

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДВНЗ "Криворізький національний університет"

ГІРНИЧИЙ ВІСНИК

Науково-технічний збірник

Заснований у 1966 році

Випуск 102

Кривий Ріг 2017

Редакційна колегія: **Ступнік М.І.**, д-р техн. наук, проф. (головний редактор); **Моркун В.С.**, д-р техн. наук, проф. (заступник головного редактора); **Азарян А.А.**, д-р техн. наук, проф.; **Андрєєв Б.М.**, д-р техн. наук, проф.; **Бережний М.М.**, д-р техн. наук, проф.; **Блізнюков В.Г.**, д-р техн. наук, проф.; **Вілкул Ю.Г.**, д-р техн. наук, проф.; **Голік В.І.**, д-р техн. наук, проф.; **Губін Г.В.**, д-р техн. наук, проф.; **Гурін А.О.**, д-р техн. наук, проф.; **Євтехов В.Д.**, д-р геол.-мінерал. наук, проф.; **Жуков С.О.**, д-р техн. наук, проф.; **Зубов Д.А.**, д-р техн. наук, проф.; **Ільяс Ніколає**, доктор-інженер, проф.; **Калініченко В.О.**, д-р техн. наук, проф.; **Ковальчук В.А.**, д-р техн. наук, проф.; **Коробко В.М.**, д-р техн. наук, проф.; **Комащенко В.І.**, д-р техн. наук, проф.; **Лапшин О.Є.**, д-р техн. наук, проф.; **Олійник Т.А.**, д-р техн. наук, проф.; **Перегудов В.В.**, д-р техн. наук, проф.; **Рудь Ю.С.**, д-р техн. наук, проф.; **Самуся В.І.**, д-р техн. наук, проф.; **Сидоренко В.Д.**, д-р техн. наук, проф.; **Стороженко Л.І.**, д-р техн. наук, проф.; **Толмачов С.Т.**, д-р техн. наук, проф.; **Федоренко П.Й.**, д-р техн. наук, проф.; **Швидкий М. І.**, д-р техн. наук, проф.

Збірник індексується в наукометричних базах даних Google Scholar, Index Copernicus, Research Bible, Academic Keys та ін., в загальнодержавній реферативній базі даних «Україніка наукова» (реферативний журнал «Джерело»). Збірник надсилається до Національної бібліотеки України імені В.І. Вернадського НАН України та провідних наукових бібліотек України.

У матеріалах збірника викладено результати досліджень у галузі технічних наук. Розглянуто шляхи підвищення ефективності промислових виробництв, автоматизації, контролю та керування технологічними процесами. Важливе місце займають питання енергозбереження, надійності охорони праці, техніки безпеки, захисту довкілля.

Наукові статті збірника рекомендовані науковим та інженерно-технічним працівникам, студентам, магістрантам й аспірантам.

Випуск № 102 рекомендовано до друку та до поширення через мережу Інтернет Вченою радою ДВНЗ «Криворізький національний університет» (протокол № 1 від 25.04.2017 р.).

Адреса редакції: ДВНЗ «Криворізький національний університет»
вул. Пушкіна, 44, Кривий Ріг, 50002,
Тел. (056) 409 61 29
e-mail: editor@iomining.in.ua
web-сайт : <http://iomining.in.ua/ua/homeua>

Зміст

Луценко С. А. Исследование взаимосвязи ширины рабочей площадки и длины фронта при концентрации горных работ	3
Nesmachny E.A., Tkachenko G.I. Stability evaluation of jsc "YuGOK" eastern pit wall taking into account seismic mass blasting effect	7
Голик В.И., Разоренов Ю.И., Моркун В.С., Мицук М.Ф. Модель оптимизации режимов механохимического выщелачивания	11
Гірін В.С., Гірін І.В. Сучасний стан електромобільного транспорту та його перспективи в Україні	21
Хруцкий А.А., Хруцкая О.А. Метод многокритериальной оптимизации для проектных задач при создании горных машин	26
Пікільняк А.В. Розробка системи розпізнавання графітових включень при аналізі мікроструктури чавуну	31
Замицький О.В., Лідер М.Ю. Дослідження шляхів підвищення енергетичної ефективності виробництва стисненого повітря в шахтних компресорних установках	35
Чернюк М.С., Тиханський М.П., Єфіменко Л.І. Рішення автоматизації на основі програмного забезпечення wonderware для конверторного виробництва сталі	40
Синчук И.О. О целесообразности применения гидроаккумулирующих миниэлектростанций в комплексе систем электроснабжения горных предприятий	45
Шолох М.В., Сергеева М.П. Економічна оцінка втрат балансово-промислових запасів і розубоження вмісту якісних показників корисних копалин у залізрудній масі	51
Тимченко Р.А., Кришко Д.В., Савенко В.А. Физические модели подпорных стенок и основания для изучения их контактного взаимодействия	56
Сахно С.І., Янова Л.О., Пищикова О.В. Аналіз напруженого стану металоконструкцій мостового крана методом кінцевих елементів	61
Стовпник С.Н., Осипов А.С. Обоснование нового подхода в проектировании временной крепи для условий флишевого сложения геомассива при строительстве бескидского тоннеля	67
Скачков А.А., Жуков С.А. Исследование особенностей формирования силовых полей взрывного разрушения при дифференцированном энергонасыщении породного массива	73
Голик В.И., Разоренов Ю.И., Моркун В.С. Концепция проектирования горных работ с использованием информационного обеспечения	78
Ступнік М.І., Калініченко В.Ю., Федько М.Б., Музика І.О., Письменний С.В., Калініченко О.В. Удосконалення методики визначення параметрів буровибухових робіт з урахуванням напружено-деформованого стану масиву при його обваленні на похиле оголення	84
Савицький О.І., Тимошенко М.А. Нечітка оптимізація керування збагаченням залізної руди з використанням регресійного аналізу	87
Скляр Л.В., Прокопчук Д.С. Технология обогащения шлаков и шламов тепловых электростанций	91
Кузнецов Д.І., Рябчина Л.С., Моцук Н.А., Градовий О.В. Структура мобільного робота для людей з обмеженими можливостями як частини системи «Розумний дім»	96
Білецький В.С., Міщук Ю.С., Майлов Р.І. Порівняльні дослідження статичних змішувачів для приготування бурового розчину	100
Росенко А.М., Харін С.А., Кнуренко В.М. Аналіз темпів будівництва стволів із застосуванням JAVA-додатку	107
Орловський В.М., Похилко А.М. Моделювання міцності цементного каменю з полегшеного тампонажного матеріалу	111
Доценко І.О. Актуальні проблеми упровадження інформаційно-комунікаційних технологій у вищій освіті	117
Латишин О.Є., Гацький А.К., Гацький І.А. Запобіжна пересувна вишка для виконання монтажних робіт в гірничих виробках	120
Козакевич І.А., Осадчук Ю.Г., Ільченко Р.А. Керування потоками потужності гібридних транспортних засобів	124
Тиханський М.П., Л.І. Єфіменко Л.І., Тиханська А.М. Узгодження системи керування режимами роботи й системи діагностування технічного стану конвеєра	129
Козакевич І.А., Шевченко І.І. Система керування вентильними реактивними двигунами	135
Горбачев Ю.Г. Обоснование режима работы вибрационных приводов пневматического типа	139
Замицький О.В., Гладун С.Р. Аналіз методів охолодження та утилізації тепла шахтних компресорних установок	143
Кондратенко М.М. Аналіз динамічних процесів в стрічці і роликах у момент пуску стрічкового конвеєра для діагностики роликів	149
Осіпова А.О., Харламенко В.Ю. Енергоефективна автоматизація багатоквартирних будинків на основі технології IoT	154

<i>Вусик О.О., Пижик А.М.</i> Використання виймально-навантажувальних комбайнів фрезерного типу у комплексі технологічних процесів залізрудних кар'єрів, як ідея безвибухової розробки породного масиву ...	159
<i>Назаренко М.В., Назаренко Н.В., Шолох С.М.</i> Додаткова обробка результатів роботи алгоритмів перспективного планування залізрудних кар'єрів за допомогою методології відновлення інформації	164
<i>Валовой О.І., Ерьоменко О.Ю., Валовой М.О.</i> Програма випробувань дослідних зразків балок зі змішаним армуванням базальтовою та металевую арматурою	169
<i>Жученко О.А., Коротинський А.П.</i> Постановка задачі керування процесом випалювання у виробництві вуглецевих виробів	174
<i>Громадський А.С., Кузьменко Д.И.</i> Разработка штыревых коронок для бурения компенсационных скважин ...	179
<i>Булах О.В.</i> Вдосконалення технології збагачення змішаних руд	183
<i>Тищенко СВ, Еременко Г.И., Малых Д.Ю.</i> Определение импульсного воздействия взрыва скважинного заряда на разрушаемый горный массив	187
<i>Лобов В. Й., Лобова К.В., Донченко О.І.</i> Автоматизоване керування турбомеханізмом	191
<i>Schwager N.Y., Zaikina D.P.</i> The working conditions and occupational diseases reasearch at kryvbas mining enterprises	196
<i>Лобов В.Й., Лобова К.В., Попсуйко Н.В.</i> Вітроенергетична установка для гірничого підприємства	199
<i>Анотації</i>	204

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЗАИМОСВЯЗИ ШИРИНЫ РАБОЧЕЙ ПЛОЩАДКИ И ДЛИНЫ ФРОНТА ПРИ КОНЦЕНТРАЦИИ ГОРНЫХ РАБОТ

Актуальность. Поддержание размеров действующей части рабочей зоны глубоких карьеров, необходимой для получения запланированного объема добычи полезного можно достичь за счет изменения ширины рабочих площадок и протяженности активного фронта работ. В результате выполненного анализа научных публикаций было установлено, что в процессе определения ширины рабочей площадки при заданной производительности карьера по руде учитывается только длина активного фронта по руде и вскрышным породам на момент оценки. При этом не учитывается влияние на нее изменения ширины рабочей площадки.

Методы исследований. Исследование изменения длины активного фронта горных работ при увеличении ширины рабочей площадки, с помощью графических методов горно-геометрического анализа карьерного поля, позволяет определить необходимые параметры системы разработки, обеспечивающие в карьере нормативный запас руды готовый к выемке, а также размер активной части рабочей зоны для различных значений производительности по руде.

Постановка задач. Целью работы является исследование зависимости длины активного фронта горных работ от ширины рабочей площадки для различных вариантов производительности по руде при концентрации горных работ в карьере.

Результаты. Обосновано, что в случае концентрации горных работ на отдельных участках рабочей зоны карьера для заданной производительности при определении ширины рабочей площадки и длины активного фронта горных работ необходимо учитывать как обеспечение нормативов готовых к выемке запасов при сокращении длины вовлекаемых в отработку уступов, так и уменьшение максимально возможной длины активного фронта горных работ на этих участках за счет увеличения ширины рабочей площадки. Установлены основные факторы, влияющие на изменение длины активного фронта горных работ, которые необходимо учитывать при определении параметров системы разработки.

Выводы. В результате исследований было установлено, что определение параметров системы разработки, которые удовлетворяют нормируемым запасам для заданной производительности карьера по руде необходимо осуществлять с учетом размеров активной части рабочей зоны карьера.

Ключевые слова: ширина рабочей площадки, длина фронта горных работ, производительность карьера, готовые к выемке запасы, параметры системы разработки.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-3-7

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Переход на экономические механизмы, основанные на изменяющемся спросе на сырье и изменение цен на полезные ископаемые требуют согласования режима горных работ, а также параметров системы разработки с финансово-экономическими показателями проектируемого предприятия, которые зависят от возможностей реализации товарной продукции.

При проектировании должны быть определены численные значения параметров элементов системы разработки, которые полностью описывают создание, развитие и поддержание рабочей зоны карьера на таком уровне, который позволяет обеспечить плановость, ритмичность и надежность выполнения вскрышных и добычных работ [1]. При этом большое значение имеет выбор таких элементов, как ширина рабочих площадок и протяженность активного фронта работ.

Для ведения горных работ на каждом действующем горизонте образуют рабочие площадки, состоящие из двух элементов: площадки для размещения погрузочного оборудования, транспортных коммуникаций и при полускальных и скальных породах - развала взорванной горной массы; резервной полосы готовых к выемке запасов.

Как известно ширина резервной полосы и соответственно ширина рабочей площадки определяется продолжительностью периода, на который создаются готовые к выемке запасы [2] и зависит от производительности карьера по руде и длины активного фронта горных работ [3].

Длина фронта горных работ карьера, которая складывается из протяженности фронтов отдельных уступов, должна быть достаточной для обеспечения установленной производственной мощности карьера по полезному ископаемому и по горной массе, а также для подготовки новых горизонтов. Длина фронта работ уступов определяется размерами карьерного поля в плане, текущей глубиной карьера и принятой системой разработки [4].

С увеличением глубины разработки увеличивается число добычных уступов и, как следствие этого, возрастает протяженность фронта добычных работ. Известно, что чрезмерное уменьшение или увеличение фронта против необходимой величины способно ухудшить технико-экономические результаты разработки [5]. Так при большой длине фронта увеличиваются капитальные затраты на транспортные коммуникации и линии электропередач при перемещении горной массы железнодорожным транспортом. Из-за перепробега автомашин резко увеличиваются затраты на транспортирование. Наряду с этим появляется возможность выдерживания нормируемых запасов, при меньшей ширине рабочей площадки, которая определяет объемы вскрышных работ [6]. При этом текущие объемы вскрышных работ уменьшаются.

Уменьшением длины фронта горных работ, за счет концентрации их на отдельных участках карьера, достигается снижение себестоимости добычи полезного ископаемого [7] (уменьшается дальность транспортирования, увеличивается производительность экскаваторов). При этом для обеспечения норматива готовых к выемке запасов руды ширину рабочей площадки, на этих участках, необходимо увеличить, что повлечет за собой увеличение коэффициентов вскрыши.

Однако, в процессе определения ширины рабочей площадки при заданной производительности карьера по руде учитывается только длина активного фронта по руде и вскрышным породам на момент оценки. При этом не учитывается влияние на нее изменения ширины рабочей площадки, которое заключается в том, что при увеличении ширины рабочей площадки длина фронта уменьшается.

Поэтому приступая к моделированию развития горных работ для заданной производительности карьера по руде в первую очередь необходимо определить значения ширины рабочей площадки и длины активного фронта горных работ удовлетворяющие требованиям нормируемых запасов при различной степени концентрации горных работ.

Постановка задач. Цель настоящей работы – исследовать изменение длины активного фронта горных работ в зависимости от увеличения ширины рабочей площадки при различных значениях производительности карьера по руде.

Изложение материалов и результаты. Ширина рабочей площадки в карьере определяется по нормативам, м

$$B_H = B_{min} + \frac{A_p \cdot \psi}{L_p \cdot h_y}, \quad (1)$$

где B_H - средняя ширина рабочей площадки в карьере, обеспечивающая наличие в нем нормативного запаса руды и объема пустых, готовых к выемке, м; B_{min} - минимальная ширина рабочей площадки в карьере, м; A_p - производительность карьера по руде, м³/год; ψ - нормативный коэффициент готовых к выемке запасов руды (при полуторамесянном запасе руды этот коэффициент равен 0,125; L_p - длина активного рудного фронта в карьере, м; h_y - высота рудного уступа, м.

Отсюда, длина фронта горных работ составит, м

$$L_p = \frac{A_p \cdot \psi}{(B_H - B_{min}) \cdot h_y}. \quad (2)$$

Подставив значения показателей в выражение (2), определим длину активного фронта горных работ при различных значениях производительности карьера по руде. При этом каждое возможное изменение длины активного фронта горных работ должно обеспечивать соответствующее значение производительности карьера, по горным возможностям исходя из максимального количества добычных экскаваторов. Производительность карьера по руде изменяется от 2,5 млн м³ до 10 млн м³ с шагом 2,5 млн м³. Графическое изображение полученных результатов представлено соответственно на рис. 1.

При этом необходимо чтобы выполнялось условие возможности обеспечения производительности карьера по руде исходя из расстановки максимального количества добычных экскаваторов [8].

Полученные на рис. 1 кривые (I-IV) являются линиями уровня производительности карьера по руде. Эти линии уровня представляют собой линии, в каждой точке которых определенный уровень производительности сохраняет одинаковое значение.

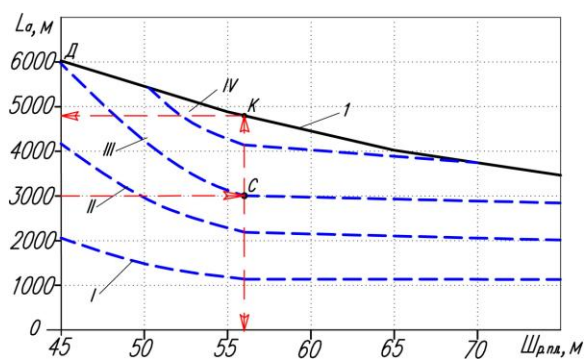


Рис. 1. Изменение длины фронта горных работ в зависимости от увеличения нормативной ширины рабочей площадки при вовлечении в разработку всей рабочей зоны (1): I – линия уровня производительности 2,5 млн м³; II – 5 млн м³; III – 7,5 млн м³; IV – 10 млн м³

Из рис. 1 видно, что для производительности по руде 10 млн м³ при увеличении ширины рабочей площадки, от минимального значения до 56 м производительность карьера будет определяться из условия обеспечения нормативного запаса руды готового к выемке. При увеличении ширины рабочей площадки свыше 56 м, производительность карьера будет определяться из условия расстановки максимального количества добычных экскаваторов.

Полученные аналитическим путем кривые не учитывают геометрические параметры рудного тела (форма, длина по простиранию, углы падения и т.д.). В связи с этим для проектируемого карьера необходимо выполнить горно-геометрический анализ при углубке с различной шириной рабочей площадки и установить значения максимально возможной длины активного фронта горных работ в зависимости от ширины рабочей площадки.

В качестве примера, воспользуемся условным карьером. Угол падения залежи – 65°, горизонтальная мощность – 450 м; протяженность – 600 м. Параметры карьера составляют: угол откоса проектного борта – 42°; конечная глубина карьера – 500 м. Для рассматриваемого карьера был выполнен горно-геометрический анализ карьерного поля и определено изменение длины активного фронта горных работ при увеличении ширины рабочей площадки, которое представлено на рис. 1 (линия 1).

Линия 1 на рис. 1 ограничивает область возможных значений длины активного фронта горных работ и ширины рабочей площадки удовлетворяющих требованиям нормируемых запасов для различных вариантов производительности по руде проектируемого карьера.

Исходя из кривых (I-IV) видно, что при увеличении ширины рабочей площадки для достижения необходимого уровня производительности длина фронта горных работ может быть уменьшена за счет сокращения длины вовлекаемых в отработку уступов. Наряду с этим положение линии 1 показывает, что при увеличении ширины рабочей площадки также уменьшается максимально возможная длина активного фронта горных работ в случае вовлечения в работу всей рабочей зоны карьера. В связи с этим нужно четко выделить факторы, влияющие на изменение длины активного фронта горных работ и учитывать их при определении параметров системы разработки.

Уменьшение длины активного фронта горных работ происходит при сокращении длины вовлекаемых в отработку уступов, т.е. за счет концентрации горных работ на отдельных участках рабочей зоны карьера. В данном случае основным условием уменьшения длины активного фронта горных работ является уменьшение длины участка рабочей зоны карьера, на котором ведутся горные работы.

Уменьшение длины активного фронта горных работ происходит только за счет увеличения ширины рабочей площадки. В данном случае основным условием уменьшения длины фронта горных работ является сокращение количества рабочих уступов в рабочей зоне карьера. При этом длина участка карьера, на котором ведутся горные работы, остается постоянной.

Поэтому для заданной производительности карьера по руде, в случае выделения в карьере участков концентрации горных работ, при определении параметров системы разработки необходимо учитывать не только сокращение длины вовлекаемых в отработку уступов, но и уменьшение максимально возможной длины активного фронта горных работ при увеличении ширины рабочей площадки.

Для подтверждения этого рассмотрим пример.

Допустим, производительность карьера по руде принята на уровне 7,5 млн м³/год. Минимальная ширина рабочей площадки составляет 35 м. Ширина рабочих площадок в карьере – 45 м, длина активного фронта горных работ – 6000 м. Из длины рудного фронта горных работ (точка D на рис. 1) следует, что горные работы ведутся по всей рабочей зоне карьера. В случае выделения в карьере двух участков концентрации горных работ заданный объем добычи руды

можно сосредоточить на меньшем по длине рудном фронте. При этом фронт горных работ составит 3000 м, а ширина рабочей площадки - 56 м (точка *C* на рис. 1). Однако, исходя из максимального рудного фронта при ширине рабочей площадки 56 м (точка *K* на рис. 1), который составляет 4800 м, можно утверждать что при выделении в карьере двух равных по длине участков концентрации горных работ длина рудного фронта на каждом участке не будет превышать 2400 м, что на 600 м меньше, чем необходимая длина для выполнения заданной производительности. Из этого следует, что при определении параметров системы разработки в случае выделения в карьере участков концентрации горных работ необходимо учитывать уменьшение максимально возможной длины активного фронта горных работ при увеличении ширины рабочей площадки.

Для этого, необходимо определить изменение длины активного фронта горных работ в зависимости от ширины рабочей площадки при уменьшении активной площади рабочей зоны карьера (рис. 2). Под активной площадью рабочей зоны понимается часть рабочей зоны карьера (участка карьера), которая вовлекается в разработку в течение планируемого периода [9]. Кроме этого на данном графике необходимо отобразить линии уровня производительности карьера по руде (рис. 3).

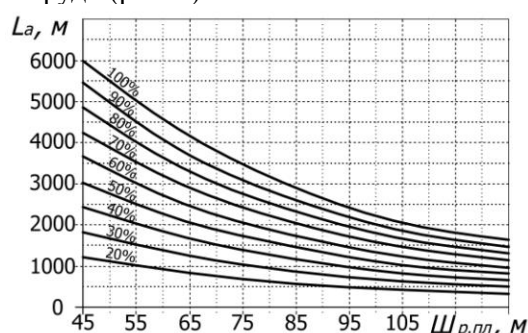


Рис. 2. Длина фронта горных работ в зависимости от ширины рабочей площадки при уменьшении активной площади рабочей зоны карьера

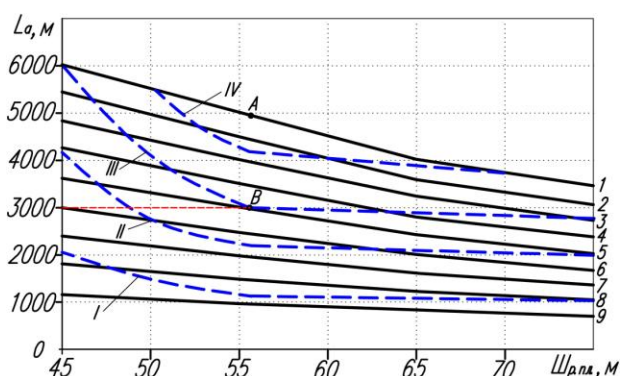


Рис. 3. Определение параметров системы разработки, обеспечивающих заданную производительность по руде: 1 – при уменьшении активной площади рабочей зоны на 0%; 2– 10 %; 3–20 %; 4 – 30 %; 5 – 40 %; 6 – 50%; 7 – 60 %; 8 – 70 %; 9 – 80 %. I – линия уровня производительности 2,5 млн м³; II – 5 млн м³; III – 7,5 млн м³; IV – 10 млн м³

Для заданных условий максимально возможная производительность карьера по горным возможностям составляет 12,5 млн м³/год (точка *A* на рис. 3). При этом в работу вовлекается вся рабочая зона карьера, параметры системы разработки составляют: ширина рабочей площадки - 57 м, длина активного рудного фронта - 4800 м.

Таким образом, для обеспечения производительности карьера по руде 7,5 млн м³/год при уменьшении длины активного фронта горных работ до 3000 м активная площадь рабочей зоны в которой концентрируются горные работы должна быть не менее 60 от общей площади рабочей зоны (точка *B* на рис. 3). При этом линия характеризующая вовлечение в разработку 50% (линия 6) рабочей зоны карьера не пересекается с линией уровня производительности по руде 7,5 млн м³/год. Это говорит о том, что в случае выделения в карьере двух равных участков концентрации горных работ (активная площадь рабочей зоны должна составлять 50% от общей площади рабочей зоны) заданную производительность карьера по руде в 7,5 млн м³/год достичь не возможно. В этом случае производительность карьер составит 6 млн м³/год.

Выводы. В результате исследований было установлено, что в случае концентрации горных работ на отдельных участках рабочей зоны карьера для заданной производительности при определении ширины рабочей площадки и длины активного фронта горных работ необходимо учитывать как обеспечение нормативов готовых к выемке запасов при сокращении длины вовлекаемых в отработку уступов, так и уменьшение максимально возможной длины активного фронта горных работ на этих участках за счет увеличения ширины рабочей площадки.

Список литературы

1. Кумачев К.А. Проектирование железорудных карьеров / К.А.Кумачев, В.Я.Майминд. – М.: Недра, 1981. – 464 с.
2. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин. – Міністерство промислової політики України, м. Київ, 2007. – 279 с.

3. Арсентьев А.И. Определение производительности и границ карьеров / А.И. Арсентьев – М.: «Недра», 1970. – 320 с.
4. Анистратов Ю.И. Проектирование карьеров / Ю.И. Анистратов, К.Ю. Анистратов – М.: Издательство НПК «Гемос Лимитед», 2002. – 176 с.
5. Трубецкой К.Н. Проектирование карьеров / К.Н. Трубецкой, Г.Л. Краснянский, В.В. Хронин. – М.: Высшая школа, 2009. – 694 с.
6. Близиюков В.Г. Концентрация горных работ в карьере / В.Г. Близиюков, В.А. Ковальчук // Разраб. рудн. месторожд. – Киев: Техника, 1990. – Вып. 49. – С. 31-34.
7. Близиюков В.Г. Влияние концентрации горных работ на технико-экономические показатели разработки / В.Г. Близиюков, В.А. Ковальчук. – Изв. вузов. – Горный журнал. – №8. – 1992. – С. 76-79.
8. Арсентьев А.И. Производительность карьеров / А.И. Арсентьев. – Санкт-Петербургский горный институт. СПб, 2002. – 85 с.
9. Гавришев С.Е. Интенсивность формирования рабочей зоны глубоких карьеров / С.Е. Гавришев, К.В. Бурмистров, А.А. Колонюк. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. тех. ун-та им. Г.И. Носова, 2013. – 189 с.

Рукопись поступила в редакцию 17.03.17

УДК 622.235: 622.27

E.A. NESMASHNY, G.I. TKACHENKO, doctor of science (engineering), professor
SIHE “Kryvyi Rih National University”

STABILITY EVALUATION OF JSC "YuGOK" EASTERN PIT WALL TAKING INTO ACCOUNT SEISMIC MASS BLASTING EFFECT

Purpose. To determine safe DBO parameters and the numerical estimation of seismic influence on the stability of mass blasting the rock benches. A spiral deep trench for rail transport should have been built during the reconstruction of the transport system of the pit "YuGOK" in order to maintain its production capacity. The construction of the eastern wall is to be produced in limited working area and under unfavorable geological conditions.

Problem of Research. The seismic influence of mass blasting on the stability of the benches and bench groups is currently a poorly defined. In the above mentioned methodological instructions only the fact that the negative impact of seismic mass blasting on the stability of open mines is mentioned, but analytical expressions for the numerical determination of the influence are not given.

Research methods. Theoretical aspects of the geomechanical process in the open-pit mine slope. The calculation of the safety degree along the redesigned most dangerous sliding surface performed by means of the algebraic summation of the forces. The refraction point of the sliding surface determined by a gradual approximation using incremental calculations. The geotechnical schemes used to calculate the stability of the benches and bench groups. To determine the numerical value of the rock massif vibration acceleration in mass blasting, the results of seismic monitoring were used.

Results. Based on analysis of previous works, the analytical expressions for determining the degree of stability of open pit mining considering seismic impact of mass blasting were obtained. The parameters of the drilling and blasting operations providing the long-term sustainability for benches and bench groups in the pit were elaborated.

Keywords: mass blasting, stability factor, seism safe parameters of drilling and blasting operations.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-7-11

Statement of the scientific problem. The degree of stability of open pits is usually determined by either at the design of mining companies, or at their reconstruction [3]. So in the reconstruction of the transport system of pit "YuGOK" in order to maintain its production capacity it was necessary to build a spiral deep trench for rail transport. This construction, especially in the eastern wall, is to be produced in limited working area and under unfavorable geological conditions (presence of planes of weakness with a slide in the pit and a close residential village). Therefore, the numerical estimation of seismic influence on the stability of mass blasting on rock benches to determine safe DBO parameters during their construction is an important scientific task.

Analysis of research and publications Analysis of the literature shows when calculating stability of pit benches and slopes usually engineering methods are used, which are based on the fundamentals of the limit equilibrium theory and are recommended as regulations[1,2].

Basic reference data of these methods is based on the fact that the limit equilibrium is not ensured in all the points of the massif, but only on its inner boundary (most probable slide surface), for which the value is determined by retaining ΣF_{ud} and shear forces ΣF_{sdv} . Their ratio determines the value of the safety factor on this n_z surface subsidence

$$n_z = \frac{\sum F_{ud}}{\sum F_{sdv}}. \quad (1)$$

It is believed that if $n > 1$, then rock slope is stable if $n_z < 1$, then the slope is unstable. When $n = 1$ breed slope is in limiting equilibrium.

The numerical value of the confining forces is determined by the adopted hypothesis of rock strength. When calculating the stability of open pit mines, usually Coulomb-Mohr hypothesis is used according to which the value of holding forces can be determined from the following relation [6]

$$\sum F_{ud} = \sum_{i=1}^n m_i g \cos \beta_i \cdot \operatorname{tg} \varphi_i + \sum_{i=1}^n C_i \ell_i, \quad (2)$$

where m_i - mass of elementary blocks into which a prism of probable displacement, H; g - acceleration of gravity, m/s^2 ; ℓ_i - the area of elementary block foundations of the, m^2 ; β_i - slope angle of elementary blocks foundations, deg.; φ_i - angle of internal friction on the sliding surface, deg.; C_i - the coefficient of molecular adhesion on the surface of elementary blocks, Pa.

Shearing forces are determined by the sum of the internal (gravity, seismic, hydraulic, etc.) and external forces (load of mining equipment, etc.).

The magnitude of the gravitational forces caused by the rock mass between the prism and the probable displacement determination has no substantial difficulties in accordance with the selected calculation scheme [2].

However, the definition of the seismic influence caused by holding mass blasting on the stability of the benches and bench groups is currently a poorly understood issue. In the above mentioned methodological instructions only the fact that the negative impact of seismic mass blasting on the stability of open mines is mentioned, but analytical expressions for the numerical determination of the influence are not given.

Physical-mathematical model. As it is marked blasting of explosive charges in benches does not only perform useful work of crushing rocks, but also has a significant impact on the adjacent, to the blasting unit, part of the rock mass. Thus seismic forces mean the force effect on the rock due to a significant amount of energy during a mass blasting, resulting in the rock mass through the spread seismic waves which cause oscillation of separate pieces of rock mass. These processes are characterized by vibration of velocity V and acceleration of vibrating rock particles.

In accordance with Newton's second law acceleration, determines the magnitude of the of the inertial forces acting on the F_i staggering unsteady rock particles

$$F_i = -m_i a_i, \quad (3)$$

where m_i - mass of the oscillating part of the rock mass, kg.

The distribution of the velocity vectors and acceleration in the propagation of seismic waves in rock masses in analytic functions can hardly be described and can be characterized as close to chaotic. Therefore, when determining the direction of the vector of inertia force, we will choose one that most favorable from the view of stability of the rock slope, namely, tangentially to the surface displacement in worked out area (see Fig. 1).

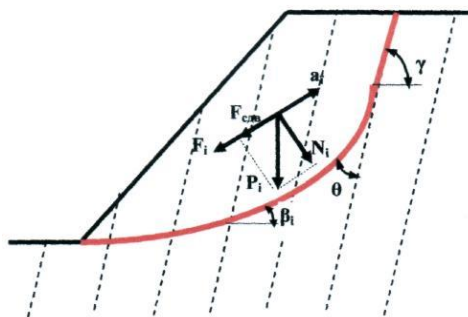


Fig.1. Scheme of slope stability calculation in case of steep weakness surfaces and inertia forces

All other possible directions of inertia forces will be directed more favorably in terms of sustainability, as lead to its reduction and the safety factor of rock slope increase.

Then the magnitude of shearing forces acting on the probable sliding surface, can be determined from the analytical expression (4), and the degree of resistance of rock slope based on a seismic impact of mass blasting, of the expression (5)

$$\sum F_{cd\theta} = \sum_{i=1}^n m_i g \sin \beta_i + \sum_{i=1}^n m_i a_i, \quad (4)$$

$$n_3 = \frac{\sum_{i=1}^n m_i g \cos \beta_i \cdot \operatorname{tg} \varphi_i + \sum_{i=1}^n C_i \ell_i}{\sum_{i=1}^n m_i g \sin \beta_i + \sum_{i=1}^n m_i a_i}, \quad (5)$$

where a_i - acceleration which elementary blocks vibrate, which prism of probable displacement in split, m/s^2 ; n_z - the safety factor, the proportion of units.

To determine the numerical value of the rock massif vibration acceleration in mass blasting, let us use the results of seismic monitoring.

The analysis of the seismic monitoring results in mass blasting enabled us to determine and present the data [7-9] as to the actually observed velocities of seismic waves and their dependence on the explosive charge weight.

For mining and geological conditions in the eastern edge of the open pit of JSC "YuGOK" the above mentioned dependence is described by the following empirical regularity

$$V = k \cdot \sqrt[n]{q/r}, \quad (6)$$

where V is the seismic wave velocity, m/s ; q is the explosive weight per delay, kg ; r is the distance from the explosion area to the observation point, m ; k, n are the empirical coefficients characterizing the seismic properties of the rock massive which are equal to: $k=21,1$; $n=1,86$ in this case.

Considering the well-known relationship between the velocity and acceleration of the vibrating body, we obtain

$$a = V\omega = \frac{2\pi V}{T} = \frac{2\pi}{T} \cdot k \cdot \left(\frac{\sqrt[n]{q}}{r} \right)^n, \quad (7)$$

where T is the vibration period, s .

In our research [7], the results of the experimental determination of the seismic vibration period of the rock massif in the eastern pit wall of "YuGOK" are presented. The statistical analysis of the results have revealed that this parameter is equal to $T=33,5 \pm 6,8$ ms. The relative error of this parameter determination makes 20,4 %. It should be noted that the seismic vibration period of the rock massif in this area has remained relatively stable over the past few years.

Bench group stability calculation. Considering the fact that in accordance with the results of the research [5], the eastern pit wall of "YuGOK" is characterized by steep rock seams directed towards the mined space at an angle of $70-75^\circ$, it is appropriate to use the scheme X shown in Table 7.1 to determine its stability degree following the guidelines [2].

When using the mentioned designed scheme (see fig. 1) we take into account that at the border with a loose connection the sliding surface acquires a fracture with an angle θ , which is defined by the formula (8). In the upper part of the movement prism the curved movement surface is designed considering the availability of natural or man-made weakness surfaces and in the middle and bottom parts the movement surface is taken a shape close to the circular and cylindrical one

$$\theta = \frac{\pi}{4} - \frac{1}{2} \cdot \left(\varphi - \varphi^1 \right) \cdot \frac{1}{2} \cdot \arcsin \left(\frac{\sin \varphi^1}{\sin \varphi} \right), \quad (8)$$

where φ is the angle of internal friction along the country rock, rad ; φ^1 is the angle of internal friction along the fractures, rad .

The calculation of the safety degree along the redesigned most dangerous sliding surface is performed by means of the algebraic summation of the forces. The refraction point of the sliding surface is determined by a gradual approximation using incremental calculations.

The bench stability calculation in case of eastern pit wall bench groups of "YuGOK" is based on their designed position after the completion of the railway spiral V-shaped extended trench and the location of the vertical sections on the designed pit outline is shown in Fig. 2.

The geotechnical schemes used to calculate the stability of the benches and bench groups are shown in Fig. 3.

While taking into account the seismic impact of the mass blasting on the stability of bench groups in the area of the V-shaped trench construction it has been highlighted that the maximum explosive weight per delay in this case should not exceed 1075 kg . This is justified by the fact that the mass blasting operations at the open pit of "YuGOK" cannot cause seismic waves in the area of protected sites with the force of more than 2 points on the International Seismic Scale MKS- 64. The calculation results are presented in table 1. At the same time as the following standard parameters have been adopted: for a of bench group of the spoil-pile wall composed of fractured rocks with a lifetime of more than 5 years the stability degree should be at least 1.3, for benches of the spoil-pile wall com-

posed of fractured rocks with a lifetime of more than 5 years the stability degree should be at least 2.0.

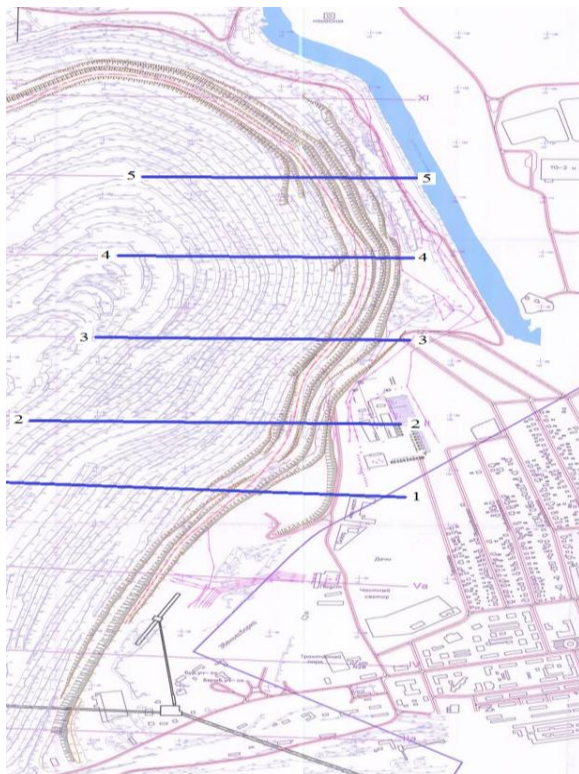


Fig. 2. Position of calculated sections in the eastern pit wall design of "YuGOK"

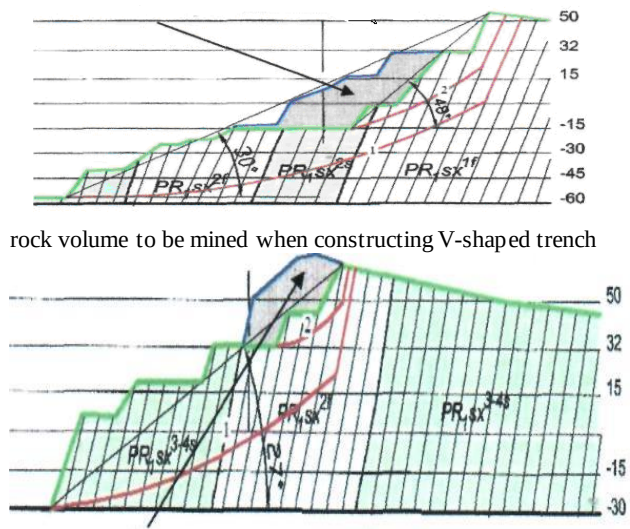


Fig. 3. Scheme to the calculation of the bench groups stability along the section 2-2 (a) and the section 4-4 (b)

under construction and without the seismic impact of mass blasting meets standard indices (the calculated value of the stability factor is 1,33-2,49).

However, given the seismic impact of mass blasting (see table. 1, option 1) the stability degree of designed mine workings does not meet the standard indices (the calculated value of the stability factor is within 1,18-1,92).

