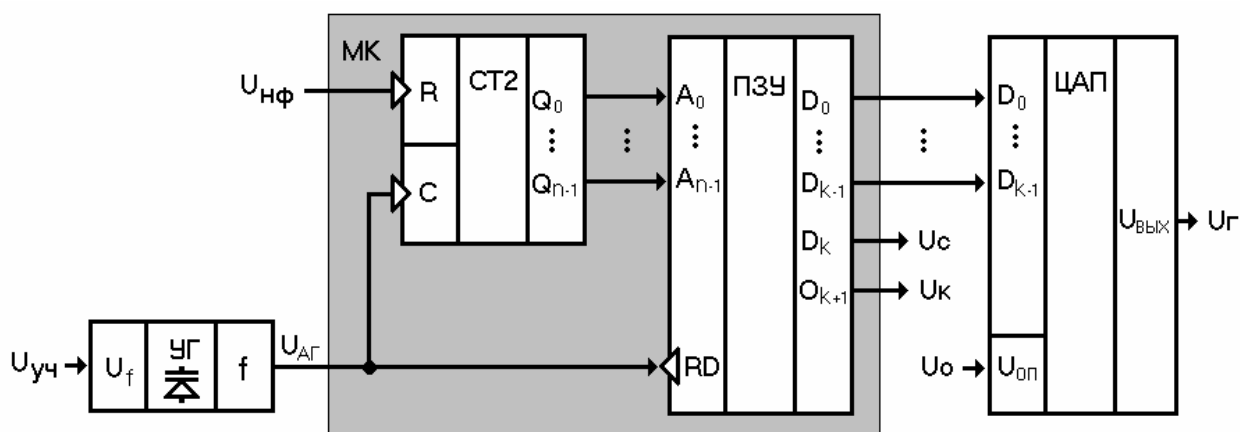


Рис. 5. Функциональная схема генератора регулируемой частоты

Изменением опорного напряжения U_0 для ЦАП в пределах 5...10В обеспечивается регулирование амплитуды квазигармонического сигнала в диапазоне 0...5В.

Схемы микроконтроллеров для разработанных генераторов приведены на рисунках 6 и 7.

Программное обеспечение разработано на языке программирования "C" в интегрированной оболочке для разработчиков MpLab IDE v7.31 и отлажено с помощью аппаратно - программного отладчика (программатора) ICD2 (Microchip).

Алгоритмы работы микроконтроллеров для генераторов фиксированной и регулируемой частоты представлены на рисунках 8...11. На рисунках 8 и 9 представлен алгоритм работы микроконтроллера фиксированной частоты. В блоке 1 определен шаг квантования по времени (40 отсчетов на периоде выходного сигнала U_{Γ}) и значение постоянной составляющей (shift), равной амплитуде синусоиды (ЦАП 6-разрядный).

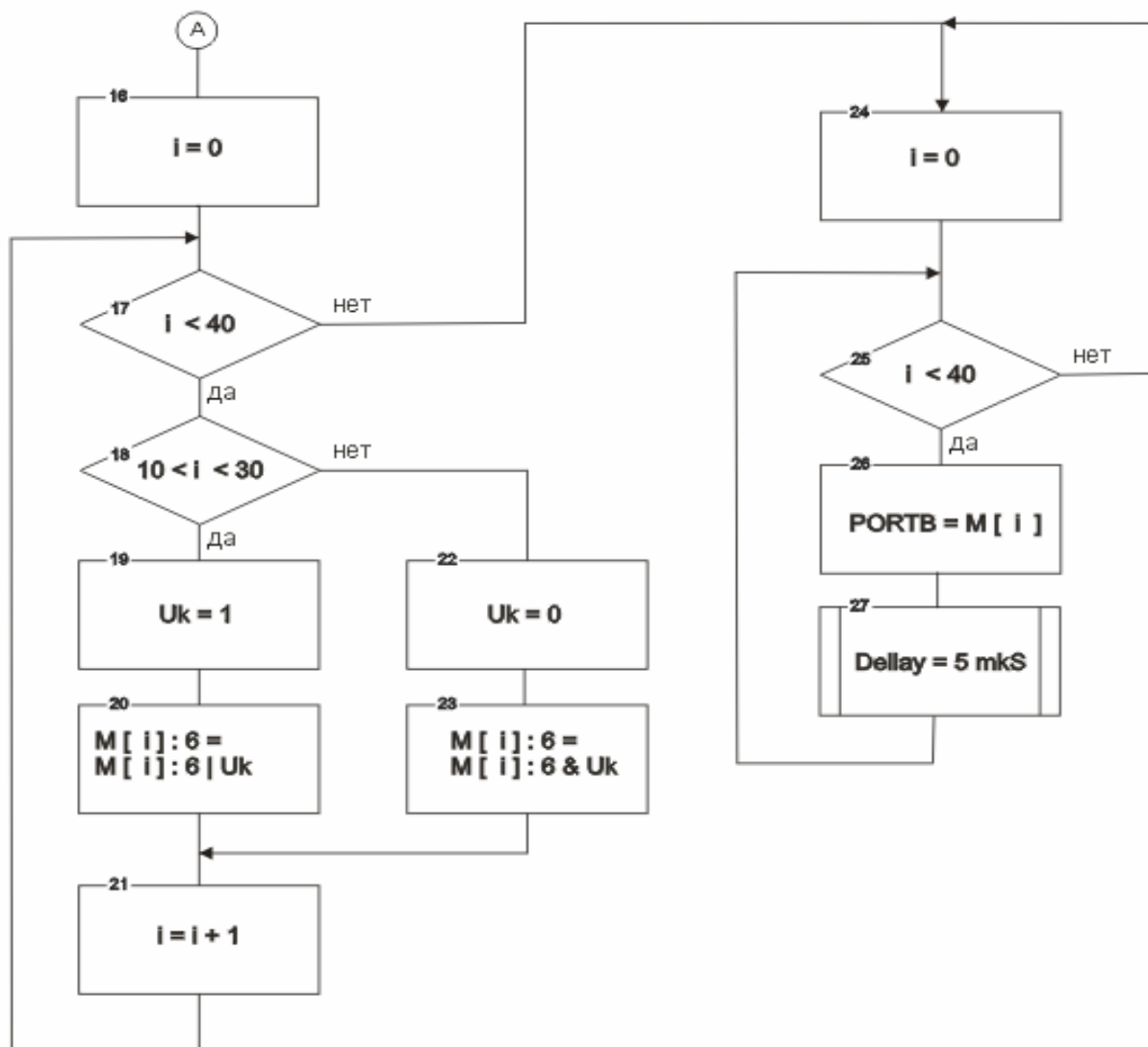


Рис. 9. Алгоритм работы микроконтроллера для генератора фиксируемой частоты (продолжение)

В блоках 2...7 для формирования мгновенных значений, управляющих работой ЦАП, происходит вычисление этих значений с учетом постоянной составляющей и сохранение их в 8-битном массиве ОЗУ микроконтроллера. В блоке 6 происходит округление вычисленных значений до ближайшего целого, причем 6-младших разрядов (биты 5...0) массива ОЗУ содержат мгновенные значения синусоиды. В блоках 8...15 происходит формирование в тот же массив ОЗУ, управляющего сигнала U_C , сохраняемого в 8-бите данных (бит 7), а в блоках 16...23 - управляющего сигнала U_K , но сохраняемого 7-бите (бит 6) данных. В блоках 24...27 осуществляется выдача 6-разрядных мгновенных значений синусоиды на ЦАП и управляющих сигналов U_C и U_K из массива ОЗУ с интервалом 5мкс, через 8-разрядный параллельный порт микроконтроллера (PORTB). Задержка 5мкс определена номиналом выходного сигнала генератора U_T (5кГц) и параметром квантования по времени ($n=40$).

На рисунках 10 и 11 представлен алгоритм работы микро - контроллера регулируемой частоты. Алгоритм инициализации массива ОЗУ мгновенными значениями синусоидального сигнала и формирования выходных сигналов U_C и U_K аналогичен алгоритму, описанному для генератора фиксированной частоты.

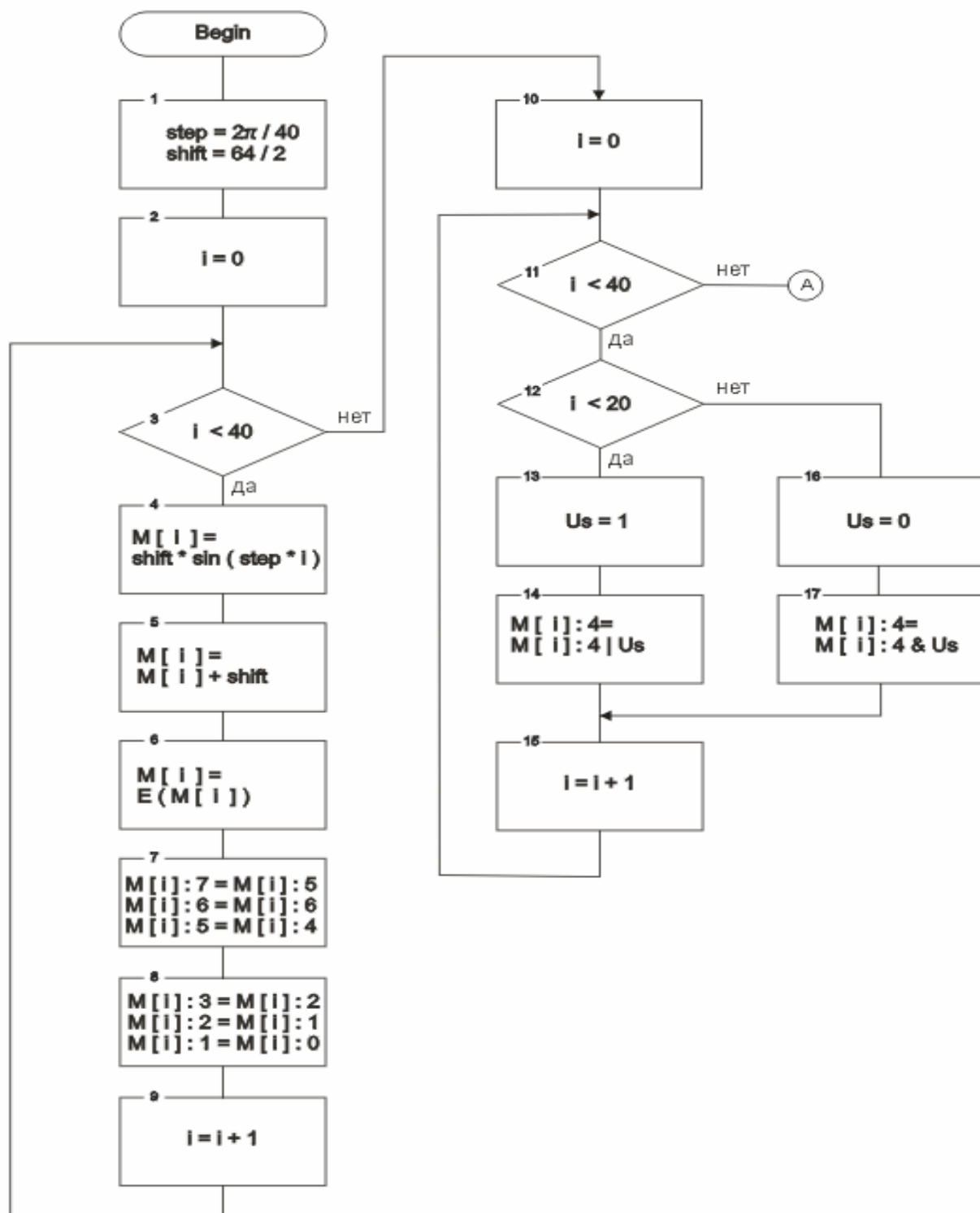


Рис. 10. Алгоритм работы микроконтроллера для генератора регулируемой частоты

Исключением является структура расположения данных в ячейке ОЗУ: 6 разрядов синусоиды хранятся в битах 7...5, 3...1, а сигналы U_C и U_K в битах 4 и 0. Такое расположение бит объясняется необходимостью использования прерываний, расположенных в битах 4 и 0 PORTB микроконтроллера, для возможности оптимальной организации управляющих сигналов $U_{НФ}$ и $U_{АГ}$, сводя до минимума временную реакцию схемы на эти сигналы.