Table 1

Results of stability calculations for bench groups of the eastern wall of "YuGOK" open pit in the area of the railway V-shaped trench construction

Cross section	Line of sliding	Slope height, m	Slope angle, deg.	SF unit fractions	SF, with seismicity (Option 1)	SF, with seismicity (Option 2)
1-1	1 – wall	80	22	1.88	1,48	1,78
	2 - wall	50	26	1.92	1,54	1,84
	3 - bench	20	70	2.53	1,97	2,32
2-2	1 – wall	90	27	1.62	1,34	1,48
	2 - bench	28	62	2.49	1,92	2,34
3-3	1 - bench	65	25	2.08	1,64	2,01
	2 - wall	50	35	1.92	1,52	1,82
4-4	1 - wall	65	48	1.33	1,18	1,31
	2 - wall	110	30	1.37	1,22	1,33
5-5	1 - wall	75	39	1.38	1,21	1,35
	2 - wall	110	26	1.53	1,36	1,44

Therefore, when designing a mass blasting scheme along the V-shaped trench line under construction and on its limiting contour, it is recommended to apply down hole delay deck charges that reduce the weight of explosives per delay to 358 kg.

At that, the blasting block should be drilled around by an Atlas Copco ROC L-8 drilling rig (165 mm holes), and a contour holes should be drilled at an angle 65-70° toward the mined space.

These recommendations were taken into account when calculating the stability factor of benches

and bench groups along the V-shaped trench line under construction considering the seismic impact of mass blasting (see table 1, option 2).

The obtained results showed the stability degree the mine workings correspond to standard indices (the calculated value of the stability factor (SF) is within 1,31-2,34).

Conclusions. Thus, the proposed method for calculating the stability of open pits, considering the seismic impact of mass blasting, allows to determine numerical values of drilling and blasting parameters, the use of which when designing the spiral extended V-shaped trench in the eastern wall area of the "YuGOK" open pit allowed the construction of the trench in conditions of the limited working area and secured long-term and safe operation.

References

1. **Fisenko G.L.** Ustoichivost bortov karyerov i otvalov. Stability of Pit Walls and Dumps. - M.: Nedra, 1965. -375 p.
2. Metodichni vказivky z vyznachennya optimalnykh kutiv bortiv, ukosiv ustupiv i vidvaliv zalizorudnykh ta flyusovykh karyeriv // Methodological guidelines on determining optimal slope angles of walls, slopes, benches and dumps at iron ore and flux open pits. // edited by prof. A.G. Shapar. K.: - 2009. – 201 p.
3. Normy tehnologichnogo proektuvannya girnychodobuvnykh pidpryemstv iz vidkrytym sposobom rozrobky rodovyshch korysnykh copalyn. Norms of technological design of open pit mining enterprises. K. 2007.
4. **Nesmeshnyi Ie.A.** Calculating and rationalizing the relativity norms for determining the slopes of quarry flanks // Soviet mining journal, -1987, vol. 1, num. 3, Oksonian Press, India.
5. Vybory parametrov ustupov i bortov karyera na prdelnom konture n otsenka yego vliyaniya na podzemnye vody. Parameter selection for open pit benches and walls on the limiting contours and estimation of its impact on underground waters // Research report // Sci. supervisor prof. **Yu.M. Nikolashin** // Novotek -2 / Kharkiv, 2008
6. Vvedeniye v mehaniku skalnykh porod. Introduction to Rock Mechanics // Ed. by H. Bock . -M.: Mir, 1983 . - 271 p.
7. **Nesmeshnyi Ie.A., Fedin K.A.** Otsenka seismicheskoy opasnosti massovykh vzryvov v raione vostochnogo borta karyera OAO "YuGOK". Metallurgicheskaya i gornorudnaya promyshlennost. Seismic hazard assessment of mass blasting in the eastern wall of the "YuGOK." open pit. Metallurgical and Mining Industry. Dnepropetrovsk, № 4, 2013, p. 72-75
8. **Nesmeshnyi Ie.O., Fedin K.A.** Vyznachennya seysmbezpechnykh parametriv masovykh vybuhiv pry budivnytstvi transheyi glybokogo vvodu na karyeri "YuGOK". V zb. "Visnyk Krivorizkogo natsionalnogo universytetu". Determining seismosafe parameters of mass blasting when constructing an extended trench at a "YuGOK" open pit. In: Kryvyi Rih National University Bulletin. Kryvyi Rih, KNU Publishing House, № 35, -2013,-C. 14-19
9. **V.D. Sydorenko, Ie.O. Nesmeshnyi, V.M. Zdeschits.** Monitoryng seysmichnykh kolyvan pry masovykh pidryvnyakh sverdlornykh zaryadiv v karyeri YuGOK. Seismic vibrations monitoring at mass blasting of blasthole charges in a YuGOK open pit. // Kryvyi Rih National University Bulletin, Kryvyi Rih, KNU Publishing House, № 1, 2003, p. 7 - 9.
10. Vyznachennya parametriv burovnykh i vybuhovykh robit pry vykonanni budivnytstva transheyi. Determining blasting and drilling parameters when constructing a trench// Research Report// Sci. supervisor prof. **Ie.O. Nesmeshnyi** // Zvit about PDR // Nauk. ker. prof. Nesmeshnyi Ie.O. // - Kryvyi Rih, KTU, 2009.

A manuscript entered release 15.03.17

УДК 504.55.054: 662 (470.6)

В.И. ГОЛИК, д-р техн. наук, проф., ВНИИ РАН и Северо-Кавказский горно-металлургический институт, г. Владикавказ, Россия. Ю.И. РАЗОРЕНОВ, д-р техн. наук, проф., Северо-Кавказский горно-металлургический институт, г. Владикавказ, Россия, В.С. МОРКУН, д-р техн. наук, проф., Криворожский национальный университет, г. Кривой Рог, Украина

М.Ф. МИЦИК, канд. техн. наук, доц., Институт сферы обслуживания и предпринимательства (филиал) ДГТУ, г. Шахты

МОДЕЛЬ ОПТИМИЗАЦИИ РЕЖИМОВ МЕХАНОХИМИЧЕСКОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Цель исследования. Разработка универсальной математической модели комбинированной технологией с сочетанием методов химического обогащения и механической активации в дезинтеграторе.

Методы. Анализ концепции извлечения металлов из некондиционных отходов добычи и переработки металлосодержащего минерального сырья, обобщение и математическое осмысление экспериментального выщелачивания свинца и цинка из хвостов обогащения Садонских месторождений осуществлено в лабораторном дезинтеграторе.

Научная новизна. Эксперимент по химическому обогащению и механической активации в дезинтеграторе осуществлен впервые в мировой практике. Также впервые для эксперимента в качестве исходного сырья использовано некондиционное металлосодержащее минеральное сырье.

Практическая значимость. Возможность радикальной утилизации отходов добычи и переработки металлосодержащего минерального сырья с использованием накопленной техногенной базы и получением комплексного экономического, экологического и социального эффекта. Обоснована методическая основа механизации расчетов пара-

метров механохимических технологий.

Результаты. Дана краткая историческая справка по теме использования основных компонентов технологии и получению права гражданства новым компонентом - механической активацией вещества приложением большой механической энергии. Разработана методика постановки эксперимента по обоснованию нового процесса переработки минералов. Получены регрессионные уравнения вариантов выщелачивания, которые позволили сформулировать универсальную математическую модель, учитывающая особенности выщелачивания металлов из минерального сырья на различных этапах процесса комбинированного выщелачивания. Выполнены расчеты регрессионных моделей в среде Maple 9.5 с получением уравнений регрессий, рассчитанных на основе экспериментальных данных, из общей модели при соответствующих значениях переменных. Получены осредненные по некоторым параметрам зависимости, характеризующие остальные не осредненные параметры извлечения металлов. Приведена математическая модель определения прибыли от переработки хвостов обогащения.

Ключевые слова: химическое обогащение, механическая активация, дезинтегратор, металл, некондиционные отходы, добыча, математическое осмысление, эксперимент, модель.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-11-21

Введение. Человечество использовало три основных компонента технологии задолго до того, как они стали объектами технологии. Так, высокие температуры использовались много тысяч лет назад при изготовлении кирпича, извести, различных металлов. Высокие давления столетия используются в военном деле. Диспергирование используется с первых шагов человека при изготовлении муки из зерна.

Со середины прошлого века в технологии формируется новый компонент - механическая активация вещества большой механической энергией. Было замечено, что при обработке вещества быстро следующими друг за другом ударами со скоростью 250 м/с вещества приобретают новые технологические свойства.

Диспергирование широко распространено в природе. Так, птицы, пережевывая пищу зубами, воспроизводят работу дробилок. Диспергирование использует механические силы для разрушения структуры твердых тел. Качество помола оценивают по увеличению поверхности вещества. Оно тем выше, чем меньше расход энергии на создание новой поверхности и ниже эксплуатационные затраты. Независимо от конструкции помольного агрегата, если вещество разрушается, каждая новая открывающаяся поверхность активна.

Механохимией называют разложение карбонатов, хлоридов и других веществ при помоле в мельницах, образование веществ, например, сернистых соединений и силикатов, растворимость веществ, ускорение химических реакций, усиление каталитических свойств, улучшение физико-технических свойств и понижение реагирования [1-4].

Дезинтегратор или машина для переработки минералов состоит из двух вращающихся в противоположные стороны роторов, насаженных на отдельные соосные валы и заключённых в кожух. На дисках роторов по концентрическим окружностям расположены пальцы или била так, что ряд одного ротора проходит между двумя рядами другого.

Материал подаётся в рабочую корзину и, перемещаясь к периферии, подвергается многократным ударам пальцев, вращающихся во встречных направлениях со скоростью до 1000 об/мин.

Особенность дезинтегратора - хорошее перемешивание измельчаемого материала, что иногда используется в технологических целях, например, приготовление угольной шихты перед коксованием, обработка полезных ископаемых, продуктов химической промышленности, древесины и др.

При дезинтеграции аккумулируется дополнительная энергия, величина которой достигает 30% от всей затраченной на обработку энергии. Так, при обработке кокса вместе с марганцевой рудой, кокс самовоспламеняется. Такое же явление возникает при активации титана, железного порошка, ферросплавов и др.

Механическую активацию правомерно рассматривать как изменение структуры материала посредством воздействия механических сил. Диапазон изменения вещества или степень механической активации зависит, как от структуры самого материала, так и от величины и вида воздействующих на него механических сил. Механическая активация характеризуется количеством дефектов структуры материалов.

Возникающие при дезинтегрировании вещества скорости удара на порядок больше, чем в вибро- и шаровых мельницах, а ускорение достигают миллионов ускорений свободного паде-

ния. Феномен механической активации веществ может быть подтвержден экспериментально при использовании научной аппаратуры.

Дезинтеграторы осуществляют не только механическую активацию. При обработке поликристаллического сырья оно измельчается по границе разделов фаз, поэтому процессы сепарирования фаз из многофазных веществ упрощаются, а выход целевого продукта увеличивается.

При одновременной обработке нескольких компонентов в дезинтеграторе независимо от количественного их соотношения и различий удельного веса и влажности образуется гомогенная смесь.

Дезинтеграторы развивают скорость удара частиц обрабатываемого вещества до 450 м/с. В минеральном сырье накапливается энергия деформации, которая реализуется в последующих химических процессах.

Влияние механической активации материала на его физико-химическую активность не остается постоянным после прекращения механической обработки, а убывает во времени вследствие релаксации.

Изменение эффекта механической активации материала после прекращения ударной обработки исследовано в процессе переработки колчедана, фосфорной муки и известняка. Материал обрабатывали в дезинтеграторе при скорости от 70 до 154 м/с в течение от 50 до 480 с.

В течение механической обработки регистрировали потребляемую двигателем мощность и длительность обработки.

Полученный при различных скоростях и длительности продукт исследовали на дисперсность и химическую активность. После ударной обработки колчедан сжигали, известняк подвергали термической диссоциации, муку разлагали фосфорной кислотой.

Оказалось, что скорость химической обработки навески материала, выдержанного после ударного воздействия свыше 3000 с, практически равна скорости химической реакции для не активированного материала той же крупности.

Чем больше число ударов, получаемых частицами вещества и меньше интервал между ударами, тем больше его активность.

На феномен активации влияют электрические и электромагнитные поля.

Необходимость обеспечения промышленности металлами при уменьшении запасов удобных для разработки месторождений заставляют искать альтернативные источники получения металлов. Одним из направлений решения этой глобальной проблемы является вовлечение в производство отходов добычи и переработки руд [5-8].

Традиционные обогатительные процессы не обеспечивают полного раскрытия минералов, хотя и позволяют выделять из хвостов часть товарных продуктов.

Перспективным направлением считают извлечение металлов из хвостов добычи и переработки выщелачиванием, но эти процессы требуют много времени и недостаточно контролируются, поэтому широкого применения не находят.

Получают развитие методы переработки некондиционного сырья комбинированными технологиями, сочетающими методы химического обогащения и механической активации в дезинтеграторе [9-12].

Материалы и методы. Выщелачивание свинца и цинка из хвостов обогащения Садонских месторождений осуществлено в дезинтеграторе.

В ходе экспериментов получены регрессионные уравнения вариантов выщелачивания (табл. 1-10), которые позволили сформулировать универсальную математическую модель.

Таблица 1

Регрессионный анализ данных агитационного выщелачивания руды

Уравнение регрессии	Показатели значимости
$\varepsilon_{zn} = 39,02 + 5,51X_1 - 11,09X_2 + 5,6X_3 + 1,43X_4 + 3,58X_1^2 + 6,48X_2^2 - 9,39X_3^2 - 9,38X_4^2 - 2,61X_1X_2 - 0,62X_1X_3 - 1,86X_1X_4 - 3,0X_2X_3 - 1,48X_2X_4 + 1,41X_3X_4$	$R^2 = 0,8873$; $S_{ad} = 62,01$; $F = 31,96$
$\varepsilon_{pb} = 15,73 + 0,58X_1 + 6,3X_2 + 1,42X_3 - 2,17X_1^2 - 2,79X_2^2 - 2,73X_3^2 - 1,51X_4^2 + 0,75X_1X_2 - 0,89X_1X_3 + 0,45X_2X_3 - 0,23X_3X_4$	$R^2 = 0,9023$; $S_{ad} = 9,37$; $F = 25,89$

Таблица 2

Регрессионный анализ данных агитационного выщелачивания хвостов

Уравнение регрессии	Показатели значимости
$\varepsilon_{Zn}=39,35-6,76X_1-18,88X_2-0,62X_4-11,6X_1^2+7,19X_2^2+2,03X_4^2-2,84X_1X_2-1,39X_1X_3-0,89X_1X_4-2,04X_2X_3+1,00X_2X_4-2,45X_3X_4$	$R^2=0,9393; S_{ad}=46,93; F=68,59$
$\varepsilon_{Pb}=42,43+16,8X_2+2,68X_3+0,93X_4-3,89X_1^2-19,31X_2^2+2,36X_4^2+2,12X_1X_2-0,9X_1X_4+1,73X_2X_3+1,04X_3X_4$	$R^2=0,8888; S_{ad}=71,17; F=30,19$

Таблица 3

Регрессионный анализ данных выщелачивания активированной руды

Уравнение регрессии	Показатели значимости
$\varepsilon_{Zn}=26,82+2,8X_1-7,21X_2+4,81X_3+2,34X_4-6,99X_1^2+3,29X_2^2-1,74X_4^2-0,45X_1X_2+2,93X_1X_4-2,98X_2X_3-1,41X_2X_4-1,12X_3X_4$	$R^2=0,8582; S_{ad}=31,92; F=35,03$
$\varepsilon_{Pb}=11,16+1,51X_1+4,68X_2+0,53X_3-0,81X_4+0,50X_1^2-4,50X_2^2-0,72X_3^2-0,94X_1X_3+0,60X_2X_3+0,24X_2X_4+0,81X_3X_4$	$R^2=0,8754; S_{ad}=6,87; F=23,92$

Таблица 4

Регрессионный анализ данных выщелачивания активированных хвостов

Уравнение регрессии	Показатели значимости
$\varepsilon_{Zn}=36,37+9,96X_1-11,56X_2+1,07X_3-6,53X_1^2+5,63X_2^2-1,00X_3^2-3,95X_4^2-5,79X_1X_3-4,16X_2X_3-0,74X_2X_4-1,15X_3X_4-1,21X_1X_2$	$R^2=0,9688; S_{ad}=24,88; F=102,17$
$\varepsilon_{Pb}=29,91+1,1X_1+10,63X_2+6,15X_3+2,09X_4-2,41X_1^2-26,29X_2^2+3,84X_3^2+9,25X_4^2+1,21X_1X_2-0,72X_1X_3+3,21X_1X_4+4,81X_2X_3+1,08X_2X_4-1,00X_3X_4$	$R^2=0,8789; S_{ad}=86,00; F=10,52$

Таблица 5

Регрессионный анализ данных выщелачивания руды в дезинтеграторе

Уравнение регрессии	Показатели значимости
$\varepsilon_{Zn}=20,40+4,92X_1-8,82X_2+2,55X_3+1,71X_4+1,03X_1^2+6,57X_2^2-3,84X_4^2+2,02X_2^4-2,19X_1X_2-2,77X_1X_3-2,53X_2X_3-1,02X_2X_4-0,61X_3X_4$	$R^2=0,9348; S_{ad}=17,71; F=69,49$
$\varepsilon_{Pb}=11,10+0,35X_1+3,46X_2+1,35X_4-0,79X_1^2-5,061X_2^2-0,82X_3^2+0,64X_1X_2-0,55X_1X_3+0,16X_1X_4-1,06X_2X_3+1,45X_2X_4+1,24X_3X_4$	$R^2=0,9254; S_{ad}=3,69; F=29,06$

Таблица 6

Регрессионный анализ данных выщелачивания хвостов в дезинтеграторе

Уравнение регрессии	Показатели значимости
$\varepsilon_{Zn}=32,15+11,4X_1-14,04X_2+0,68X_3+1,85X_4-2,90X_1^2+9,25X_2^2-2,53X_4^2-0,39X_1X_2-1,95X_1X_3+1,32X_1X_4+1,47X_2X_3+4,84X_2X_4+3,61X_3X_4$	$R^2=0,8277; S_{ad}=143,62; F=18,06$
$\varepsilon_{Pb}=39,44-1,17X_1+16,76X_2+1,28X_3-0,55X_4-5,64X_1^2-14,81X_2^2-0,86X_3^2-4,09X_1X_3-1,42X_1X_4-0,42X_2X_3-1,00X_2X_4-0,82X_3X_4$	$R^2=0,9483; S_{ad}=35,09; F=44,58$

Таблица 7

Регрессионный анализ данных выщелачивания руды после дезинтеграции

Уравнение регрессии	Показатели значимости
$\varepsilon_{Zn}=29,66+6,94X_1-8,41X_2+3,6X_3+1,65X_4-11,17X_1^2-3,29X_2^2+1,78X_3^2-3,43X_1X_2-1,65X_1X_3-1,58X_1X_4-0,75X_2X_3-1,08X_3X_4$	$R^2=0,8254; S_{ad}=65,40; F=28,84$
$\varepsilon_{Pb}=15,40+1,64X_1+7,47X_2+2,28X_3+1,78X_4-1,66X_1^2-6,80X_2^2+1,50X_3^2+1,63X_1X_2-1,60X_1X_3+0,23X_1X_4+1,08X_2X_3+1,9X_2X_4+0,66X_3X_4$	$R^2=0,9321; S_{ad}=11,62; F=25,08$

Таблица 8

Регрессионный анализ данных выщелачивания хвостов после дезинтеграции

Уравнение регрессии	Показатели значимости
$\varepsilon_{Zn}=37,54+8,39X_1-20,02X_2+3,33X_3-6,72X_1^2-6,54X_2^2-1,93X_4^2-0,95X_1X_3-1,34X_1X_4-4,79X_2X_3+1,66X_2X_4+1,05X_3X_4$	$R^2=0,9484; S_{ad}=56,50; F=47,63$
$\varepsilon_{Pb}=32,93+3,63X_1+17,87X_2+3,58X_3-4,81X_1^2-7,32X_2^2-1,49X_3^2+4,77X_1X_2-1,45X_1X_3-1,3X_1X_4+1,33X_2X_3-0,73X_3X_4$	$R^2=0,9535; S_{ad}=29,69; F=55,26$

Таблица 9

Регрессионный анализ данных неоднократной активации руды

Уравнение регрессии	Показатели значимости
$\varepsilon_{zn}=33,52+5,04X_1-3,42X_2+3,15X_3-10,55X_1^2+15,37X_2^2-4,08X_3^2-2,39X_4^2-2,01X_1X_2-2,67X_1X_3+3,63X_2X_3+6,90X_2X_4+3,05X_3X_4$	$R^2=0,8000$; $S_{ad}=65,74$; $F=32,66$
$\varepsilon_{pb}=15,28+0,47X_1+3,75X_2+3,91X_3+1,43X_4-3,14X_1^2-3,46X_2^2+1,03X_3^2-1,41X_4^2+0,54X_1X_2-0,52X_1X_3-0,29X_1X_4-1,73X_2X_4+3,46X_3X_4$	$R^2=0,9795$; $S_{ad}=2,08$; $F=117,40$

Таблица 10

Регрессионный анализ экспериментальных данных неоднократной активации хвостов

Уравнение регрессии	Показатели значимости
$\varepsilon_{zn}=38,15+10,66X_1-15,17X_2+2,42X_3-1,37X_4-6,10X_1^2+3,92X_2^2-2,99X_3^2-1,68X_4^2-4,85X_1X_2-4,62X_1X_3+2,1X_1X_4-3,56X_2X_3+1,95X_2X_4+1,6X_3X_4$	$R^2=0,9206$; $S_{ad}=73,40$; $F=30,72$
$\varepsilon_{pb}=40,94+16,12X_2+4,13X_3+0,66X_4-6,36X_1^2-17,44X_2^2+3,58X_3^2-1,36X_4^2+4,04X_1X_2-1,32X_1X_3+2,47X_2X_3-2,00X_2X_4-0,72X_3X_4$	$R^2=0,9535$; $S_{ad}=29,69$; $F=55,26$

Активация сырья в дезинтеграторе одновременно с выщелачиванием по сравнению с вариантом отдельной активации и выщелачивания увеличивает извлечение на величину в первые проценты в течение на 2 порядка меньшего времени.

На основании полученных регрессионных уравнений разработана универсальная модель извлечения металла из руд, учитывающая особенности выщелачивания металлов из минерального сырья на различных этапах [13-16].

Учет этапов выщелачивания металлов выполняется с помощью переменной «n»:

значению $n=1$ соответствует этап агитационного выщелачивания в перколяторе;

значению $n=2$ соответствует агитационное выщелачивание в перколяторе предварительно активированных в сухом состоянии в дезинтеграторе минералов;

значению $n=3$ соответствует выщелачивание минералов реагентами в дезинтеграторе;

$n=4$ соответствует агитационное выщелачивание активированных в рабочей камере дезинтегратора минералов реагентами в одну стадию;

$n=5$ соответствует выщелачивание активированных в рабочей камере дезинтегратора минералов реагентами в несколько стадий.

Учет вариантов выщелачивания металлов описывается с помощью переменной «m»:

значению $m=1$ соответствует модель выщелачивания цинка из руды;

значению $m=2$ соответствует модель выщелачивания свинца из руды;

значению $m=3$ соответствует модель выщелачивания цинка из хвостов;

значению $m=4$ соответствует модель выщелачивания свинца из хвостов.

Расчеты регрессионных моделей проведены в среде Maple 9.5, причем уравнения регрессий, рассчитанные на основе экспериментальных данных, получаются из общей модели при соответствующих значениях «m» и «n».

I. Используя регрессионные модели выщелачивания из руды цинка ($m=1$), объединим все пять этапов выщелачивания в единую модель. В одну модель объединяются уравнения регрессий по цинку, рассчитанные на основе экспериментальных данных ($n=1$)-(5).

На каждом из этапов регрессионные модели имеют вид

$$\varepsilon_{zn} = \varepsilon(n;1) = a_0 + a_1 \cdot X_1 + a_2 \cdot X_2 + a_3 \cdot X_3 + a_4 \cdot X_4 + a_5 \cdot X_1^2 + a_6 \cdot X_2^2 + a_7 \cdot X_3^2 + a_8 \cdot X_4^2 + a_9 \cdot X_1X_2 + a_{10} \cdot X_1X_3 + a_{11} \cdot X_1X_4 + a_{12} \cdot X_2X_3 + a_{13} \cdot X_2X_4 + a_{14} \cdot X_3X_4, \quad (1)$$

где $a_k = a_k(n;1)$; $k=0,1,\dots,14$; $n=1,2,\dots,5$ конкретные числа из таблиц при заданных значениях k и n . Например, для первой модели выщелачивания из руды цинка ($m=1$) при $k=0$ и $n=1$ коэффициент $a_0 = a_0(1;1) = 39,02$ (равен свободному члену из табл. 1), аналогично $a_1 = a_1(1;1) = 5,51$ - это коэффициент при X_1 , и т.д.

Значение a_k - это k -й коэффициент в уравнении регрессии, $k=1,2,\dots,14$.

Значение n указывает на номер этапа исследований, например, при $n=1$ рассматривается этап агитационного выщелачивания в перколяторе, и т.д.

Значение m означает номер модели выщелачивания цинка или свинца, из руды, или хвостов. При $m=1$ рассматривается модель выщелачивания цинка из руды и т. д. Рассуждения в последующих моделях ($m=2, 3, 4$) повторяются по той же схеме.

Значения $a_k = a_k(m;n)$; $k=0,1,\dots,14$; $n=1,2,\dots,5$; $m=1,2,\dots,4$ описывают все коэффициенты регрессий рассматриваемой общей модели.

Так как модель (1) является линейной относительно параметров a_k то для нахождения единой модели достаточно найти значения коэффициентов a_k . Формулы для коэффициентов a_k строятся с помощью интерполяционного полинома Лагранжа:

$$a_k(n;1) = \frac{(n-2)(n-3)(n-4)(n-5)}{4!} a_k(n;1) - \frac{(n-1)(n-3)(n-4)(n-5)}{3!} a_k(2;1) + \\ \frac{(n-1)(n-2)(n-4)(n-5)}{2! \cdot 2!} a_k(3;1) - \frac{(n-1)(n-2)(n-3)(n-5)}{3!} a_k(4;1) + \\ + \frac{(n-1)(n-2)(n-3)(n-4)}{4!} a_k(5;1), \quad (2)$$

где $4!$ - четыре факториал- сокращенная запись произведения чисел от единицы до четырех.

Коэффициенты $a_k(1;1), \dots, a_k(5;1)$, $k=0,1,\dots,14$ определяются из уравнений регрессии, рассчитанных для эксперимента.

Рассчитанное в Maple регрессионное уравнение определяет процент выщелачивания из руды цинка ($m=1$) и имеет вид (1), где коэффициенты $a_k=a_k(n;1)$; $k=0,1,\dots,14$ определяются по формулам

$$\begin{aligned} 1 \quad a_0 \quad n;1 &= 14,37 + 65,24 \cdot n - 54,34 \cdot n^2 + 15,087 \cdot n^3 - 1,335 \cdot n^4; \\ 2 \quad a_1 \quad n;1 &= 19,09 - 21,31 \cdot n + 8,964 \cdot n^2 - 1,284 \cdot n^3 + 0,046 \cdot n^4; \\ 3 \quad a_2 \quad n;1 &= -32,42 + 35,221 \cdot n - 16,861 \cdot n^2 + 3,164 \cdot n^3 - 0,194 \cdot n^4; \\ 4 \quad a_3 \quad n;1 &= -9,45 + 30,158 \cdot n - 19,5 \cdot n^2 + 4,793 \cdot n^3 - 0,4 \cdot n^4; \\ 5 \quad a_4 \quad n;1 &= -7,4 + 15,984 \cdot n - 9,107 \cdot n^2 + 2,131 \cdot n^3 - 0,178 \cdot n^4; \\ 6 \quad a_5 \quad n;1 &= 145,1 - 262,609 \cdot n + 154,969 \cdot n^2 - 36,916 \cdot n^3 + 3,036 \cdot n^4; \\ 7 \quad a_6 \quad n;1 &= 93,72 - 170,058 \cdot n + 108,155 \cdot n^2 - 27,808 \cdot n^3 + 2,47 \cdot n^4; \\ 8 \quad a_7 \quad n;1 &= -96,63 + 158,414 \cdot n - 90,85 \cdot n^2 + 21,451 \cdot n^3 - 1,775 \cdot n^4; \\ 9 \quad a_8 \quad n;1 &= -9,99 - 8,568 \cdot n + 12,703 \cdot n^2 - 3,873 \cdot n^3 + 0,347 \cdot n^4; \\ 10 \quad a_9 \quad n;1 &= -15,31 + 20,743 \cdot n - 9,617 \cdot n^2 + 1,667 \cdot n^3 - 0,093 \cdot n^4; \\ 11 \quad a_{10} \quad n;1 &= -25,22 + 46,781 \cdot n - 28,385 \cdot n^2 + 6,759 \cdot n^3 - 0,555 \cdot n^4; \\ 12 \quad a_{11} \quad n;1 &= -30 + 46,758 \cdot n - 22,66 \cdot n^2 + 4,327 \cdot n^3 - 0,285 \cdot n^4; \\ 13 \quad a_{12} \quad n;1 &= -3,12 + 0,254 \cdot n - 0,145 \cdot n^2 - 0,004 \cdot n^3 + 0,015 \cdot n^4; \\ 14 \quad a_{13} \quad n;1 &= 3,4 - 10,133 \cdot n + 7,054 \cdot n^2 - 2,007 \cdot n^3 + 0,206 \cdot n^4; \\ 15 \quad a_{14} \quad n;1 &= 20,6 - 34,46 \cdot n + 19,54 \cdot n^2 - 4,67 \cdot n^3 + 0,4 \cdot n^4. \end{aligned} \quad (3)$$

II. Аналогично, используя регрессионные модели выщелачивания свинца из руды ($m=2$), объединим все пять этапов выщелачивания в единую модель. В одну модель объединяются уравнения регрессий по свинцу, рассчитанные на основе данных эксперимента ($n=1$), ($n=2$), ($n=3$), ($n=4$), ($n=5$).

На каждом из этапов регрессионные модели имеют вид

$$\varepsilon_{pb} = \varepsilon \quad n;2 = a_0 + a_1 \cdot X_1 + a_2 \cdot X_2 + a_3 \cdot X_3 + a_4 \cdot X_4 + a_5 \cdot X_1^2 + a_6 \cdot X_2^2 + a_7 \cdot X_3^2 + \\ + a_8 \cdot X_4^2 + a_9 \cdot X_1 X_2 + a_{10} \cdot X_1 X_3 + a_{11} \cdot X_1 X_4 + a_{12} \cdot X_2 X_3 + a_{13} \cdot X_2 X_4 + a_{14} \cdot X_3 X_4, \quad (4)$$

где $a_k=a_k(n;2)$; $k=0,1,\dots,14$, $n=1,2,\dots,5$.

Так как модель (4) является линейной относительно параметров a_k то для нахождения единой модели достаточно найти значения коэффициентов a_k . Формулы для коэффициентов a_k строятся с помощью интерполяционного полинома Лагранжа [1]

$$\begin{aligned}
a_k \ n;2 &= \frac{n-2}{4!} \frac{n-3}{3!} \frac{n-4}{2!} \frac{n-5}{1!} a_k \ 1;2 - \frac{n-1}{3!} \frac{n-3}{2!} \frac{n-4}{1!} \frac{n-5}{0!} a_k \ 2;2 + \\
&+ \frac{n-1}{2! \cdot 2!} \frac{n-2}{1!} \frac{n-4}{0!} \frac{n-5}{0!} a_k \ 3;2 - \frac{n-1}{3!} \frac{n-2}{2!} \frac{n-3}{1!} \frac{n-5}{0!} a_k \ 4;2 + \\
&+ \frac{n-1}{4!} \frac{n-2}{3!} \frac{n-3}{2!} \frac{n-4}{1!} a_k \ 5;2 .
\end{aligned} \quad (5)$$

Коэффициенты $a_k(1;2), \dots, a_k(5;2)$, $k=0,1,\dots,14$ определяются из уравнений регрессии, рассчитанных для экспериментальных данных.

Рассчитанное в Maple регрессионное уравнение, определяющее процент выщелачивания из руды свинца ($m=2$) имеет вид (4), где коэффициенты $a_k=a_k(n;2)$; $k=0,1,\dots,14$ определяются по формулам

$$\begin{aligned}
1 \quad a_0 \ n;2 &= 16,23 + 6,573 \cdot n - 10,317 \cdot n^2 + 3,608 \cdot n^3 - 0,363 \cdot n^4; \\
2 \quad a_1 \ n;2 &= -16,43 + 32,076 \cdot n - 19,366 \cdot n^2 + 4,694 \cdot n^3 - 0,394 \cdot n^4; \\
3 \quad a_2 \ n;2 &= -14,3 + 43,698 \cdot n - 30,574 \cdot n^2 + 8,218 \cdot n^3 - 0,741 \cdot n^4; \\
4 \quad a_3 \ n;2 &= -5,69 + 15,374 \cdot n - 10,889 \cdot n^2 + 2,871 \cdot n^3 - 0,246 \cdot n^4; \\
5 \quad a_4 \ n;2 &= 14,13 - 25,653 \cdot n + 14,425 \cdot n^2 - 3,138 \cdot n^3 + 0,235 \cdot n^4; \\
6 \quad a_5 \ n;2 &= -18,74 + 28,216 \cdot n - 14,454 \cdot n^2 + 3,039 \cdot n^3 - 0,23 \cdot n^4; \\
7 \quad a_6 \ n;2 &= 10,88 - 25,38 \cdot n + 15,283 \cdot n^2 - 3,928 \cdot n^3 + 0,354 \cdot n^4; \\
8 \quad a_7 \ n;2 &= -21,22 + 33,975 \cdot n - 19,926 \cdot n^2 + 4,85 \cdot n^3 - 0,409 \cdot n^4; \\
9 \quad a_8 \ n;2 &= -8,46 + 11,61 \cdot n - 5,84 \cdot n^2 + 1,285 \cdot n^3 - 0,105 \cdot n^4; \\
10 \quad a_9 \ n;2 &= 2,54 - 1,846 \cdot n - 0,292 \cdot n^2 + 0,406 \cdot n^3 - 0,058 \cdot n^4; \\
11 \quad a_{10} \ n;2 &= 6,93 - 15,511 \cdot n + 10,048 \cdot n^2 - 2,584 \cdot n^3 + 0,227 \cdot n^4; \\
12 \quad a_{11} \ n;2 &= 0,16 - 0,178 \cdot n - 0,035 \cdot n^2 + 0,063 \cdot n^3 - 0,01 \cdot n^4; \\
13 \quad a_{12} \ n;2 &= -19,75 + 39,463 \cdot n - 24,934 \cdot n^2 + 6,198 \cdot n^3 - 0,526 \cdot n^4; \\
14 \quad a_{13} \ n;2 &= 0,87 - 1,074 \cdot n - 0,104 \cdot n^2 + 0,374 \cdot n^3 - 0,066 \cdot n^4; \\
15 \quad a_{14} \ n;2 &= 3,31 - 8,758 \cdot n + 7,08 \cdot n^2 - 2,063 \cdot n^3 + 0,2 \cdot n^4.
\end{aligned} \quad (6)$$

III. Результаты. Результирующую модель извлечения цинка из хвостов ($m=3$) получаем, объединив все пять этапов выщелачивания в единую модель. При этом в одну модель объединяются уравнения регрессий по цинку, рассчитанные на основе экспериментальных данных ($n=1$), ($n=2$), ($n=3$), ($n=4$), ($n=5$).

На каждом из этапов регрессионные модели имеют вид

$$\begin{aligned}
\varepsilon_{Zn} = \varepsilon \ n;3 &= a_0 + a_1 \cdot X_1 + a_2 \cdot X_2 + a_3 \cdot X_3 + a_4 \cdot X_4 + a_5 \cdot X_1^2 + a_6 \cdot X_2^2 + a_7 \cdot X_3^2 + \\
&+ a_8 \cdot X_4^2 + a_9 \cdot X_1 X_2 + a_{10} \cdot X_1 X_3 + a_{11} \cdot X_1 X_4 + a_{12} \cdot X_2 X_3 + a_{13} \cdot X_2 X_4 + a_{14} \cdot X_3 X_4,
\end{aligned} \quad (7)$$

где $a_k=a_k(n;3)$; $k=0,1,\dots,14$; $n=1,2,\dots,5$.

Формулы для коэффициентов a_k из (7) строятся с помощью интерполяционного полинома Лагранжа

$$\begin{aligned}
a_k \ n;3 &= \frac{n-2}{4!} \frac{n-3}{3!} \frac{n-4}{2!} \frac{n-5}{1!} a_k \ 1;3 - \frac{n-1}{3!} \frac{n-3}{2!} \frac{n-4}{1!} \frac{n-5}{0!} a_k \ 2;3 + \\
&+ \frac{n-1}{2! \cdot 2!} \frac{n-2}{1!} \frac{n-4}{0!} \frac{n-5}{0!} a_k \ 3;3 - \frac{n-1}{3!} \frac{n-2}{2!} \frac{n-3}{1!} \frac{n-5}{0!} a_k \ 4;3 + \\
&+ \frac{n-1}{4!} \frac{n-2}{3!} \frac{n-3}{2!} \frac{n-4}{1!} a_k.
\end{aligned} \quad (8)$$

Коэффициенты $a_k(1;3), \dots, a_k(5;3)$, $k=0,1,\dots,14$ определяются из уравнений регрессии, рассчитанных по данным эксперимента.

Рассчитанное в Maple регрессионное уравнение, определяющее процент выщелачивания из хвостов цинка ($m=3$) имеет вид (7), где коэффициенты $a_k=a_k(n;3)$; $k=0,1,\dots,14$

$$\begin{aligned}
 1 \quad a_0 \ n;3 &= 5 + 71,355 \cdot n - 48,278 \cdot n^2 + 12,325 \cdot n^3 - 1,052 \cdot n^4; \\
 2 \quad a_1 \ n;3 &= 16,91 - 24,967 \cdot n + 19,923 \cdot n^2 - 5,623 \cdot n^3 + 0,518 \cdot n^4; \\
 3 \quad a_2 \ n;3 &= -34,27 + 16,841 \cdot n + 0,51 \cdot n^2 - 2,296 \cdot n^3 + 0,335 \cdot n^4; \\
 4 \quad a_3 \ n;3 &= -18,13 + 34,635 \cdot n - 21,418 \cdot n^2 + 5,375 \cdot n^3 - 0,463 \cdot n^4; \\
 5 \quad a_4 \ n;3 &= 14,03 - 29,243 \cdot n + 18,83 \cdot n^2 - 4,618 \cdot n^3 + 0,38 \cdot n^4; \\
 6 \quad a_5 \ n;3 &= 5,8 - 41,08 \cdot n + 31,394 \cdot n^2 - 8,46 \cdot n^3 + 0,746 \cdot n^4; \\
 7 \quad a_6 \ n;3 &= 108,77 - 200,766 \cdot n + 129,628 \cdot n^2 - 33,369 \cdot n^3 + 2,927 \cdot n^4; \\
 8 \quad a_7 \ n;3 &= 7,01 - 11,604 \cdot n + 5,473 \cdot n^2 - 0,921 \cdot n^3 + 0,042 \cdot n^4; \\
 9 \quad a_8 \ n;3 &= 32,32 - 50,254 \cdot n + 24,593 \cdot n^2 - 4,991 \cdot n^3 + 0,362 \cdot n^4; \\
 10 \quad a_9 \ n;3 &= -10,85 + 14,354 \cdot n - 8,354 \cdot n^2 + 2,226 \cdot n^3 - 0,216 \cdot n^4; \\
 11 \quad a_{10} \ n;3 &= 31,58 - 56,344 \cdot n + 28,69 \cdot n^2 - 5,701 \cdot n^3 + 0,385 \cdot n^4; \\
 12 \quad a_{11} \ n;3 &= 17,55 - 38,028 \cdot n + 25,756 \cdot n^2 - 6,773 \cdot n^3 + 0,604 \cdot n^4; \\
 13 \quad a_{12} \ n;3 &= 66,49 - 131,043 \cdot n + 80,419 \cdot n^2 - 19,532 \cdot n^3 + 1,626 \cdot n^4; \\
 14 \quad a_{13} \ n;3 &= 54,45 - 101,179 \cdot n + 61,025 \cdot n^2 - 14,476 \cdot n^3 + 1,18 \cdot n^4; \\
 15 \quad a_{14} \ n;3 &= 31,7 - 67,841 \cdot n + 43,441 \cdot n^2 - 10,634 \cdot n^3 + 0,884 \cdot n^4.
 \end{aligned} \tag{9}$$

IV. Рассмотрим модель извлечения свинца из хвостов ($m=4$), объединив все пять этапов выщелачивания в единую модель. В одну модель объединяются уравнения регрессий по свинцу, рассчитанные на основе экспериментально полученных данных ($n=1$), ($n=2$), ($n=3$), ($n=4$), ($n=5$).