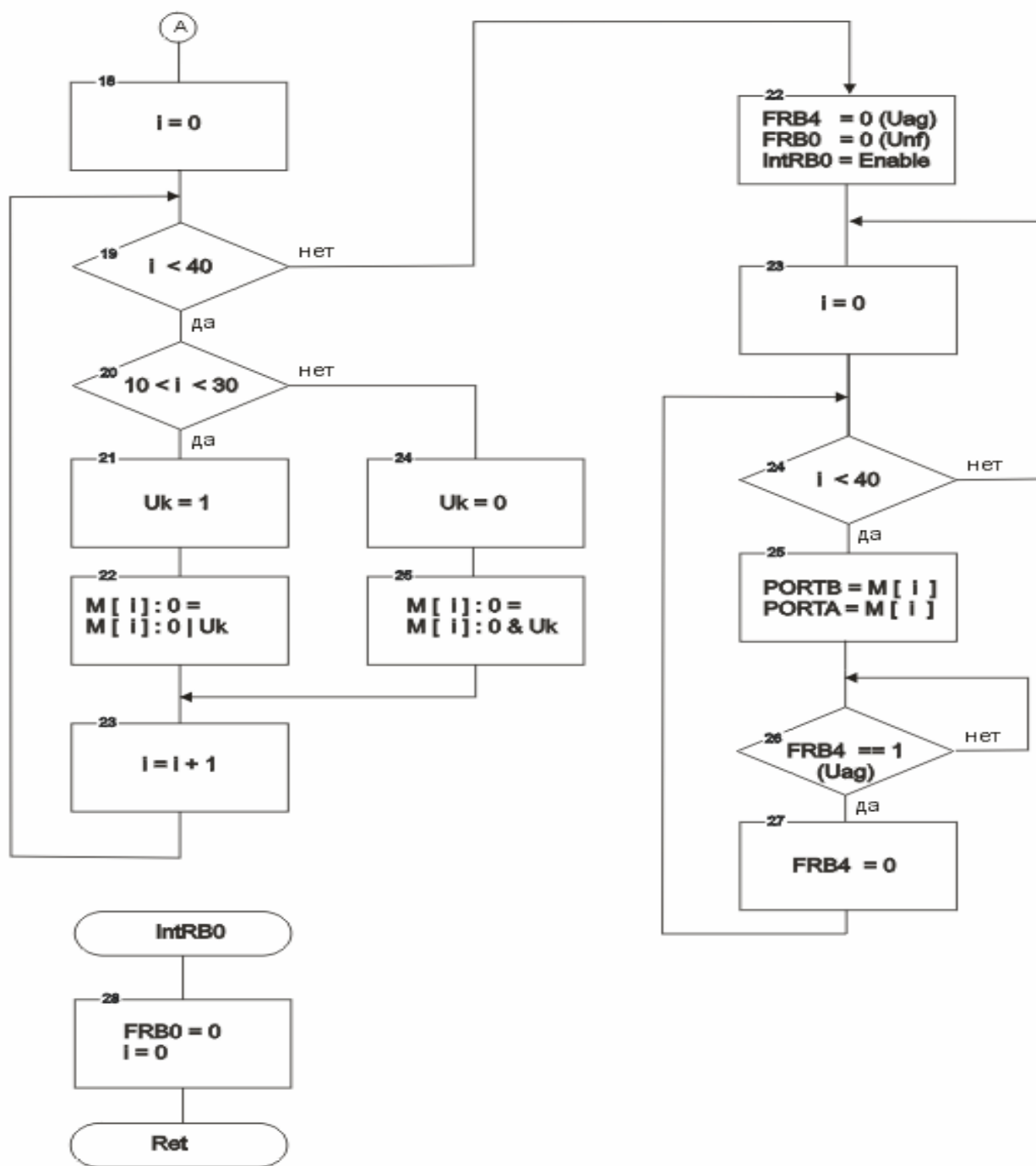


Рис. 11. Алгоритм работы микроконтроллера для генератора регулируемой частоты (продолжение)

В блоке 22 происходит начальная инициализация прерываний. В блоках 23...28 в цикле осуществляется выдача мгновенных значений синусоиды на ЦАП и сигналов U_C и U_K под воздействием управляющего сигнала U_{AG} , прерывание от которого контролируется программно – аппаратно. За счет того, что выборка данных и выдача их последовательно на параллельные порты микроконтроллера (PORTA и PORTB) осуществляется из единого массива ОЗУ, временная задержка между мгновенными значениями данных синусоиды и сигналами U_C и U_K минимальна, и составляет 200нс. В блоке 28 осуществляется обработка прерывания, поступающего от управляющего сигнала U_{NF} , что приво-

дит к сбросу индекса массива данных, т.е. к установке начальной фазы выходного сигнала генератора U_{Γ} .

В заключение следует отметить, что разработанные генераторы (частота 5 кГц, квантование по амплитуде - 32, периоду - 40, амплитуда выходного сигнала 5...10В) были испытаны в лабораторных условиях и показали высокую стабильность квазигармонического синусоидального сигнала в широком диапазоне температур. Используемые генераторы могут быть легко программно настроены на другие параметры и формы генерируемых сигналов, не требуя другого схемного решения.

Литература

1. В.А.Бунько, В.Л.Кожевников, Л.В.Некрасовская. Устройство для защиты от утечки тока на землю в контактной сети электровозной откатки. А.С. СССР № 758354 23.08.80.
2. В.А.Бунько, В.Л.Кожевников. Компенсационный заградитель частотной защиты с автономным возбуждением. Патент Украины №24064 И60М1.06, 31.08.98
3. А.Н.Морозевич, Б.Б.Трибуховский, А.Н.Дмитриев. Гармонические сигналы в цифровых системах контроля и испытаний.- Минск: НАВУКА І ТЭХНІКА, 1990.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Ткачевым В.В.
Поступила в редакцию 19.09.06*

УДК 621.311.1

© А.Н. Гребенюк

ВЗАИМОСВЯЗЬ МЕЖДУ МЕХАНИЧЕСКИМИ НАПРЯЖЕНИЯМИ ПРОВОДОВ И ГЕОМЕТРИЧЕСКИМИ РАЗМЕРАМИ ЛИНИЙ ЭЛЕКТРОПЕРЕДАЧ

Установлена взаимосвязь между механическими напряжениями проводов и геометрическими размерами ЛЭП при изменяющихся погодных условиях (температура, ветер, гололед).

Установлено взаємозв'язок між механічними напругами проводів і геометричних розмірів ЛЕП при погодних умовах, що змінюються, (температура, вітер, ожеледь).

Interrelations between mechanical stress and geometry of electric mains are estimated for changing weather conditions (temperature, wind, glaciation).

Постановка проблемы. Климатические условия, которые сложились в настоящее время в Украине, приводят к массовым повреждениям электрических сетей. Наибольшие гололедные и гололедно-ветровые повреждения в Украине повторяются приблизительно через каждые 5-10 лет, но особо часты они в приморских и горных регионах.

Все конструктивные части воздушных линий работают в довольно трудных условиях, которые изменяются в широком диапазоне. Они должны противодействовать целому ряду внешних факторов, наиболее весомыми из которых есть:

- механические силы веса всех частей воздушных линий;
- вес гололедицы на проводах, тросах и сопротивлениях;
- давление ветра на них, а также тяготение от проводов и тросов;

- суточные, сезонные и годовые изменения температуры воздуха.

Воздушная линия электропередачи представляет собой довольно сложное инженерное сооружение, как с точки зрения механики, так и с точки зрения электротехники. С точки зрения механики наиболее существенным есть взаимодействие между сопротивлениями и проводами. На провода и тросы действуют равномерно распределенные по длине вертикальные нагрузки от собственной массы, а при определенных климатических условиях - вертикальные от гололедицы и горизонтальные от ветра. Дополнительные внешние нагрузки на провода и тросы не всегда распределены равномерно по длине провода. Отдельные порывы ветра и внезапные сбросы гололедицы иногда придают внешним нагрузкам динамический характер [1]. Что приводит к обрывам провода одной из фаз.

Тяжелый характер аварий через отложение гололедицы, значительные затраты на возобновительные работы обуславливают необходимость и целесообразность проведения научно-исследовательских и практических работ по предупреждению таких аварий.

Цель работы. Установление взаимосвязи между механическими напряжениями проводов и геометрическими размерами ЛЭП при изменяющихся погодных условиях (температура, ветер, гололед).

Анализ последних достижений и публикаций. Надежная работа воздушной линии (ВЛ) при любых климатических условиях обеспечивается их механической прочностью. Поэтому в процессе проектирования ВЛ ее механическую прочность рассчитывают как при нормальном, так и при аварийном (обрыв одного или двух проводов, одного троса) режимах.

В качестве главного исходного условия в этих расчетах используется допустимое механическое напряжение растяжения провода [1, 2].

Все конструктивные части воздушных линий работают в трудных условиях, которые изменяются в широком диапазоне. Так как воздушные линии сооружаются на открытой местности, то на них действуют атмосферные явления, которые изменяются на протяжении года, сезона, месяца и поры. Таким образом, условия функционирования воздушной линии зависят от особенностей района, в котором она построена.

Метеорологические условия функционирования ВЛ могут изменяться в широких границах. Поэтому конкретные исходные условия могут изменяться. Для расчета конструктивной части ВЛ должны выбираться исходные данные по данным многолетних наблюдений на метеорологических станциях, которые расположены в районе трассы строящейся линии. При отсутствии таких данных используют нормативные материалы из правил устройств электроустановок и других директивных документов.

Результаты исследований. Изменение климатических условий влияет на механическое состояние проводов, тросов, опор. Линии электропередач функционируют в постоянно изменяющихся климатических условиях, которые определяют механическое напряжение проводов. Взаимосвязь между напряжением проводов стрел провеса и температурой можно выразить уравнением состояния проводов. Для получения такого уравнения допускаем, что провод

представляет собой идеальную гибкую упругую нить с постоянным значением модуля упругости по длине провода.

Принимаем, что исходные условия характеризуются удельной нагрузкой g_n , температурой Θ_n и напряжением в проводах σ_n , которые определяют стрелу провеса f_n и длину провода в пролете L_n при длине пролета l . При других климатических условиях это: $g_m, \Theta_m, \sigma_m, f_m, L_m$.

При изменении механической нагрузки и температуры наблюдается удлинение провода в пролете. Тогда длина провода в пролете при разных климатических условиях определяется как (2):

$$L_n = L_m \left[l + \alpha(\Theta_n - \Theta_m) + \frac{\sigma_n - \sigma_m}{E} \right], \quad (1)$$

где α - коэффициент температурного расширения материала провода; E - модуль упругости материала провода.

Для принятых и других климатических условий

$$L_n = l + \frac{g_n^2 l^3}{24\sigma_n^2}, \quad L_m = l + \frac{g_m^2 l^3}{24\sigma_m^2} \quad (2)$$

Подставим эти значения в выражение (1) и получим:

$$l + \frac{g_n^2 l^3}{24\sigma_n^2} = \left(l + \frac{g_m^2 l^3}{24\sigma_m^2} \right) \left[l + \alpha(\Theta_n - \Theta_m) + \frac{\Theta_n - \Theta_m}{E} \right] \quad (3)$$

Отсюда, пренебрегая некоторыми малыми значениями:

$$\sigma_n - \frac{g_n^2 l^3 E}{24\sigma_n^2} + \alpha E \Theta_n = \sigma_m - \frac{g_m^2 l^3 E}{24\sigma_m^2} + \alpha E \Theta_m \quad (4)$$

Это уравнение называется уравнением состояния провода. Оно позволяет определить напряжение провода, если имеются значения хотя бы для каких-либо климатических условий. На практике для расчета принимают допустимые значения напряженности провода σ при известных климатических условиях [2].

Как видно из уравнения (4), напряжение провода зависит от длины пролета. Чтобы определить при каком пролете наступает наибольшее напряжение проводов, следует рассмотреть изменение длины пролета при постоянном значении σ_m .

При уменьшении длины пролета $l \rightarrow 0$ из уравнения состояния провода (4) пропадают составляющие длины l . Тогда

$$\sigma_n = \sigma_m - \alpha E \cdot (\Theta_m - \Theta_n) \quad (5)$$

Уравнение (5) показывает, что при малой длине пролета наибольшая напряженность проводов определяется условиями возникновения наименьшей температуры.

Для дальнейшего анализа уравнение (2) представим так:

$$\frac{\sigma_n}{l^2} - \frac{g_n^2 l^3 E}{24 \sigma_n^2} + \frac{\alpha E \Theta_n}{l^2} = \frac{\sigma_m}{l^2} - \frac{g_m^2 l^3 E}{24 \sigma_m^2} + \frac{\alpha E \Theta_m}{l^2}. \quad (6)$$

Теперь видно, что некоторые составляющие уравнения (6) будут уменьшаться при увеличении длины пролета. При $l \rightarrow \infty$ этими составляющими в уравнении (6) можно пренебречь. Тогда

$$\frac{g_n^2}{\sigma_n^2} = \frac{g_m^2}{\sigma_m^2}.$$

Откуда

$$\sigma_n = \sigma_m \left(\frac{g_n}{g_m} \right), \quad (7)$$

т.е. при большой длине пролетов напряженность проводов зависит только от механических нагрузок.

Таким образом, при маленьких пролетах напряженность в проводе определяется климатическими условиями - наименьшей температурой Θ_{ii} (провода нагружены только собственной массой g_1). При больших пролетах наибольшая напряженность в проводе определяется климатическими условиями, что соответствует наибольшей нагрузке на провода (температура провода соответствует температуре налипания гололеда).

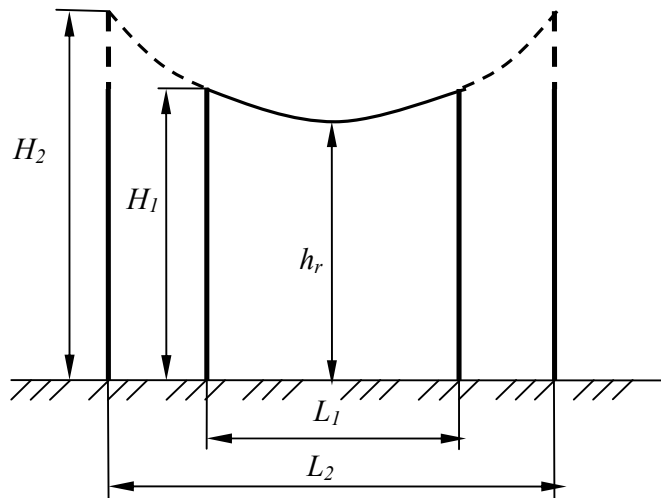


Рис.1. Зависимость высоты опоры от длины пролета

Как видно из приведенного рисунка, геометрические размеры опоры тесно связаны с длиной пролета, т.е.

$$h_{r(дон)} = H - f_{нб} - h_n - \lambda - h_m, \quad (8)$$

где h_r - расстояние низшей точки провода от земли; f - стрела провеса провода (расстояние по вертикали между прямой с низшей точкой провеса провода); H - высота опоры; h_n - расстояние между проводами на опоре; λ - высота гирлянды изоляторов; h_m - высота закрепления троса.

При уменьшении длины пролета от L_2 до L_1 нужно уменьшать высоту опоры H_2 до H_1 , что ведет к уменьшению затрат металла на одну опору, и к

увеличению их количества в линии электропередачи. Таким образом, выбор длины пролета - это техническая (механическая нагрузка проводов) и экономическая (количество опор в линии) задачи.