На каждом из этапов регрессионные модели имеют вид

$$\begin{aligned}
 \varepsilon_{pb} = \varepsilon \ n;4 &= a_0 + a_1 \cdot X_1 + a_2 \cdot X_2 + a_3 \cdot X_3 + a_4 \cdot X_4 + a_5 \cdot X_1^2 + a_6 \cdot X_2^2 + a_7 \cdot X_3^2 + \\
 &+ a_8 \cdot X_4^2 + a_9 \cdot X_1 X_2 + a_{10} \cdot X_1 X_3 + a_{11} \cdot X_1 X_4 + a_{12} \cdot X_2 X_3 + a_{13} \cdot X_2 X_4 + a_{14} \cdot X_3 X_4,
 \end{aligned} \tag{10}$$

где $a_k=a_k(n;4)$; $k=0,1,\dots,14$; $n=1,2,\dots,5$.

Формулы для коэффициентов a_k из (10) строятся с помощью интерполяционного полинома Лагранжа

$$\begin{aligned}
 a_k \ n;4 &= \frac{n-2}{4!} \frac{n-3}{4!} \frac{n-4}{4!} \frac{n-5}{4!} a_k \ 1;4 - \frac{n-1}{3!} \frac{n-3}{4!} \frac{n-4}{4!} \frac{n-5}{4!} a_k \ 2;4 + \\
 &+ \frac{n-1}{2!} \frac{n-2}{2!} \frac{n-4}{4!} \frac{n-5}{4!} a_k \ 3;4 - \frac{n-1}{3!} \frac{n-2}{2!} \frac{n-3}{4!} \frac{n-5}{4!} a_k \ 4;4 + \\
 &+ \frac{n-1}{4!} \frac{n-2}{2!} \frac{n-3}{4!} \frac{n-4}{4!} a_k \ 5;4.
 \end{aligned} \tag{11}$$

Коэффициенты $a_k(1;4), \dots, a_k(5;4)$, $k=0,1,\dots,14$ определяются из уравнений регрессии для экспериментальных данных.

Рассчитанное в Maple регрессионное уравнение, определяющее извлечение из хвостов цинка ($m=4$) имеет вид (10), где коэффициенты $a_k=a_k(n;4)$; $k=0,1,\dots,14$

$$\begin{aligned}
 1 \quad a_0 \ n;4 &= 183,74 - 258,448 \cdot n + 149,23 \cdot n^2 - 34,953 \cdot n^3 + 2,86 \cdot n^4; \\
 2 \quad a_1 \ n;4 &= -40,85 + 79,337 \cdot n - 49,954 \cdot n^2 + 12,548 \cdot n^3 - 1,081 \cdot n^4; \\
 3 \quad a_2 \ n;4 &= 72,07 - 96,957 \cdot n + 51,878 \cdot n^2 - 11,003 \cdot n^3 + 0,812 \cdot n^4; \\
 4 \quad a_3 \ n;4 &= -49,07 + 95,311 \cdot n - 55,307 \cdot n^2 + 12,764 \cdot n^3 - 1,018 \cdot n^4;
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
5 \quad a_4 \ n; 4 &= -21,09 + 40,654 \cdot n - 23,575 \cdot n^2 + 5,361 \cdot n^3 - 0,42 \cdot n^4; \\
6 \quad a_5 \ n; 4 &= -34,06 + 56,311 \cdot n - 33,306 \cdot n^2 + 7,799 \cdot n^3 - 0,634 \cdot n^4; \\
7 \quad a_6 \ n; 4 &= 37,41 - 94,224 \cdot n + 44,557 \cdot n^2 - 7,421 \cdot n^3 + 0,368 \cdot n^4; \\
8 \quad a_7 \ n; 4 &= -35,97 + 62,643 \cdot n - 32,893 \cdot n^2 + 6,677 \cdot n^3 - 0,458 \cdot n^4; \\
9 \quad a_8 \ n; 4 &= -82,06 + 152,648 \cdot n - 85,96 \cdot n^2 + 19,232 \cdot n^3 - 1,5 \cdot n^4; \\
10 \quad a_9 \ n; 4 &= -21,31 + 48,053 \cdot n - 32,33 \cdot n^2 + 8,447 \cdot n^3 - 0,74 \cdot n^4; \\
11 \quad a_{10} \ n; 4 &= -27,77 + 54,923 \cdot n - 35,039 \cdot n^2 + 8,602 \cdot n^3 - 0,716 \cdot n^4; \\
12 \quad a_{11} \ n; 4 &= -44,3 + 77,493 \cdot n - 42,739 \cdot n^2 + 9,357 \cdot n^3 - 0,711 \cdot n^4; \\
13 \quad a_{12} \ n; 4 &= -47,83 + 91,243 \cdot n - 52,812 \cdot n^2 + 12,082 \cdot n^3 - 0,953 \cdot n^4; \\
14 \quad a_{13} \ n; 4 &= -22,8 + 42,927 \cdot n - 25,787 \cdot n^2 + 6,173 \cdot n^3 - 0,513 \cdot n^4; \\
15 \quad a_{14} \ n; 4 &= 9,93 - 14,438 \cdot n + 6,803 \cdot n^2 - 1,352 \cdot n^3 + 0,097 \cdot n^4.
\end{aligned}
\tag{12}$$

Универсальная математическая модель извлечения металла из руды для каждого значения переменной « m » регрессионная модель имеет одну и ту же линейную структуру

$$\begin{aligned}
\varepsilon = \varepsilon \ n; m &= a_0 + a_1 \cdot X_1 + a_2 \cdot X_2 + a_3 \cdot X_3 + a_4 \cdot X_4 + a_5 \cdot X_1^2 + a_6 \cdot X_2^2 + a_7 \cdot X_3^2 + \\
&+ a_8 \cdot X_4^2 + a_9 \cdot X_1 X_2 + a_{10} \cdot X_1 X_3 + a_{11} \cdot X_1 X_4 + a_{12} \cdot X_2 X_3 + a_{13} \cdot X_2 X_4 + a_{14} \cdot X_3 X_4,
\end{aligned}
\tag{13}$$

здесь $a_k = a_k(n; m)$; $k=0,1,\dots,14$; $n=1,2,\dots,5$; $m=1,2,3,4$.

Коэффициенты $a_k = a_k(n; m)$ определяются через $a_k(n; 1)$, $a_k(n; 2)$, $a_k(n; 3)$, $a_k(m; 4)$ с помощью интерполяционного полинома Лагранжа

$$\begin{aligned}
a_k \ n; m &= -\frac{m-2}{3!} \frac{m-3}{2!} \frac{m-4}{1!} a_k \ n; 1 + \frac{m-1}{2!} \frac{m-3}{1!} \frac{m-4}{0!} a_k \ n; 2 - \\
&- \frac{m-1}{2!} \frac{m-2}{1!} \frac{m-4}{0!} a_k \ n; 3 + \frac{m-1}{3!} \frac{m-2}{2!} \frac{m-3}{1!} a_k \ n; 4,
\end{aligned}
\tag{14}$$

где коэффициенты $a_k(n; 1)$, $a_k(n; 2)$, $a_k(n; 3)$, $a_k(m; 4)$ определяются по формулам (3), (6), (9), (12).

Из формул (3), (6), (9), (12) при подходящих значениях « n » может быть получено каждое из относящихся к своему классу уравнений регрессии, описанное в таблицах.

Из формул (13,14) при соответствующих значениях « n » и « m » может быть получено любое описанное в таблицах уравнение регрессии. Уравнение (13) с коэффициентами (14) описывает универсальную модель извлечения металла из руды.

Из моделей (13,14) можно получать различные осредненные по некоторым параметрам зависимости, характеризующие остальные (не осредненные) параметры извлечения металлов.

Универсальная модель и составленная на ее основе программа моделирования имеет практическое значение, позволяя механизировать расчет параметров механохимических технологий [17-20].

Годовая прибыль от переработки хвостов обогащения определяется решением модели

$$\Pi_x = \frac{\sum_{i=1}^{n_0} C_{TO} - 3_{oo} - 3_{om} \cdot Q_0}{t_o} + C_{ш}^0 + \frac{\sum_{i=1}^{n_m} C_{TM} - 3_{om} - 3_{mm} \cdot Q_m}{t_m} + C_{ш}^M,$$

где Π_x - годовая прибыль от переработки хвостов, руб./т; $C_{то}$ - стоимость реализации продукции переработки хвостов обогащения, руб./т; 3_{oo} - затраты на обогащение хвостов обогащения, руб./т; 3_{om} - затраты на металлургический передел хвостов обогащения, руб./т; n_0 - количество извлекаемых компонентов из хвостов обогащения; Q_0 - масса хвостов обогащения, т; t_0 - время переработки хвостов обогащения, год; $C_{ш}^0$ - штрафы за хранение хвостов обогащения, руб./год; C_{tm} - стоимость реализации продуктов переработки хвостов металлургии, руб./т; 3_{om} - затраты на обогащение хвостов металлургии, руб./т; 3_{mm} - затраты на металлургию хвостов металлургии, руб./т; n_m - количество извлекаемых компонентов из хвостов металлургии; Q_m - масса хвостов

металлургии, т; t_m - время переработки хвостов металлургии, лет; $C_{ш}^M$ - штрафы за хранение хвостов металлургии, руб./год.

Выводы. 1. Метод химического обогащения и механической активации в дезинтеграторе описывается универсальной математической моделью комбинированной технологии.

2. Методика экспериментального выщелачивания свинца и цинка из хвостов обогащения в дезинтеграторе включает математическое осмысление инновационного процесса с обоснованием основы механизации расчетов параметров механохимических технологий.

3. Возможность радикальной утилизации отходов добычи и переработки металлосодержащего минерального сырья открывает возможность освоения техногенной минеральной базы, параметры и эффективность освоения которой могут быть определены решением предложенной универсальной математической модели.

4. Перспективы дальнейшего развития работ в этом направлении включают совершенствование конструкции дезинтегратора и решение связанных с использованием продуктов дезинтеграции проблем.

Список литературы

1. Исмаилов Т.Т., Голик В.И., Дольников Е.Б. Специальные способы разработки месторождений полезных ископаемых. – М.: МГГУ, 2006. – 331 с.
2. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Innovative technologies of metal extraction from the ore processing mill tailings and their integrated use//Metallurgical and Mining Industry. – 2015. – №3. – P. 49–52.
3. Голик В.И. Специальные способы разработки месторождений. – М.: Инфра-М, 2014. – 132 с.
4. Golik V.I., Razorenov Y.I., Polukhin O.N. Metal extraction from ore beneficiation codas by means of lixiviation in a disintegrator // International Journal of Applied Engineering Research. – 2015. – Т. 10. – № 17. – С. 38105-38109.
5. Голик В.И. Природоохранные технологии разработки рудных месторождений. – М.: Инфра-М, 2014. – 192 с.
6. Голик В.И., Пагиев К.Х., Габараев О.З. Энергосберегающие технологии добычи руд. – Владикавказ, Рухс. – 1995. – 375 с.
7. Вагин В.С., Голик В.И. Проблемы использования природных ресурсов южного федерального округа. – Владикавказ, Проект-пресс. – 2005. – 192 с.
8. Голик В.И., Разоренов Ю.И., Страданченко С.Г., Прокопов А.Ю., Масленников С.А. Экспериментальное обоснование возможности извлечения металлов из хвостов обогащения угля // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2012. – № 5. – С. 128-134.
9. Golik V.I., Khasheva Z.M., Shulgaty L.P. Economical efficiency of utilization of allied mining enterprises waste // The Social Sciences (Pakistan). – 2015. – Т. 10. – № 6. – Pp. 750-754.
10. Golik V.I., Stradanchenko S.G., Maslennikov S.A. Experimental study of non-waste recycling tailings ferruginous quartzite // International Journal of Applied Engineering Research. – 2015. – Т. 10. – № 15. – С. 35410-35416.
11. Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Khasheva Z. The effectiveness of combining the stages of ore fields development // Metallurgical and Mining Industry. – 2015. – Т. 7. – № 5. – С. 401-405.
12. Polukhin O.N., Komashchenko V.I., Golik V.I., Drebenstedt C. Substantiating the possibility and expediency of the ore beneficiation tailings usage in solidifying mixtures production// Scientific Reports on Resource Issues Innovations in Mineral Ressource Value Chains: Geology, Mining, Processing, Economics, Safety, and Environmental Management. – Freiberg. – 2014. – С. 402-412.
13. Голик В.И., Исмаилов Т.Т., Мицик М.Ф. Универсальная модель выщелачивания металлов из некондиционного сырья с механохимической активацией.// Горный информационно-аналитический бюллетень. – М. – 2011. – №10. – С. 233-241.
14. Golik Vladimir, Komashchenko Vitaly, Morkun Vladimir, Burdzieva Olga. Metal extraction in the case of non-waste disposal of enrichment tailings//Metallurgical and Mining Industry. – No.10 – 2015. – P.213-217.
15. Голик В.И., Разоренов Ю.И. Проектирование горных предприятий. – Новочеркасск, ЮРГТУ. – 2007–262 с.
16. Golik V.I., Razorenov Yu.I., Efremenkov A.B. Recycling of metal ore mill tailings // Applied Mechanics and Materials. – 2014. – Т. 682. – С. 363-368.
17. Разоренов Ю.И., Голик В.И., Куликов М.М. Экономика и менеджмент горной промышленности. – Новочеркасск, ЮРГТУ. – 2010. – 251 с.
18. Разоренов Ю.И., Голик В.И. Проблемы глубокой утилизации отходов переработки угля // Маркшейдерия и недропользование. – 2013. – № 4 (66). – С. 52-54.
19. Голик В.И., Разоренов Ю.И., Страданченко С.Г., Прокопов А.Ю., Масленников С.А. Экспериментальное обоснование возможности извлечения металлов из хвостов обогащения угля.// Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2012. – № 5. – С. 128-134.
20. V. Golik, V. Komashchenko, V. Morkun. The economic efficiency of ore fields development technology combination//Metallurgical and Mining Industry. – 2016. – No4. – P.11–114.

Рукопись поступила в редакцию 19.03.17

СУЧАСНИЙ СТАН ЕЛЕКТРОМОБІЛЬНОГО ТРАНСПОРТУ ТА ЙОГО ПЕРСПЕКТИВИ В УКРАЇНІ

Мета. Метою роботи є комплексне дослідження сталого стану електромобільного транспорту з зазначенням проблем, які потрібно терміново вирішувати для того, щоб електричні автомобілі стали повноцінною заміною традиційним машинам з ДВС в Україні.

Методи дослідження. У роботі було використано аналітичні дослідження та аналіз статистичних залежностей та показників.

Наукова новизна. Наукову цінність представляє аналітичне оцінювання потенціалу електромобільного ринку України та можливостей його активного інфраструктурного розвитку за рахунок скасування мита та спрощення процедури сертифікації та створення державної програми по електрифікації автомобільного транспорту та динамічного зростання кількості електричних авто на дорогах.

Практична значимість. Обґрунтовано, що ціни на електрокари безпосередньо залежать від урядових субсидій, і рівень державної підтримки грає головну роль у розвитку електротранспорту і безпосередньо впливає на політику автовиробників, яким поки вигідніше продавати традиційні автомобілі з ДВС не враховуючи, що продаж електромобілів дозволить державі реалізовувати програму по збереженню екології та ресурсозбереженню в Україні, якщо висувати автовиробникам особливі екологічні вимоги.

Результати. Обґрунтовано, що істотної стимуляції збільшення попиту на електромобілі в Україні необхідно досягти для двох чинників. Перший - погіршення ситуації з вичерпаними енергоресурсами (зростання цін на бензин в декілька разів, загрозлива ситуація з цінами на газ та інші енергоносії, близький кінець запасів нафти і газу в усьому світі). Другий - технологічний прорив, в результаті якого електромобілі стануть більш дешевими і зручними, з одночасним вкладанням коштів в розвиток інфраструктури - головним чином в створення мережі зарядних станцій. Виконано порівняльний аналіз застосування електромобілів і традиційних автомобілів в міських умовах експлуатації з урахуванням інфраструктурних особливостей міст України.

Ключові слова: електромобільний транспорт, виробники електромобілів, транспортна система, зарядна станція для електромобілів, популяризація електрокарів.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-21-26

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Електромобілі у всьому світі в останні роки у зв'язку з екологічною ситуацією та безперервним зростанням цін на нафту знову стали набирати все більшу актуальність.

Особливе завзяття проявляють невеликі підприємства (такі як «Tesla Motors»), оскільки для них не страшно скорочення обсягу виробництва звичайних автомобілів з ДВС. Tesla Motors змогла презентувати ефективний електромобіль: 4,2 с до 100 км/год, пробіг без підзарядки 400 км на швидкості 110 км/год, потужність двигуна 300 кВт. Їх патенти відкриті для популяризації електрокарів.

Аналіз досліджень і публікацій. У багатьох виробників електромобілів почалася гонитва за рекордами.

24 серпня 2010 р. електромобіль «Venturi Jamais Contente» з літій-іонними акумуляторами на солоному озері у штаті Юта встановив рекорд швидкості 495 км/г на дистанції в 1 км.

27 жовтня 2010 р. електромобіль «lekker Mobil», конвертований з мікровену Audi A2, здійснив рекордний пробіг на одній зарядці з Мюнхену до Берліну довжиною 605 км в умовах реального руху дорогами загального користування, причому були увімкнені всі допоміжні системи, у тому числі опалення.

Електромобіль з електродвигуном потужністю 55 кВт було створено фірмою «lekker Energie» на основі літій-полімерного акумулятора «Kolibri» фірми «DBM Energy». В акумуляторі було запасено 115 кВт-г, що дозволило електромобілю проїхати весь маршрут із середньою швидкістю 90 км/г (максимальна на окремих ділянках маршруту становила 130 км/г) і зберегти після фінішу 18 % від початкового заряду. Представник фірми «lekker Energie» стверджує, що акумулятор «Kolibri» здатен забезпечити сумарний ресурсний пробіг до 500 000 км.

Але це лише рекордні показники, а який же стан з серійними автівками? Питань не виникло б, володіє електричні автомобілі скільки-небудь істотними перевагами перед машинами з ДВС. За споживчими якостями електромобілі безнадійно програють. Їх запас ходу не переви-

щує 300 км (вдвічі, а то й втричі менше, ніж звичайних), на підзарядку йде від півгодини до доби проти 5 хвилин автомобілів з ДВС, вони на 20-30 % важче своїх бензинових і дизельних аналогів (що, зокрема, позначається на зносі шин). Нарешті, вони дорожче. Наприклад, європейський лідер в області електромобілів, Renault, пропонує бюджетний електричний Хетчбек Zoe за 23 300 Євро, тоді як аналогічна по класу модель Сію з ДВС коштує 16 590 Євро. Ніякі пільги на державному рівні (одноразова субсидування, звільнення від виплати транспортного податку, безкоштовна парковка та інше) не покривають різниці. Дійшло до того, що компанії - та ж Tesla - обіцяють клієнтам викупити після закінчення терміну служби найбільш дорогу частину конструкції, - акумуляторну батарею. Віра в подібні обіцянки не більш, ніж в гарантію на звичайний автомобіль: виробник завжди знайде привід, щоб відмовити.

Експерти Всенімецького автомобільного клубу (ADAC) змоделювали умови володіння різними електромобілями протягом 4 років при річному пробігу 15 000 км. З'ясувалося, зокрема, що кілометр шляху на електричному Ford Focus коштує приблизно в 56,6 євроцента проти 51 цента у бензиновій і 51,4 - у дизельній модифікації. Найбільш нерентабельною виявилася хвалена Tesla Model S - проїхати на ній кілометр обійдеться в 1,37 Євро.

І тим не менше, СМІ наполегливо піарять «електрички». Кому це вигідно? Починаючи з 2001 року уряд США виділив \$ 18 млрд на дослідження, розробку і просування альтернативних джерел енергії. За цим стояли не умоглядна турбота про благо людства, а цілком конкретна політична мета. Коли в 2003 році президент Буш відпускав \$ 1,2 млрд на створення водневих паливних елементів для автомобільного транспорту, то прямо заявив, що має намір «скоротити залежність Америки від нафти». Від програми перепало, в тому числі і мічиганської A123 Systems, LLC, створеної, до речі, незадовго до цього, в 2001 році.

Сьогодні ця компанія, один з ключових гравців на ринку батарей для електромобілів, належить китайській Wanxiang Group.

Постановка завдання. Більшість сучасних виробників автомобілів почали вкладатися в електромобілі з метою реклами - для створення собі іміджів «борців за екологію», а крім того, щоб в якийсь момент не опинитися позаду конкурентів.

Сьогодні це призвело до свого роду «електричного божевілья»: компанії навперебій представляють новинки на електротязі. І вже ніхто не наважується публічно говорити про їхню доцільність. Скажімо, про те, що значні обсяги електроенергії виробляються тепловими станціями, які споживають все ту ж вуглеводневу сировину, з якої виробляють паливо для автомобілів.

Електромобілі допоможуть вирішити локальні проблеми забруднення міст, однак не забудемо, що електроенергію десь потрібно виробляти, і ці «десь» незабаром стануть дуже брудними місцями на планеті.

Викладення матеріалу та результати. Безумовно, колісний транспорт вносить істотний внесок у забруднення середовища. Але заходи, за допомогою яких чиновники Євросоюзу підштовхують автомобілістів пересісти на електротязі, виглядають зовсім неоднозначними: легкові автомобілі обкладені екологічним податком, який вираховується в залежності від маси викидів в атмосферу вуглекислого газу.

Цікавим прикладом може бути в цьому сенсі Пекін з його задушливим смогом. На 22 мільйони жителів припадає 5,5 мільйона автомобілів і ще велика кількість мотоциклів і скутерів. Місцева влада суворо обмежує придбання нових автомобілів - реєстраційні знаки розігрують у лотерею, претенденти чекають удачі по п'ять років. Але якщо пекинець вирішує купити електромобіль, йому дають зелене світло: номер вручають негайно. Крім того, при купівлі електромобіля надається знижка в розмірі 100 000 юанів (\$ 15 000).

Китайський ринок низькошвидкісних електромобілів (low-speed electric vehicle, LSEV) мало висвітлюється ЗМІ і не контролюється урядом, який не дотує ці електрокари і не зобов'язує видавати на такі автомобілі номери, а ініціативу по їх поширенню іноді виявляють лише місцеві органи влади. Тим часом це величезний, порівняно зі звичайними електромобілями і стрімко зростаючий ринок.

За даними незалежної Шаньдунської організації виробників LSEV (а саме в цій провінції зосереджені основні автоскладальні підприємства) продажу низько швидкісних електромобілів в Китаї в 2016 році досягли позначки 1,2 млн машин. Крім провінції Шаньдун, заводи є в провінціях Хенань, Хебей і Ганьсу.

Зазвичай в Китаї до низькошвидкісних електрокарів відносять автомобілі зі швидкістю менше 70 км / год, хоча бувають й винятки, коли виробник заявляє швидкість до 80-90 км/ч.

Основними покупцями LSEV вважаються літні люди, але останнім часом ситуація змінюється. Завдяки доступній ціні й відсутності складнощів з водійськими правами, такі електромобілі стають все більш популярні серед молоді, часто вони виступають в ролі першого автомобіля, що є одним з чинників зростання продажів, який в цілому по галузі становить 60 %.

Що стосується технічних характеристик, то більшість (80%) продаються LSEV мають запас ходу на одному заряді близько 100 км і свинцево-кислотні АКБ, що значно здешевлює їх вартість в порівнянні зі звичайними електромобілями, оснащеними літій-іонними батареями. Також обслуговування таких машин обходиться значно дешевше: як правило - це ТО кожні 5000 км за ціною близько 100 \$.

Заряджаються маленькі електромобілі від стандартної мережі 220 В, що багато покупців вважають зручним. При цьому заряду багатьом вистачає на кілька днів.

Варто також відзначити, що доступність низько швидкісних електромобілів сьогодні вже не означає низьку якість. Основні виробники LSEV вже модернізували своє виробництво і, в умовах високої конкуренції на цьому ринку, пропонують цілком якісну продукцію, часто не поступається автомобілям провідних автоконцернів Китаю.

Багато мініелектрокарів вже заслужили репутацію і на слуху у китайців. До них відносяться, наприклад, FULU, Levdeo, Byvin, Yogomo, Lichi, Dayang, які за останній час значно підвищили свій рівень виробництва.

Сьогодні частка «електричок» у світовому автопарку складає лише 0,6 %. Приклад Китаю лише підтверджує, що змусити людей купувати електромобілі можна поки виключно адміністративними заходами. У тих же США боротьба за зниження залежності від імпорту енергоресурсів привела лише до того, що ціна на нафту впала і бензин подешевшав. Американці знову стали розбирати автомобілі з ДВС великого літражу. Альтернативні ж проекти один за одним зазнали фіаско. Глава північноамериканського представництва Audi в 2006 році назвав електромобіль Chevrolet Volt «машиною для дурнів».

Що ж чекає Україну в напрямку розвитку електромобільного транспорту?

За перші два місяці 2016 року в Україні було продано 125 електромобілів, а всього на даний момент в країні зареєстровано 693 електромобіля проти 568 за станом на 1 січня 2016 р. Про це повідомляє afr.com.ua. Найпопулярнішим серед українців став Nissan Leaf: цих хетчбеків з початку року придбали понад сотні. Причиною різкого стрибка попиту на електромобілі є скасування з 1 січня 2016 року ввізних мит.

Головний сервісний центр МВС оприлюднив показники електромобілів на дорогах в Україні, які були зареєстровані вперше за 2016 і I квартал 2017 року. За даними центру, загальна кількість зареєстрованих вперше електромобілів за цей період становить 2 тис. 284. Так, найбільший попит на електромобілі за даними сервісного центру МВС спостерігається в м. Києві - 528 одиниць, в Одеській - 486, і в Харківській областях - 446. Слідом йдуть Дніпропетровська, Львівська, Київська та Запорізька області. У той же час, найменшу кількість електромобілів протягом звітного періоду було зареєстровано в Луганській обл. - 9 одиниць, в Закарпатській, Житомирській та Чернівецькій областях - по 11 одиниць.

Велику зацікавленість ринком України виявляють деякі європейські виробники. В теперішній час Міністерство інфраструктури України почало переговори з американською компанією Tesla Incorporated про відкриття провадження випуску електромобілів в Україні.

У рамках підготовки до запуску офіційних продажів електромобілів в Україні компанія Renault почала встановлювати безкоштовні зарядні станції. На даний момент «електрозаправки» встановлено в трьох автосалонах бренду в Києві, Львові та Одесі, при цьому всі три заправки були підключені до партнерської мережі Tesla Club Ukraine, яка налічує вже 86 зарядних станцій по всій території України.

Безкоштовні зарядні станції можна знайти в автосалонах Renault Україна за наступними адресами:

«Кий Авто Холдинг»: Київ, вул. Дніпровська набережна, 16А;

«Ю.Р.К.»: Львів, вул. Богдана Хмельницького, 228;

«Авто Груп +»: Одеса, вул. Маршала Жукова, 6А.

У 2017 році українська мережа автозаправних комплексів WOG збирається радикально збільшити кількість зарядних станцій для електромобілів. На даний момент на паливних заправках компанії встановлено всього 10 таких станцій, але вже до кінця року їх кількість збираються довести до 300 штук. При цьому десята частина з них - 30 штук – будуть швидкісними (Supercharge), що дозволить зарядити акумуляторну батарею електромобіля всього за півгодини. Зарядні станції для електромобілів будуть встановлюватися на базі існуючих паливних заправок мережі, так що під час зарядки власники електромобілів зможуть скористатися всією доступною інфраструктурою, включаючи WOG Cafe. Якщо врахувати, що на сьогоднішній день мережа заправок WOG включає близько 500 станцій, то зарядні пристрої з'являться більше ніж на кожній другій заправці. Генеральний директор «Вог Рітейл» зазначив, що стандартні зарядні станції будуть безкоштовними, а от за користування швидкісними Supercharge-модулями доведеться заплатити. При цьому він пообіцяв, що вартість заряджання не буде дуже високою, мова йде скоріше про покриття собівартості енергії, ніж про спробу заробити.

Даний проект WOG реалізує спільно з неназваним поки партнером, який займається імпортом електромобілів в Україні, а значить сам зацікавлений у розвитку в Україні відповідної інфраструктури. Представник WOG також розповів, що незабаром мережа розробить мобільний додаток, в якому власники електромобілів зможуть побачити місце розташування всіх зарядних комплексів.

В Україні також працює фінська компанія Ensto, яка продає зарядки для електромобілів. За словами її представника В'ячеслава Шевніна, вищий інтерес до таких пристроїв проявляє саме бізнес, а не приватні особи. Пан Шевнін мріє, що незабаром в Україні, як в деяких країнах ЄС, 5% місць на парковках буде виділено для електромобілів, а поруч будуть стояти елегантні колонки, від яких можна буде підзарядитися. Щось схоже до 2020 року обіцяє створити в столиці Київська рада, яка вже прийняла відповідне рішення.

У квітні поточного року стартував ZOE-тур на електромобілях Renault по Україні. Метою туру є тестове випробування інфраструктури для електромобілів в трьох містах України (Київ, Одеса, Львів), зокрема, під час туру перевірені зарядні станції на можливість правильної зарядки електромобілів Renault. Головними героями туру є спеціально привезені Renault ZOE, на яких експерти Renault з Франції тестують стан вітчизняної інфраструктури та її готовність приймати електромобілі. Концепцію розвитку екосистеми електромобілів Рено в Україні представлено на рис. 1.



Рис. 1. Концепція розвитку екосистеми електромобілів Рено в Україні

Варто зазначити, що в першому кварталі поточного року продажі електромобілів Renault виросли на 46% приблизно до 10000 одиниць (без урахування Twizy) завдяки популярності нового ZOE з пробігом в 400 км (в циклі NEDC). Продажі моделі ZOE виросли на 57% і зміцнили лідерські позиції групи Renault на ринку електромобілів з часткою в 28%.

В Україні планують випускати і власні електромобілі. Інвестувати в нову галузь автомобілебудування готові Fiat, Suzuki, Volkswagen, Nissan, Hyundai і Toyota. У зв'язку з цим влада сподівається, що гучні бренди привернуть увагу українських споживачів.

Дане рішення було прийнято у зв'язку зі зростаючим інтересом до електрокарів українських автомобілістів. За статистикою, в січні нинішнього року було продано 4,7 тис. автомобілів,

які передбачають використання альтернативних джерел енергії. Це на 54% більше порівняно із січнем 2016 року.

Український уряд планує знижувати ціну на продаж імпортованих електромобілів до 21%. Це підстобне розвиток виробництва власних електрокарів.

Навесні 2017 року на українському авторинку з'явився ще один сучасний електромобіль - Opel Ampera-e. На даний момент це чи не самий «витривалий» в своєму класі електромобіль. На одному заряді акумуляторів Opel Ampera-e може подолати 380 км.

Втім, показники продажів електромобілів значно нижче очікуваних, зазначає переважна більшість компаній, які налагодили їх серійний випуск.

Незважаючи на потужні піар-кампанії, що розповідають про десятикратне зростання реалізації машин з електромоторами, субсидії і податкові пільги, їх частка світового ринку ледь перевищила 1%.

Причина частково криється у високій вартості такої техніки, що робить її придбання економічно абсолютно непривабливим.

Про те, що 1 км за кермом електрокара обходиться істотно дорожче, ніж за кермом звичайного автомобіля, можна переконатися, наприклад, порівнявши тарифи Leaf і Tesla «Оксі-таксі» з тарифами інших столичних операторів.

Щорічна економія в \$ 1 тис., а саме стільки платить за паливо середньостатистичний київський водій, в кращому випадку дозволить окупити інвестицію в акумуляторну батарею акурат до закінчення строку її експлуатації.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Проблема електрокарів не тільки у високій ціні: ідеальний сценарій їх використання передбачає проживання власника в приватному будинку, у дворі якого транспортний засіб всю ніч може простояти на зарядці.

Мешканці багатоповерхових будинків можливості заряджати електромобілі вночі зі зрозумілих причин позбавлені.

З тим, що для створення умов нормальної повсякденної експлуатації електричних машин необхідно будівництво широкої мережі зарядних станцій, згодні всі.

Не варто забувати і про те, що швидкі зарядки проблему поїздки на далекі дистанції зменшують, але не знімають повністю.

Крім всього зазначеного є ще один недолік електричок, суттєвий для нашої країни - при зарядці електромобілів від побутової мережі зростають перевантаження електричних мереж «останньої милі», що загрожує зниженням якості енергопостачання і ризиком локальних аварій мережі.

Список літератури

1. Systemsauto [Електронний ресурс]: багатопредмет. авто.журн. / Москва. - Електрон. журн. - 2016. - Режим доступу: <http://systemsauto.ru/engine/electric-car.html>
2. Форсаж 7 [Електронний ресурс]: багатопредмет. авто.журн. / Москва. - Електрон. журн. - 2016. - Режим доступу: <http://zhurnul.milt.rissi.ruhttp://forsage7.com.ua/blog/plusi-i-minusi-elektromobiley>
3. Гібридні автомобілі / О.В. Бажинов, О.П. Смирнов, С.А. Серіков та ін.; за заг. ред. О.В. Бажинова. – Х.: ХНАДУ, 2008. – 328 с.
4. <http://www.evworld.com/news. Venturi Streamliner Sets New World Speed Record>
5. <http://www.dw.com/ru 600-км-без-подзарядки-новые-перспективы-развития-электромобилей>
6. <http://24tv.ua. Телеканал новин 24. Процитовано 2016-01-25. Чи можливо перейти на електромобілі в українських реаліях: плюси і мінуси авто>
7. <http://24tv.ua. Телеканал новин 24. Процитовано 2016-01-25. Українці почали купувати електромобілі>
8. <http://www.forbes.ru/forbeslife/327269-pervoe-kitaiskoe-preduprezhdenie-kogda-mir-peresyadet-na-elektromobili>
9. Петров В. Ю. Легковой автотранспорт будущего: электромобили, водородные или традиционные автомобили? // Автомобильная промышленность. — 2009. — No 5.
10. Эткин Д. М. Некоторые технико-экономические аспекты электрификации массовых автомобилей в США // Журнал автомобильных Рукопис подано до редакції 14.04.17
Рукопис подано до редакції 17.03.17

МЕТОД МНОГОКРИТЕРИАЛЬНОЙ ОПТИМИЗАЦИИ ДЛЯ ПРОЕКТНЫХ ЗАДАЧ ПРИ СОЗДАНИИ ГОРНЫХ МАШИН

Цель. Существующие методы многокритериальной оптимизации затруднительно использовать в задачах при разнонаправленной оптимизации с неявно заданными целевыми функциями или аргументами, заданными в качественной форме. Целью данной статьи является разработка метода многокритериальной оптимизации с расширенной областью применения для использования в практической инженерной деятельности.

Методы. Метод предполагает на первом этапе построение таблиц значений целевых функций на основе аргументов с учетом общей области допустимых значений аргументов и с учетом ограничений. Каждая такая таблица содержит столбцы значений аргументов и столбец значений функции. Далее проводится сортировка таблиц по значениям целевых функций в соответствии с типом экстремума каждой из них (в порядке убывания при поиске максимума или в порядке возрастания при поиске минимума).

Из таблиц значений в пределах интервала поиска определяются совпадающие наборы аргументов. Если найдены совпадающие наборы аргументов во всех таблицах, то процесс оптимизации прекращается. Если совпадающих наборов аргументов в текущем интервале поиска не найдено, то его размер увеличивается на единицу и поиск начинается с начала.

Научная новизна. Предложен метод многокритериальной разнонаправленной условной оптимизации для неявно заданных унимодальных и не унимодальных целевых функций не учитывающий информацию о предпочтениях, проводящий поиск компромиссного решения в центральной части фронта Паретто, определяющий единственное оптимальное решение, наилучшим образом удовлетворяющее всем критериям.

Практическая значимость. Возможность решения проектных разнонаправленных многокритериальных задач оптимизации без явно заданных целевых функций. При этом проектные критерии могут определяться на основе методик расчета и не иметь конкретной функции.

Результаты. Представлен метод условной многокритериальной оптимизации для неявно заданных целевых функций, отличающийся высокой универсальностью. Однако существенным недостатком представленного метода является высокая ресурсоёмкость. Направлением дальнейших исследований является устранение данного недостатка.

Ключевые слова: методы оптимизации, многокритериальная оптимизация, неявно заданные функции, фронт Паретто, поиск компромиссного решения, критерии оптимизации.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-26-31

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В практической инженерной деятельности, как при проектировании, так и при выборе режимов эксплуатации, часто встречаются задачи, заключающиеся в поиске лучшего (оптимального) решения при наличии различных несводимых друг к другу критериев оптимальности. Например, при поиске оптимальной конструкции детали, конструктор пытается максимизировать запас прочности и минимизировать массу. Очевидно, этого невозможно достичь одновременно, поскольку, чем больше запас прочности, тем массивнее должна быть деталь и тем больше ее масса. Задачи такого типа очень часто встречаются при проектировании, когда в результате расчетов есть несколько вариантов машины, отличающиеся параметрами и необходимо найти лучший вариант. Причем по одним критериям нужно искать максимум, а по другим - минимум.

Характерной особенностью проектных задач является то, что нет явно заданных целевых функций, а есть только методика расчета каких-то критериев, которые необходимо максимизировать или минимизировать. Свести такие критерии к одной функции достаточно затруднительно. Из-за этого изначально неизвестно, что представляет собой такая целевая функция – линейна она или не линейна, унимодальна или не унимодальна. А аргументы могут быть выражены количественно (численно) или качественно. Например, при выборе наилучшей машины по нескольким критериям, марка машины выступает в качестве аргумента, имеющего качественный характер, а различные критерии - в качестве целевых функций.

Анализ исследований и публикаций. Существует большое разнообразие классов задач оптимизации и, соответственно, методов их решения [1-15].

Одними из простейших методов многокритериальной оптимизации являются методы, проводящие поиск компромиссного решения в центральной части фронта Паретто и не учитывающие информацию о предпочтениях. Примерами таких методов являются метод сум-

мирования, метод глобального критерия, метод нейтрального компромисного решения [5,7,10,11,15].

Однако указанные методы затруднительно использовать в задачах с неявно заданными целевыми функциями или аргументами, заданными в качественной форме, особенно если необходима разнонаправленная оптимизация (когда некоторые критерии должны быть минимизированы, а другие - максимизированы).

Постановка задачи. Разработка метода многокритериальной разнонаправленной условной оптимизации для неявно заданных унимодальных или не унимодальных целевых функций, проводящий поиск компромиссного решения в центральной части фронта Паретто, не учитывающего информацию о предпочтениях, с помощью которого можно найти единственное оптимальное решение, наилучшим образом удовлетворяющее всем критериям.

Изложение материала и результатов. В качестве исходных данных выступает набор проектных параметров, значения которых необходимо найти для получения экстремума всех критериев в процессе решения инженерной задачи оптимизации.

Метод предназначен для поиска середины области компромиссного решения неявно заданных целевых функций в виде таблиц значений.

Характерной особенностью метода является его расширенная область применения. Так, задача оптимизации может быть разнонаправленной - часть целевых функций необходимо максимизировать, а часть - минимизировать. Сами целевые функции могут быть унимодальными (иметь один экстремум в области допустимых решений) или не унимодальными (иметь несколько экстремумов), линейными или нелинейными. Аргументы могут быть выражены количественно (численно) или качественно.

Например, при выборе наилучшей машины по нескольким критериям, марка машины выступает в качестве аргумента, имеющего качественный характер, а различные критерии - в качестве целевых функций.

Несмотря на то, что основным назначением метода является работа с неявно заданными функциями, он может с успехом применяться и для решения задач оптимизации с явно заданными функциями.

Достоинствами метода являются расширенная область применения и гарантированное отыскание единственного оптимального решения, наилучшим образом удовлетворяющего всем критериям.

Основным недостатком такого метода (как и всех методов на основе перебора) является большие потребляемые вычислительные ресурсы и время оптимизации.

Алгоритм метода

1. Постановка задачи оптимизации. Определение аргументов (проектных параметров) $x_1, x_2, \dots, x_n$, целевых функций $f_1, f_2, \dots, f_n$, типа экстремума каждой из них (max/min) и ограничений;
2. Определение области допустимых значений аргументов для каждой из целевых функций на основе ограничений. Определение общей области допустимых значений аргументов.
3. Построение таблиц значений целевых функций на основе аргументов с учетом общей области допустимых значений аргументов с учетом ограничений (рис. 1). Каждая такая таблица содержит несколько столбцов значений, соответствующих аргументам и столбец значений функции.

x_1	x_2	x_n	$f_1(x_1, x_2, \dots, x_n)$	x_1	x_2	x_n	$f_2(x_1, x_2, \dots, x_n)$	$\dots$	x_1	x_2	x_n	$f_m(x_1, x_2, \dots, x_n)$
-------	-------	-------	-----------------------------	-------	-------	-------	-----------------------------	---------	-------	-------	-------	-----------------------------

Рис. 1. Таблицы значений целевых функций

4. Сортировка таблиц значений целевых функций в соответствии с типом экстремума каждой из них (в порядке убывания при поиске максимума или в порядке возрастания при поиске минимума) (рис. 2).

$\max$	x_1	x_2	x_n	$f_1(x_1, x_2, \dots, x_n)$	$\max$	x_1	x_2	x_n	$f_2(x_1, x_2, \dots, x_n)$	$\max$	x_1	x_2	x_n	$f_m(x_1, x_2, \dots, x_n)$
	1.13	809	70	0.0934		5.29	878	36	123		7.57	310	63	23.943
	5.86	577	82	0.082		6.08	691	57	112		6.71	281	14	23.932
	6.91	575	15	0.0804		6.51	562	59	110		4.33	686	30	23.912
	5.29	878	36	0.0793		7.77	323	41	109		3.07	251	41	23.832
	1.38	275	68	0.0703		2.88	396	18	103		5.29	878	36	23.81
	1.24	812	52	0.0634		2.35	715	28	98		1.14	895	32	23.801
	7.83	513	13	0.0611		0.13	854	12	96		4.37	384	54	23.793
	0.56	875	44	0.0592		3.33	231	45	92		0.12	417	75	23.754
	4.76	782	88	0.0544		5.5	895	59	90		8.91	747	73	23.712
	2	619	71	0.0434		4.98	462	64	89		5.41	787	38	23.523
	4.69	594	72	0.0334		7.74	435	24	85		8.28	895	38	23.511
	1.34	423	26	0.0279		1.47	485	84	83		5.41	658	53	23.493
	6.16	897	88	0.0246		0.83	571	15	73		7.96	320	15	23.432
$\min$	1.32	415	32	0.0201	$\min$	5.18	627	85	67	$\min$	8.32	331	10	23.422

Рис. 2. Сортировка таблиц

5. Задается интервал поиска Δ . В начальный момент она равен 1. После каждого цикла его значение увеличивается на 1 до количества строк в таблицах;

6. Интервал поиска всегда начинается сверху таблицы. Из таблиц значений в пределах интервала поиска Δ определяются совпадающие наборы аргументов (рис. 3). Если найдены совпадающие наборы аргументов во всех таблицах, то процесс оптимизации прекращается.

x_1	x_2	x_3	$f_1(x_1, x_2, \dots, x_3)$
1,13	809	70	0,0934
5,86	577	82	0,082
6,91	575	15	0,0804
5,29	878	36	0,0793
1,38	275	68	0,0703
1,24	812	52	0,0634
7,83	513	13	0,0611
0,56	875	44	0,0592
4,76	782	88	0,0544
2	619	71	0,0434
4,69	594	72	0,0334
1,34	423	26	0,0279
6,16	897	88	0,0246
1,32	415	32	0,0201

x_1	x_2	x_3	$f_1(x_1, x_2, \dots, x_3)$
5,29	878	36	123
6,08	691	57	112
6,51	562	59	110
7,77	323	41	109
2,88	396	18	103
2,35	715	28	98
0,13	854	12	96
3,33	231	45	92
5,5	895	59	90
4,98	462	64	89
7,74	435	24	85
1,47	485	84	83
0,83	571	15	73
5,18	627	85	67

x_1	x_2	x_3	$f_{11}(x_1, x_2, \dots, x_3)$
7,57	310	63	23,943
6,71	281	14	23,932
4,33	686	30	23,912
3,07	251	41	23,832
5,29	878	36	23,81
1,14	895	32	23,801
4,37	384	54	23,793
0,12	417	75	23,754
8,91	747	73	23,712
5,41	787	38	23,523
8,28	895	38	23,511
5,41	658	53	23,493
7,96	320	15	23,432
8,32	331	10	23,422

Рис. 3. Поиск оптимума

7. Если совпадающих наборов аргументов в текущем интервале поиска Δ не найдено, то интервал поиска Δ увеличивается на 1 и выполняется переход к п. 6.

8. Если найдено несколько совпадающих наборов аргументов (рис. 4), то предпочтение следует тот, у которого больше аргументов в верхней части таблицы (рис.4, поз. 1).

x_1	x_2	x_3	$f_1(x_1, x_2, \dots, x_3)$
1,13	809	70	0,0934
5,86	577	82	0,082
6,91	575	15	0,0804
5,29	878	36	0,0793
1,38	275	68	0,0703
1,24	812	52	0,0634
7,83	513	13	0,0611
0,56	875	44	0,0592
4,76	782	88	0,0544
2	619	71	0,0434
4,69	594	72	0,0334
1,34	423	26	0,0279
6,16	897	88	0,0246
1,32	415	32	0,0201

x_1	x_2	x_3	$f_1(x_1, x_2, \dots, x_3)$
5,29	878	36	123
6,08	691	57	112
6,51	562	59	110
7,77	323	41	109
2,88	396	18	103
2,35	715	28	98
0,13	854	12	96
3,33	231	45	92
5,5	895	59	90
4,98	462	64	89
7,74	435	24	85
1,47	485	84	83
0,83	571	15	73
5,18	627	85	67

x_1	x_2	x_3	$f_{11}(x_1, x_2, \dots, x_3)$
7,57	310	63	23,943
6,71	281	14	23,932
4,33	686	30	23,912
3,07	251	41	23,832
5,29	878	36	23,81
1,14	895	32	23,801
4,37	384	54	23,793
0,12	417	75	23,754
8,91	747	73	23,712
5,41	787	38	23,523
8,28	895	38	23,511
5,41	658	53	23,493
7,96	320	15	23,432
8,32	331	10	23,422

Рис. 4. Наборы оптимальных значений: 1 - предпочтительное решение задачи; 2 - менее оптимальное решение

Рассмотрим работу предложенного метода на нескольких характерных примерах.

Пример 1. Рассмотрим многокритериальную задачу оптимизации двух явно заданных одномерных унимодальных целевых функций.

$$\begin{cases} f_1(x) = 20 + (2 - 0,5 \cdot x)^2 \rightarrow \min; \\ f_2(x) = 10 - (4 - 0,5 \cdot x)^2 \rightarrow \max. \end{cases}$$

Ограничения

$$0 \leq x \leq 10$$

Из графика (рис 5а) видно, что задача не имеет идеального решения - минимум функции f_1 не совпадает с максимумом функции f_2 .

Экстремумы функций находятся в следующих точках

$$\begin{cases} x_{f_1 \min} = 4; \\ x_{f_2 \max} = 8. \end{cases}$$

Определим множество оптимальных решений Паретто. Для этого построим график зависимости одной функции от другой (рис 5б). На графике обозначим точки экстремума для одной и другой целевых функций. Часть графика между этими точками (1) и будет множеством оптимальных решений Паретто в которой необходимо искать компромиссное решение, т.е. одного

конкретного решения задача не имеет. Применим предложенный метод оптимизации для того чтобы определить компромиссное значение x_k , которое удовлетворяет условиям поставленной задачи.

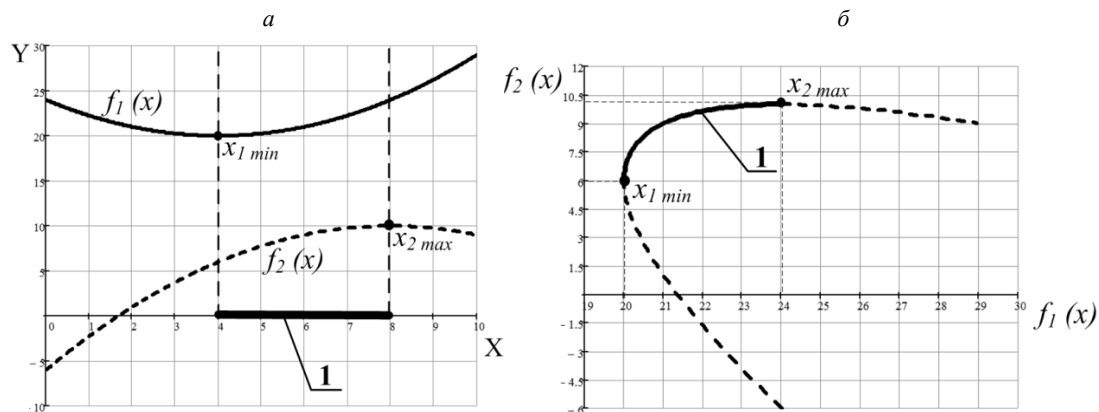


Рис. 5. Многокритериальная задача оптимизации: а - графическое представление задачи; б - множество Парето; 1 - множество оптимальных решений

Согласно поставленной задаче оптимизации имеются два разнонаправленных критерия и один аргумент, который имеет следующую область определения $0 \leq x \leq 10$. Общая область допустимых значений аргумента совпадает с областью допустимых значений аргументов для каждой целевой функции. Каждая таблица значений целевых функций с учетом общей области допустимых значений аргументов и с учетом ограничений содержат по одному столбцу значений аргумента и одному столбцу значений функции. Значение шага дискретизации, которое определяет точность решения принято равным 0,01. Первая таблица сортируется по возрастанию, поскольку ищется минимум, вторая - по убыванию, поскольку ищется максимум. В результате получено значение $x=6$, $f_1=21$; $f_2=9$ при $\Delta=2$. Очевидно, что полученное решение совпадает с серединой области Парето (рис. 5б).

Пример 2. Рассмотрим известную многокритериальную задачу выбора оптимальной марки автомобиля по трем критериям (табл. 1) [3].

Таблица 1

Критерий (целевая функция)	Параметры автомобилей			
	Аргумент (x)			
	VW Golf	Opel Astra	Ford Focus	Toyota Corolla
Цена, 1000 Euro (f_1)	16,2	14,9	14,0	15,2
Расход топлива на 100 км, л (f_2)	7,2	7,0	7,5	8,2
Мощность, кВт (f_3)	66,0	62,0	55	71

В такой задаче нет явно заданных целевых функций. Аргумент (марки машин) является качественным. При этом необходимо выбрать автомобиль, который был бы достаточно мощным, с небольшим расходом топлива и стоил недорого.

Условие задачи оптимизации выглядит следующим образом:

$$\begin{aligned} f_1(\text{цена}) &\rightarrow \min; \\ f_2(\text{расход топлива на 100 км}) &\rightarrow \min; \\ f_3(\text{мощность}) &\rightarrow \max. \end{aligned}$$

Ограничения

$$x \in (\text{VW Golf, Opel Astra, Ford Focus, Toyota Corolla}).$$

Предварительно проанализируем эту задачу с помощью критерия Парето. На рис. 6 приведены точки, соответствующие маркам автомобилей. Из графика следует, что однозначного решения задачи нет. Автомобили марки Opel (рис. 6, поз. 2) и Ford (рис. 6, поз. 3) является Парето-оптимальным решением.

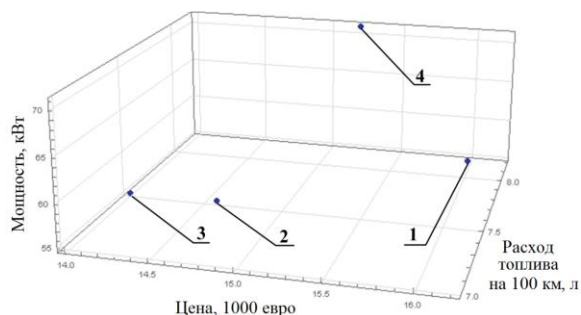


Рис. 6. Графическое представление параметров автомобилей: 1 – VW Golf; 2 – Opel Astra; 3 – Ford Focus; 4 – Toyota Corolla

Применим предложенный метод для решения этой задачи. Составим таблицы значений целевых функций, и отсортируем их (табл. 2). В результате работы предложенного метода многокритериальной оптимизации определен оптимальный автомобиль, которым оказался Opel

Astra. Интервал поиска $\Delta=3$.

Таблица 2

Результат работы метода

	f_1 (цена) $\rightarrow \min$		f_2 (расход топлива на 100 км) $\rightarrow \min$		f_3 (мощность) $\rightarrow \max$	
	Ford Focus	14,0	Opel Astra	7,0	Toyota Corolla	71
Δ	Opel Astra	14,9	VW Golf	7,2	VW Golf	66,0
	Toyota Corolla	15,2	Ford Focus	7,5	Opel Astra	62,0
	VW Golf	16,2	Toyota Corolla	8,2	Ford Focus	55

Приведенные примеры демонстрируют универсальность и простоту реализации разработанного метода многокритериальной оптимизации.

Выводы и направления дальнейших исследований. Таким образом, представлен метод условной многокритериальной оптимизации для неявно заданных целевых функций, отличающийся тем, что способен найти единственное оптимальное решение наилучшим образом удовлетворяющее всем критериям и учитывающий весовые коэффициенты этих критериев. Метод может быть использован для оптимизации унимодальных или не унимодальных целевых функций и отличается высокой универсальностью. Однако существенным недостатком представленного метода является высокая ресурсоемкость. Направлением дальнейших исследований является устранение данного недостатка.

Список литературы

1. **Блауг М.** Экономическая теория благосостояния Парето/ **М.Блауг** // Экономическая мысль в ретроспективе = Economic Theory in Retrospect. - М.: Дело, 1994. - С. 540-561;
2. **Кини Р.Л., Райфа Х.** Принятие решений при многих критериях: предпочтения и замещения / **Р.Л. Кини, Х. Райфа.** - М: Радио и связь, 1981. - 560 с.;
3. Лекция 15. Многокритериальная оптимизация Институт математики им. С. Л. Соболева Сибирского отделения Российской академии наук URL: <http://www.math.nsc.ru/LBRT/k5/OR-MMF/lec15.pdf>;
4. **Микони С.В.** Системный анализ методов многокритериальной оптимизации на конечном множестве альтернатив / **С.В.Микони** // Труды СПИИРАН.- 2015.- Вып. 4(41).-С.180-199;
5. **Ногин В. Д.** Принятие решений в многокритериальной среде: количественный подход / **В.Д. Ногин.** - М.: ФИЗМАТЛИТ, 2005.- 176 с.;
6. **Петросян Л. А.** Теория игр / **Л.А. Петросян , Н.А. Зенкевич, Е.В. Шевкопляс.**- СПб: БХВ-Петербург, 2012.- 432 с.;
7. **Подinovский В. В.** Парето-оптимальные решения многокритериальных задач / **В.В. Подinovский, В.Д. Ногин.** - М.: Наука, 1982.-262 с.;
8. **Посицельская Л. Н.** Равновесие и Парето-оптимальность в шумной дуэли дискретного типа с ненулевой суммой / **Л. Н. Посицельская** // Фундамент. и прикл. матем., 2002.-т.8.-№4.-с.1111-1128;
9. **Посицельская Л. Н.** Равновесие и оптимальность по Парето в шумных дискретных дуэлях с произвольным количеством действий / **Л. Н. Посицельская** // Фундамент. и прикл. матем., 2007.-т.13.-№2.-с.147-155;
10. **Просанов, И.Ю.** Математические модели в теории управления и исследование операций: учебное пособие / **И.Ю. Просанов.** – Хабаровск: ДВГУПС, 2007. - 214с.;
11. **Расстригин Л.А.** Адаптивные методы многокритериальной оптимизации / **Л.А. Расстригин, Я.Ю. Эйдук** // Автоматика и телемеханика, 1985.- № 1.- С. 5-26;
12. **Censor Y.**, Pareto Optimality in Multiobjective Problemsю.- **Appl. Math. Optimiz.**, 1977.-Vol. 4.- pp 41-59,
13. **Ehrgott M. and Gandibleux X.** «Approximative Solution Methods for Multiobjective Combinatorial Optimization». TOP (Sociedad de Estadística e Investigación Operativa) 12 (1).Matthias Ehrgott. Multicriteria Optimization. — Springer, 2004;
14. **Matthias Ehrgott.** Multicriteria Optimization.- Springer, 2005.- 268 p.;
15. **Wierzbicki A.P.** Reference point approaches // Multicriteria Decision Making: Advances in MCDM Models, Algorithms, Theory and Applications / **Gal T., Stewart T.J., Hanne T.** (Eds.). Boston: Kluwer Academic Publishers, 1999. P. 9.1-9.39.

Рукопись поступила в редакцию 17.03.17

РОЗРОБКА СИСТЕМИ РОЗПІЗНАВАННЯ ГРАФІТОВИХ ВКЛЮЧЕНЬ ПРИ АНАЛІЗІ МІКРОСТРУКТУРИ ЧАВУНУ

Метою дослідження є розробка системи автоматизованого мікроструктурного аналізу для вирішення конкретних задач. Створення планується в форматі окремих модулів під конкретні задачі матеріалознавства, що дозволить молодим науковцям, які позбавлені фінансування, вирішувати задачі, пов'язані з їх професійним спрямуванням.

Елементом **наукової новизни** є питання розробки сучасної вітчизняної системи автоматизованого мікроструктурного аналізу на етапі аналізу графітових включень у чавуні. Викладено результати проведення мікроструктурного аналізу та обробки отриманих результатів, а також перелік використаного обладнання.

У роботі сформульовано актуальність проблеми, пов'язаної з необхідністю переходу від стандартних методів мікроструктурного аналізу до сучасних, які є більш точними і потребують мінімум втручання людини. Дослідження проводилися на зразках циліндричної форми. Матеріал КЧ35-10. У процесі цифрової обробки отриманих зображень використано **метод** Вейвлет аналізу. Для аналізу графітових включень для визначення відношення Ферит-Перліт встановлюються порогові рівні градації сірого так, щоб на нетравленому зразку можна було виявити графіт. Графітна фракція використовується для розрізнення між графітом і перлітом, тому що їх схожість в відтінках сірого робить їх практично невідмінними один від одного. Після завершення аналізу, програма автоматично обчислює відсоток графітної фракції, яка зберігається в проміжний звіт.

Практична значимість полягає в тому, що розроблена програма в комбінації з можливостями сучасної цифрової техніки для мікроструктурного аналізу дозволяє визначати параметри графіту точно і багаторазово. Програнний пакет розроблені відповідно до міжнародного стандарту ISO 945-1:2008. Передбачена можливість автоматичного генерування звіту, заснованого на даних аналізу.

Результати дослідження показали, що розроблена система є універсальною і може взаємодіяти з будь-яким оптичним обладнанням (компактні цифрові металографічні мікроскопи, аналогові мікроскопи з цифровим окуляром, професійні цифрові металографічні мікроскопи), але яке, в свою чергу задовольняє вимоги, що висувуються при мікроструктурному аналізі.

Ключові слова: мікроструктурний аналіз, графіт, чавун, система розпізнавання, матеріалознавство.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-31-35

Проблема і її зв'язок з практичними задачами. У лабораторії металографії, завдання аналізу ступеня сфероїзації графіту в чавуні, його розміру, форми і розподілу, а також відношення Ферит-Перліт, має край важливе значення з точки зору контролю якості [1-5]. Так як чавун використовується у виробництві широкого спектру прецизійних виробів, верстатобудівна промисловість є яскравим прикладом того, як контроль якості чавуну грає життєво важливу роль у виготовленні деталей, що вимагають підвищеної міцності і зносостійкості: бази і корпуси, станини верстатів, зубчасті колеса.

Крім того, графіт, що міститься в чавуні допомагає погасити вібрації і шум від двигуна. Високоміцний чавун вибирають за його унікальні механічні властивості, він в свою чергу, дозволяє знизити рівень шуму і вагу, при одночасному зниженні собівартості. Метою мікроструктурного аналізу чавуну є отримання наступних важливих характеристик:

- тип графіту (форма);
- розподіл графіту;
- розмір графіту;
- ступень сфероїзації графіту;
- процент включень графіту;
- відношення Ферит-Перліт.

Аналіз досліджень та публікацій. Для оцінки мікроструктури графіту в чавуні використовують міжнародний стандарт ISO 945-1:2008 [3,5,6]. Цей стандарт представлений трьома параметрами: тип (форма), розподіл і розмір графіту. Класифікація форм графітних включень, змінюється від I до VI. Тип VI вказує на кулясту форму (високоміцний чавун - графіт у вигляді куль), у той час як тип I відповідає ковкому чавуну (графіт у вигляді пластівців). Відсоток графіту, фериту і перліту відповідає величині, займаний кожною структурою в матеріалі. Визначення таких параметрів є класичним прикладом оцінки відсотка площі включень.

Історично склалося так, що більшість лабораторій контролю якості здійснюють аналіз чавуну за допомогою атласів методом порівняння [7,8,13,14]. При цьому оператор здійснює візу-

альну оцінку параметрів шляхом порівняння реального зображення під оптичним мікроскопом (зазвичай при 100-кратному збільшенні) з атласом мікрознімків. Оскільки чавун зазвичай аналізується за кількома параметрами, порівняння різних графіків може зайняти багато часу. Оскільки результати інтерпретуються оператором, ця методологія може привести до неточних і часто невідтворюваних результатів, між різними операторами. Крім того, оператор повинен вручну ввести свої результати в електронні таблиці або звіт, що веде за собою виникнення нових помилок.

Для сучасної лабораторії контролю якості, завданням є створення повністю автоматизованого виконання мікроструктурного аналізу чавуну і документування результатів, в повній відповідності з ISO 945-1:2008 [6] або іншим міжнародним чи вітчизняним стандартом, усуваючи будь-які потенційні неточності [9-15].

Мета досліджень. Метою дослідження є розробка системи автоматизованого мікроструктурного аналізу для вирішення конкретних задач. Створення планується в форматі окремих модулів під конкретні задачі матеріалознавства, що дозволить молодим науковцям, які позбавлені фінансування, вирішувати задачі, пов'язані з їх професійним спрямуванням. Це викликано потребою у придбанні професійних автоматизованих комплексів, які звичайно вирішують широкий спектр задач, але які потребують занадто великих капіталовкладень.

Викладення матеріалу та результати. В даному дослідженні завдяки досягненням в області цифрової мікроскопії, розроблено спеціальне програмне забезпечення в програмному пакеті Matlab на основі Вейвлет аналізу для реконструкції та подальшого аналізу зображення включень шаровидного графіту у структурі чавуну. Матеріал КЧ35-10. Оператор може проводити аналіз отриманих зображень мікроструктури чавуну, згідно з широким спектром міжнародних стандартів. Протягом декількох натискань миші, нетравлений зразок може бути повністю проаналізовано на розмір графіту, форму, ступінь сфероїдизації і розподіл.

При розгляді питання про вибір мікроскопа для аналізу чавуну, більш важливим, ніж цифрова роздільна здатність є розмір пікселя, точніше щільність пікселів. Використовуємо цифровий компактний мікроскоп з наступними характеристиками:

роздільна здатність: 2.0 Мрх;
максимальна роздільна здатність: 1600×1200 рх;
коефіцієнт збільшення: 1X ~ 1000X (ручне);
максимальна частота кадрів: 30 кадр/с;
можливість створення знімків (JPEG, BMP), запис відео (AVI);
фокус: 0-40 мм;
інтерфейс: USB 2.0, USB 1.1;
живлення: 5 В від USB;
підсвітка: 8 LED;
довжина USB-кабеля: 1.45 м;
розміри мікроскопа (довжина і діаметр): 140 мм та 40мм;

Рис. 1. Цифровий компактний мікроскоп для проведення аналізу



Цей мікроскоп має можливість здійснювати передачу зображення в градаціях сірого, що було одним з критеріїв вибору обладнання для експерименту, оскільки в розробленому програмному забезпеченні аналіз чавуну може бути належним чином виконаний тільки в режимі градацій сірого (установка порогових параметрів простіше, ніж в кольоровому режимі).

Послідовність проведення аналізу.

Для здійснення аналізу може бути використаний комп'ютер з мінімальними вимогами продуктивності. В першу чергу проводиться захоплення цифрового зображення поверхні заздалегідь підготовленого мікрошліфа, а потім на основі закладених в програмному забезпеченні алгоритмів перетворення зображення здійснюють подальший аналіз.

Для аналізу графітових включень встановлюються порогові рівні градації сірого так, щоб на нетравленому зразку можна було виявити графіт (рис. 2). Після завершення аналізу, програма автоматично обчислює відсоток графітної фракції, яка зберігається в проміжний звіт. Ця фракція

буде використовуватися в подальшому при аналізі співвідношення перліт-ферит протравленого зразка. Графітна фракція використовується для розрізнення між графітом і перлітом, тому що їх схожість в відтінках сірого робить їх практично невідмітними один від одного.

Для визначення відношення Ферит-Перліт встановлюються порогові рівні градації сірого для виявлення фериту (рис. 3).

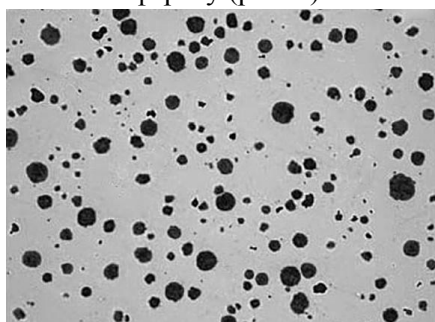


Рис. 2. Результати мікроструктурного аналізу графіт-вих включень

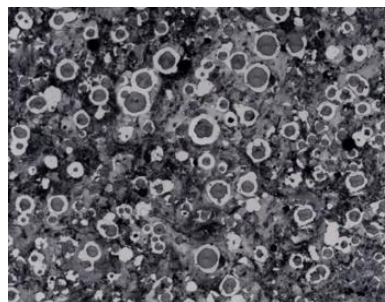


Рис. 3. Протравлений зразок, для визначення співвідношення ферит-перліт

Оскільки графіт і перліт мають схожі значеннями в відтінках сірого, відсоток графіту враховується з попереднього аналізу на процентний вміст графіту. Для уникнення помилкового виявлення фериту застосовується морфологічний фільтр для виділення яскравих пустот в перліті.

Зображення аналізується відповідно до обраного стандарту (рис. 4). Після завершення аналізу, всі дані автоматично заносяться в таблицю результатів безпосередньо в програмному забезпеченні. На підставі заздалегідь визначеного шаблону, автоматично генерується звіт, що включає результати аналізу чавуну (рис. 5). Звіти, що містять відповідні дані аналізу і пов'язані з ними зображення, також можуть бути отримані з мінімальним рівнем підготовки.

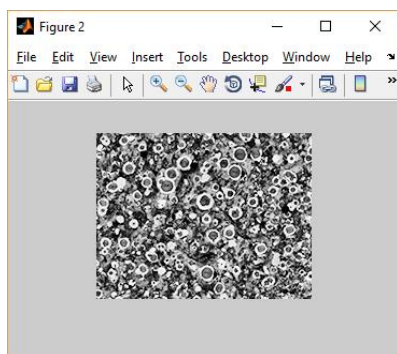


Рис. 4. Аналіз зображень відповідно до обраного стандарту

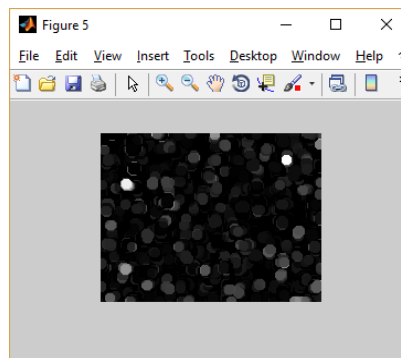
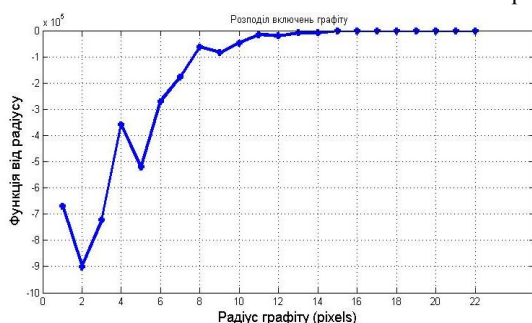


Рис. 5. Результати мікроструктурного аналізу



Відтворюваність дослідів перевірялася за критерієм Кохрена. При цьому кількість порівнюваних вибірок становило $m=4$, кількість дослідів в серії - 35, обсяг кожної вибірки $n=50$, рівень значущості був прийнятий на рівні $p=0,05$.

Результати обробки експериментальних даних наведені в табл. 1.

Таблиця 1

Результати статистичної обробки експериментальних даних		
Діапазон радіусів графіту	Критерій Кохрена	
	G розрахунковий	G табличний
R_1	0,3567	0,3720
R_2	0,3601	0,3720
R_3	0,3496	0,3720
R_4	0,3512	0,3720

R_5	0,3385	0,3720
R_6	0,3694	0,3720
R_7	0,3478	0,3720
R_8	0,3639	0,3720
R_9	0,3534	0,3720
R_{10}	0,3686	0,3720

Для усіх отриманих експериментальних даних, розрахункове значення критерію Кохрена менше табличних значень.

Таким чином, розроблений метод і експериментальний програмно-апаратний комплекс що його реалізовує дозволяють коректно відновлювати функцію розподілу графітових включень за розмірами.

Похибка відновлення функції розподілу графітових включень за розмірами.

Результати дослідження показали, що розроблена система є універсальною і придатна для роботи як з аналоговими мікроскопами з цифровим окуляром, так і з професійними цифрови металографічними мікроскопами.

Висновок. Розроблена програма в комбінації з можливостями сучасної цифрової техніки для мікроструктурного аналізу дозволяє визначати параметри графіту точно і багаторазово, а втручання людини зведено до мінімуму.

Програмний пакет розроблений відповідно до міжнародного стандарту ISO 945-1:2008. Передбачена можливість автоматичного генерування звіту, заснованого на даних аналізу.

Напрямок подальшого вдосконалення методу, є створення бази даних для архівації та швидкого і легкого пошуку зображень і пов'язаних з ними даних, а також розширення можливостей системи для охоплення більш широкого спектру матеріалів (металів, порошків, покриттів).

Список літератури

1. Анализатор изображений "Thixomet". Режим доступа: <http://ukrintech.com.ua/produksiya/metallografiya/programmnoe-obespechenie/>
2. Минаев А.А., Смирнов А.Н., Лейрих И.В. Металлопродукция: сертификация, маркировка, упаковка. Учебное пособие. – Донецк: Норд-Пресс, 2006. – 291 с.
3. Богачев И.Н. Металлография чугуна. М.: Машгиз, 1952. – 360 с.4.
5. Тен Э.Б., Тухин Э.Х., Воронцов В.И., Ильюров А.Л. Прогнозирование формы графита в структуре чугуна / Э.Б. Тен, Э.Х. Тухин, В.И. Воронцов, А.Л. Ильюров // Экспресс обзор Серия 10 Промышленность отопительного и санитарно-технического оборудования. - М.:ВНИИЭСМ. 1991, №4. - С.3-10.
6. ISO 945-1:2008. Microstructure of cast irons — Part 1: Graphite classification by visual analysis.
7. Юнусов Ю.Ю., Осмаков В.Н. Исследование макро- и микроструктуры металла неразрушающим методом при помощи металлографического комплекса / Ю.Ю. Юнусов, В.Н. Осмаков // Металловедение и термическая обработка металлов, 2002, №2,- С. 36-37.
8. Яковлев А.В. Система обработки изображений шлифов металлов / А.В. Яковлев // Радиотехника, телевидение и связь. Межвуз. сборник научн. трудов. – Муром: Изд-во Муромского института (филиала) ВлГУ, 1999.
9. Мартюшев Н.В. Программные средства для автоматического металлографического анализа / Н.В. Мартюшев // Современные проблемы науки и образования. – 2012. – № 5. – С. 1-6.
10. Гонтовой С.В., Емельянов В.А. Автоматизированная компьютерная система 153 металлографического контроля качества металлов / С. В. Гонтовой, В. А. Емельянов // Радиоелектронні і комп'ютерні системи. – 2010. – № 5(46). – С. 197 – 202.
11. Стась О.М., Гаврилюк В.П. Комп'ютерні методи дослідження в металографічному аналізі / О.М. Стась, В.П. Гаврилюк // Методи дослідження та контролю якості металів. — 2000. — №1—2. — С.48—52.
12. Повстяной О.Ю., Заболотний О.В., Чміль І.І. Комп'ютерні методи дослідження в металографічному аналізі за допомогою прикладних програм/ О.Ю. Повстяной, О.В. Заболотний, І.І. Чміль // Наукові нотатки. – Луцьк: ЛДТУ, 2004. – Випуск 15. – С.244-251
13. ГОСТ 1778-70 Сталь. Металлографические методы определения неметаллических включений.
14. ГОСТ Р ИСО 4967-2009 Сталь. Определение содержания неметаллических включений. Металлографический метод с использованием эталонных шкал.
15. ГОСТ 3443-87 Отливки из чугуна с различной формой графита. Методы определения структуры.

Рукопис подано до редакції 07.02.17

ДОСЛІДЖЕННЯ ШЛЯХІВ ПІДВИЩЕННЯ ЕНЕРГЕТИЧНОЇ ЕФЕКТИВНОСТІ ВИРОБНИЦТВА СТИСНЕНОГО ПОВІТРЯ В ШАХТНИХ КОМПРЕСОРНИХ УСТАНОВКАХ

Мета. Метою даної статті є аналіз сучасного стану виробництва стисненого повітря та шляхів підвищення енергетичної ефективності компресорних установок в умовах шахт.

Методи дослідження. У роботі використовувалися теоретичні та емпіричні методи дослідження. Проведено аналіз сучасного стану парку компресорних установок, досліджено можливі схеми охолодження стисненого повітря між ступенями компресора та вибрано найбільш ефективну систему.

Наукова новизна. Вдосконалено схему охолодження стисненого повітря між ступенями компресора за допомогою пари «труба Вентурі-відцентровий сепаратор-краплевлловач»; подальшого розвитку набуло дослідження щодо підвищення енергетичної ефективності виробництва стисненого повітря.

Практична цінність. Розроблена схема дозволить підвищити ефективність роботи турбокомпресора за рахунок оптимізації функціонування апаратів контактної системи охолодження стисненого повітря. Застосування даної системи охолодження дозволить зменшити енергетичну залежність та підвищити ефективність виробництва на підприємствах гірничо-металургійного комплексу.

Результати роботи. Способи охолодження, які застосовуються в даний час, не завжди забезпечують зниження температури повітря до необхідного рівня, в той же час вибір більш ефективного способу охолодження є суттєвим резервом для вдосконалення функціонування гірничого устаткування.

Аналіз показав, що більш ефективним є застосування саме контактної системи охолодження стисненого повітря. Контактна система охолодження стисненого повітря для роботи гірничого устаткування дозволяє значно підвищити ефективність його функціонування. Разом з тим, аналіз цієї системи охолодження вказує на необхідність оптимізації її параметрів з метою мінімізації втрат.

Найбільш прийнятним варіантом для застосування в якості апаратів контактної системи охолодження шахтних турбокомпресорів є система, що складається з змішувального пристрою типу труба Вентурі і відцентрового сепаратора-краплевлловача. Запропонована принципова схема охолодження стисненого повітря між ступенями компресора за допомогою пари «труба Вентурі - відцентровий сепаратор-краплевлловач», з якої видно, що дана пара «труба Вентурі - відцентровий сепаратор-краплевлловач» є головним конструктивним елементом як контактних повітроохолоджувачів, так і охолоджувача циркуляційної води. Такий контактний апарат поєднує досить високу ефективність тепломасообміну з відносно невеликим гідравлічним опором.

Тому, вдосконалення системи забезпечення шахт стисненим повітрям є одним з основних напрямків енергозбереження в гірничій галузі.

Ключові слова: турбокомпресори, енергетична ефективність, стиснуте повітря, пневмопостачання, енергозбереження, енергоносії.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-35-40

Постановка проблеми і стан її вирішення. Компресорні станції та установки є невід'ємною частиною промислових підприємств гірничої галузі. Повітряні компресори становлять понад 80 % від загального парку компресорів. Таке велике поширення повітряних компресорів пояснюється необхідністю використання стисненого повітря як найбільш зручного і порівняно недорогого енергоносія. Основними перевагами стисненого повітря перед іншими енергоносіями (природний газ, електроенергія, водяна пара) є простота й дешевизна його вироблення і транспортування до місця споживання. Системи виробництва та розподілу стисненого повітря в промисловості споживають до 10 % електроенергії. На жаль, існує думка, що стиснене повітря коштує дешево, хоча лише 5-10 % спожитої електроенергії витрачається на здійснення корисної механічної роботи. Витрати на вироблення стисненого повітря становлять 5-15 % від собівартості продукції, а для деяких виробництв досягають 30 % та більше [7]. Тому, вдосконалення системи забезпечення шахт стисненим повітрям є одним з основних напрямків енергозбереження в гірничій галузі.

Аналіз досліджень та публікацій. Дослідженням щодо підвищення ефективності компресорних установок присвячені праці видатних науковців В.Ф. Мурзіна, П.П. Фролова, Ю.А. Цейтліна, В.Ф. Ріса, В.І. Самусі, Ю.І. Оксеня та ін.

Стиснене повітря - найпоширеніший енергоносіє. Він використовується практично на будь-якому підприємстві. Широкому застосуванню стисненого повітря, як енергоносія, сприя-

ють його позитивні якості: пружність; швидка передача тиску; прозорість; нездатність до конденсації (в умовах навколишнього середовища); нешкідливість; висока транспортабельність; необмежений запас у природі [10].

Головна перевага стисненого повітря як енергоносія - це можливість використання технологічних, малогабаритних та легких пневмоінструментів і пристроїв з високою питомою потужністю.

Але поряд з позитивними якостями і зручністю у використанні стиснене повітря як енергоносії має і недоліки: великі втрати через різні витоки (можуть досягати 10-40 %); висока собівартість стисненого повітря через велику енергоємність його виробництва [12].

Виробництво стисненого повітря надзвичайно неефективний процес. За даними роботи [15], біля 90 % електроенергії, яка витрачається для його виробництва, губиться у вигляді теплоти. Менше 10 % електроенергії, яка витрачається, перетворюється в корисну роботу. Погана конструкція і витоки в системах, зокрема, витоки повітря з розподільних трубопроводів сприяють подальшому зниженню ефективності ще на 30-50 %. Ситуацію можна виправити встановивши на компресор систему, яка дозволить використовувати викидну теплову енергію компресора з користю (наприклад, підігрів води для технології, потреб підприємства або опалення). Такі системи називаються системами утилізації. Вони дозволяють підвищити загальний ККД компресора до 70-80 %.

У роботі [13] визначено, що для оцінки досконалості процесів, що протікають в компресорних установках, доцільно використовувати ексергетичний метод. Втрати ексергії в компресорних агрегатах складають біля 50 % потужності, яка підводиться до їхніх приводних двигунів, 37,3% енергії втрачається при транспортуванні стиснутого повітря по трубопроводу, 11% енергії втрачається в пневмодвигунах і лише 2,5 % є корисною роботою.

Отже, основними причинами низьких енергетичних показників компресорної установки [14] є непродуктивні втрати повітря, нераціональні режими охолодження компресорів при виробництві стисненого повітря, нераціональне використання або не використання енергії тепла, яке відводиться від компресорних установок.