Высотные зависимости имеют локальное значение и их установление должно вестись в пределах одного района. Чем интенсивнее протекает процесс гололедообразования, тем больше разность размера и веса отложения на проводах, расположенных на разных высотах. И.И. Соломатина получила формулу для расчета гололедных отложений на высотах более 2м по данным гололедного станка метеостанции [3]:

$$D = \frac{v}{v_0} D_0 + d \left(\frac{v}{v_0} - 1 \right) + 0.08 \frac{h}{h_0} (D_0 - 2.15d) \quad (9)$$

где D – диаметр отложения (с проводом), мм, на высоте h м;

D_0 – диаметр отложения (с проводом) на высоте 2м, соответствующий высоте гололедного станка, мм;

v – скорость ветра, м/с, на высоте h м;

v_0 – скорость ветра, м/с, на высоте 2м;

d – диаметр провода

На современных ЛЭП применяются провода различного диаметра от 5 до 30 мм. Наблюдение на метеостанциях проводятся на тонких проводах $d=5$ мм диаметр, которых в несколько раз меньше, чем у наиболее распространенных проводов ЛЭП. Интенсивность обледенения любого предмета тесно связана с условиями обтекания потоком воздуха несущие переохлажденные капельки воды, поскольку поверхность провода пропорциональна его диаметру [4].

Выводы. При построении ВЛ электропередач необходим комплексный подход и прямая взаимосвязь между технической и экономической задачами.

Необходимо уточнение нормативов в гололедных районах, так как все аварии на ВЛ происходят из-за превышения фактической нагрузки над расчетными, принятыми по картам гололедного района.

Существует возможность при разработке новых воздушных линий, а также при ремонтно-восстановительных работах улучшить надежность ЛЭП.

В дальнейшем для определения реальных нагрузок ВЛ необходимо установить метод пересчета гололедных и ветровых нагрузок в зависимости от диаметра провода.

Литература

1. Крюков К.П., Новгородцев Б.П. Конструкции и механический расчет линий электропередач. -Л.: «Энергия», 1970. - 392 с.
2. Бошнякович А.Д. Механический расчет проводов и тросов линий электропередач. Л., «Энергия», 1971. 296 с.
3. Щуцкий В.И., Манацков Б.М. Надежность воздушных линий 6 – 10 кВ. в гололедном регионе Донбасса. МГТУ/ ЮРГТУ(НПИ). -2001.- 280 с.
4. Мацков Б.М. Предупреждать аварии воздушных линий электропередач в особо гололедных районах.// Шахтное строительство. –1968. –№8. – С 28-30.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Шкрабцом Ф.П.
Поступила в редакцию 11.09.06*

РАЗРАБОТКА АЛГОРИТМА ЦИФРОВОЙ МОДЕЛИ ПНЕВМОВИБРАТОРОВ ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ ИХ ДИНАМИКИ

В статье рассмотрены вопросы моделирования рабочих процессов пневмоимпульсных систем, представлены модели элементов системы, разработана методика формирования системы, а также реализован программно алгоритм исследования реальной машины.

В статті розглянуті питання моделювання робочих процесів пневмоімпульсних систем, представлені моделі елементів системи, розроблена методика формування системи, а також реалізований програмно алгоритм дослідження реальної машини.

This article is dedicated to the problems of modeling working processes of pneumoimpulsive systems. Models of system elements are shown, methodic of modeling systems are developed, also the algorithm for studying workable mechanism was carried out.

Пневматические вибраторы находят широкое применение в различных отраслях промышленности и особенно в горнорудной, где ощущается необходимость в интенсификации истечения из емкостей сыпучих материалов, дозирования материалов, направленного вибрационного перемещения насыпных материалов за счет ускорений движений поршня при прямом и обратном ходе и др. Для различных целей проектируются вибраторы с симметричными (типа ВПС) и асимметричными (типа ВПК) по усилиям циклам. Пневмовибраторы серии ВПС различаются габаритами и развиваемым усилием. Они представляют собой корпус с отверстиями для подвода и выхлопа воздуха с подвижным внутри массивным поршнем, который осуществляет воздухораспределение при возвратно-поступательном движении.

Пневмовибраторы типа ВПК имеют асимметричный цикл работы в результате разных площадей поршня со стороны полостей прямого и обратного хода. Разность площадей достигается за счет наличия штока на поршне со стороны одной из полостей (рис.1).

Целью статьи является разработка метода исследования пневмовибраторов на цифровой модели для определения рациональных конструктивных схем и оптимизации рабочих процессов, получения максимального по усилиям асимметричного цикла при безударной работе, улучшения экономичности и технологичности конструкции, определения конструктивных параметров (длины цилиндра, объемов полостей, геометрии воздухораспределения). Известны методы автоматизации исследования динамических систем [1]

В системе пневматических машин аналогично известным принципам формализации расчетных математических моделей сложных электронных и пневмомеханических систем [2, 3] выделены типичные для класса таких машин пневмомеханические элементы и функциональные связи между ними: механические связи и механические массы, пневматические полости и пневмосопротивления. Механические массы со всеми связями приняты дискретными, каждая с одной степенью свободы, силы сопротивления движению незначительны по сравнению с движущими силами.

В качестве моделируемого объекта возьмём вибратор, расчётная схема которого представлена на рис.1.

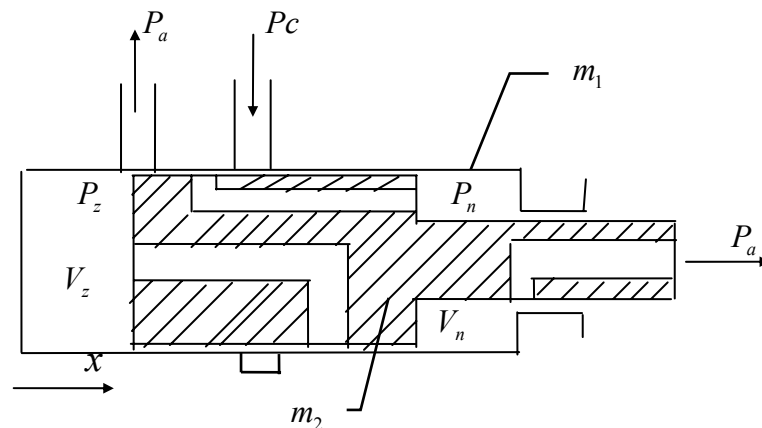


Рис.1. Принципиальная схема пневмовибратора типа ВПК-20:

m_1 - корпус; m_2 - поршень; P_c, P_a - давление сети и атмосферы;
 P_z, V_z, P_n, V_n - давления и объёмы задней и передней полостей соответственно.

Выделенные пневмомеханические элементы, модели которых представлены на рис.2, имеют входные и выходные параметры.