Отже, дослідження щодо підвищення енергетичної ефективності компресорних установок є досить актуальним.

Постановка завдання. Метою даної статті є аналіз сучасного стану виробництва стисненого повітря та шляхів підвищення енергетичної ефективності компресорних установок в умовах шахт.

Викладення основного матеріалу. Як машини для стиснення повітря широко використовуються поршневі, відцентрові, а останніми роками й гвинтові компресори. Спочатку всюди застосовувалися виключно поршневі компресори, які постійно вдосконалювалися. З появою великих промислових підприємств для задоволення їх потреб щодо стисненого повітря почали використовувати високопродуктивні відцентрові компресори, а в окремих випадках і осьові машини. У період спаду економіки в країнах СНД на підприємствах різко знизилися обсяги виробництва, що привело до необхідності виведення з експлуатації великих компресорних станцій та установок і насамперед відцентрових компресорів [11]. У боротьбі за зниження собівартості продукції все більш широко використовуються енергозберігаючі технології, знижується споживання енергоресурсів, зокрема й стисненого повітря.

У табл. 1 наведено дані про парк компресорів, які експлуатуються на підприємствах гірничої промисловості України [7].

Таблиця 1

Склад парку компресорів на підприємствах гірничої галузі України

Типи компресорів, країна виробник	Продуктивність, м ³ /хв	Загальна кількість за типами, шт
Турбокомпресори, Росія	135; 250; 500	187
Поршневі компресори, Росія, Німеччина	100	412
Поршневі компресори, Росія, Україна	20-30;50	132
Гвинтові компресори, Росія	20-50	200
Гвинтові компресори, Росія, Україна	5	1215

Аналіз засвідчує, що загальний стан компресорного парку у ряді галузей, зокрема провідних, не відповідає сучасним вимогам. На підставі досвіду, накопиченого у ВАТ «НВАТ ВНДІ

Компресормаш» (головної організації України з компресоробудування) [8], під час обстеження систем забезпечення стисненим повітрям промислових підприємств різних галузей промислового виробництва виявлений ряд типових недоліків:

потужність компресорних станцій підприємств, створена в основному ще в доперевбудовні роки з орієнтацією на великі обсяги випуску продукції, щодо потреб, які виникли на сьогодні, явно надмірна;

компресорні станції часто оснащені морально і фізично застарілим устаткуванням, технічний стан якого характеризується як незадовільний;

складне компресорне господарство вимагає значних витрат на утримання експлуатаційного та ремонтного персоналу, придбання запасних частин для компресорів, ряд з яких уже знятий із виробництва;

системи повітропроводів громіздкі, з істотними доповненнями і змінами проектних схем, мають «тупики» та невикористовувані ділянки, в яких утворюється волога, а в зимовий час – обмерзання, багато свищів, теч, нещільність арматури і т. п., це зумовлює втрати повітря, що набагато перевищують нормативні;

здебільшого не налагоджений сучасний контроль вироблення і споживання стисненого повітря, відсутні необхідні засоби контрольно-вимірювальних приладів та автоматики;

відсутні ефективні засоби регулювання виробництва стисненого повітря. Пристосування компресорної станції до змінюваного режиму споживання здійснюється або вмиканням - вимиканням агрегатів, або стравлюванням надмірного повітря в атмосферу, величина якого досягає 50 % та більше від продуктивності компресора, - найбільш неефективний спосіб регулювання;

постачання стисненого повітря підприємствам здійснюється, як правило, з центральної компресорної станції. На великих підприємствах деякі споживачі повітря віддалені на сотні й навіть тисячі метрів.

У результаті в трубопроводах мають місце великі гідравлічні втрати, конденсатні пробки, течя, і віддалені споживачі зазнають нестачі повітря, що потрясає виробництво і призводить до значних збитків.

На шахтах і рудниках розповсюдження одержали поршневі, гвинтові компресори та турбокомпресори.

У галузі великих продуктивностей найбільш ефективні відцентрові компресори (турбокомпресори). Перевага їх застосування визначається потребою у великих масах газу, стисненого в одній машині, більш високою надійністю та довговічністю роботи, поданням стисненого газу без пульсацій тиску [8]. Межі максимальної потужності відцентрових компресорів значно розширилися, на цей час експлуатуються відцентрові компресори продуктивністю до $1\,000\text{ м}^3/\text{хв}$ і більше.

Як в процесі стиснення, так і в процесі підготовки стисненого газу перед подачею його споживачеві, стиснений газ охолоджується. Цим досягається істотне зменшення питомих витрат електроенергії. Виносні повітроохолоджувачі, що застосовуються для цих цілей, не завжди забезпечують необхідне охолодження повітря [1]. Це пов'язано, в першу чергу, з погіршенням їх ефективності через забруднення теплообмінних поверхонь накипними відкладеннями внаслідок відсутності на шахтних компресорних станціях водопідготовки. При цьому, температура повітря на виході їх повітроохолоджувачів може досягати $75\text{--}90\text{ }^{\circ}\text{C}$ (замість 35°C). Це несприятливо позначається на показниках роботи турбокомпресорів. Крім того, забруднення збільшують гідравлічний опір апаратів по повітрю і воді. Перше, призводить до погіршення характеристики турбокомпресора через зростання падіння тиску на повітроохолоджувачі, друге до зниження витрати охолоджувальної води, що призводить до збільшення температури повітря.

Охолодження повітря в процесі стиснення в компресорних агрегатах обумовлене наступними факторами.

Перший фактор - економічний. Охолоджуючи повітря, яке стискується, знижують його внутрішню енергію. Це приводить до зниження роботи на його стиснення. Чим інтенсивніше охолодження, тим менше витрачається електроенергії на стиснення повітря і вище ККД компресору.

Другий фактор - безпека. При роботі компресорного агрегату змащування його рухомих елементів приводить до утворення нагару і вибухонебезпечних сумішей. Вибухонебезпечність нагару і сумішей збільшується з підвищенням температури стисненого повітря. Тому правила

досліджень. Аналіз сучасного стану питання виробництва стисненого повітря в компресорних агрегатах в умовах шахт, дозволив зробити такі висновки:

Найбільш енергоємними споживачами електричної енергії шахт є стаціонарні установки – водовідлив, вентиляція, підйом, компресорні, які разом споживають понад 80 % усієї споживаної електроенергії шахти.

Особливо великі витрати на вироблення стисненого повітря центральними компресорними станціями, які складають більше 30 % від усієї споживаної комбінатом електроенергії.

Основними причинами низьких енергетичних показників компресорної установки є непродуктивні втрати повітря, нераціональні режими охолодження компресорів при виробництві стисненого повітря, нераціональне використання або не використання енергії тепла, яке відводиться від компресорних установок.

Ефективність роботи системи охолодження визначає економічність всього процесу одержання стисненого повітря, а від її надійності залежить надійна та безпечна робота компресорного агрегату.

Отже, підвищення ефективності охолодження стиснутого повітря є першочерговим завданням, розв'язання якого підвищує енергетичну ефективність компресорної установки.

Подальші дослідження будуть направлені на знаходження раціональних параметрів апаратів контактної системи охолодження в залежності від режимів роботи та початкових умов, що дозволить підвищити енергетичну ефективність виробництва стисненого повітря в шахтних компресорних установках.

Список літератури

1. **Замицький О. В.** Наукове обґрунтування технічних рішень по вдосконаленню системи пневмопостачання гірничого обладнання : автореф. дис. на здоб. наук. ступ .д-ра тех. наук : 05.05.06 / **Замицький О.В.**; М-во освіти і науки України, Криворізький технічний університет. – Кривий Ріг, 2007. – 35 с.
2. **Замыцкий О. В.** Анализ способов охлаждения при производстве сжатого воздуха для горных машин//Горн. инф.-анал. бюл. / Моск. горн. ун-т. - Научн. техн. сб. – 2001. – №10. – С.67-70.
3. **Замыцкий О. В.** Тепломассообмен в контактных воздухоохладителях турбокомпрессора // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 2004. – №9. – С.327-330.
4. **Замыцкий О. В.** Тепломассообмен в контактом охладителе циркуляционной воды турбокомпрессора // Разраб. рудн. месторожд. – Вып. 87. – Кривой Рог: КТУ. – 2004. – С.125–129.
5. **Замицький О. В.** Выбор параметров контактных охладителей циркуляционной воды турбокомпрессора / **О.В. Замыцкий, Н.В. Бондарь** // Металлургическая теплотехника : Сб. научн. трудов. – Днепропетровск: Новая идеология. – 2011. – Вып. 3(18). С.101-107.
6. **Замыцкий О. В.** Выбор параметров контактных воздухоохладителей рудничных турбокомпрессоров // Вісник Криворізького технічного університету, 2005. – Вып. 6. – Кривий Ріг: КТУ. – С. 85-88.
71. **Бондаренко Г. А.** Компресорні станції: підручник / **Г. А. Бондаренко, Г. В. Кирик**. – Суми: Сумський державний університет, 2016. – 385 с.
81. **Коренькова Т. В., Лузан П. В., Михайличенко Д. А., Перекрест А. Л., Сердюк О. О.** Системи регулювання параметрів та підвищення ефективності роботи насосних, вентиляторних та компресорних установок: Навч. посібник. – Кременчук: КДПУ, 2006. – 152 с.
9. Системы воздушноснабжения промышленных предприятий. **Борисов Б. Г., Калинин Н. В., Михайлов В. А.** и др. / под ред. В. А. Германа. М.: Моск. энерг. ин-т, 1989. – 180 с.
10. **Кузнецов Ю. В., Кузнецов М. Ю.** Сжатый воздух. – Екатеринбург: Уро РАН, 2007. – 514 с.
11. Енергетична стратегія України до 2030 року // Розпорядження Кабінету Міністрів України від 15.03.2006 за № 145-р.
12. О проблемах пневмоэнергетического комплекса шахт / [Грядущий Б. А., Кирик Г. В., Коваль А. Н. Жарков П. Е. и др.] // Компрессорное и энергетическое машиностроение. – 2008. – №1(11). – С. 2 – 5.
13. **Цейтлин Ю. А., Мурзин В. А.** Пневматические установки шахт. – М.: Недра, 1985. – 352 с.
14. **Chiou C.B.** The study of energy-saving strategy for direct expansion air conditioning system / [Chiou C.B., Chiou C.H., Cui C.M., Lin S.L.] // Energy and Buildings. – 2008. – Volume 40. – Issue 9. p.p. 1660 – 1665.
15. **Гойхман В. М.** Регулирование электропотребления и экономия электроэнергии на угольных шахтах / **В. М. Гойхман, Ю. П. Миновский**. – М.: Недра, 1988. – 320 с.
16. **Бажан П.И., Каневец Г.Е., Селиверстов В.М.** Справочник по теплообменным аппаратам. –М: Машиностроение, 1989.

Рукопис подано до редакції 21.03.17

**РІШЕННЯ АВТОМАТИЗАЦІЇ НА ОСНОВІ ПРОГРАМНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ
WONDERWARE ДЛЯ КОНВЕРТОРНОГО ВИРОБНИЦТВА СТАЛІ**

Мета. Метою цієї роботи є впровадження існуючого програмного забезпечення Wonderware та дослідження інтегрування програмних продуктів у автоматизовану систему керування конверторним виробництвом сталі, що дасть можливість надати широкий спектр рішень з автоматизації для різних галузей промисловості. Дана робота створює умови для підвищення техніко-економічних показників за рахунок більш ефективного управління технологічними процесами, тому удосконалення та впровадження MES-систем є актуальною задачею.

Методи дослідження. Для вирішення цього завдання виконано аналіз існуючих систем автоматизації виробничих процесів вітчизняних та закордонних вчених. Задачі вирішувалися з використанням сучасних методів управління технологічними та виробничими процесами в сталеплавильному виробництві, математичного моделювання. З використанням методу пасивного експерименту досліджено можливості та переваги Wonderware.

Наукова новизна. На основі аналізу існуючих систем та рішень з автоматизації виробничих процесів виявлена необхідність більш тісної взаємодії MES-систем із суміжними інформаційними системами підприємства для підвищення ефективності виробничих процесів. Запропоновані системи управління виробництвом і технологічна платформа Wonderware допомагають досягти максимальних робочих характеристик і ефективності виробництва.

Практична значимість. На підставі результатів, отриманих у роботі, можна удосконалити системи управління процесом конверторного виробництва сталі шляхом модернізування існуючої системи за рахунок впровадження рішень автоматизації на основі програмного забезпечення Wonderware та виконати такі завдання: збір, обробки та обміну основної інформації з іншими системами конверторного виробництва. Результати дослідження можуть використовуватися на підприємствах, які займаються розробкою систем управління. Тому, розробка новітніх рішень автоматизації керування виплавою сталі є доцільною з технічної й експлуатаційної точок зору.

Результати. Для вирішення задач автоматизації на основі програмного забезпечення Wonderware для конверторного виробництва розглянуто її основні властивості, компоненти, особливості впровадження в інших галузях промисловості. В роботі показана можливість впровадження технології Wonderware для конверторного виробництва сталі ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», що створює умови для підвищення техніко-економічних показників за рахунок більш ефективного управління технологічними та виробничими процесами. Для того, щоб збільшити продуктивність виробництва сталі необхідно провести додаткові дослідження та адаптувати дане програмне забезпечення для ефективного виробництва.

Ключові слова: конвертор, Wonderware, виробництво сталі, системи керування, автоматизація.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-40-45

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. За останній час виявлена необхідність більш тісної взаємодії MES-систем із суміжними інформаційними системами, такими, як системи управління ланцюгами поставок, взаємодії з замовниками, фінансовими системами підприємства як всередині підприємства, так і між взаємодіючими підприємствами для підвищення ефективності виробничих процесів. Тому, системи оперативного управління виробництвом і технологічна платформа Wonderware, а також система партнерів Wonderware допомагають високопродуктивним організаціям досягти максимальних робочих характеристик і ефективності в ключових галузях виробництва, тому удосконалення та впровадження MES-систем є актуальною задачею.

Аналіз досліджень та публікацій. Розглянемо існуючі варіанти застосування сучасних технологій промислової автоматизації на прикладі одного з найбільших в Південній Африці підприємств – SCAW Metals, яка виробляє широкий асортимент сталевих виробів. Основні виробництва SCAW Metals - виплавка сталі, виготовлення сталевого прокату і ливарні роботи. SCAW Metals поставили перед виконавцем проекту наступні цілі: забезпечення високого ступеня керованості заводів з використанням звичайних SCADA/MES – технологій автоматизації, що мають системи оповіщення та моніторингу процесів; забезпечення гарантованого дотримання термінів проектів для кожного заводу; інтеграція систем на всіх заводах, включаючи інтеграцію шести локальних систем, збір даних з контролерів різних виробників (Siemens, Allen Bradley і т.д.), створення централізованої системи моніторингу, можливість модернізації ПЗ з єдиного центру. Застосування Wonderware в металургійному виробництві дасть можливість підвищити техніко-економічні показники всього виробництва.

Розглянемо систему управління машиною подачі кисню для конвертера 160 т на ПАТ

"Новолипецкий металлургический комбинат". АСУ ТП МПК №3 реалізовано на лінійці контролерів Allen-Bradley - ControlLogix. Система має багаторівневе резервування. Механічна частина - дві фурми для подачі кисню, одна знаходиться в положенні - заміна, інша в роботі.

Система управління машиною подачі кисню конвертерного цеху ВАТ «Дніпродзержинського меткомбінат», м. Дніпродзержинськ, Україна. Система керування фурмами побудована таким чином, що зберігається повна працездатність однієї фурми при проведенні профілактичних робіт на другій фурмі. Завдяки використанню в системі управління двох програмованих контролерів SIMATIC S7-300 по одному на кожну фурму, вдалося домогтися того, що кожна фурма є самостійним об'єктом управління [1-9, 16, 17].

Постановка завдання. З аналізу наведених робіт, встановлено, що в конверторному виробництві сталі програмне забезпечення Wonderware на даний час не використовується. Для того, щоб збільшити продуктивність виробництва сталі необхідно провести додаткові дослідження та адаптувати дане програмне забезпечення для ефективного виробництва. Для вирішення поставленого завдання необхідно модернізувати існуючу систему за рахунок впровадження рішень автоматизації конверторного виробництва на основі програмного забезпечення Wonderware та виконати такі завдання: збір основної інформації, обробки та обміну з іншими системами конверторного виробництва тощо.

Викладення матеріалу та результати. Для вирішення задач автоматизації на основі програмного забезпечення Wonderware для конверторного виробництва сталі розглянемо її основні властивості, компоненти, особливості впровадження в інших галузях промисловості та застосування та металургійного виробництва.

Програмний продукт Wonderware [10] використовується в різних галузях підприємництва і різних сегментів ринку, його діяльність дуже поширена і спрямована на вдосконалення роботи.

Програмне забезпечення Wonderware задіяне в різних галузях промисловості, у тому числі: управління нерухомістю, харчової, гірничо-металургійної, електроенергетичної, нафти і газу та води і стічних вод. Компанія Wonderware є підрозділом компанії Invensys - провідного постачальника систем автоматизації та інформаційних технологій [10].

Компанія Klinkmann пропонує широкий асортимент програмних рішень для автоматизації виробництва і технологічних процесів, включаючи широко відоме в світі програмне забезпечення людино-машинного інтерфейсу InTouch, єдину індустріальну платформу System Platform для оптимальної інтеграції виробничих завдань і постійно змінюються потреби замовників, рішення класу SCADA/HMI, системи оперативного управління виробництвом (MES) і інструменти організації інтелектуального виробництва на підприємстві (EMI) та ін. Програмне забезпечення компанії успішно використовується для автоматизації промислових об'єктів в різних галузях промисловості, включаючи енергетичну, нафтову/газову, хімічну, металургійну, металообробну, целюлозно-паперову, харчову, водопостачання і каналізацію, транспортну, електронну та ін.

Розглянемо програмні продукти компанії Wonderware, центром Wonderware System Platform є «виробнича модель» - логічне уявлення фізичних процесів, керованих і контрольованих додатками Wonderware. Об'єктно-орієнтована технологія ArchestrA робить можливим конфігурацію, реєстрацію, доставку та підтримку інформації реального часу і архівної інформації простим натисненням кнопки миші.

Wonderware System Platform включає (рис. 1) високопродуктивний сервер історичних даних з архівацією історії виробництва, ефективною компресією даних і автоконфігурацією архівування, що виключає дублювання роботи, і сервер управління промисловою інформацією, який значно спрощує організацію і доставку оперативної інформації для використання всіма службами організації чи підприємства [10-11].

Більш детально розглянемо компоненти програмного забезпечення Wonderware. Wonderware Development Studio надає комплексний набір інструментів для швидкої розробки і розгортання додатків Wonderware. Ядром Development Studio служить інтегроване компонентне середовище розробки, в рамках якого інженерний персонал може займатися розробкою, тестуванням і розгортан-

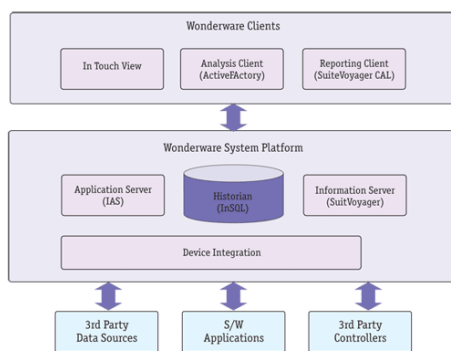


Рис. 1. Архітектура Wonderware System Platform

ням будь-яких промислових додатків автоматизації. Не покидаючи середовища розробки IDE, користувачі можуть створювати ефективні і складні графічні подання та включати їх у HMI, SCADA, MES додатки або системи виробничого інтелекту.

Програмний компонент Wonderware Historian є високопродуктивною базою даних реально-го часу для промислових підприємств, яка пропонує можливості розширення до 500 000 тегів, з ще більшою продуктивністю при пошуку даних. Historian можна конфігурувати як окрему систему збору та агрегації даних, чи як частину великої багаторівневої архітектури. Локальні засоби мають дані, що необхідні для докладного виявлення несправностей для того, щоб особи компанії, які приймають рішення, могли використовувати агреговані дані для порівняння продуктивності виконання робіт за участю кількох робітників.

Для географічно розподілених станцій Wonderware Historian є ідеальним рішенням завдяки своїй здатності підтримувати цілісність даних при обробці нестабільних, пізніх або окремих даних. Багатьом промисловим компаніям необхідний цілодобовий доступ до обробки даних, при цьому зберігаючи взаємну ізольованість керуючої та комерційної мереж. Wonderware Historian пропонує економічно вкрай вигідне рішення, яке задовольняє обом вимогам. Опція Redundant Historian (дублюючий архіватор) надає просте, економічно вигідне і доступне рішення, а також пропонує ефективну за вартістю взаємну ізоляцію керуючої та комерційної мереж. Завдяки доданій потужності та різнобічності Wonderware Historian Client, можна швидко візуалізувати порушення технологічних параметрів і прискорити прийняття рішень, пошук помилок і спроби оптимізації технологічного процесу виплавки сталі. Оскільки архіватор (Historian) підтримує SQL, дані процесу стають доступними для безлічі різних рішень щодо складання звітів. Historian є основним компонентом системної платформи та ArchestrA.

У даний час компонент Wonderware HMI Reports - це інтуїтивно зрозуміле і просте у використанні рішення для роботи з звітами з доступних на ринку. Wonderware HMI Reports дозволяє представляти різноманітні вихідні дані з Wonderware InTouch HMI і численних інших джерел в зручній уніфікованій формою звіту - швидко, легко, з мінімальними витратами.

Система Wonderware HMI Reports значно скорочує час складання звітів, спрощує внесення змін і дозволяє конвертувати необроблені дані в придатну для використання інформацію. Звіти тепер можна створювати просто, швидко та економічно, розміщуючи їх потім на вбудованому веб-порталі, де вони будуть доступні для потрібних користувачів в будь-якому місці і в будь-який час. Wonderware HMI Reports може працювати з інформаційним веб-порталом підприємства Wonderware Information Server або іншими джерелами даних, що забезпечує максимальну доступність до звітності в рамках усього підприємства та за його межами [12].

Wonderware Information Server надає єдине просте рішення по агрегуванню і поданням даних про функціонування та продуктивності підприємства через Інтернет або корпоративну мережу. З його допомогою навіть мінімально навчані фахівці, зможуть встановити, конфігурувати і впровадити високоефективний інформаційний веб-сайт підприємства, що виключає потребу у замовному програмуванні. За допомогою Information Server можна об'єднувати великі обсяги даних про процеси в змістовні виробничі звіти, що відповідають інформаційним потребам персоналу підприємства. Контент, отриманий від Wonderware Information Server, можна вбудовувати в інші веб-портали, підвищуючи таким чином інформативність і корисність існуючого IT-порталу металургійного підприємства.

Технологія ArchestrA являє собою розвинену програмну архітектуру для вирішення завдань комплексної автоматизації металургійного підприємства та інформаційних служб. Архітектура ArchestrA, заснована на відкритих промислових стандартах, що використовує переваги найсучасніших технологій, призначена продовжити термін служби вже існуючих систем. Також використання єдиної платформи ArchestrA дозволяє об'єднувати продукти компанії Invensys Operations Management для інтеграції системи управління підприємством InFusion ECS. Технологія ArchestrA ґрунтується на останніх технологіях Microsoft.NET, забезпечуючи найбільш ефективний набір інструментів для розробки програмних рішень для критичних режимів управління технологічними операціями виплавки сталі, виробничою діяльністю та обладнанням.

Концепція побудови системи класу MES з використанням ПЗ Wonderware, де дані про хід виробничого процесу збираються з різних джерел - SCADA, PLC, ручне введення даних і т.п. Ці дані обробляються і зберігаються в централізованій базі даних. Бізнес-логіка обробки виробничих даних визначається налаштуванням функціональних компонентів системи - Wonderware

Operations і Wonderware Performance. У свою чергу, після обробки виробничих даних керуючі впливу можуть бути передані як на екрани операторів, так і безпосередньо в SCADA або PLC (рис. 2).

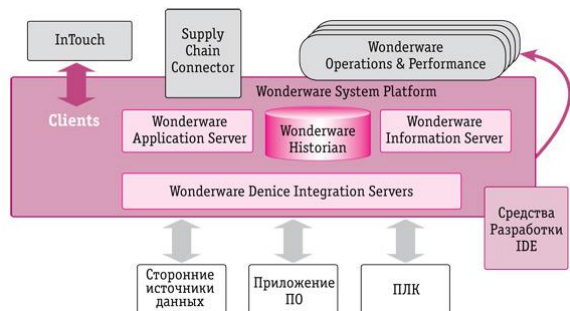


Рис. 2. Побудова MES на ПЗ Wonderware

Розглянемо застосування програмного продукту Wonderware для підприємств енергетичної галузі.

Маючи великий досвід і величезну базу встановленого програмного забезпечення для додатків генерації звітів, передачі та розподілу даних, корпорація Wonderware пропонує нову альтернативу традиційним системам SCADA - системну платформу Wonderware System Platform на основі тех-

нології ArchestrA. Фактори, як реструктуризація промисловості, скорочення витрат на виробництво електроенергії, зростаючий попит, інтеграція розподіленої генерації в системи енергопостачання, переміщують електроенергетичні компанії енергосистеми загального користування в динамічно складне навколишнє середовище, що вимагає забезпечити безперервний потік інформації в масштабованому, надійному та безпечному середовищі [13-15].

Розглянемо застосування програмного продукту Wonderware для підприємств нафтової та газової промисловості. Для досягнення максимальної ефективності при використанні технології Archestra, Wonderware запропонувала системну платформу System Platform як принципово нову альтернативу традиційним SCADA-системам в нафтовій і газовій промисловості.

За допомогою об'єднання різних додатків в єдину систему отримали істотну економію витрат для нафтової і газової промисловості, включаючи моніторинг виробництва, оптимізацію видобутку нафти і газу, поточний контроль і управління роботою трубопроводів.

Метою впровадження АСУП для конверторів конвертерного цеху ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» є створення умов для підвищення техніко-економічних показників роботи конвертерів за рахунок більш ефективного управління технологічними та виробничими процесами. При цьому ефективність управління досягається за рахунок застосування сучасних методів управління технологічними та виробничими процесами і використання новітніх технічних засобів автоматизації та програмного забезпечення в сталеплавильному виробництві. Пост машиніста дистрибутора, помітно відрізняється від попередньої моделі. Для візуального спостереження за технологічними процесами пульт обладнаний трьома моніторами, які за допомогою комп'ютерної графіки відображають все, що відбувається під час операцій виплавки сталі в конверторі. Крім цього, зображення супроводжується звітними цифровими показниками параметрів технологічних процесів та виробничих процесів [13-17].

До впровадження засобів автоматизації машиніст дистрибутора керував процесом виплавки сталі маючи під рукою лише свідчення контрольно-вимірювальних приладів, при цьому якісні показники сталі, що виплавляється від плавки до плавки багато в чому залежали від досвіду і практичних навичок машиніста дистрибутора.

Зв'язок АСУП з АСУТП конверторного цеху, передача інформації з АСУТП до сервера АСУП:

збір первинної обробки інформації з датчиків та первинних перетворювачів об'єктів конверторного виробництва сталі;

дистанційне і логічне управління об'єктами автоматизації;

автоматичним регулювання об'єктами автоматизації;

автоматичним дозуванням матеріалів тракту сипучих та феросплавів;

обміну інформацією з іншими системами конверторного цеху;

представлення інформації оперативному персоналу конверторного цеху;

архівування (зберігання даних за тривалий період часу);

здійснення метрологічної повірки вимірювальних каналів і працездатності контролерів;

інструментальні (для супроводу системи, налаштування прикладних програм, інформаційної бази).

Зв'язок та передача інформації з сервера АСУП до АСУТП конверторного цеху:

консолідація даних в єдиному сховищі;

створення централізованого архіву технологічної інформації конверторного виробництва;
можливість ручного введення даних про стан технологічних процесів на об'єктах автоматизації, не обладнаних автоматизованими джерелами даних;
обробка (математична, статистична, структурна) даних;
надання інформації, що зберігається в системі, за допомогою автоматизованих робочих місць (АРМ);

організація доступу до даних для суміжних систем за стандартними протоколами і інтерфейсів для різних рівнів управління конверторного виробництва;

горизонтальна інтеграція різномірних джерел даних, що входять до складу об'єктів автоматизації, на базі єдиної архітектурної та програмної платформи;

вертикальна інтеграція різномірних джерел даних, що входять до складу об'єктів автоматизації, з корпоративною інформаційною системою управління підприємства;

своєчасне надання необхідної інформації керівникам усіх рівнів.

Висновок та напрямки подальших досліджень. Дослідження існуючого програмного забезпечення Wonderware показало, що є можливість доцільно впровадити та інтегрувати програмні продукти Wonderware і можливості партнерських компаній, дозволять надати широкий спектр рішень для різних галузей промисловості.

Від систем диспетчерського контролю та управління до комплексних систем оперативного управління – Wonderware пропонує технічні рішення для різних виробничих процесів, включаючи виробництво хімічних препаратів, нафтову, гірничо-металургійну, газову та фармацевтичну промисловість.

Завдяки системній платформі Wonderware, побудованій на технології ArchestrA і програмним рішенням Operations & Performance – клієнти Wonderware, пов'язані з автоматизацією промислового виробництва, отримали можливості для збільшення продуктивності, рентабельності виробництва та ефективності функціонування підприємства в цілому.

Від функцій збору даних, складання звітів і візуалізації процесів до передових систем управління процесами дозування й змішування, прикладними процесами та оперативного управління виробництвом - програмні рішення Wonderware дозволили задовольнити найвищі вимоги додатків промислової автоматизації.

Можливе впровадження технології Wonderware для конверторного виробництва сталі конвертерного цеху ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» є створення умов для підвищення техніко-економічних показників роботи конвертерів за рахунок більш ефективного управління технологічними та виробничими процесами.

Дослідження впровадження програмного продукту Wonderware необхідне для того, щоб збільшити продуктивність виробництва сталі та необхідно провести додаткові дослідження та адаптувати дане програмне забезпечення для ефективного виробництва сталі та для цього потрібно створити рішення автоматизації конверторного виробництва на основі програмного забезпечення Wonderware.

Список літератури

1. Автоматизовані системи керування процесами термічної обробки обкотистів на конвеєрній випалювальній машині: **В.Й. Лобов, Л.І. Єфіменко, М.П. Тиханський, С.А. Рубан.** – Кривий Ріг: Видавець ФО-П Чернявський Д.О., 2015. -236с.
2. Автоматизовані системи керування конвеєрними установками. / **В.Й. Лобов, Л.І. Єфіменко, М.П. Тиханський, С.А. Рубан.** - Кривий Ріг: Видавничий центр ДВНЗ «Криворізький національний університет. 2015. -450с.
3. **Єфіменко Л.І., Тиханський М.П.** Моделювання навантаження на опорні конструкції важких стрічкових конвеєрів / Вісник КНУ: Кривий Ріг. 2013. - Вип. 34. - С. 34-37
4. Автоматизация без Wonderware – деньги на ветер [Електронний ресурс] – Режим доступу до ресурсу: <http://isup.ru/articles/5/3197/>.
5. Система управления машиной подачи кислорода для конвертера 160 т // [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.intechcom.ru/projects/mashinostroenie-i-metallurgiya/sistema-upravleniya-mashinoy-podachi-kisloroda-dlya>
6. Электроприводы и система управления машины подачи кислорода конвертерного цеха ОАО «Днепрдзержинского меткомбината» // [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://tpa5.com.ua/электроприводы-и-система-управления-2/>
7. Развитие систем автоматизации от SCADA к MES на базе современных технологий от Invensys Wonderware [Електронний ресурс] – Режим доступу до ресурсу: http://www.remmag.ru/admin/upload_data/remmag/07-5/Klinkmann.pdf.
8. Создание системы сбора и обработки параметров технологических процессов производства электроэнергии и тепла, автоматизация деятельности служб [Електронний ресурс] – Режим доступу до ресурсу: http://appau.org.ua/files/98/Wonderware_sstory_Kvadra_ru_0113.pdf.

9. Развитие систем автоматизации от SCADA к MES на базе современных технологий от Invensys Wonderware [Электронный ресурс] – Режим доступа до ресурсу: http://www.remmag.ru/admin/upload_data/remmag/07-5/Klinkmann.pdf

10. Официальный сайт Wonderware [Электронный ресурс] – Режим доступа до ресурсу: <http://www.wonderware.ru>.

11. Опыт внедрения MES-системы Wonderware на металлургическом заводе [Электронный ресурс] – Режим доступа до ресурсу: http://mescenter.ru/mesaconf/presentations/mesa2009_127_kondratiev_wonderware.pdf.

12. Wonderware MES 2014 [Электронный ресурс] – Режим доступа до ресурсу: <https://wonderwarepacwest.com/uploads/2014/10/MES2014.pdf>.

13. Production and Inventory Management is an Integral Part of Wonderware MES/Operations [Электронный ресурс] – Режим доступа до ресурсу: <https://www.wonderware.com/manufacturing-operations-management/manufacturing-execution-system-operations/>.

14. Wonderware MES 4.0/Operations and Performance Software [Электронный ресурс] – Режим доступа до ресурсу: <http://software.schneider-electric.com/pdf/datasheet/wonderware-mes-4-operations-and-performance-software/>.

15. Wonderware MES - Managing the transformation of materials into finished products in real time [Электронный ресурс] – Режим доступа до ресурсу: <http://software.schneider-electric.com/pdf/datasheet/wonderware-mes-operations/>.

16. Jämsä-Jounela S.-L., Current status and future trends in the automation of Mineral and Metal Processing, 2001, Control Eng. Practice, (9), pp 1019-1024.

17. L.G. Bergh, P. Chacana and C. Carrasco, Diagnosis and control strategy for a teniente converter, 2005, Caletones Smelter, El Teniente Division, Codelco-Chile.

Рукопис подано до редакції 20.03.17

УДК 621.314

И.О. СИНЧУК, канд. техн. наук, доц., Криворожский национальный университет

О ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ГИДРОАККУМУЛИРУЮЩИХ МИНИЭЛЕКТРОСТАНЦИЙ В КОМПЛЕКСЕ СИСТЕМ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Цель. Целью работы является оценка возможностей, уровня целесообразности и эффективности включения в структуру систем электроснабжения железорудных шахт автономных источников электрической энергии – мини-гидроаккумулирующих электростанций на базе водоотливных установок.

Методы исследования. Анализ реальных графиков потребления электрической энергии железорудными предприятиями, на примере железорудных шахт Криворожского железорудного бассейна. Оценка разниц в оплате за потребляемую предприятиями энергию в ночное и дневное время.

Научная новизна. Обосновано направление реализации этого процесса путем применения автономных источников производства электрической энергии в структуре систем электроснабжения железорудных предприятий. Предлагается использовать в структуре систем энергосбережения железорудных предприятий энергию солнца и воздуха.

Практическая значимость. Учитывая, что одним из значимых по уровню потребления электрической энергии является процесс откачки воды с подземных горных выработок – водоотлив, предложено использовать этот комплекс для выравнивания графика потребления электрической мощности, для чего, в частности, как вариант, рекомендовано использовать гидроаккумулирующие миниэлектростанции.

Результаты. Применение минигидроэлектростанций использующих энергию естественного водопритока в системах электроснабжения железорудных шахт позволило существенно выравнивать суточные графики электропотребления, повысить эффективность использования энергии и значительно снизить оплату генерирующим организациям за потребленную электроэнергию этих видов предприятий.

Ключевые слова: энергоэффективность, гидроаккумуляция, электрическая энергия, горные предприятия, энергосбережение.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-45-51

Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями. Крупнейшим источником добычи (около 90% общегосударственного), наличия потенциала и обеспечения основной части экспорта железорудного сырья (ЖРС) (до 65%) в Украине служит и будет служить еще минимум 50-85 лет Криворожский железорудный бассейн [1,2]. За почти 250 лет добычи в Криворожском регионе ЖРС глубины добычи при подземном способе достигли запроектных значений 1500-1750 м с перспективой до 2500 м, а в карьерах практически до 500 м [3,4]. Эти показатели, наряду с другими факторами, в силу естественных причин, внесли свои значимые отрицательные коррективы в экономические показатели процесса добычи ЖРС [1].

Понижение глубин добычи ЖРС, а так же ряд других в т. ч. вышеотмеченных технологиче-

ских факторов, в комплексе возникающих, да и обреченных на дальнейшее возникновение экономических проблем, влияют, прежде всего, на уровень себестоимости добываемого ЖРС [1].

Так, только за последние годы себестоимость добычи ЖРС в Украине при подземном способе возросла [1]. Вместе с тем, в этот период времени цены на ЖРС на мировом рынке сырья обрели тенденцию к снижению. Особенно неблагоприятным в этом плане выглядел 2015 г., когда цена на ЖРС упала по сравнению с максимальной за последние 10 лет - в 2011 г., на 60%, что привело к тому, что рентабельность реализованной продукции железорудными предприятиями Украины за это время снизилась в среднем более, чем в 2 раза [1].

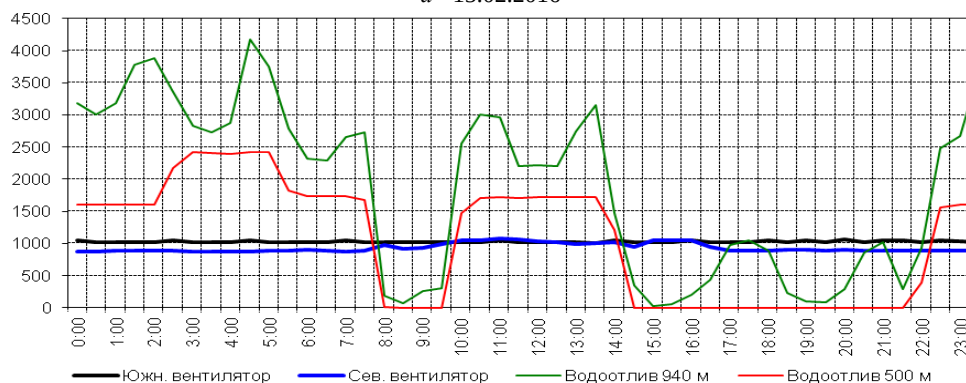
Анализ исследований и публикаций. Как показал анализ [1, 4], около 33 % от общего объема слагаемых себестоимости добываемого ЖРС составляет сегмент энергозатрат. В свою очередь около 90 % при подземном способе добычи ЖРС и более 50% при открытом – составляют электроэнергетические затраты [5].

Вышеприведенные цифры еще более впечатляют по факту неравномерности графиков потребления электрической энергии (ЭЭ) горнорудными видами предприятий. Особенно это характерно для подземных способов добычи, где разброс уровней колебаний потребления электрической энергии самый высокий из всей гаммы отечественных промышленных предприятий. Как свидетельствуют результаты исследований проф. А. В. Праховника и проф. В. П. Розена по этому показателю железорудные предприятия превосходят в несколько раз своих прототипов – угольных шахт [6,7]. В силу нынешней ситуации по разнице в уровнях оплаты предприятий за потребляемую ЭЭ в течение суток, когда разница между «ночным» тарифом и тарифом в часы «пик» достигает более, семи кратных значений, предприятия активно реализуют части своих «энергопроектов» в направлении перевода ряда энергоемких потребителей ЭЭ на функционирование их в ночное время. И это действительно дало свои положительные результаты.

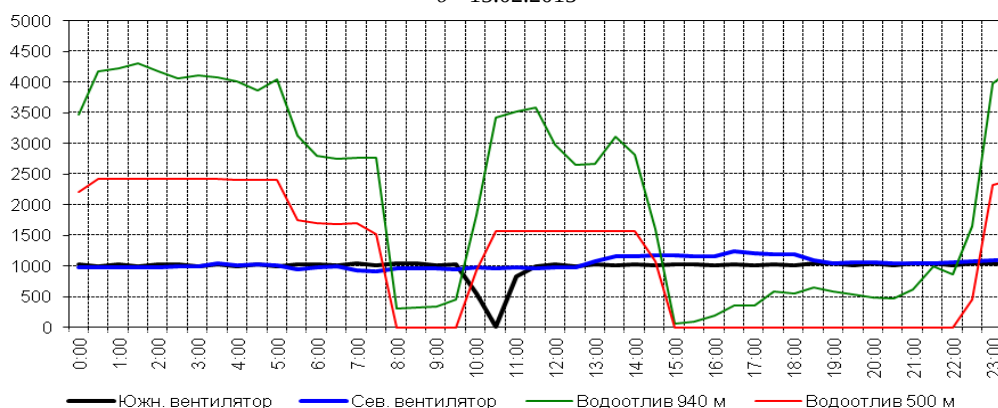
Постановка задачи исследований. Целью работы является оценка возможностей, уровня целесообразности и эффективности включения в структуру систем электроснабжения железорудных шахт автономных источников электрической энергии – минигидроаккумулирующих электростанций на базе водоотливных установок.