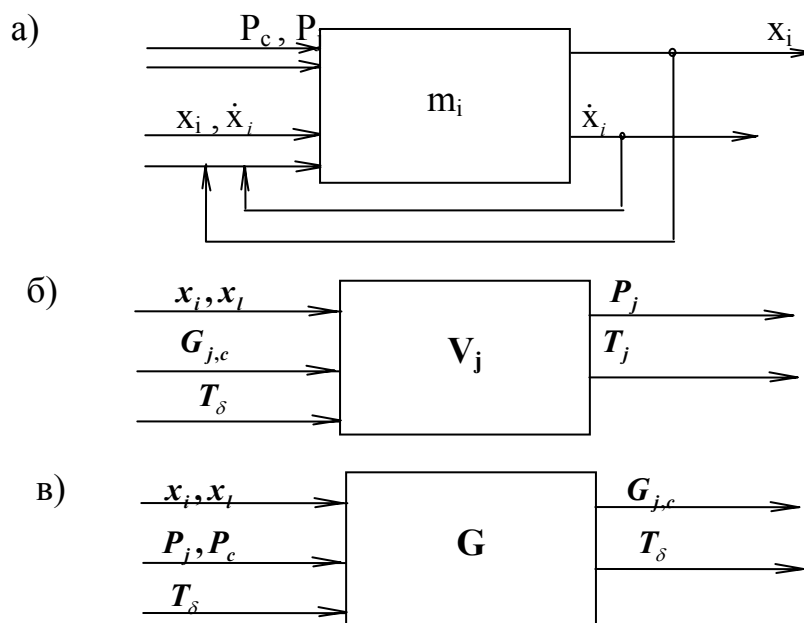


Рис.2. Модели элементов

а) инерционных масс; б) переменных пневматических полостей;
 в) переменных пневмосопротивлений.

Параметры кинематики i -той массы определяются из уравнения ее движения.

$$m_i \ddot{x}_i = \sum P_i, \quad (1)$$

где: m_i - величина массы;

$\sum P_i$ - сумма приведенных сил, действующих на массу ;

$$\sum P_i = \sum p_j F_{ij} + p_i, \quad (2)$$

где: p_i - внешняя сила, действующая на i -ю массу;

p_j - давление в j -й полости ;

F_{ij} - эффективная площадь i -й массы, контактирующая с j -й полостью.

При описании модели полости приняты зависимости открытого термодинамического процесса идеального газа с учетом теплообмена. Уравнение изменения давления в j -й полости

$$dp_j = \frac{k}{v_j} \left[R(T_n G_n - T_j G_y) dt - P_j dV_j - dQ \right], \quad (3)$$

где: V_j - объем j -й полости $V_j = V_{0j} + \sum F_i x_i$;

V_{0j} - начальный объем полости ;

T_n - температура газа в j -ой полости ;

G_n, G_y - расход поступающего и вытекающего газа ;

Q - теплота, отдаваемая газом стенкам полости, определяется уравнением теплоотдачи Ньютона $dQ = \alpha(T_j - T_{sj})F_{sj}dt$,

α - коэффициент теплоотдачи;

T_{sj}, F_{sj} - температура и площадь стенок полости;

$$F_{sj} = F_{s0j} - \sum a_{ij} x_i, \quad (5)$$

F_{s0j} - начальная величина площади стенок полости;

a_{ij} - изменение площади стенки j -ой полости, контактирующей с газом, на единицу перемещения i -ой массы.

Масса газа в полости определяется уравнением неразрывности потока

$$W_j = W_{0j} + (G_n + G_y)dt, \quad (6)$$

$$\text{Начальная масса газа } W_{0j} = \frac{P_{0j} V_{0j}}{RT_{0j}}, \quad (7)$$

Индексом “0” обозначены начальные параметры.

В качестве модели любого проточного элемента (канала, отверстия, зазора) принято дискретное пневматическое сопротивление, имитируемое турбулентным пневматическим дросселем [4] для идеального газа. Некоторое несоответствие модели и природы корректируется коэффициентом расхода, учитывающим величину аэродинамического сопротивления. Массовый расход воздуха через такое пневмосопротивление, соединяющее произвольные пневматические полости j и c , подчиняется уравнению Сен-Венана-Вантцеля

$$G_{j,c} = \mu \cdot f_{j,c} \cdot A \frac{P_\delta}{\sqrt{T_\delta}} \psi \left(\frac{P_m}{P_\delta} \right), \quad (8)$$

где: P_δ, P_m - абсолютные давления газа перед дросселем и в выходном сечении, принимаемые равными давлениям в соответствующих полостях; T_δ - абсолютная температура воздуха перед дросселем в соответствующей полости; μ - коэффициент расхода дросселя; f - конструктивное проходное значение, являющееся функцией координат масс

$$\mu \cdot f_{j,c} = \varphi(x_i - x_l), \quad (9)$$

A - постоянный множитель, равный $A = \sqrt{\frac{2k}{R(k-1)}}$;

k - показатель адиабатического процесса, $k = \frac{C_v}{C_p}$;

C_v, C_p - изобарная и изохорная теплоемкость газа ;

R - газовая постоянная ;

$\psi\left(\frac{P_m}{P_\delta}\right)$ - расходная функция при адиабатическом истечении

$$\psi\left(\frac{P_m}{P_\delta}\right) = \begin{cases} \sqrt{\left(\frac{P_m}{P_\delta}\right)^{\frac{2}{k}} - \left(\frac{P_m}{P_\delta}\right)^{\frac{k-1}{k}}} & \text{при } 0.5282 \leq \frac{P_m}{P_\delta} < 1 \\ 0.2582 & \text{при } 0 < \frac{P_m}{P_\delta} < 0.5282 \end{cases} \quad (10)$$

Каждая из представленных моделей элементов является самостоятельным объектом, способным реагировать на внешние воздействия подобно реальному элементу. На рис.2 условно изображены модели элементов, где показаны входные и выходные параметры. Эти элементы при некотором их количестве могут соединяться друг с другом - выходами со входами соответствующих параметров, образуя замкнутую систему, которая может служить моделью пневмоимпульсной системы.

Формирование модели системы.

В расчётной схеме натурального объекта-машины выделяются элементы, соответствующие их моделям. При этом учитываются элементы всех узлов расчётной схемы машины-системы воздухораспределения, коммутируемых трактов питания и т.д. Производится последовательная нумерация отдельно подвижных масс и учитываемых пневматических полостей, произвольно выбираются оси координат в направлениях перемещения масс. Необходимая информация о количестве элементов каждого типа, их параметрах, видах соединения и начальных условиях задаётся множествами соответствующих величин. Для кодирования топологии расчётной системы аналогично [2, 3] принят матричный способ. В матрице механических связей масс A заложена информация о возможности контакта масс и максимальном конструктивном зазоре между ними. Если массы i и l не могут контактировать друг с другом, то на пересечении строки i и столбца l записывается 0. Если массы могут иметь контакт - соударение, а максимальный конструктивный зазор между ними равен $A_{i,l}$, то на пересечении строк i и столбца l заносится величина $A_{i,l}$. В клетках главной диагонали записываются 0. Матрица квадратная, число строк и столбцов равно количеству масс.

Сведения о коммутации полостей j и c заложены в матрицу пневмосопротивлений B . Если полости j и c не соединяются друг с другом, то на пересечении строки j и столбца c заносится 0. Если же полости j и c коммутируются - цифра $B_{j,c}$ указывает вид функции (10) изменения проходного сечения пнев-

мосопротивления. На главной диагонали матрицы записываются нули., матрица ***B*** квадратная - число строк и столбцов равно числу полостей. В дополнительной матрице ***D***, строки которой соответствуют порядковому номеру соединения данного типа по матрице ***B***, приведены номера масс, управляющих рассматриваемым сопротивлением, и величины, определяющей функцию (10). В матрицу ***F*** эффективных площадей масс заложена информация о контактах соответствующих масс и полостей. Число строк матрицы равно числу масс, а число столбцов - количеству полостей. Если масса ***i*** контактирует с полостью ***j*** - в соответствующей клетке матрицы записывается значение эффективной площади ***F_{i,j}*** массы ***i*** со стороны полости ***j***. При этом данное число положительное, если сила от давления на эту массу совпадает по направлению с осью координат перемещения массы, если нет - отрицательное. Матрицы ***A, B, D, F*** содержат достаточную информацию для воспроизведения структуры системы. Совокупность матриц ***A, B, D, F*** и моделей элементов позволяет формально воспроизвести модель всей системы. Уравнения модели системы представляет собой комплекс уравнений моделей с конкретными значениями коэффициентов и индексов, отражающих топологию системы, условия связей и параметров. Для решения уравнений дополнительно вводятся начальные условия и величины, характеризующие внешние воздействия.

На основе предложенного метода [2, 3] разработан и программно реализован алгоритм цифровой модели, с помощью которого составлена и исследована модель пневмовибратора типа ВПК при следующих данных: диаметр поршня $D=200$ мм, диаметр штока $d=100$ мм, ход поршня $l=70$ мм, масса поршня $m=28$ кг, объем рабочей полости $V_z=2200$ см³, объем штоковой полости $V_n=1650$ см³. Некоторое расхождение в значениях динамических параметров натурального образца и цифровой модели можно объяснить идеализацией математического описания реальных термодинамических процессов, неучетом величин утечек и перетечек воздуха между полостями и др. Осциллограммы динамики внутренних процессов натурального образца и модели показывают, что алгоритм достаточно достоверно описывает динамику внутренних процессов вибратора.

Выводы. Практическое моделирование рабочих процессов вибратора типа ВПК показало, что разработанную методику построения цифровой модели системы с достаточной достоверностью можно использовать для подбора рациональных параметров реальной машины на стадии проектирования.

Литература

1. Бруевич Н.Г., Герц Е.В., Полякова М.А. Метод автоматизации динамических систем // Автоматизация решения задач динамики машин. М.: Наука, 1973. - С. 5-11.
2. Юшин В.В., Ястремский Л.С. Вопросы разработки универсальной пневмоударной машины. - М.: Деп. В ЦНИЭИуголь 20.01.75, №513-75 Деп. -1975 - 17 с. -
3. О построении цифровой модели воздухораспределителя пневмоударной машины / Юшин В.В., Ястремский Л.С. //Горн. электромеханика и автоматика: Респ. межвед. науч.-техн. сб.,1985, вып. 47, С. 101-105.
4. Герц Е.В., Крейнин Г.В. Расчет пневмоприводов. -М.: Машиностроение, 1975. - 27 с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Ткачевым В.В.
Поступила в редакцию 19.09.06*

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

- Анисимов Олег Александрович** – старший научный сотрудник учебно-научного Центра горных информационных технологий НГУ, г. Днепропетровск
- Бегичев Сергей Викторович** – кандидат техн. наук, доцент кафедры маркшейдерии НГУ, г. Днепропетровск
- Гайдай Александр Анатольевич** – аспирант кафедры ПРМ НГУ, г. Днепропетровск
- Гапон Владимир Владимирович** – ассистент кафедры АКС НГУ, г. Днепропетровск
- Глухов Александр Александрович** – кандидат техн. наук, зав. отд. компьютерных технологий УкрНИМИ, г. Донецк
- Гребенюк Андрей Николаевич** – ассистент кафедры электрических машин НГУ, г. Днепропетровск
- Дичковський Роман Омелянович** – кандидат техн. наук, доцент кафедри підземної розробки родовищ НГУ, м. Дніпропетровськ
- Дриженко Анатолий Юрьевич** – доктор техн. наук, профессор кафедры ОГР НГУ, г. Днепропетровск
- Жупиев Александр Леонидович** – старший преподаватель кафедры горных машин и инжиниринга НГУ г. Днепропетровск
- Заболотный Константин Сергеевич** – доктор техн. наук, профессор кафедры горных машин и инжиниринга НГУ г. Днепропетровск
- Загриценко Аліна Миколаївна** – кандидат техн. наук, доцент кафедри гідрогеології та інженерної геології НГУ, м. Дніпропетровськ
- Зиновьев Сергей Николаевич** – кандидат техн. наук, доцент кафедры горных машин и инжиниринга НГУ г. Днепропетровск
- Ишков Валерий Валерьевич** – кандидат геол.-мин. наук, зав. каф. минералогии и петрографии НГУ, г. Днепропетровск
- Кожевников Антон Вячеславович** – кандидат техн. наук, доцент кафедры автоматизации и компьютерных систем НГУ, г. Днепропетровск
- Кожевников Вячеслав Леонидович** – кандидат техн. наук, профессор кафедры автоматизации и компьютерных систем НГУ, г. Днепропетровск
- Козарь Николай Владимирович** – старший преподаватель кафедры АКС НГУ, г. Днепропетровск
- Корнеев Сергей Васильевич** – кандидат техн. наук, доцент Стахановского филиала Украинской инженерно-педагогической академии, г. Стаханов
- Коровяка Евгений Анатольевич** – кандидат техн. наук, доцент кафедры транспортных систем и технологий НГУ, г. Днепропетровск
- Куваев Сергей Николаевич** – кандидат техн. наук, доцент кафедры автомобилей и автомобильного хозяйства НГУ, г. Днепропетровск
- Лобков Николай Иванович** – кандидат техн. наук, доцент, зам. Директора по науке Донецкого института физики горных процессов НАН Украины
- Лустюк Микола Григорович** – кандидат техн. наук, доцент, ректор філіалу Європейського університету, м. Рівне
- Макитренко Роман Васильевич** – ассистент кафедры АКС НГУ, г. Днепропетровск
- Міненко Павло Олександрович** – кандидат геол.-мін. наук, доцент Європейського університету, м. Кривий Ріг
- Надточий Владимир Валентинович** – старший преподаватель кафедры автоматизации и компьютерных систем НГУ, г. Днепропетровск
- Огеенко Павел Юрьевич** – ассистент кафедры АКС НГУ, г. Днепропетровск

Олішевська Валентина Євгенівна – кандидат техн. наук, доцент кафедри технології гірничого машинобудування НГУ, м. Дніпропетровськ

Олішевський Геннадій Сергійович – кандидат техн. наук, доцент кафедри електропостачання НГУ, м. Дніпропетровськ

Панченко Елена Владимировна – аспірант кафедри горних машин и инжиниринга НГУ, г. Днепропетровск