Изложение материала и результаты. На рис. 1,2 представлено семейство организационно оптимизированных графиков потребления ЭЭ отдельных железорудных шахт Криворожского железорудного бассейна за несколько последних лет.

а - 15.02.2016



б - 15.02.2015



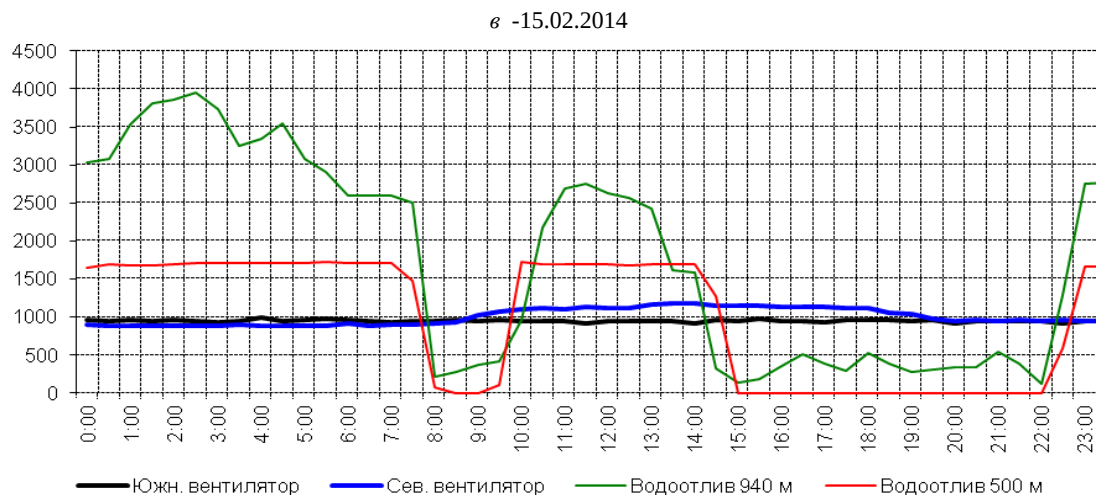
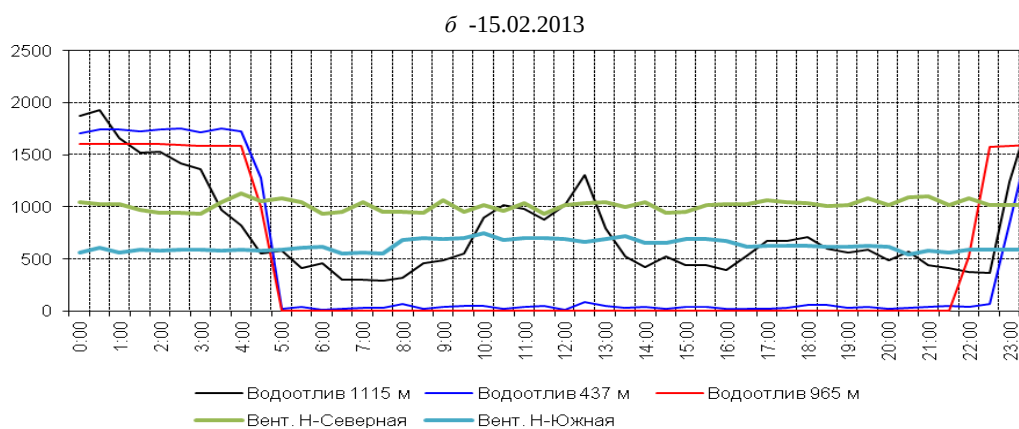
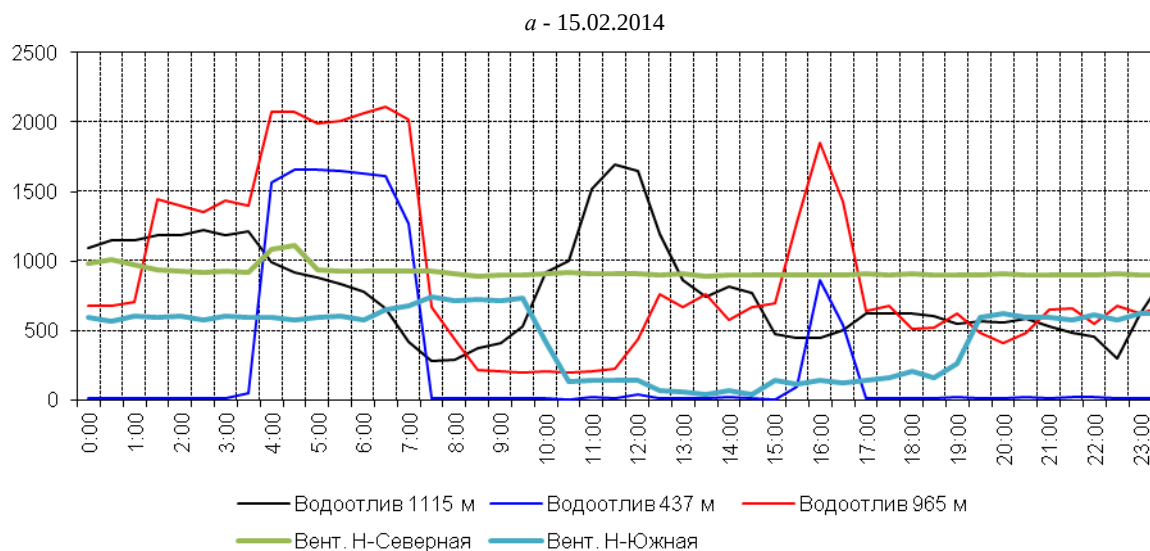


Рис. 1. Уровни суточного потребления электрической энергии отдельными энергоемкими подземными потребителями ш. Родина (г. Кривой Рог)



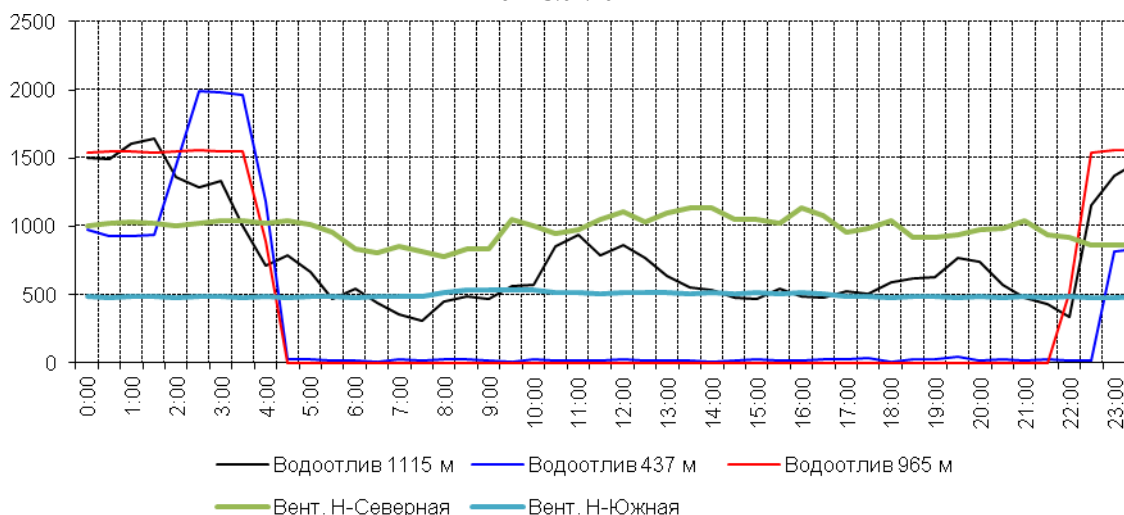


Рис. 2. Уровни суточного потребления электрической энергии отдельными энергоемкими подземными потребителями ш. Октябрьская (г. Кривой Рог)

Как следует из приведенных графиков в отдельные моменты суток, в силу приведенных организационных мероприятий уровни потребления ЭЭ водоотливными установками шахт сведены до минимума в дневные часы: пик, полупик. Однако в данный временной период эти «оргмеры» практически исчерпаны, а колебания уровней потребления ЭЭ железорудными предприятиями все еще далеки от оптимально ожидаемых.

Вместе с тем, наряду с приведенными превентивными по своему характеру мерами для дальнейшего устранения этого экономически неблагоприятного для предприятий факта в последнее десятилетие активно, исследуются возможности применения в структурах их систем электроснабжения так называемых возобновляемых автономных источников ЭЭ [8].

В частности, в ряде научных изысканий предлагается использовать в структуре систем энергосбережения железорудных предприятий энергию солнца и воздуха [8]. Это должно и может дать определенный эффект, но, к сожалению, уровень ожидаемости этого эффекта вряд ли будет столь значимым.

Вместе с тем, пока мало исследованным представляется потенциал энергии воды, которая присутствует в значительном количестве во всех горных выработках горных предприятий из-за наличия подземных вод.

При этом процесс добычи ЖРС, как в прочем и любого другого вида полезных ископаемых, подземным или открытым - карьерным способом сопровождается необходимостью естественной откачки подземных вод, накапливаемых в горнорудных выработках, на поверхность в специальные водосборники.

Этот процесс обеспечивается так называемыми водоотливными установками.

При этом важно, что уровни притока подземных вод в горных выработках не зависят от объемов добычи ЖРС, а определяются исключительно природой миграции подземных вод.

В последние годы предприятия одного региона искусственно пытаются изменять приток воды в той или иной шахте путем создания единого водоотливного коллекторного центра, в т. ч. используя для этого отработанные или законсервированные шахты.

Но и в этом случае количество водопритока, а следовательно объема откачки воды, а значит и энергозатрат на этот процесс, не уменьшается.

Последние, в лучшем случае, остаются прежними, хотя, как правило, по факту увеличиваются и значительно в силу необходимости наличия дополнительных перекачивающих комплексов.

На рис. 3 представлены действующие схемы откачки воды с конкретных железорудных шахт. Как видим, даже структурно, это непростой процесс, который, как отмечалось выше, сопровождается значительным от 20 до 53% уровнем общего объема потребления электрической энергии подземными потребителями железорудной шахты [5], т.е. априори по виду, но реально

по факту, ракурс тактики по использованию автономных источников ЭЭ, базирующихся на возобновляемых источниках, в структуре систем электроснабжения железорудных предприятий следует направить на комплекс системы откачки подземных вод путем создания минигидроаккумулирующих электростанций.

При этом, для достижения максимального эффекта необходима реализация такого алгоритма работы водооткачивающего комплекса, когда в часы максимума энергосистемы (утреннего и вечернего) этот комплекс вырабатывает электроэнергию за счет энергии воды, спускаемой с поверхности шахты или карьера, пополняя водосборник, а ночью эта вода откачивается на поверхность.

В этом случае уровень потребления ЭЭ предприятием в часы максимума, когда энергия имеет максимальную цену, снижается и соответственно снижается плата за электроэнергию.

Ожидаемо также, что при этом должны быть также улучшены режим работы системы электроснабжения: снижены потери напряжения и энергии, улучшен коэффициент мощности и др.

Рассмотрим энергетические составляющие анализируемого процесса для конкретной шахты с реальными параметрами водопритока (рис. 3).

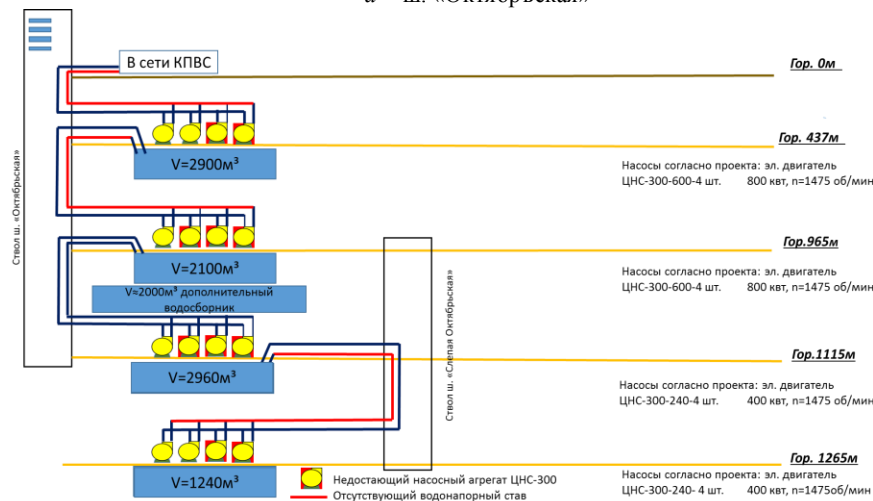
Потенциальная энергия воды, находящейся на поверхности шахты или карьера

$$W_{вод} = mg \cdot H, \text{ Дж}, \quad (1)$$

$$W_{вод} = \frac{mgH}{3,6 \cdot 10^6} = \frac{VH}{360}, \text{ кВт} \cdot \text{ч}, \quad (2)$$

где m - масса воды, кг; g - ускорение свободного падения, $g=9,81 \text{ м/с}^2$; H - статический напор или разность геодезических отметок, м; V - объем воды, м^3 .

a - ш. «Октябрьская»



b - ш. «Родина»

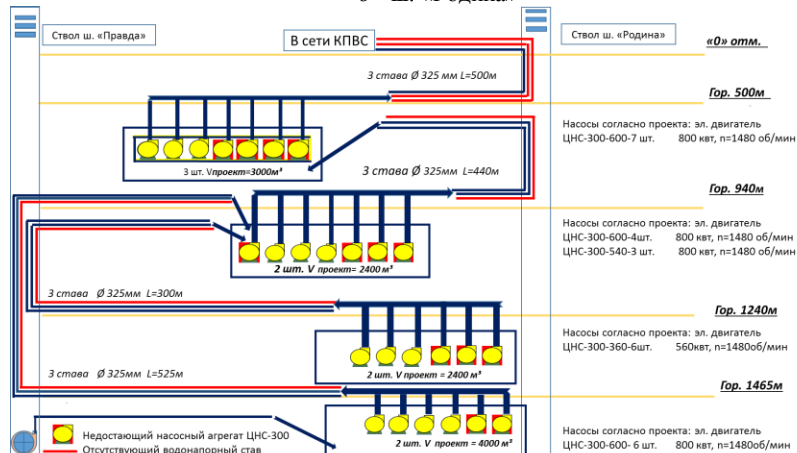


Рис. 3. Схемы водоотлива шахтных вод

В гидрогенераторной установке энергия воды преобразуется в электрическую энергию, кВт·ч

$$W_{эл} = W_{вод} \cdot \eta_{ген}, \quad (3)$$

где $\eta_{ген}$ - суммарный КПД гидрогенераторной установки: $\eta_{ген} = \eta_{турб} \cdot \eta_{сг} \cdot \eta_{туб}$ - соответственно КПД турбины, синхронного генератора, трубопроводов.

Мощность, отдаваемая в сеть в часы максимума ($t_{пак} = 6$ час), кВт

$$P_{ген} = \frac{W_{эл}}{t_{макс}} = \frac{W_{эл}}{6}. \quad (4)$$

Это же количество воды потребует откачать насосными установками, для чего потребуются затратить энергию, кВт·ч

$$W_{нас} = \frac{W_{вод}}{\eta_{нас}}, \quad (5)$$

где $\eta_{нас}$ - суммарный КПД насосной установки; $\eta_{нас} = \eta_{дв} \cdot \eta_{нас} \cdot \eta_{туб}$ - соответственно КПД двигателя, насоса, трубопроводов.

Мощность, потребляемая из сети в ночные часы ($t_{ноч} = 7$ час), кВт

$$P_{ноч} = \frac{W_{нас}}{t_{ноч}} = \frac{W_{нас}}{7}. \quad (6)$$

Экономия в оплате электроэнергии составит, грн

$$\mathcal{E} = W_{эл} \cdot C_{пак} - W_{нас} \cdot C_{ноч}, \quad (7)$$

где $\mathcal{E} = W_{эл} \cdot C_{пак} - W_{нас} \cdot C_{ноч}$ - стоимость 1 кВт·ч в часы максимума энергосистемы; $\mathcal{E} = W_{эл} \cdot C_{пак} - W_{нас} \cdot C_{ноч}$ - стоимость 1 кВт·ч в ночные часы.

С учетом составляющих выражение можно представить, грн.

$$\mathcal{E} = \frac{mgH}{3,6 \cdot 10^6} \left(C_{макс} \eta_{ген} - \frac{C_{ноч}}{\eta_{нас}} \right). \quad (8)$$

В общем случае экономия пропорциональна массе перекачиваемой воды и перепаду высоты, а для концентрации воды, откачиваемой с горных выработок ночью и предполагаемого реверса днем, необходимо наличие водосборника на дневной поверхности объемом около 6000 м. По факту такие водоприемники уже имеются в структурах отечественных шахт.

Выводы и направление дальнейших исследований. 1. Применение минигидроэлектростанций использующих энергию естественного водопритока в системах электроснабжения железорудных шахт позволит существенно выравнивать суточные графики электропотребления, повысит эффективность использования энергии и значительно снизить оплату генерирующим организациям за потребленную электроэнергию этих видов предприятий.

2. Реализация в практику работы горнорудных предприятий предложенных мероприятий в ближайшей перспективе, к примеру, применительно к конкретной шахте – ш. «Родина» (ПАО «Кривбассжелезрудком») позволит получить годовой экономический эффект, равный уровню 3-х месячной платы за электроэнергию конкретной шахты.

Список литературы

1. Дослідження техніко-економічних показників гірничодобувних підприємств України та ефективності їх роботи в умовах змінної кон'юнктури світового ринку залізорудної сировини: [монографія] / [С.К. Бабєць та ін. ; за ред. С.К. Бабця]; НДГРІ ДВНЗ «КНУ». – Кривий Ріг: Вид. Роман Козлов, 2015. – 391 с.
2. Сінчук О.М. Кривбас на межі тисячоліть: шляхи відродження / О.М. Сінчук, А. Г. Бажал. – К.: АДЕФ-Україна, 1997. – 31 с.
3. Ковшуля А.А. Рациональная глубина разработки криворожских месторождений богатых железных руд / А.А. Ковшуля // Металлургическая и горнорудная промышленность Украины. – 1963. – №4. – С. 34–37.
4. Азарян А.А. Комплекс ресурсо- і енергозберігаючих геотехнологій видобутку та переробки мінеральної сировини, технічних засобів їх моніторингу із системою керування та оптимізації гірничорудних виробництв // А.А. Азарян, Ю.Г. Вілкул, Ю.П. Капленко, Ф.І. Караманиць, В.О. Колосов, В.С. Моркун, П.І. Пілов, В.Д. Сидоренко, А.Г. Темченко, П.Й. Федоренко. – Кривий Ріг: Мінерал, 2006. – 261 с.
5. Сінчук О.М. Энергоэффективность железорудных производств. Оценка, практика повышения : [монография] / О.М. Сінчук, И.О. Синчук, Э.С. Гузов, А.Н. Яловая, С.Н. Бойко. – Изд. LAP LAMBERT Academic Publishing is managed by OmniScriptum Management GmbH, 2016. – 346с.
6. Праховник А.В. Исследование электрических нагрузок и разработка экономически целесообразных графиков электропотребления ЦПП угольных шахт: дис. на соиск. учен. степени канд. техн. наук: 05.281 / А.В. Праховник – Киев.: КПИ, 1971. – 192 с.
7. Розен В.П. Оцінювання енергоефективності електроспоживання вугільних шахт / В.П. Розен, Л.В. Давиденко, В.І. Волинець // Підвищення рівня ефективності енергоспоживання в електротехнічних пристроях і системах. -

Луцьк: РВВ ЛДТУ, 2012. - С. 130-132.

8. Сінчук О.М. Відновлювані та альтернативні джерела енергії: навчальний посібник / О.М. Сінчук, І.О. Сінчук, С.М. Бойко, О.Є. Мельник. - Кременчук: Видавництво ПП Щербатих О.В., 2015. – 270с.

Рукопись поступила в редакцию 19.03.17

УДК 33.054.23: [622.013: 622.34]

М.В. ШОЛОХ, канд. техн. наук, доц., М.П. СЕРГЄЄВА, старший викладач,
Криворізький національний університет

ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ВТРАТ БАЛАНСОВО-ПРОМИСЛОВИХ ЗАПАСІВ І РОЗУБОЖЕННЯ ВМІСТУ ЯКІСНИХ ПОКАЗНИКІВ КОРИСНИХ КОПАЛИН У ЗАЛІЗОРУДНІЙ МАСІ

Мета. Метою даної роботи є розробка метода і методики визначення збитку гірничовидобувному підприємству від величини втрат балансово-промислових запасів і розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин, які економічно доцільні з позицій галузі або народного господарства в цілому, на основі визначення мінімуму народногосподарських наслідків від втрат балансово-промислових запасів.

Методи дослідження. При виконанні досліджень використано аналіз і узагальнення науково-технічних досягнень у галузі економічної оцінки від експлуатаційних втрат балансово-промислових запасів, які складаються зі збільшення витрат на виконання частини виробничих процесів, збиток від розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин, що визначаємо сумою непродуктивних витрат на видобувні процеси і збагачення, а також зменшення вмісту якісних показників корисного компоненту, який вилучається з надр.

Наукова новизна. Розв'язання даної задачі складає актуальність роботи. Її метою є встановлення збитку від втрат балансово-промислових запасів на конкретному гірничо-видобувному підприємстві, в залежності від того, які можливості для мінливості виробничої потужності по видобутку корисних копалин є на підприємстві при мінливості втрат балансово-промислових запасів. У різних випадках збиток від втрат балансово-промислових запасів визначаємо за різними методами, що враховують відмінності економічних і гірничотехнічних умов.

Практична значимість. Розроблена методика визначення збитку гірничовидобувному підприємству в будь-яких гірничо-геологічних умовах і при переході на більш перспективні системи дозволяє знизити втрати балансово-промислових запасів до технічно можливого рівня.

Результати. Методика економічної оцінки від втрат балансово-промислових запасів гірничовидобувному підприємству у розрахунку на 1 т балансово-промислових запасів розроблена для умов, коли при різних варіантах видобутку забезпечується однакове річне зниження робіт і погашення балансово-промислових запасів. При різних втратах балансово-промислових запасів будуть різними виробнича потужність шахти (кар'єру), і витрати, що залежать від виробничої потужності шахти (кар'єру) і збагачувальної фабрики і будуть відрізнятися терміни відпрацювання родовища, покладу, рудного тіла чи дільниці масиву твердих корисних копалин.

Ключові слова: запаси, видобування, втрати, розубоження, методика, економічна оцінка.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-51-56

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Існуюча система економічних відносин у цілому така, що економічні інтереси підприємств, галузей і всього народного господарства в області раціонального використання природних ресурсів дуже часто не збігаються. У силу цього й економічна доцільність зниження або збільшення втрат балансово-промислових запасів буде різною для різних рівнів керування. Економічно доцільний з позицій інтересів усього народного господарства рівень використання надр може виявитися не вигідним для гірничовидобувної галузі і навіть збитковим для підприємства. Стосовно до умов економічної політики теперішнього часу, коли на повному госпрозрахунку знаходяться не тільки підприємства, але й галузі, термін «госпрозрахункові наслідки» не можна вважати вдалим. Краще розділити види збитку або економічних наслідків від втрат балансово-промислових запасів на конкретному гірничому підприємстві для наступних трьох рівнів ієрархії, це збиток від втрат балансово-промислових запасів на конкретному гірничовидобувному підприємстві; для даного підприємства; з обліком наслідків для галузі; з урахуванням наслідків для народного господарства в цілому.

Аналіз досліджень і публікацій. Економічно оцінити можна лише ті частини втрачених балансово-промислових запасів, які при сучасному рівні розвитку гірничовидобувного виробництва технічно можливо і економічно доцільно видобувати з надр для використання в народному господарстві. Тому економічними наслідками (збитком або ефектом) від втрат балансово-промислових запасів можна вважати лише цілком реальні, але втрачені можливості одержати пе-

вну економію завдяки зниженню втрат балансово-промислових запасів шляхом застосування тих або інших способів розробки, засобів механізації або методів організації гірничих робіт. Питання про технічну можливість зниження втрат балансово-промислових запасів у певних межах майже завжди може бути вирішене досить просто та однозначно [1-3,5-7]. У всякому разі практично майже в будь-яких гірничо-геологічних умовах перехід на більш перспективні системи дозволяє знизити втрати балансово-промислових запасів (зокрема корисних копалин), щоправда, також до певного технічно можливого рівня ($\leq 5\%$) [7,8]. Але не завжди зниження втрат балансово-промислових запасів буде економічно вигідно з позицій усіх рівнів керування.

У найбільш загальному випадку економічні наслідки від збільшення втрат балансово-промислових запасів і розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин можуть бути як негативними, так і позитивними [7,10,16]. У більшості випадків збільшення як втрат балансово-промислових запасів, так і розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин, звичайно, приводить до збитку. Іноді ж деяке збільшення втрат балансово-промислових запасів або розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин може забезпечити істотне зниження витрат на видобуток балансово-промислових запасів і переробку вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі або збільшення видобутку балансово-промислових запасів, завдяки чому загальний економічний ефект виявляється позитивним.

У деяких випадках збільшення розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин при відповідному зростанні виробничої потужності шахти (кар'єру) та зниженні собівартості видобутку балансово-промислових запасів і переробки вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі обумовлює не збиток, а ефект [6,7]. Таке можливо, наприклад, при наявності резерву потужностей на шахті (кар'єрі) і збагачувальній фабриці та значному збільшенні об'ємів видобутку балансово-промислових запасів або у випадку переходу на системи розробки, що дозволяють не тільки збільшити виробничу потужність шахти (кар'єру), але й знизити собівартість видобутку та переробки. І навпаки, якщо виробничу потужність підприємства збільшити не можна, а отже, немає можливості знизити витрати на видобуток балансово-промислових запасів і переробку вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі, то всяке розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин завдає шкоди, яка більша, ніж на більш ранній стадії видобутку балансово-промислових запасів і переробку вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі вона утворюється, чим вище витрати на видобуток і переробку і чим менше внаслідок розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин підприємство випускає кінцеву продукцію. Велике значення для економічної оцінки розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин має якість розубожуючого матеріалу. Наприклад, розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин породами з окисненими формами корисних копалин в 5-10 разів більш шкідливе ніж розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин іншими породами [6].

Постановка завдання. Завдання полягає в тому, щоб обґрунтувати такий рівень втрат балансово-промислових запасів і розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин, який економічно доцільний з позицій галузі або народного господарства в цілому, на основі визначення мінімуму народногосподарських наслідків від втрат балансово-промислових запасів. Питання оцінки економічних наслідків від втрат балансово-промислових запасів необхідно розглядати діалектично, беручи до уваги не тільки негативні наслідки, але й можливості забезпечення позитивних результатів, а також зміна їх у часі. Звичайно чим більші втрати балансово-промислових запасів і розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин, тим значніше збиток.

Викладення матеріалу та результати. Економічні наслідки від втрат балансово-промислових запасів і розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин визначаються за допомогою багатьох факторів, і в першу чергу цінністю корисного компоненту та витратами на різних стадіях видобутку балансово-промислових запасів і переробки вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі. Чим вище цінність корисного компоненту та витрати на видобуток і переробку, тим значніше наслідок. Істотний вплив на них виявляють місце проведення і етап гірничих робіт, на яких вони утворюються, а також економічне значення того або іншого підприємства в галузі. Крім того, вид втрат балансово-промислових запасів і розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин також впливає на їх економічні наслідки. Втрати балансово-промислових запасів і розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин невід'ємні показники елементів того або іншого варіанта розроб-

ки родовища, покладу, рудного тіла чи дільниці. Їх мінливість, як правило, пов'язана із заміною одного варіанта системи розробки іншим, зміною його параметрів або яким-небудь вдосконаленням систем розробки, технології або організації і планування гірничих робіт та їх маркшейдерського забезпечення. Повністю виключити втрати балансово-промислових запасів і розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин або неможливо, або економічно недоцільно. Тому й оцінювати збиток необхідно тільки від тієї їхньої частини, на яку їх можливо і економічно доцільно зменшити (порівняно з оптимальним варіантом розробки родовища, покладу, рудного тіла чи дільниці масиву твердих корисних копалин).

Збиток від експлуатаційних втрат балансово-промислових запасів складається зі збільшення витрат на виконання частини виробничих процесів (розвідка з метою уточнення запасів, будівництво (реконструкція) шахти (кар'єру), підготовчо-нарізні роботи, буріння, заряджання та підривання) і зменшення цінності вмісту якісних показників корисного компоненту, що вилучається з надр. Збиток від розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин визначається сумою непродуктивних витрат на видобувні процеси (відбійка, випуск, доставка, підйом, транспортування), збагачення та металургійний переділ, а також зменшенням цінності корисних копалин, що вилучаються. Внаслідок збільшення втрат балансово-промислових запасів підприємство не тільки несвоєчасно вийде з ладу, але й у ряді випадків у процесі видобутку може знизити обсяг видобутку. Наприклад, залишення різного роду циклів обумовлює скорочення не тільки фронту очисних робіт, але й можливостей для збільшення видобутку.

Внаслідок зростання розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин підприємство при тому ж обсязі видобутку зменшує свою виробничу потужність за кінцевою продукцією. У результаті в галузі виникає необхідність компенсації цього зменшення виробництва. Існує три шляхи такої компенсації: використання резерву інших підприємств (як правило, за рахунок збільшення витрат), будівництво та введення в експлуатацію нових видобувних і переробних підприємств, закупівля продукції по імпорту. Забезпечення планового виробництва продукції вимагає від держави і галузі додаткових витрат. Вони зв'язані не тільки зі збільшенням експлуатаційних витрат, але й залученням земель під нове підприємство, а також з виділенням капіталовкладень і матеріалів на будівництво нових гірничих і переробних підприємств і в суміжні галузі народного господарства. Ця друга частина збитку від втрат балансово-промислових запасів і розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин тим більша, чим вище ефективність розглянутого підприємства у порівнянні із замикаючими діючими або знову спорудженими гірничими підприємствами. До цієї ж частини може бути віднесений збиток від втрат балансово-промислових запасів, який виражається в тому, що на новому родовищі, покладі, рудному тілі чи дільниці, що відшкодовує втрачені запаси, у зв'язку з гірничими роботами не тільки займається й порушується певна площа земель, але й змінюється водний режим, знижується продуктивність навколишніх земель і інших природних ресурсів. Втрати балансово-промислових запасів на одному родовищі, покладі, рудному тілі чи дільниці масиву твердих корисних копалин прискорюють порушення цілого комплексу природних ресурсів у районі іншого родовища, покладу, рудного тіла чи дільниці масиву твердих корисних копалин. Значення такого непрямого впливу на природу може виявитися величезним, особливо якщо шахта (кар'єр) працює в комплексі зі збагачувальною фабрикою та металургійним заводом.

Одна частина збитку від втрат балансово-промислових запасів віддзеркалюється на собівартості і прибутку гірничого підприємства, друга ж, більш значна по величині, - на економічних показниках гірничого підприємства не віддзеркалюється, виявляючи вплив тільки на економіку галузі та народного господарства в цілому. Тому, з погляду інтересів окремо взятого підприємства навіть дуже великі втрати балансово-промислових запасів нерідко представляються економічно виправданими, тим часом як галузь і народне господарство несуть величезний збиток.

Народногосподарськими наслідками втрат балансово-промислових запасів і розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин є зменшення (зростання) ефекту від розробки даного родовища, покладу, рудного тіла чи дільниці масиву твердих корисних копалин в цілому по галузі за винятком збитку, щоносять гірничі роботи природі, яка оточує шахту (кар'єр). Галузеві економічні наслідки втрат балансово-промислових запасів корисних копалин це є мінливість витрат на одержання заданого обсягу кінцевої продукції в масштабі галузі, що виникає в результаті мінливості втрат балансово-промислових запасів на даному підприємстві. Госпрозрахункові наслідки втрат балансово-промислових запасів для підприємства визначають зменшенням прибутку у результаті мінливості рівня втрат балансово-промислових запасів і розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин на даному підприємстві. Як галузеві, так і госпрозрахункові наслідки втрат балансово-промислових запасів, згідно [3,8], визна-

чають розраховуючи на одиницю балансово-промислових запасів, що погашаються. Перелік вихідних показників для розрахунків економічних наслідків втрат балансово-промислових запасів, їх умовне позначення і формули для визначення наведені в табл. 1.

Таблиця 1

Вихідні показники для розрахунків економічних наслідків втрат балансово-промислових запасів

Вихідні дані	Джерела або формули для отримання вихідних показників
Балансово-промислові запаси, B , т	За даними оцінки балансово-промислових запасів і оцінювання родовища, покладу, рудного тіла чи ділянки масиву твердих корисних копалин
Вміст якісних показників корисного компоненту у балансово-промислових запасах, c , %	За даними оцінки балансово-промислових запасів і оцінювання родовища, покладу, рудного тіла чи ділянки масиву твердих корисних копалин
Видобування балансово-промислових запасів, D , т	За даними обліку або за проектом
Вміст якісних показників корисного компоненту у видобутих балансово-промислових запасах, a , %	За даними обліку або за проектом
Коефіцієнт мінливості вмісту якісних показників корисних копалин, K_k , частки одиниць	$K_k = \frac{a}{c}; K_k = \frac{u_m}{u_b}; K_k = 1 - P$
Коефіцієнт вилучення вмісту якісних показників корисних копалин з надр, K_n , частки одиниць	$K_n = \frac{Da}{Bc}; K_n = \frac{Du_T}{Bu_b}; K_n = 1 - P$
Валова цінність балансово-промислових запасів, u_b , грн/т	$u_b = 0,01cu_o; u_b = \sum_{i=1}^n cu_{oi}$
Коефіцієнт вилучення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі при збагаченні і металургійній переробці, E_{cm} , частки одиниць	За відпускну ціною або замикаючими витратами. За фактичними або проектними даними
Собівартість видобутих балансово-промислових запасів, c_o , грн/т	За відпускну ціною або замикаючими витратами. За фактичними або проектними даними
Собівартість транспортування видобутих балансово-промислових запасів, c_{mp} , грн/т	За фактичними або проектними даними
Собівартість переробки видобутих балансово-промислових запасів, $c_{пер}$, грн/т	За фактичними або проектними даними
Повна собівартість видобування, балансово-промислових запасів, їх транспортування і переробки вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі, c_m , грн/т	За фактичними або проектними даними
Витрати на розвідку балансових запасів, $З_p$, грн/т	$З_p = \Pi_{бр}$ - частка витрат на геологорозвідувальні роботи в оптовій ціні
Питомі капіталовкладення (сумарні на гірничовидобувних та переробних підприємствах), K_y , грн/т	За фактичними або проектними даними

У даній методиці є деякі допущення, зокрема, собівартість видобутку балансово-промислових запасів, їх транспортування і переробка 1 т залізорудної маси c_T і та ж собівартість у розрахунку на 1 т корисних копалин балансово-промислових запасів c_b пов'язані наступною залежністю

$$c_T = \frac{c_b a}{a} \quad \text{або} \quad c_b = \frac{c_T c}{a} \quad (1)$$

З обліком цього прийнято, що собівартість видобутку балансово-промислових запасів прямо пропорційна тільки коефіцієнту мінливості вмісту якісних показників корисних копалин. В той же час відомо, що більша частина витрат на погашення геологорозвідувальних робіт, амортизацію і гірничопідготовчі роботи залежить від величини втрат балансово-промислових запасів, а інша частина витрат на виконання процесів, починаючи з видобутку балансово-промислових запасів із блоку і закінчуючи збагаченням, практично зовсім не залежить від розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин. Друга неточність у тому, що c_b - це витрати на 1 т видобування балансово-промислових запасів, а не на 1 т балансових запасів у надрах. На тому ж допущенні заснована і формула для визначення цінності втрат балансово-промислових запасів. З позиції економічних інтересів окремого гірничого підприємства оцінка втрат балансово-промислових запасів може бути різною в залежності від того, які можливості для мінливості виробничої потужності по видобутку балансово-промислових запасів є на підприємстві при мінли-

вості втрат балансово-промислових запасів. У різних випадках збиток від втрат балансово-промислових запасів визначається за різними методиками, що враховують відмінності економічних і гірничотехнічних умов.

Сьогодні у гірничотехнічній літературі передбачається визначати збиток від втрат балансово-промислових запасів в основному у розрахунку на 1 т балансово-промислових запасів. Однак такий розрахунок правомірний лише в окремих випадках, коли при різних варіантах видобутку забезпечується однакове річне зниження робіт і погашення балансово-промислових запасів. Проте й у цьому випадку умови порівняння варіантів дотримуються недостатньо. Адже якщо при двох варіантах забезпечується однакове річне погашення балансово-промислових запасів, то при різних втратах балансово-промислових запасів будуть різними і виробнича потужність шахти (кар'єру), і витрати, що залежать від виробничої потужності шахти (кар'єру) і збагачувальної фабрики. Або ж буде відрізняться термін відпрацювання родовища, покладу, рудного тіла чи дільниці масиву твердих корисних копалин. Порядок розрахунків економічних наслідків втрат балансово-промислових запасів наведений у табл. 2.

Якщо Q - маса балансових запасів, що погашаються; A - річна виробнича потужність шахти (кар'єру); t - термін їх служби, Π і P - втрати балансово-промислових запасів та розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин у залізорудній масі, то при втратах балансово-промислових запасів Π_1 виробнича потужність шахти (кар'єру)

$$A_1 = \frac{Q}{t} = \frac{1 - \Pi_1}{1 - P}, \quad (2)$$

а при втратах балансово-промислових запасів Π_2

$$A_2 = \frac{Q}{t} = \frac{1 - \Pi_2}{1 - P}. \quad (3)$$

Таблиця 2

Порядок розрахунків економічних наслідків втрат балансово-промислових запасів

Показник	Формули для визначення розрахункових показників
Недовиймання балансово-промислових запасів, т.	$B_{\Pi} = B(\kappa_{n1} - \kappa_{n2})$
Повна собівартість видобування, транспортування та переробки у розрахунку на 1 т балансово-промислових запасів, грн.	$c_{\delta} = c_{\text{тов}} \frac{1}{K_{\kappa}}$
Цінність 1 т втрачених балансово-промислових запасів, грн.	$u_{\Pi1} = u_{\delta} \varepsilon_1 - c_{\delta1}$
Відшкодування за втрат балансово-промислових запасів на зниження собівартості видобування, транспортування і переробки, грн.	$B_{\text{ДТП}} = c_{\text{тов}1} \frac{1}{K_{\kappa1}} - c_{\text{тов}2} \frac{1}{K_{\kappa2}}$
Відшкодування за зниження втрат балансово-промислових запасів корисного компонента при переробці, грн.	$B_u = B_n = u_{\delta} \varepsilon_2 - \varepsilon_1$
Сумарне відшкодування за втрати балансово-промислових запасів, грн.	$B_{\Pi} = B_{\text{ДТП}} + B_u$
Економічні наслідки від втрат балансово-промислових запасів у розрахунку на 1 т балансово-промислових запасів, грн.	$\Delta \Pi_p = u_{\Pi1} \kappa_{n1} - \kappa_{n2} B_{\Pi} \kappa_{n2}$
Різниця у питомих капітальних вкладеннях по гірничим і переробним підприємствам, грн.	$\Delta \kappa_y E_n = \kappa_{y1} - \kappa_{y2} E_n$
Економічні наслідки втрат балансово-промислових запасів з врахуванням різниці у капіталовкладеннях, грн.	$\Delta \Pi_{\text{рк}} = \Delta \Pi_p + E_n K_{y1} - K_{y2} = u_{\Pi1} K_{n1} - K_{n2} - B_{\Pi} K_{n2} + E_n K_{y1} - K_{y2}$

Якщо $\Pi_2 < \Pi_1$, то обов'язково повинно бути $A_2 > A_1$. Тому при різному рівні втрат балансово-промислових запасів і однаковому річному погашенні балансово-промислових запасів однакової виробничої потужності (по кінцевому продукту) бути не може. Вона може бути однаковою лише по залізорудній масі і тільки при відповідному збільшенні розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин у залізорудній масі, тобто за умови

$$\frac{1 - \Pi_1}{1 - P_1} = \frac{1 - \Pi_2}{1 - P_2}. \quad (4)$$

При $\Pi_2 > \Pi_1$ обов'язково $P_1 > P_2$, тобто буде різна виробнича потужність шахти (кар'єру) по кінцевому продукту.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Розроблена методика визначення збитку гірничовидобувному підприємству в будь-яких гірничо-геологічних умовах і при переході на більш перспективні системи дозволяє знизити втрати балансово-промислових запасів до технічно можливого рівня. Економічна оцінка від експлуатаційних втрат балансово-промислових запасів, що складаються зі збільшення витрат на виконання частини виробничих процесів, збиток від розубоження за вмістом якісних показників корисних копалин, що визначаємо сумою непродуктивних витрат на видобувні процеси і збагачення, а також зменшенням вмісту показників цінності корисних копалин, що вилучаються з надр. Розрахунки на 1 т корисних копалин у балансово-промислових запасах вельми умовні і в ряді випадків можуть привести до неповноцінних висновків. Однак у практиці роботи шахт (кар'єрів) дуже часто в силу вкоренілої системи планування виробнича потужність залишається однаковою незалежно від втрат балансово-промислових запасів. Виходить, що річне зниження гірничих робіт не може бути однаковим при різних втратах балансово-промислових запасів і однаковому розубоженні за вмістом якісних показників корисних копалин у залізорудній масі. З обліком цього методи визначення збитку від втрат балансово-промислових запасів розраховуючи на 1 т корисних копалин у балансово-промислових запасах можуть застосовуватися досить широко, але далеко не завжди.