Поперечный Дмитрий Александрович – старший преподаватель кафедры АКС НГУ, г. Днепропетровск

Рыкус Андрей Алексеевич – горный инженер, начальник управления капитального строительства Полтавского ГОКа, г. Комсомольск

Садовенко Иван Александрович – доктор техн. наук, профессор, зав. кафедры гідрогеології та інженерної геології НГУ, м. Дніпропетровськ

Сафронов Игорь Леонидович – кандидат геол.-мин. наук, доцент кафедри ГиРМ-ПИ НГУ, г. Днепропетровск

Сергиенко Александр Иванович – аспірант Донецкого института физики горных процессов НАН Украины

Сергиенко Людмила Григорьевна – к.п.н., доцент, зам. Декана ФТОП Красноармейского индустриального института ДонНТУ, г. Донецк

Симоненко Владимир Иванович – доктор техн. наук, доцент кафедри ОГР НГУ, г. Днепропетровск

Собко Борис Ефимович – кандидат техн. наук, старший научный сотрудник учебно-научного Центра горных информационных технологий НГУ, г. Днепропетровск

Соседка Вилий Лукич – кандидат техн. наук, доцент кафедри АКС НГУ, г. Днепропетровск

Сухарев Александр Яковлевич – лаборант кафедри електротехники и метрологии НГУ, г. Днепропетровск

Терещенко Евгений Игорьевич – аспірант кафедри горных машин и инжиниринга НГУ г. Днепропетровск

Ткачев Виктор Васильевич – доктор техн. наук, профессор, зав. кафедри автоматизации и компьютерных систем НГУ, г. Днепропетровск

Толубец Дмитрий Викторович – ассистент кафедри ГиРМПИ НГУ, г. Днепропетровск

Фабричный Дмитрий Николаевич – ассистент кафедри АКС НГУ, г. Днепропетровск

Фальштинський Володимир Сергійович – ассистент кафедри підземної розробки родовищ НГУ, м. Дніпропетровськ

Хилов Виктор Сергеевич – кандидат техн. наук, доцент кафедри електротехники и метрологии НГУ, г. Днепропетровск

Шевченко Владислав Иванович – ассистент кафедри АКС НГУ, г. Днепропетровск

Шевченко Юлия Александровна - ассистент кафедри САУ НГУ, г. Днепропетровск

Ястремский Леонид Станиславович – старший преподаватель кафедри програмного забезпечення комп'ютерних систем НГУ, г. Днепропетровск

СОДЕРЖАНИЕ

1.	Б.Е. Собко Состояние сырьевой базы и перспективы разработки месторождений цветных металлов Украины.....	5
2.	И.Л. Сафронов, Д.В. Толубец Прогноз устойчивости угленосных пород Донецкого бассейна по комплексу геолого-геофизических методов....	12
3.	В.В. Ишков Берилий в угольных пластах Красноармейского геолого-промышленного района Донбасса.....	19
4.	С.В. Бегичев Эволюция напряженно-деформированного состояния породного массива, вмещающего угольный целик при его пересечении горной выработкой.....	29
5.	А.Ю. Дриженко, А.А. Рыкус Совершенствование горнотранспортной системы действующих глубоких карьеров.....	38
6.	В.И. Симоненко, А.Ю. Дриженко, О.А. Анисимов Решение проблемы ресурсосбережения при открытой разработке месторождений скальных нерудных ископаемых	44
7.	В.С. Фальштинський, Р.О. Дичковський Розрахунок параметрів ін'єкціювання порідної товщі над підземним газогенератором.....	50
8.	Н.И. Лобков, А.И. Сергиенко, Л.Г. Сергиенко Моделирование характера поведения породного массива над выработанным пространством лав	57
9.	А.А. Глухов Сейсмические волновые поля, регистрируемые на угольных пластах донбасса при решении задач шахтной сейсморазведки	66
10.	Е.А. Коровяка Обоснование параметров технологических схем разработки тонкожилых золоторудных месторождений	75
11.	П.А. Миненко Применение линейно-нелинейных методов магнитометрии и гравиметрии при исследованиях на кристаллическом фундаменте	81
12.	С.В. Корнеев Защита шахтных скребковых конвейеров с гидравлическими натяжными устройствами от экстренных перегрузок	88
13.	І.О. Садовенко, М.Г. Лустюк, А.М. Загриценко Математичне моделювання відбору проб бурштину.....	97
14.	А.А. Гайдай Исследования прочностных свойств брикетов из угольных шламов и штыбов, полученных способом.....	102
15.	К.С. Заболотный, Е.В. Панченко Исследование величины радиальной нагрузки каната в бобинной намотке	106
16.	Ю.А. Шевченко Исследование способов усиления эффекта параметрического резонанса при движении внутримельничной нагрузки для интенсификации процесса измельчения руд в барабанных мельницах	112
17.	В.Е. Олишевская, Г.С. Олишевский Теоретическое исследование трещиностойкости слоистых композиционных материалов.....	118
18.	К.С. Заболотный, А.Л. Жупиев, С.Н. Зиновьев, Е.И. Терещенко Исследование трехмерных неосесимметричных течений водовоздушной смеси в камерах устройства для обезвоживания канатов подъемных машин	130

19.	В.С. Хилов Влияние динамических свойств бурового станка на контур тока приводной системы.....	137
20.	В.В. Ткачев, П.Ю. Огеенко, Р.В. Макитренко, Д.А. Поперечный, В.В. Гапон Модель системы передачи данных по силовым линиям	144
21.	В.Л. Соседка, Д.Н. Фабричный Функциональная модель системы плавного пуска ленточного конвейера.....	149
22.	Р.В. Макитренко, В.И. Шевченко, Д.А. Поперечный, Н.В. Козарь Исследование вопросов согласования CAN-шины с телефонными и сигнальными кабелями шахт и рудников	157
23.	В.В. Ткачев, Д.А. Поперечный, В.В. Гапон, П.Ю. Огеенко, Р.В. Макитренко Использование PowerLine технологий в шахтных условиях	165
24.	А.В. Кожевников Математическая модель подстанционного устройства системы частотной защиты	174
25.	В.С. Хилов, А.Я. Сухарев Разработка и исследование электромеханической части привода компрессора бурового станка с использованием средств пакета MATLAB	179
26.	В.Л. Кожевников, В.В. Надточий Цифровые генераторы квазигармонических сигналов.....	187
27.	А.Н. Гребенюк Взаимосвязь между механическими напряжениями проводов и геометрическими размерами линий электропередач	195
28.	Л.С. Ястремский, С.Н. Куваев Разработка алгоритма цифровой модели пневмовибраторов для исследования их динамики	200
29.	Сведения об авторах	205

**Збірник наукових праць
Національного гірничого університету
№ 26, том 1**

Підготовлено до видання і видруковано в
редакційно-видавничому комплексі НГУ:
49600, ГСП, м. Дніпропетровськ, пр. К. Маркса, 19
Підписано до друку 05.05.06 р. Формат 60x84/16
Умов.друк.арк.10,4. Ум.-вид. арк.10,4.
Тираж 100 екз. Замовлення № 1354