Список літератури

1. Временная методика определения экономической эффективности затрат и мероприятия по охране окружающей среды. - В кн.: Методы и практика определения эффективности капиталовложений и новой техники. М., Наука, 1982, с. 108-114.
2. Единые правила охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых. М., Недра, 1987.
3. Зарайский В.Н., Стрельцов В.И. Рациональное использование и охрана недр на горнодобывающих предприятиях. М., Недра, 1987.
4. Емельянов С.В. Информационные технологии и вычислительные системы / С.В. Емельянов. - М.: ЛЕНАНД, 2008. - 112 с.
5. Методические рекомендации, по комплексной оценке, эффективности мероприятий, направленных на ускорение научно-технического прогресса. М., изд. ГКНТ СССР, 1988.
6. Трыкин В.П., Симаков В.А. Экономическая эффективность посортной и валовой добычи руды. М., Недра, 1987.
7. Типовая методика определения экономической эффективности капитальных вложений. - В кн.: Методы и практика определения эффективности капитальных вложений и новой техники. Вып. 33, М., Наука, 1982, с. 12-48.
8. Шолох М.В. Методика визначення і нормування вмісту якісних показників корисних копалин у промислових балансових запасах. - Кривий Ріг: Видавничий центр ДВНЗ «КНУ», 2016 р. - 160 с. Іл.
9. V. Hnyeushev. Peat in the Ukraine: Reflections on the Threshold of a New Millennium / «Peatland international», Finland, 2000, № 1, - с. 54-57
10. Peat Production Machinery. Bord na Mona Peat Energy Division, 2001
11. Manufacturer of machinery for peat moss industry. Les Equipment's Tardif inc. Quebec, Canada, 2002
12. Chadwick J. Ironclad Kiruna // International Mining - 2010. - July. - С. 8-15
13. Koppalkar, S. Effect of Operating Variables in Knelson Concentrators: A. Pilot-Scale Study. Ph. D Thesis / S. Koppalkar. - Mc Gill University, 2009. - Pp / 147.
14. Beyer C. Erfahrungen beim Abbau eines 9m mächtigen Kohlenpfeilers um eine Schachtröhre / C. Beyer. - Budapest, 1972. - 236 p.
15. Chambon C. Einfluß der gebauten Mächtigkeit und der Teufe auf die Strebkongvergenz / C. Chambon // Bergb. - Wiss.(13). - 1966. - P. 153-160.
16. Deeper open pits // International Mining. - № 10. - 2009. - P. 52-55.

Рукопис подано до редакції 17.03.17

УДК 001.891.574: 624.137

Р. А. ТИМЧЕНКО, д-р техн. наук, проф., Д. А. КРИШКО, канд. техн. наук,
В.О. САВЕНКО, аспірант, Криворозький національний університет

ФИЗИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ ПОДПОРНЫХ СТЕНОК И ОСНОВАНИЯ ДЛЯ ИЗУЧЕНИЯ ИХ КОНТАКТНОГО ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ

Цель. Проектирование оптимальных конструктивных решений с учетом конкретных условий эксплуатации одна из главных инженерных задач. Для подпорных стен, применяемых на подрабатываемых территориях с горизонтальными и вертикальными перемещениями грунта, эта задача является особенно важной.

Методы исследования. Многочисленные исследования поведения различных грунтов (лессовых просадочных, загипсованных, заторфованных, карстовых и т.п.) при замачивании показали, что их несущая способность и податливость (жесткость) находятся в тесной зависимости от степени их влажности. Результаты исследований, проведенных поляризационно-оптическим методом, носят в основном качественный характер в силу ряда допущений, связанных с масштабностью моделирования и идеализаций модели основания. Теоретической основой для моделирования методом эквивалентных материалов служит учение о подобии, которое является научным методом постановки эксперимента, обработки его результатов и распространения этих результатов на натуральные явления. Три теоремы теории подобия позволяют проанализировать уравнения, описывающие натурный и модельный процесс, вывести условия моделирования в виде критериев подобия и выбрать масштабные коэффициенты (константы подобия). В качестве грунта основания в моделях использовался суглинок нарушенной структуры. Моделью подпорной стенки принята подпорная стенка специального типа, а именно монолитная подпорная стена углового типа, которая имеет вертикальный и горизонтальный элементы на поверхности, которых, с контактной стороны, размещены опорные части и пустоты в виде усеченных пирамид одинакового размера и направленных меньшим основанием вглубь вертикального и фундаментного элементов.

Научная новизна. Разработке новых конструктивных решений подпорных стен способных воспринимать дополнительное воздействие от неравномерно деформируемого основания.

Практическая значимость. Изготовление моделей основания и подпорной стенки позволит изучить процесс контактного взаимодействия подпорной стенки и деформируемого основания, а также получить математические закономерности их совместной работы.

Результаты. Используя положения теории подобия, изготовлены модели основания и подпорных стен, имеющих жесткостные и прочностные характеристики, соответствующие натурному грунту и натурным конструкциям.

Ключевые слова: модель основания, модель подпорной стенки, теория подобия, контактное взаимодействие.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-56-61

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Проектирование оптимальных конструктивных решений с учетом конкретных условий эксплуатации одна из главных инженерных задач. Для подпорных стен, применяемых на подрабатываемых территориях с горизонтальными и вертикальными перемещениями грунта, эта задача является особенно важной. Экспериментальные исследования показали, что напряженно-деформированное состояние основания во многом определяется характеристиками конструкции условиями работы и нагружения [1]. В связи с этим возникает необходимость в разработке новых конструктивных решений подпорных стен способных воспринимать дополнительное воздействие от неравномерно деформируемого основания.

Анализ исследований и публикаций. В настоящее время данная проблема актуальна для подрабатываемых территорий и для просадочных грунтов, т.к. при сложных деформациях основания не всегда можно реализовать имеющиеся технические решения в виду их непригодности к условиям работы. Существующие конструкции подпорных стен не рассчитаны на дополнительные усилия от горизонтального сдвижения грунта, который вызывает концентрацию напряжений в нижней части лицевой плиты, что соответственно приводит к разрушению конструкции.

Многочисленные исследования поведения различных грунтов (лессовых просадочных, загипсованных, заторфованных, карстовых и т.п.) при замачивании показали, что их несущая способность и податливость (жесткость) находятся в тесной зависимости от степени их влажности. При этом повышение влажности сопровождается снижением жесткостных характеристик основания, что может вызвать неравномерное оседание. Результаты исследований проведенных поляризационно-оптическим методом носят в основном качественный характер в силу ряда допущений, связанных с масштабностью моделирования и идеализаций модели основания [2].

Постановка задачи. Целью исследований является подготовка моделей основания и подпорной стенки, с применением положений теории моделирования, для изучения их контактного взаимодействия.

Изложение материала и результаты. При моделировании применялся метод расширенного подобия, в котором выдерживаются геометрические, механические и силовые аналоги с реальным объектом (рис. 1).

Теоретической основой для моделирования методом эквивалентных материалов служит учение о подобии, которое является научным методом постановки эксперимента, обработки его результатов и распространения этих результатов на натуральные явления [3]. Три теоремы теории подобия позволяют проанализировать уравнения, описывающие натурный и модельный процесс, вывести условия моделирования в виде критериев подобия и выбрать масштабные ко-

эффиценты (константы подобия) [4,5].

Напряженное состояние основания может быть представлено при моделировании решениями задач теории линейно-деформируемой среды и теории предельного равновесия.

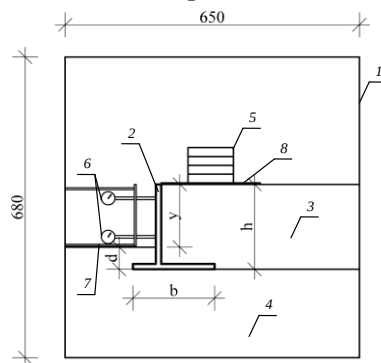


Рис. 1. Схема лотка для моделирования контактного взаимодействия подпорной стенки и деформируемого основания: 1 - лоток; 2 - модель подпорной стенки; 3 - грунт засыпки; 4 - грунт основания; 5 - груз; 6 - индикаторы часового типа; 7 - рамка для установки индикаторов часового типа; 8 - металлическая пластина; b - ширина подошвы фундамента подпорной стенки; d - глубина заложения фундамента; h - высота подпорной стенки; y - высота подпора грунта

Работа грунта в упругой стадии характеризуется двумя уравнениями равновесия и уравнением совместности, в пластической – уравнением предельного равновесия

$$\frac{d\sigma_x}{dx} - \frac{d\tau_{xz}}{dz} = 0 \quad (1)$$

$$\frac{d\sigma_x}{dx} - \frac{d\tau_{xz}}{dz} + \gamma = 0 \quad (2)$$

$$\Delta^2 \Phi_x + \sigma_z = 0 \quad (3)$$

$$\sigma_1^2 + \sigma_2^2 = \sigma_1 + \sigma_2 + 2 \cdot \sigma_0 \cdot \sin \varphi. \quad (4)$$

Два явления в натуре и в модели подобны, если в модели выдержаны равенства определяющих критериев подобия и граничные условия.

При подобном очертании подошв натурного и модельного инженерного сооружения (геометрический масштаб $ab = b':b$) в сходственных точках должны выполняться соотношения

$$\begin{aligned} \sigma'_x &= \alpha_n \cdot \sigma_x, \tau'_{xz} = \alpha_n \cdot \tau_{xz}, \varphi' = \alpha_\varphi \cdot \varphi \\ \sigma'_z &= \alpha_n \cdot \sigma_z, \gamma' = \alpha_\gamma \cdot \gamma, c' = \alpha_c \cdot c, \end{aligned} \quad (5)$$

где $\alpha_n, \alpha_\gamma, \alpha_\varphi, \alpha_c$ – масштабные коэффициенты соответственно для напряжений, объемного веса, угла внутреннего трения, сил сцепления.

Записав уравнения (1-4) для модели, подставив вместо $\sigma'_x, \sigma'_z, \tau'_{xz}, \gamma', \sin \varphi'$ их значение (5), составив из масштабных коэффициентов индикаторы подобия и приравняв их 1, получаем следующие критерии подобия при моделировании грунта

$$\alpha_n = \alpha_c = \alpha_b \cdot \alpha_\gamma; \alpha_\gamma = 1. \quad (6)$$

Необходимость выполнения условия $\alpha_i = \alpha_b \cdot \alpha_\gamma$ обусловлена уравнениями равновесия и не зависит от области работы грунта. Подставляя значения масштабных коэффициентов, получаем формулу модуля общей деформации грунта модели E'_0

$$\alpha_n = \frac{E'_0}{E_0}; \alpha_b = \frac{b'}{b}; \alpha_\gamma = \frac{\gamma'}{\gamma}; E'_0 = \frac{b'}{b} \cdot \frac{\gamma'}{\gamma} \cdot E_0. \quad (7)$$

Равенство $\alpha_n = \alpha_c$ и $\alpha_\gamma = 1$ определяется условием предельного напряженного состояния.

Используя их, получим формулу, определяющую величину сцепления модельного грунта через характеристики грунта натуре

$$\alpha_c = \frac{c'}{c}; c' = \frac{b'}{b} \cdot \frac{\gamma'}{\gamma} \cdot c \quad (8)$$

Для углов внутреннего трения натуре и модели: $\operatorname{tg} \varphi' = \operatorname{tg} \varphi$.

Важным при моделировании предельного состояния грунтового массива является учет объемных сил. С этой целью множитель подобия по объемному весу назначаем равным единице. Тогда множители подобия модуля деформации и сцепления материала модели и основания будут равны множителю подобия линейных размеров модели подпорной стенки

$$\alpha_\gamma = 1; \alpha_E = \frac{E'_0}{E_0} = \frac{b'}{b}; \alpha_c = \frac{c'}{c} = \frac{b'}{b} \quad (9)$$

Подобрав определенный состав смеси, имитирующий грунт так, чтобы величины ее физико-механических характеристик удовлетворялись формулами (8), (9), получим искомый эквивалентный материал.

В качестве грунта основания в моделях использовался суглинок нарушенной структуры. Для создания однородного основания грунт высушивали до полной потери влажности и измельчали путем растирания в ступе до порошкообразного состояния. После чего полученный порошок просеивали через сито с диаметром отверстий 0,5 мм. Учитывая необходимую влажность грунта, его плотность и объем определяли необходимое количество порошка и воды для его увлажнения. Увлажнение проводили распылителем постепенно постоянно помешивая смесь.

Основание из пасты укладывалось слоями по 15 мм (рис. 2), уплотнение выполнялось трамбовкой, выполненной в виде стержня с приваренным основанием круглого сечения весом 200 г.

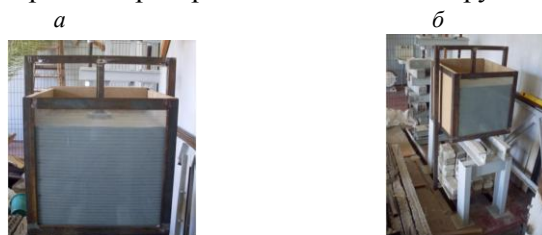


Рис. 2. Подготовка модели основания: а – послойная укладка смеси; б – общий вид лотка

Для контроля плотности и влажности грунта каждые 100 мм по высоте отбирали две пробы для анализа.

Определение физико-механических свойств модели основания проводилось с помощью полевой лаборатории ПЛЛ-9 (рис. 3) в соответствии с методикой [6]. Результаты физико-механических характеристик отобранных проб приведены в табл. 1. Сравнительная характеристика грунтов представлена в табл. 2.

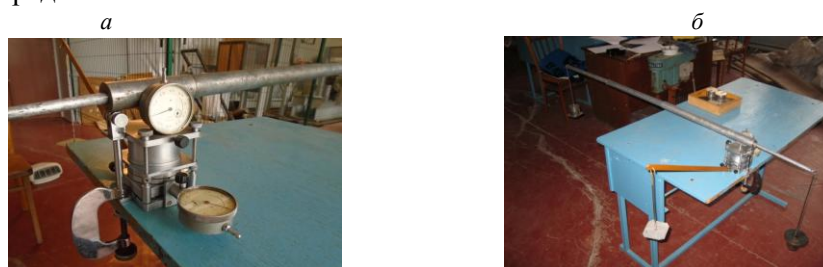


Рис. 3. Настройка прибора: а – ПЛЛ-9; б – определение характеристик грунта

Моделью подпорной стенки принята подпорная стенка специального типа (ПССТ) (рис. 4б), а именно монолитная подпорная стена углового типа, которая имеет вертикальный и горизонтальный элементы на поверхности которых, с контактной стороны, размещены опорные части и пустоты в виде усеченных пирамид одинакового размера и направленных меньшим основанием вглубь вертикального и фундаментного элементов.

Под подошвой фундаментной плиты и с тыльной стороны вертикального элемента расположены два листа упругоподатливого материала из биополимера [7-9].

Таблица 1

Результаты испытания проб

Номер точки	Глубина отбора пробы от верха массива, м	Объемный вес, γ , т/м ³	Модуль деформации, E , МПа	Параметры сдвига		
				tgφ	φ°	c
1	2	3	4	5	6	7
1	0,1	1,733	5,5	0,38	21	8,5
2	0,2	1,732	5,3	0,33	18	8,0
3	0,3	1,723	5,2	0,36	20	2,5
4	0,4	1,683	4,8	0,61	31	2,5

Таблица 2

Сравнительная характеристика грунтов

Наименование грунта	Физико-механические характеристики основания			
	E , МПа	c , кПа	γ , т/м ³	φ, град.
Натурный грунт	28	34	1,71	26
Модельное основание	5,62	6,8	1,71	26
Коэффициент перехода	1/5	1/5	1	1

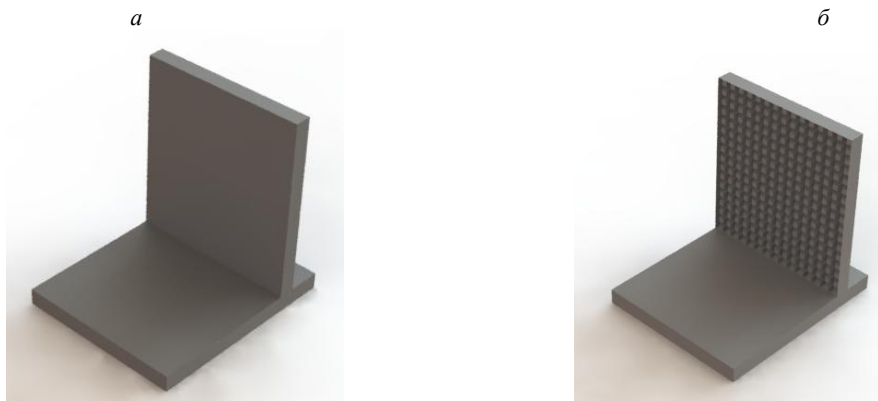


Рис. 4. Модели подпорных стен: *а* – уголкового типа; *б* – подпорная стенка специального типа

С развитием деформирующей нагрузки во времени, то есть с вертикальными и горизонтальными перемещениями грунта по отношению к монолитной стене уголкового типа, после ее установки, происходит постепенное проникновение грунта в пустоты. Преждевременное заполнение пустот предотвращается листами упругоподатливого материала.

Конструктивное решение модели подпорной стенки специального типа имеет такой набор факторов, который является оптимальным для смоделированного основания [10-13]. Значения факторов, при которых получено максимальное значение несущей способности подпорной стенки имеют следующие значения: контактная площадь опорных призматических участков – $0,09 \text{ м}^2$; объем полостей – $0,216 \text{ м}^3$; угол резания – 90° .

Формование моделей подпорных стен производилось с использованием металлической опалубки и полых структур, закрепленных на днище и с тыльной стороны вертикального элемента с заданным шагом.

Для изготовления моделей использовали бетон мелкой фракции на портландцементе М400 с В/Ц = 0,37. В качестве мелкого заполнителя использовали кварцевый песок. Армировали образцы металлической сеткой с ячейкой 10 мм. Приготовление бетонной смеси осуществляли в бетоносмесителе принудительного действия. Подвижность приготовленного бетона должна составлять 10...15 см. При этом заполнители (песок) должны быть высушены до постоянной массы при температуре не выше 80°C и охлаждаться до комнатной температуры.

Укладка бетонной смеси производилась в форму вручную с виброуплотнением до появления на поверхности цементного молока. Одновременно с изготовлением моделей забивались кубики с размером ребра 150 мм. Испытание кубиков показало класс бетона С20/25. Технологически правильное выполнение работ обеспечило хорошее качество бетона без раковин и пустот.

Выводы и направление дальнейших исследований. Используя положения теории подобия, изготовлены модели основания и подпорных стен, имеющих жесткостные и прочностные характеристики соответствующие натурному грунту и натурным конструкциям. В дальнейшем это позволит изучить процесс контактного взаимодействия подпорной стенки и деформируемого основания, а также получить математические закономерности их совместной работы.

Список литературы

1. Тимченко Р. А. Работа плитных фундаментов-саморегуляторов (ПФС) на неравномерно-деформируемом основании / Р. А. Тимченко, Д. А. Кришко // Современные проблемы строительства. – Донецк, 2010. – №8 – С. 34-38.
2. Тимченко Р. А. Работа саморегулирующихся фундаментов при заданных вертикальных деформациях основания / Р. А. Тимченко, Г. Л. Турабелидзе // Деп. в ВНИИС – Кривой Рог, КГРИ. – 1989. – Вып. 11. – № 10159. – 8с.
3. Козлов В. П. О переходных коэффициентах при моделировании взаимодействия подрабатываемых сооружений с основанием на естественном грунте /В. П. Козлов// Сборник науч. труд. в ДонпромстройНИИ проекта. – 1965. – № 6. – С. 31-43.
4. Кирпичев М. В. Теория подобия //М. В. Кирпичев/. – М.: Издательство АН СССР. – 1953 – 94 с.
5. Седов Л. И. Методы подобия и размерности в механике.//Л. И. Седов / – М.: Государственное издательство технической литературы. – М.: 1954. – 326 с.
6. ДСТУ Б В.2.1-4-96 (ГОСТ 12248-96). Грунти. Методи лабораторного визначення характеристик міцності і деформованості. – К.: Державний комітет України у справах містобудування і архітектури. – 1997 – 102 с.
7. Пат. 62715 Україна, МПК Е 02D 29/02. Підпірна стінка: 62715 Україна, МПК Е 02D 29/02 Вілкул Ю.Г., Тимченко Р.О., Кришко Д.А., Дмитрієва К.Ю., Бондар Ю.М. (Україна). – № u 200305; Заявл. 08.05.2003; Опубл. 15.12.2003, Бюл. № 12. – 4 с.

8. Пат. 23839 Україна, МПК Е 02D 29/02. Підпірна стінка: 23839 Україна, МПК Е 02D 29/02 Тімченко Р.О., Крішко Д.А., Муненко А.М., Ківа М.В., Литвиненко О.С. (Україна). – № u 2007 00594; Заявл. 22.01.2012; Опубл. 11.06.2012, Бюл. № 8. – 4 с.

9. Пат. 8669 Україна, МПК Е 02D 27/00. Підпірна стінка для зсувних територій: 8669 Україна МПК Е 02D 27/00 Тімченко Р.О., Вілкул Ю.Г., Терещенко Р.Я., Кочергін П.С. (Україна). – № u 200501025; Заявл. 04.02.2005; Опубл. 15.08.2005, Бюл. № 8. – 4 с

10. Тімченко Р. О. Обґрунтування вибору лінійної моделі регресії у плануванні експерименту для вирішення поставленого експериментального завдання / Р. О. Тімченко, Д. А. Крішко, Л. В. Кадол, В. О. Савенко // Містобудування та територіальне планування – К.: КНУБА, 2016. – Вип. 59 – С. 425-431.

11. Тімченко Р. А. Оптимизация конструктивного решения подпорной стены специального типа на основании линейной модели регрессии / Р. А. Тімченко., Д. А. Крішко, В. О. Савенко // Вісник КНУ. – Кривий Ріг: КНУ, 2016. – Вип. 41. – С. 54-58.

12. Тімченко Р. О. Застосування програм заснованих на методі скінченних елементів (МСЕ) для моделювання роботи системи «основа-інженерна споруда» / Р. О. Тімченко, Д. А. Крішко, В. О. Савенко // Строительство, материаловедение, машиностроение (сб. научн. трудов). – Д., ГВУЗ ПГАСА, 2016. – С. 143-148.

13. Особенности конструктивного решения массивной подпорной стенки для неблагоприятных территорий / Р. А Тімченко, Д. А. Крішко, О. В. Субота, О. С. Мокшина //Вісник КТУ. – Кривий Ріг: КТУ, 2007. – Вип. 16. – С. 136-139.

Рукопис подано до редакції 19.03.17

УДК 621.874

С.І. САХНО, Л.О. ЯНОВА, О.В. ПИЩИКОВА, кандидати техн. наук, доц.

Криворізький національний університет

АНАЛІЗ НАПРУЖЕНОГО СТАНУ МЕТАЛОКОНСТРУКЦІЙ МОСТОВОГО КРАНА МЕТОДОМ КІНЦЕВИХ ЕЛЕМЕНТІВ

Мета. Знаходження вразливих місць в конструкції мостових кранів, що вичерпали ресурс експлуатації, шляхом дослідження напруженого стану конструкції методом кінцевих елементів. Створення математичної моделі реального крана, що застосовується на підприємствах Криворізького басейну.

Методика. Дослідження моделі виконувалось в SolidWorks корпорації Dassault Systemes. На даному етапі досліджень враховувались статичні навантаження. Метод кінцевих елементів дозволив створити математичну тверdotільну модель крана, що досліджується. При наявності точних креслень конструкції та характеристик матеріалів, що в ній застосовується, з'являється можливість спрогнозувати найбільш вірогідні місця руйнування крану, та виявити сполучення факторів, при яких такі руйнування можливі.

Наукова новизна. В результаті досліджень набуло подальшого розвитку застосування методу кінцевих елементів для запобігання критичних станів кранових конструкцій, що вичерпали ресурс експлуатації.

Практична значимість. Запропонована методика дає можливість більш точно і з меншими витратами прогнозувати надійність кранових конструкцій, що вичерпали ресурс експлуатації.

Результати. Достовірні результати досліджень напруженого стану, переміщень і частоти власних коливань можуть бути досягнуті за умови застосування в моделі матеріалів з характеристиками, що відповідають реальним матеріалам, реальних навантажень і при призначенні правильних кріплень елементів крана. Розроблена тверdotільна математична модель крана для дослідження впливу зовнішніх факторів на напружений стан конструкції. Запропонована методика дослідження дозволяє швидко і з незначними витратами виявити найбільш суттєві фактори, що можуть впливати на рівень безпечної експлуатації крана. Наведені результати впливу зовнішніх статичних навантажень на напружений стан в елементах конструкції, прогини конструкції та її власні частоти.

Ключові слова: мостовий кран, метод кінцевих елементів, САПР, надійність конструкції крану.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-61-67

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. На підприємствах України і сьогодні експлуатується велика кількість мостових кранів, що випрацювали свій ресурс та були виготовлені більш ніж 30-60 років тому [1]. Особливістю цих кранів є те, що при їх проектуванні та виготовленні використовувались методи та матеріали, що не відповідають сучасним вимогам. Зокрема, застосовувались конструктивні рішення, які призводили до підвищеної концентрації напружень в конструкції, а в якості матеріалів застосовувались низькоякісні сталі схильні до крихкого руйнування [2]. Недосконалість методів розрахунків і матеріалів примушувало розробників приймати завищені коефіцієнти запасу міцності, що з одного боку збільшувало надійність конструкції, а з іншого - значно збільшувало її вагу і власні прогини.

Проте, враховуючи скрутний фінансовий стан більшості підприємств України, на багатьох з них продовжується експлуатація застарілої техніки, що час від часу приводить до аварій і навіть людських жертв. Зрозуміло, що в цих умовах експлуатація застарілих кранів можлива лише за умов, що відома точна картина розподілення напружень в конструкції і ці напруження не перевищують граничних станів при комбінації самих несприятливих факторів.

Методики дослідження конструкцій, що застосовуються в даний час, не дозволяють безпосередньо виміряти напруження, що виникають при роботі конструкції. Вразливість тих чи інших елементів, як правило, виявляється тільки після їх руйнування. Однак метод кінцевих елементів дозволяє створити математичну твердотільну модель крана, що досліджується. При наявності точних креслень конструкції та характеристик матеріалів, що в ній застосовується, з'являється можливість спрогнозувати найбільш вірогідні місця руйнування крану, та виявити сполучення факторів, при яких такі руйнування можливі.

Аналіз досліджень і публікацій. Можливість використання методу кінцевих елементів для дослідження напруженого стану кранових конструкцій розглядалася як в Україні [3], так і за кордоном [4-8]. Частина [3-5] досліджень було націлено на виявлення самої можливості використання методу кінцевих елементів для моделювання напружених станів в кранових конструкціях, а також на пошук оптимальних методів моделювання конструкцій. Іншу частину досліджень [6-8] було спрямовано на оптимізацію конструкції кранів з метою зниження її металоємності і підвищення жорсткості на стадії проектування.

Постановка завдання. Для України більш актуальним є дослідження напруженого стану конструкцій кранів, що вичерпали експлуатаційний ресурс з метою забезпечення їх гарантованої надійної і безпечної роботи.

У зв'язку з цим у даному дослідженні поставлено завдання створення математичної моделі реального крана, що працює за його кресленнями і дослідження його напруженого стану методом кінцевих елементів.

Дослідження повинні виявити найбільш небезпечні місця конструкції і чинники здатні сприяти її руйнуванню. На даному етапі досліджень розглядаються тільки статичні впливи на конструкцію.

Викладення матеріалу та результати. Об'єкт досліджень - двобалочний мостовий кран вантажопідйомністю 10 т, що застосовується на підприємствах Криворізького басейну. Кранові балки мають коробчастий перетин і зварені з сталевих листів.

Для забезпечення геометричної стійкості стінок усередині короба приварені великі діафрагми, а для рівномірної передачі навантаження від підвіскової рейки на стінки всередині короба приварені малі діафрагми. Конструкція крана також включає кінцеві балки і вантажний візок.

Для спрощення розрахунків, на даному етапі досліджень в конструкцію не включені галереї.

Основні характеристики крана наведено в табл. 1.

Таблиця 1

Основні характеристики мостового крана

Характеристики	Значення
Візок	
Вантажопідйомність нетто головного підйому	10 т
Висота головного підйому	10 м
кратність поліспада головного підйому	3
Геометричні параметри крана	
база	4,9 м
проліт	28,6 м
Установчі розміри крана й візка	
база візка	1,485 м
колія візка	2,0 м
висота крана від рівня головки рейки	2,31 м

Геометрична модель. Для проведення аналізу методом кінцевих елементів геометрична модель крана була виконана відповідно до технічної документації на кран мостовий електричний УХЛ1.

Модель виконана в системі SolidWorks корпорації Dassault Systemes.
На рис. 1 показано основні елементи досліджуваного мостового крана.



Рис. 1. Геометрична модель: *а* - тестований мостовий кран, *б* - візок мостового крана

У табл. 2 наведено маси основних елементів крана.

Таблиця 2

Маси основних елементів крана

Елемент	Значення, т
Загальна маса крана	39,89
Маса головної балки	14,48
Маса кінцевої балки	1,99
Маса вантажного візка	4,97

Досліджуваний кран має коробчасту конструкцію, в якій в якій один розмір (товщина стінок) істотно нижче інших. Даний тип конструкції має найменшу загальну висоту моста і велику втомну міцність.

Оскільки товщина стінок значно менше, ніж інші розміри, цифрова твердотільна модель була побудована такою що складається переважно з листових елементів.

Модель представлено 261 компонентами, 38 з яких є унікальними (є основою для клонування інших компонентів).

Особливості створення моделі для аналізу методом кінцевих елементів. Достовірні результати досліджень напруженого стану, переміщень і частоти власних коливань можуть бути досягнуті за умови застосування в моделі матеріалів з характеристиками, що відповідають реальним матеріалам, реальних навантажень і при призначенні правильних кріплень елементів крана.

З огляду на те, що більшість елементів конструкції крана виготовлено з конструкційної сталі Ст3 (табл. 3), для листових елементів головних і кінцевих балок в якості матеріалу також прийнята сталь Ст3 з наступними характеристиками (табл. 3).

Таблиця 3

Дані про матеріал, який використано в обчисленнях для листових виробів

Властивість	Позначення	Значення
Модуль пружності	E	$210 \times 103 \text{ Н/мм}^2$
Коефіцієнт Пуассона	ν	0,28
Масова щільність	ρ	7800 кг/м^3
Межа плинності	σ	235 Н/мм^2

У статичних дослідженнях навантаження на кран складаються з навантажень від власної ваги крана і навантаження від ваги вантажу. Вага твердотільної моделі крана становить 21,32 т. Вага крана - прототипу по паспорту становить 39,89 т. Різниця у вазі моделі і прототипу виникає через відсутність в моделі механізмів, галерей, ремонтного майданчику та інших навісних елементів. Компенсація різниці у вазі прототипу і моделі проведена за рахунок введення в модель розподіленої маси: 1227 кг на опорну плиту вантажного візка і по 8152 кг на зовнішні бокові листи головних балок.

Вага вантажу враховується прикладанням дистанційного навантаження 10000 кг до вантажного візка. Дистанційне навантаження розташоване на відстані 5 м нижче від місця жорсткого кріплення.

Схему прикладання навантажень показано на рис. 2

В якості глобального прийнятий тип контакту «Пов'язані» з параметром «Несумісна сітка». Для забезпечення достовірності розрахунків, зв'язок між елементами конструкції крана та рейками реалізовано за рахунок введення в твердотільну модель віртуальних площин, геометрія розташування яких відповідає геометрії розташування контакту між колесами і рейками.

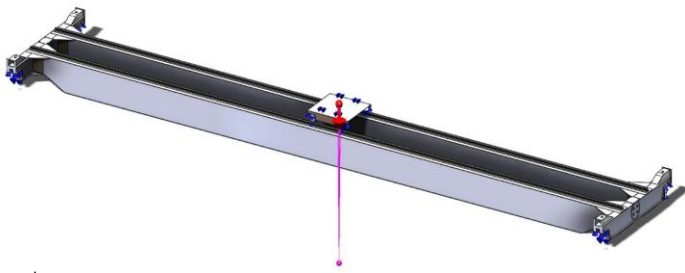


Рис. 2 Схема докладання зовнішніх навантажень

Для моделювання контакту між рейкою і колесом крана площина має форму трикутника з вершиною, що розташована в точці контакту рейки і колеса. Лінію контакту між колесом вантажного візка і рейкою змодельовано площиною, що має форму прямокутника. Між відповідними площинами та місцями кріплення букс встановлено з'єднання типу «жорсткий зв'язок».

Площини, що моделюють контакт між колесами крана і рейкою мають кріплення «Довідкова геометрія» з вільним обертанням навколо відповідних місць кріплення. Для одного з приводних коліс задане обмеження переміщення по всім осям, для іншого - вздовж рейки та в вертикальній площині, для неприводних коліс - обмеження переміщень накладено лише в вертикальній площині, рис. 3.

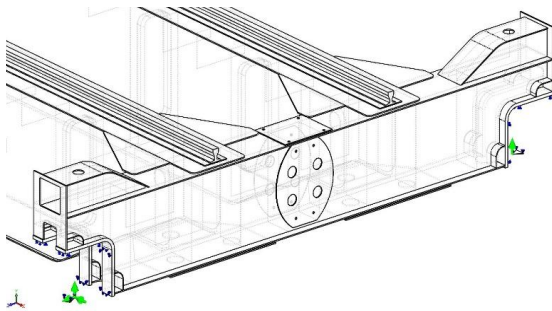


Рис. 3 Схема кріплень моделі

Розрахунок напруженого стану і переміщень. Перед розрахунком напруженого стану була розрахована сітка моделі, рис. 4.

При створенні сітки були використані наступні параметри: сітка на основі змішаної кривизни, максимальний розмір елемента - 190 мм, мінімальний розмір елемента - 7,65 мм, мінімальне число елементів в окружності - 8, співвідношення збільшення розміру елемента - 1,6.

У дослідженні прораховувалося 255 363 вузлів і 116 052 елементів.

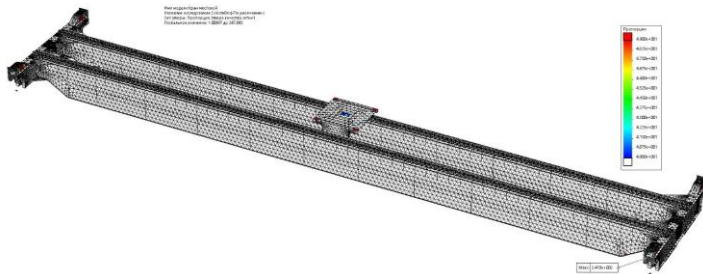


Рис. 4 Епюра якості сітки

В результаті аналізу були визначені місця концентрації напружень в конструкції, максимальні деформації і параметри власних коливань крана.

Максимальний статичний прогин головної балки в центрі прольоту під дією власної ваги становить 24,0 мм, від власної ваги і ваги вантажу 10 т складає 31,6 мм, рис. 5, що менше допустимого $28600/600 = 47,6$ мм.

Аналіз показав, що досліджувана конструкція крана має високий запас міцності

Аналіз показав, що досліджувана конструкція крана має високий запас міцності

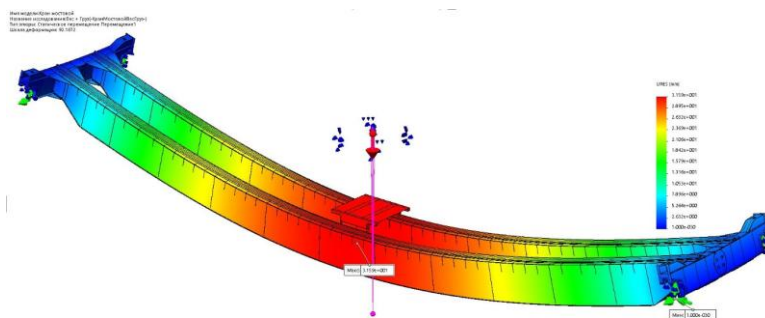


Рис. 5 Епюра переміщень мостового крана при спільному впливі власної ваги і ваги вантажу

Максимальна напруги в середній частині не завантаженого крана становить $\sigma=37,07$ МПа, завантаженого вантажем 10 000 кг – 66,88 МПа, рис. 6.

Найбільші напруження в завантаженої конструкції

складають 96,14 МПа і знаходяться в місці примикання зовнішньої (по відношенню до головної балки) стінки кінцевої балки до надбуксового листа.

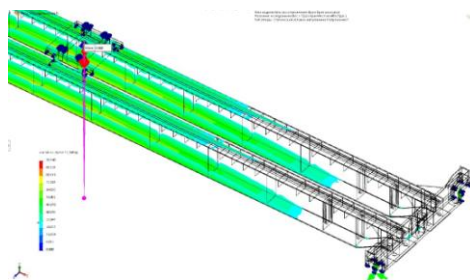


Рис. 6 Розподіл напружень в головній балці. Епюра Iso з нижнім порогом напружень 30 МПа

Визначення власних частот. Частотний аналіз - дозволяє здійснювати розрахунок власних частот конструкції та відповідних форм коливань. При збігу власних частот з частотами впливів зовнішніх зусиль в конструкції виникає явище резонансу, яке часто веде до передчасного руйнування найбільш резонуючих елементів. Для запобігання резонансу,

конструкція повинна мати власні частоти, розташовані в нижчій області, ніж частоти збуджуючих зусиль. Для обчислення власних коливань використовувалася рішальна програма FFEPlus. Розраховувалися перші 6 частот власних коливань крана без вантажу та з вантажем. Результати досліджень наведено в табл. 4-6.

Таблиця 4

Список власних частот мостового крана

Номер режиму	f, Герц	
	конструкція без вантажу	конструкція з вантажем
1	2,8244	2,9883
2	3,7283	3,0316
3	4,8225	3,835
4	6,2857	6,3515
5	8,5768	8,7684
6	9,1286	9,1296

Аналіз отриманих результатів дозволяє зробити висновок, що найбільш значущими є коливання уздовж осі Y (вертикальна вісь) і осі Z (уздовж підкранової балки). Коливання уздовж осі X (уздовж головної балки) істотні тільки на частоті 3,83 Гц. По осі Y найбільший масовий вплив має частота 3,03 Гц, по осі Z = 2,98 Гц.

Таблиця 5

Масова участь моделі в коливаннях щодо осей локальної системи координат (конструкція без вантажу)

Номер режиму	Частота, Гц	Напряв X	Напряв Y	Напряв Z
1	2,8244	0,018701	4,4537e-007	0,67763
2	3,7283	0,015267	0,76082	0,00027284
3	4,8225	0,86971	0,011703	0,0079799
4	6,2857	0,00019662	5,2563e-007	4,2417e-005
5	8,5768	0,0001223	2,0593e-007	1,1517e-007
6	9,1286	0,029764	4,1068e-005	6,3598e-006
		Сума X=0,93376	Сума Y=0,77256	Сума Z=0,68593

Таблиця 6

Масова участь моделі в коливаннях щодо осей локальної системи координат (конструкція з вантажем)

Номер режиму	Частота, Гц	Напряв X	Напряв Y	Напряв Z
1	2,9883	0,069874	0,062469	0,36831
2	3,0316	0,0013032	0,7358	0,039405
3	3,835	0,72902	0,010043	0,023924
4	6,3515	0,12187	0,00033852	0,00037539
5	8,7684	0,0015358	3,5804e-006	2,88e-011
6	9,1296	0,022679	6,6803e-005	7,9101e-006
		Сума X=0,9716	Сума Y=0,80873	Сума Z=0,74872

Висновки та напрямки подальших досліджень. Згідно існуючих методик для розрахунку металевих конструкцій мостових кранів та їх елементів використовують метод граничних станів, який встановлює дві групи граничних станів [9]:

по вичерпанню конструкцій крана несучої здатності;
по досягненні умов, що порушують нормальну експлуатацію крана.

До другої групи граничних станів відноситься і максимальний прогин конструкції.

Отримані в дослідженні результати дозволяють зробити висновок, що конструкція крана, що розглядалась має високий запас міцності.

При межі плинності 230 МПа, максимальні напруження в конструкції складають 96,14 МПа в місцях найбільшої концентрації напружень і 67 МПа в середній частині головної балки. Тобто запас міцності складає від 3,4 до 2,4.

У той же час запас жорсткості конструкції значно менший. При допустимому прогині конструкції 47,6 мм, при статичному завантаженні головна балка має прогин 31,6 мм. Тобто запас складає лише 1,5 одиниці.

Для забезпечення безпечної роботи конструкції важливі і отримані в дослідженні дані власних частот мостового крана.

Результати показують значну масову участь конструкції в коливаннях на частотах від 2,9 до 3,8 Гц. Згідно [10] саме такі збуджуючі частоти характерні для мостових кранів при підйомі та спуску вантажів.

Співпадання збуджуючих та власних частот може привести до резонансних явищ, що негативно вплинуть на параметри надійності та довговічності. Представлена модель може служити основою для подальших досліджень динамічних впливів на мостовий кран.

Отримані в роботі результати можуть бути використані для оптимізації конструкції крана, зменшенні його металоємності за рахунок зниження товщини елементів з низькими внутрішніми напруженнями.

Список літератури

1. Андриенко Н.Н. Куда идем, Куда поворачиваем? / Н.Н. Андриенко, В.Л. Корень, С.Я. Полнарев // Подъёмные сооружения. Специальная техника, 2011. – №7–8. – С. 21–28.
2. Акименко О.Ю., Логвинов И.Н. Аварии кранов из-за хрупких разрушений металлоконструкций [Журнал] // Евразийский Союз Ученых (ЕСУ). – Москва: ООО «Евразийское Научное Содружество», 2015. – 10-2 (19). – С. 75-76.
3. Прочностной анализ металлоконструкции грузоподъемных кранов с использованием solid works. // Вісник Приазовського державного технічного університету, 2013. – С. 196–203.,).
4. Camelia B. P. Application of finite element method to an overhead crane bridge / B. P. Camelia, O. T. Gelu, A. Josan // Wseas transactions on applied and theoretical mechanics. – 2009. – С. 64–73.
5. Suratkar A. Design Optimization Of Overhead EOT Crane Box Girder Using Finite Element Analysis / A. Suratkar, V. Shukla, K. S. Zakiuddin // International Journal of Engineering Research & Technology (IJERT). – 2013. – С. 720–724
6. Haniszewski T. Strength analysis of overhead traveling crane with use of finite element method [Електронний ресурс] // Problemy transportu Volume 9 Issue 1. – 2014. – Режим доступу до ресурсу: http://transportproblems.polsl.pl/pl/archiwum/2014/zeszyt1/2014t9z1_03.pdf.
7. Patel P. R. A Review on Structural Analysis of Overhead Crane Girder Using FEA Technique A Review on Structural Analysis of Overhead Crane Girder Using FEA Technique / P. R. Patel, V. K. Patel. // International Journal of Engineering Science and Innovative Technology (IJESIT). – 2013. – С. 41–44.
8. Dimensional optimization for the strength structure of a traveling crane / C. B. Pinca, G. O. Tirian, A. V. Socalici, e. D. Ardelean // wseas transactions on applied and theoretical mechanics. – 2009. – С. 147–156.
9. В.С. Котельников А.А. Зарецкий, А.Б. Макаров. Состояние расчетов кранов и основные направления их развития [Журнал] // Информационный бюллетень Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору. – М.: 2007 г.. – 28. – стр. 67-75.
10. Haniszewski T. Overhead traveling crane vibration research using experimental wireless measuring system / T. Haniszewski, D. Gąska. // Transport problems. – 2013. – С. 57–66.

С.Н. СТОВПНИК, канд. техн. наук, доц., Национальный технический университет Украины
«Киевский политехнический институт им. Игоря Сикорского»,
А.С. ОСИПОВ, аспирант, Проектный институт «Укрспецтоннельпроект»,
Национальный технический университет Украины
«Киевский политехнический институт им. Игоря Сикорского»

ОБОСНОВАНИЕ НОВОГО ПОДХОДА В ПРОЕКТИРОВАНИИ ВРЕМЕННОЙ КРЕПИ ДЛЯ УСЛОВИЙ ФЛИШЕВОГО СЛОЖЕНИЯ ГЕОМАССИВА ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ БЕСКИДСКОГО ТОННЕЛЯ

Цель. Предложить новый алгоритм расчёта временной крепи, позволяющий приблизиться к реальной оценке напряжено-деформированного состояния горного массива вокруг выработки. Предоставить информацию об инженерно-геологических условиях участка строительства и основных инженерных сложностях, с которыми столкнулись проектировщики и строители при реализации объекта Бескидский тоннель. Определить параметры конструкции временной крепи в условиях анизотропного геомассива.

Методы исследования. Комплексный анализ проведения горнопроходческих работ в конкретных условиях проходки Бескидского тоннеля по оценке параметров основных технологических процессов: скорость бурения шпуров и скважин; степень воздействия буровзрывных работ на состояние устойчивости породных обнажений тоннеля.

Научная новизна. На примере строительства Бескидского тоннеля в статье предложен новый подход к расчёту временной крепи, базирующийся на Q -системе норвежского метода строительства тоннелей и новых возможностях моделирования горных пород с помощью геотехнических программных комплексов, основанных на методе конечных элементов (Plaxis, Midas GTS, Phase2 и других).

Практическое значение. Предложен новый алгоритм расчёта временной крепи, позволяющий смоделировать приближенно к реальному поведению приконтурного массива выработки совместно с временной крепью (их общая деформация) в условиях флишевого сложения геомассива и определить параметры конструкции, отвечающие требованиям надежности и безопасности.

Результаты. Геологоразведка в сочетании с непосредственными инструментальными наблюдениями в забое тоннеля фактических деформаций и сложного фактического поля напряжений в геомассиве, обусловленного как гравитационными, так и тектоническими силами, дала возможность разработать новые аспекты, которые, может быть в будущем, будут отмечены в новых нормативных документах Украины. Для отражения реальной работы крепи подземных сооружений с горным массивом (их общая деформация) в условиях флишевого сложения, авторами был предложен принципиально новый подход к определению параметров конструкции временной крепи тоннелей, проходка которых выполняется горным способом.

Ключевые слова: коэффициент крепости, система Q норвежского метода строительства тоннелей, классификация RQD.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-67-73

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Определение параметров конструкции временной крепи в условиях анизотропного геомассива (флишевой толщи).

Анализ исследований и публикаций. Существующая классификация горных пород по проф. Протоджяконову, широко используемая в учебной и научно-технической литературе по тоннелестроению не совершенна в сложных условиях флишевого сложения геомассива.

Постановка задачи. Предложить новый алгоритм расчёта временной крепи, позволяющий приблизиться к реальной оценке напряжено-деформированного состояния (НДС) горного массива вокруг выработки.

Изложение материала и результаты. 1. *Краткое описание геологической ситуации объекта строительства Бескидский тоннель* [1].

Участок строительства двухпутного железнодорожного Бескидского тоннеля географически представляет часть Восточных (Украинских Карпат), на границе между Львовской и Закарпатской областями. Территория участка строительства - горная. Тоннель находится в районе Главного Карпатского хребта на высоте 800 м выше уровня моря. На стадии «проект» и «рабочая документация» на участке строительства был выполнен комплекс инженерно-геологических изысканий. Трасса строящегося Бескидского тоннеля проходит в коренных породах кросненской свиты палеогена неоднородных по физико-механическим свойствам, представляющая собой грубокристаллический флиш с подчиненными прослойками аргиллитов и алевролитов, пачками чередования песчаников. Мелкозернистые песчаники и алевролиты - извест-

ковые, с многочисленными прожилками кальцита, косослоистые; аргиллиты - черные, тонкоплитчатые. Угол падения пород в среднем составляет 45° в Юго-Западном направлении. По трассе выявлены участки разрушенных зон и зон повышенной прочности пород (окварцованные песчаники). Мощность аргиллитовых толщ варьируется от нескольких сантиметров до нескольких метров.

Прочность на одноосное сжатие всех представленных в разрезе пород находилась в пределах от 10 до 124 МПа. В водонасыщенном состоянии прочность пород снижалась на 20-45 %.

К характерным особенностям инженерно-геологических условий строительства Бескидского тоннеля следует отнести высокий уровень параметров напряженно-деформированного состояния горных пород вмещающего массива. Массив характеризуется склонностью к проявлению горного давления.

Тектонические дислокации массива увеличивают его трещиноватость, что приводит к возрастанию водопроницаемости и снижению прочности в процессе проходки. Неблагоприятными для устойчивости пород при проходке тоннелей являются обычно системы трещин с субпараллельным простиранием по отношению к оси выработки, имеющие крутые углы падения (от 40 до 80°), глинистый заполнитель, зеркала скольжения (рис. 2). В этих случаях при нарушении технологии проходки неизбежны значительные перебои и вывалы породы.

Все это провоцирует возникновение ряда негативных геомеханических процессов, таких как нарастание горного давления, потеря устойчивости выработки с образованием значительных по объему вывалов пород.

2. *Определение крепости пород применительно к условиям строительства тоннеля. Недостатки стандартизованного метода определения коэффициента крепости $f_{кр.}$.*

Согласно [1], крепость породы по шкале Протодяконова колебалась от 2 до 8, что послужило основанием предусмотреть на стадии «проект» и «рабочая документация» проходку тоннеля с разработкой пород буровзрывным способом. Причиной значительного разброса в значениях коэффициента крепости пород, определенного стандартизованным методом (ГОСТ 21153.1-75), является оценка низкой степени надежности на этапе инженерно-геологических изысканий ввиду малого объема испытаний и мест отбора проб по трассе тоннеля. Низкая надежность оценки является причиной отклонений базовых характеристик от действительных. Это обусловлено как недостаточно четкой методической проработкой данного метода (по ГОСТ 21153.1-75), так и отсутствием его тесной взаимосвязи с базовыми характеристиками прочности пород ($R_{сж}$, R_p), которые к настоящему времени являются основными при оценке параметров различных технологических процессов и конструктивных решений. В качестве доказательств на рис. 1 приведены данные сравнения результатов определения коэффициента крепости пород стандартизованным методом (по ГОСТ, кривая 1) с фактическими условиями при проходке тоннеля, полученными на основе комплексного анализа $f_{кр.} \approx f(R_{сж})$ (кривая 2). Для визуальной оценки результатов, на данном рисунке также приведена зависимость $f_{кр.} = R_{сж}/10$ (МПа), часто используемая на практике для экспрессного анализа крепости пород.

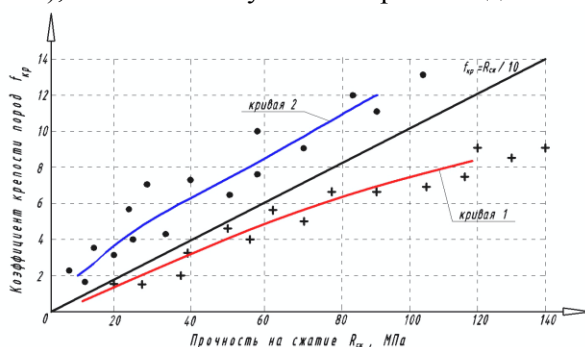


Рис. 1. Результаты определения крепости пород: + - для пород флишевой толщи; • - для фактических условий строительства тоннеля

Комплексный анализ проведения горно-проходческих работ в конкретных условиях проходки Бескидского тоннеля по оценке параметров основных технологических процессов (скорость бурения шпуров и скважин; степень воздействия буровзрывных работ на состояние устойчивости породных

обнажений тоннеля; доработка пород гидромолотом и отбойными молотками) и инженерно-геологического обеспечения проходческих работ (систематическое описание пород в забое, оценка прочности и устойчивости пород, изучение тектонических зон, трещиноватости, блочности) показал, что коэффициент крепости пород доходил до 12 (рис.1, кривая 2). Инженерно-геологическое обеспечение проходческих работ выполнялось лицензированным специалистом-геологом. На каждую заходку (2,4 м) осуществлялся следующий состав работ:

описание пород в забое, свода и стенок выработки;
оценка прочности и устойчивости пород;
определение величины водопритока в забой;
оценка проявления горного давления в своде, стенах, и лотке выработки;
проверка соответствия инженерно-геологических условий и расчетных показателей физико-механических свойств пород, принятых в проектной документации, с фактическими данными, выявленными во время проведения проходки тоннеля;
оценка прочностных характеристик пород в «массиве» на основании времени обуривания забоя (скорости бурения шпуров) и удельного расхода ВВ.

При окончательной обработке материалов все исследования и анализы обобщались и составлялся исполнительный инженерно-геологический разрез (рис. 2).

На рис. 2 представлено инженерно-геологическое описание лба забоя с напластованием пород и углами их падения на ПК 16364+25,0 и на ПК16364+29,1 по факту проходки калотты. При расстоянии между пикетами 4,1 м строение лба забоя существенно отличается, что только подчеркивает вышесказанное и говорит о сложных условиях проходки [1], особенностях горного массива, а также о невозможности предоставления детальных результатов инженерно-геологических изысканий до проходки тоннеля, при бурении скважин с гористого рельефа дневной поверхности.

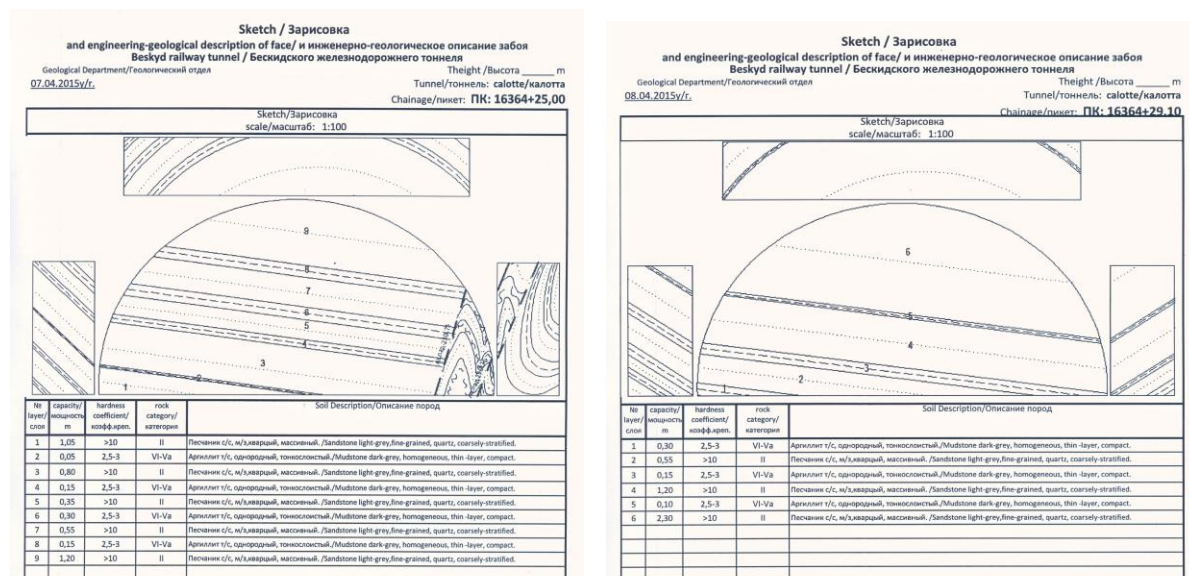


Рис. 2. Инженерно-геологическое описание лба забоя

Из сопоставления данных по крепости пород видно, что стандартизованный метод определения крепости пород дает заниженную оценку, практически по всем диапазонам колебания прочности для рассматриваемых условий. Результаты показывают отсутствие какой-либо взаимосвязи между коэффициентом крепости и прочностью пород на одноосное сжатие, что свидетельствует о недостаточной эффективности стандартизованного метода. Причина состоит в отборе и подготовке проб. При отборе проб керновым бурением, вследствие разгрузки их от напряжений, возникает дополнительная трещиноватость. При подготовке проб к испытаниям, то есть образцы пород с помощью молотка разбиваются до крупности массой (40-60 г), что также приводит к появлению дополнительных трещин [9]. Их наличие в большей мере и оказывает влияние на характеристики пород. Метод основывается на испытаниях «кусков» породы и не характеризует в полной мере свойства его в «массиве». Таким образом, коэффициент крепости пород остается в границах представления о нем, как о прочностной характеристике породы «в куске».

Считаем, что шкала-классификация горных пород по проф. М.М. Протодяконову [2,7] несовершенна для условий анизотропного геомассива, поскольку классификация не содержит таких характерных для современных условий тоннельного строительства пород, как аргиллиты, алевролиты, различные переуплотненные глины и породы флишевой толщи. Это решение так-

же базирується на факті невідповідності отриманих розрахункових значень деформації тимчасової крепи тунелю, отриманих методом чисельного моделювання на основі інженерно-геологічного звіту (на стадії «Проектна документація»), і даних деформацій крепи, отриманих в процесі натурних вимірювань в процесі проходки тунелю.

3. Підтвердження недостатків стандартизованого методу визначення коефіцієнта крепости гірних порід в процесі верифікації розрахункових деформацій з експериментальними. Пути рішення даної проблеми.

По мірі проходки калотти маркшейдерською службою САІ «Інтербудтуннель» виконувались геодезическі вимірювання деформацій тимчасової крепи калотти з використанням сучасних високоточних тахеометрів. На рис. 3 показана схема обладнання сечення тунелю реперами. Точність вимірювання зміщення реперів становить 1-2 мм. Виконані вимірювання дозволили оцінити період стабілізації гірного тиску. Так для флішевої товщі пісчаників і аргілітів вона становить 2-3 місяці (рис. 4).



Рис. 3. Расположение деформационных марок (реперов) в сечении калотты

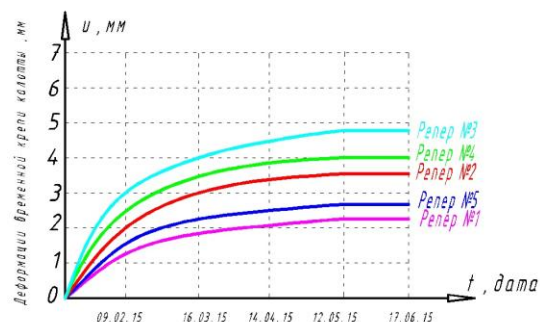


Рис. 4. Динамика деформаций временной крепи калотты на ПК16361+20

Отримані фактичні результати деформацій тимчасової крепи калотти менше розрахункових величин, виконаних методом чисельного моделювання на основі інженерно-геологічного звіту (на стадії «Проектна документація»). Причиною такого результату є заниження коефіцієнта крепости порід по Протодіяконову в інженерно-геологічному звіті внаслідок малого об'єму випробувань по трасі тунелю і недостаточної ефективності стандартизованого методу оцінки крепости порід (ГОСТ 21153.1-75), описаного в главі №2 даної статті.

Таким образом, при реализации объекта Бескидский туннель, проектировщики и строители столкнулись со сложным выбором. С одной стороны - разработка окончательного проекта требовалась по нормативным документам Украины, с другой стороны - в составе договора подряда между «Укрзалізницею» и Подрядчиком, была предложена система классификации горных пород и рекомендации по использованию крепи по системе Q норвежского метода строительства туннелей. В Украине данная система не применялась. Система Q норвежского метода строительства используется при проектировании временной крепи в различных европейских странах (Австрии, Черногории и других). Использование данной системы в проектах на территории Украины с более усовершенствованным подходом, изложены далее в данной статье.

4. Применение системы Q норвежского метода строительства при проходке Бескидского туннеля совместно с современными методами определения прочностных и деформационных характеристик анизотропных пород.

На сегодняшний день в мировой практике существует более современный подход к классификации горных пород - норвежский метод (NTM). При участии Норвежского геотехнического института выполнено подробное геологическое картографирование и классификация пород и на этой основе предложен метод Q-тестирования.

Для оценки качества породного массива и выбора соответствующей крепи выработки используются эмпирической системой Q, основанной на классификации RQD (Rock Quality Determination) (рис. 5).

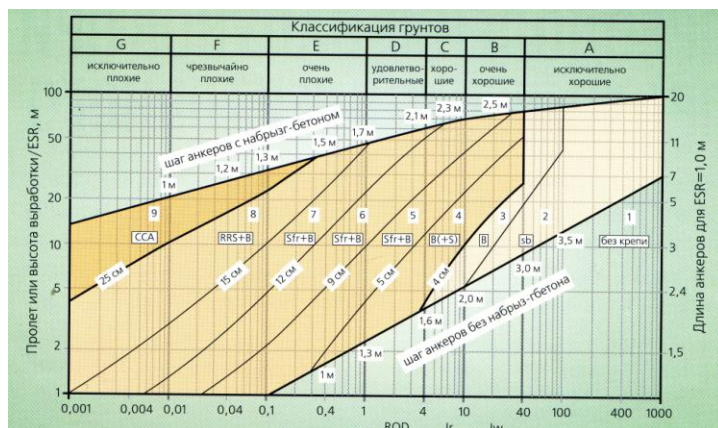


Рис. 5. Q-система норвежского метода строительства тоннелей: 1 - без крепления; 2 - одиночные анкера; 3 - система анкеров; 4 - набрызг-бетон, система анкеров; 5-7 - армированный стальными фибрами набрызг-бетон, система анкеров; 8 - армированный стальными фибрами набрызг-бетон, система анкеров, арматурные арки; 9 - опережающая крепь, армированный стальными фибрами набрызг-бетон, система анкеров, арматурные арки

В соответствии с классификацией RQD качественное состояние породного массива определяют по выходу керна при бурении скважин

(оно тем выше, чем больше выход керна, следовательно, меньше нарушенность пород трещинами и пустотами).

К этому показателю добавляются пять параметров, характеризующих степень трещиноватости породного массива J_n , материал заполнения трещин J_r , характеристики несвязного геомассива и условия на контакте «крепь-породный массив» J_a , степень обводненности и давление воды J_w , начальное напряженное состояние массива SRF . Каждый из этих параметров имеет от 10 до 17 количественных показателей.

Величина Q определяется по формуле

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}.$$

Значения Q могут быть от 0,001 для пород исключительно ослабленных, с высоким градиентом начального поля напряжений, до 1000 - для крепких скальных породных массивов, не имеющих трещин.

Для принятия решений по конструкции крепи величина пролета или высота выработки корректируется делением на показатель ESR (см. рис. 3). Эта величина принимается в зависимости от уровня эксплуатационной безопасности подземного сооружения. Для автодорожных и железнодорожных тоннелей на магистральных трассах ее значение рекомендуется принимать 0,9-1,1 [10,11].

Таким образом, нами был предложен (опробован) метод детализации инженерно-геологической ситуации (метод диагностики породного массива впереди выработки) непосредственно из забоя в ходе проходческих работ бурением опережающей разведочно-горизонтальной скважины малого диаметра параллельно оси тоннеля.

Бурение осуществлялось колонковым способом с помощью бурового станка типа «Диамек-250». Диаметр выбуриваемого керна - 38 мм. Длина выбуриваемого за рейс - 3 м. Протяженность скважин составляла около 120 м.

По выбуренным кернам определялся показатель степени нарушенности скальных пород по методу RQD (отношение суммы ненарушенных кусков керна длиной 10 см и более к длине исследуемого интервала скважины, %), который находился в пределах 50-75 %.

При этом были получены результаты, позволяющие расширить физические представления о горных породах как в целом, так и о влиянии физико-механических процессов на состояние устойчивости горных выработок и их крепи в частности. Тем самым предполагалось повысить точность определения строения породного массива в зоне проходки тоннеля, а также с большей вероятностью выявить зоны тектонических нарушений (по пикетам).

Главным достоинством опережающего разведывательного бурения являлась возможность корректирования типов временной крепи в процессе проходки и проводить анализ расчетов на конкретных пикетах, выполненных до начала проходки тоннеля.

Так на основании уточненных характеристик флишевой толщи массива были выполнены поверочные расчеты (на стадии проходки тоннеля), позволяющие исключить опережающий экран из труб на участке предполагаемой в рабочей документации.

Среди наиболее значимых моментов следует выделить также определение отдельных разрушенных зон и зон повышенной трещиноватости пород.

Поверочные расчеты (на стадии проходки тоннеля) по уточненным характеристикам мас-

сива дали результаты приближенные к натурным (обозначенные на рис. 4).

Сопоставление показало, что при применяемой технологии и конструкции временной крепи большую роль оказывают исходные данные инженерно-геологических условий, включаемых в расчет и модели горного массива, используемые в документе [17] или в других руководствах к геотехническим программным комплексам.

Для отражения реальной работы крепи подземных сооружений с горным массивом (их общая деформация) в условиях флишевого сложения, авторами был предложен принципиально новый подход к определению параметров конструкции временной крепи тоннелей, проходка которых выполняется горным способом. Подход базируется на использовании (по порядку выполнения алгоритма расчета):

q - системы норвежского метода строительства тоннелей;

современных автоматизированных лабораторных комплексов (ИВК-АСИС, разработанный в ООО «НПП Геотек») с трехосными приборами (стабилометрами) для определения параметров усовершенствованных моделей горных пород;

новых возможностей моделирования испытаний пород в виртуальной лаборатории (ВИП) с помощью дополнительных опций геотехнических программных комплексов, основанных на методе конечных элементов (Plaxis, Midas, Phase2 и другие) [17];

совершенствованных моделей горных пород (модель трещиноватой скальной породы Jointed Rock Mass model, модель Хёка-Брауна HB model, реализованные в геотехнических программах) [17].

Выводы и направления дальнейших исследований. Использование коэффициента крепости пород в нормативных документах на проектирование и строительство в качестве основной характеристики при расчетах подземных сооружений, не отвечает современным требованиям подземного строительства и современным классификациям пород.

Исключение из нормативных документов положений, связывающих нагрузки на обделки от давления скальных, полускальных пород с понятием их «крепости», обеспечит взаимопонимание украинских специалистов с зарубежными коллегами и соответствие наших и зарубежных норм по назначению нагрузок от горного давления при проектировании тоннелей.

Предлагается новый алгоритм расчета временной крепи, позволяющий приблизиться к реальной оценке НДС горного массива вокруг выработки, определить состояние устойчивости породных обнажений и параметров крепи, а именно:

выполнить на стадии инженерно-геологических изысканий керновое бурение с определением RQD, степени трещиноватости породного массива, материала заполнения трещин, степени обводненности и т.д. Определить параметр Q . Согласно рис. 5 определить основные параметры конструкции временной крепи;

отобрать пробы пород (выбрать керн) и провести лабораторные испытания на трехосное сжатие с определением всех необходимых параметров;

в программе виртуальной лаборатории Soil Test (встроенная в состав программы «Plaxis»), моделирование виртуальных испытаний пород и выполнить коррекцию полученных лабораторных данных. Изменить эти данные так, чтобы поведение математической модели совпадало с поведением лабораторного образца. Принять скорректированные данные за основу;

ввод полученных данных в выбранную усовершенствованную модель пород;

выполнить расчет в геотехнической программе, основанной на методе конечных элементов (МКЭ), с использованием конструктивных особенностей временной крепи, определенных с помощью Q -системы (пункт «а» данного алгоритма).

Определение усилий в конструкции временной крепи и в анкерах с учетом технологических параметров (длины строительной заходки, отставания временной крепи от лба забоя, времени обнажения контура выработки и т.п.).

Особенности данного расчета подробно излагается в источнике [16].

Описанные в этой статье принципиально новые и существенные аспекты позволили создать внутренние рекомендации организации ПИ «Укрспецтоннельпроект» (генерального проектировщика объекта Бескидский тоннель) для дальнейшего использования этих проектных решений в аналогичных условиях.

Предложенная в статье система классификации горных пород по системе Q , учитывает нарушенность пород трещинами и пустотами, обводненность, материал заполнения трещин и

т.д., что дает представление о «массиве» флишевой толщи, по сравнению с классификацией пород по Протодяконову, которая остается в границах представления, как о прочности характеристики пород «в куске».

Геологоразведка в сочетании с непосредственными инструментальными наблюдениями в забое тоннеля фактических деформаций и сложного фактического поля напряжений в геомассиве, обусловленного как гравитационными, так и тектоническими силами, дала возможность разработать новые аспекты, которые, может быть в будущем, будут отмечены в новых нормативных документах Украины.

Список литературы

1. Научно-технический отчет о результатах комплексных инженерных изысканий. Строительство Бескидского тоннеля. ГП «Энергопроект», Киев – 2012 год.
2. **Протодяконов М.М.** Давление горных пород и рудничное крепление, ч.1. Гос. научн-техн. горное изд-во, М., 1933.
3. **Цимбаревич П.М.** Механика горных пород. М., Углетехиздат, 1934.
4. ВСН 126-90. Крепление выработок набрызг-бетоном и анкерами при строительстве транспортных тоннелей и метрополитенов. Нормы проектирования и производства работ.
5. **Ильницкая Е.И.** и др. Свойства горных пород и методы их определения. М., «Недра», 1969.
6. **Барон Л.И.** Коэффициенты крепости горных пород. М., «Наука», 1972.
7. СНиП II-44-78. Тоннели железнодорожные и автодорожные. Нормы проектирования, 1978.
8. СНиП III-44-77. Тоннели железнодорожные, автодорожные и гидротехнические. Метрополитены. Правила производства и приемки работ.
9. ГОСТ 21153.1-75. Породы горные. Метод определения коэффициента крепости по Протодяконову.
10. **Бартон Н, Лин К, Лунде Й.** Инженерная классификация пород, используемая для проектирования тоннельной крепи. Rock Mech; 6(4):189- 236., 1974
11. **Бартон Н.** Некоторые новые корреляции Q-значения в поддержку характеристики площадки и проектирования тоннелей. Международный журнал по механике горных пород и горному делу.39-2. Стр.185-216, 2002.
12. **Бенявски З.Т.** Определение деформируемости породного массива: опыт примеров применения. Int J Rock Mech Min Sci Geomech Abstr ; 15: 237-247, 1978.
13. **Бенявски З.Т.** Инженерные классификации породных массивов: полное руководство для горных инженеров и геологов, строительства и нефтепромышленного дела. Нью-Йорк: Вайли, 251с, 1989.
14. **Лунард П.** Проектирование и строительство тоннелей с применением подхода, основанного на анализе контролируемой деформации в породах и грунте (ADECO-RS). «T&T Международный подход по анализу контролируемой деформации в породах и грунте (ADECO-RS)», 2000.
15. **Маринос П, Хок Е.** Оценка геотехнических свойств гетерогенных породных массивов, таких как флиш. Бюллетень по инженерной геологии и окружающей среде. 60 (2001) 85-89, 2001.
16. **Стовпник С.Н., Осипов А.С.** «Оптимизация комбинированной конструкции временной крепи тоннелей для сложных инженерно-геологических условий флишевого сложения массива пород», Вісті Донецького гірничого інституту - Красноармейск, 2016 – Выпуск №1(38), - с.105-114.
17. Plaxis 3D. Руководство пользователя. Часть 3. Пособие по моделям материалов, «НИИ-Информатика», Санкт-Петербург, 2012 год.

Рукопись поступила в редакцию 17.03.17

УДК 622.235:622.271

А.А. СКАЧКОВ, горный инженер, начальник департамента технологий и планирования производства «ГДД МЕТИНВЕСТ ХОЛДИНГ»

С.А. ЖУКОВ, д-р техн. наук, проф., Криворожский национальный университет

ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ФОРМИРОВАНИЯ СИЛОВЫХ ПОЛЕЙ ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ ПРИ ДИФФЕРЕНЦИРОВАННОМ ЭНЕРГОНАСЫЩЕНИИ ПОРОДНОГО МАССИВА

В статье анализируются геомеханические условия, при которых взрывное разрушение кристаллических пород осуществляется посредством взаимодействующих скважинных зарядов. Также учитываются особенности формирования четырех зон вокруг заряда с различным напряженным состоянием горных пород.

Цель. Основной целью исследования является определение наиболее значимых факторов, влияющих на свойства горных пород при формировании в них силовых полей. И он посвящен решению актуальной проблемы – снижению удельного расхода взрывчатых веществ для разрушения горных пород путем изменения порядка выполнения работ при их подрывании. Это учитывает взаимодействие взрывных нагрузок от разных зарядов.

Методами исследования являются анализ геологических данных по железорудным месторождениям Кривбас-

са, проектной документации, данных добычи руд горных предприятий и открытых разработок, научные публикации и их последующий анализ и синтез, и разработка научных положений.

Оригинальность заключается в определении комплексного подхода к решению указанной проблемы и ряде технических решений.

Практическое значение. Дальнейшее развитие и производственное применение результатов исследований обеспечит значительное снижение себестоимости железорудной продукции за счет повышения эффективности буровых и взрывных работ в железорудном карьере.

Результаты исследования. Для теории и практики ведения взрывных работ важно знать особенности формирования и взаимодействия силовых полей скважинных зарядов ВВ, взрывааемых в одной ступени замедления. Основную роль в процессе разрушения горного массива при этих условиях играют зоны I и II силовых полей разрушения. Подбором $P(t)$ (величина импульса заряда взрывной полости) в каждом из взаимодействующих зарядов, можно регулировать процесс взрывного нагружения в зависимости от конкретных горно-геологических условий ведения взрывных работ. За счет изменения способов формирования и порядка взрывания зарядов ВВ в разрушаемом объеме, можно влиять на процесс разрушения, зная особенности формирования силовых полей.

Характер формирования и основные характеристики зоны III важны для изучения процесса разрушения горного массива, приведенного в напряженное состояние от ранее взорванных скважинных зарядов ВВ.

Ключевые слова: горная порода, взрывное разрушение, карьер, взрывные волны, взрывные работы, скважинные заряды.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-73-78

Постановка проблемы. Традиционные методы ведения взрывных работ в карьерах объединяет то, что уступ горных пород наиболее неравномерно разрушается в зоне, прилегающей к откосу, в результате чего образуется горная масса из самых неоднородной кускуватистую [1]. Исключительно сложное напряженно-деформированное состояние породного массива в этой части при взаимодействии скважинных зарядов, подрываемых в первом и втором рядах, является одной из главных причин неконтролируемого выхода негабаритной фракции при выполнении взрывных работ, что отрицательно сказывается на технико-экономических показателях всего горнодобывающего производства, поэтому поиск путей решения данной задачи является весьма актуальным [2-3], так как в свою очередь способствует решению проблемы повышения эффективности буровзрывных работ.

Анализ последних исследований в теории взрывного разрушения кристаллических массивов и практики БВР, одним из наименее исследованных теоретически и нерешенных практически вопросов является неравномерное влияние на формирование взрывом нагрузки краевой части уступа, оптимизировать что возможно при целенаправленном использовании эффектов развития динамической зоны разрушения, создаваемой силовыми полями взаимодействующих зарядов приконтурных рядов [4-6]. В связи с этим в исследования закладывалась идея возможности целевого использования динамических эффектов, проявляющихся при взаимодействии скважинных зарядов, для решения чего задачи исследований формулировались в соответствии с нею, а именно: заряды первого ряда скважин инициируются после подрыва зарядов второго, образуя благодаря благоприятному формированию напряженного состояния массива более оптимальную динамическую зону соответствии с конкретными условиями.

Изложение материала исследования. Продукты детонации, действующие на стенки зарядной камеры, образуют в разрушаемом горном массиве очень неоднородное сложное поле напряжений, распространяющееся со скоростью, определяемой физическими свойствами среды. В реальных условиях, даже при равномерном напряжении, поля напряжений имеют локальную неоднородность. На берегах трещин концентрируются напряжения. Этот процесс во многом зависит от их конкретных размеров. Когда величина напряжений достигает некоторой величины σ_i , трещина начинает расти с определенной скоростью (рис. 1а).

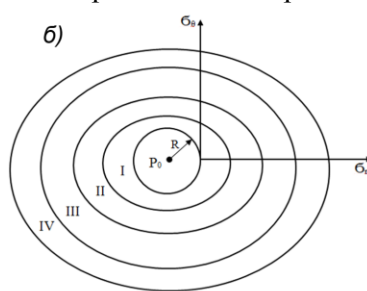
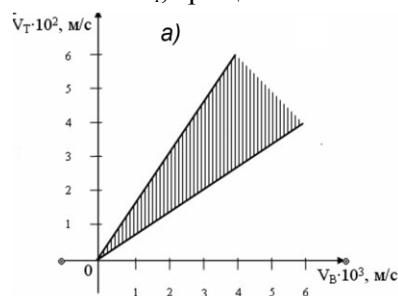


Рис. 1. Зависимость процесса развития трещин от скорости распространения волн напряжений (а) и схема структуры области разрушения цилиндрического заряда ВВ (б)

При этом процесс развития трещин становится необратимым. Для разрушения

хрупкой среды необходимо и достаточно, чтобы удовлетворялось условие $\varepsilon \geq \varepsilon_p$, где ε – относительная деформация среды от воздействия взрыва; ε_p – максимально возможная относительная деформация.

Для изучения особенностей формирования силовых полей разрушения при взрывной отбойке горных пород скважинными зарядами ВВ рассмотрим структуру и закономерность формирования области разрушения цилиндрического заряда на основе теоретических схем и условий, приведенных в работах [7-9].

Введем следующие обозначения: зона I – область $\sigma_\theta - \alpha \sigma_r = \beta$, $\sigma_r < \sigma_\theta < 0$ в плоскости напряжений σ_θ и соответствующая ей область разрушения, зона II – область $\sigma_\theta = 0$ в плоскости напряжений и соответствующая ей область разрушения, зона III – область возмущенного физического пространства, где среда находится в неразрушенном состоянии. Зоны I, II, III располагаются в порядке их удаления от взрывной полости (рис. 1б).

Поверхность разрушения находится на границе зон II и III. Для рассматриваемого случая линейные соотношения между напряжениями σ_r и σ_θ имеют вид: $\sigma_\theta = \alpha \sigma_r + \beta$, ($0^\circ < \delta < 90^\circ$),

$$\text{где} \quad \alpha = \frac{1 - \sin \delta}{1 + \sin \delta}, \quad \beta = \frac{2k \cos \delta}{1 + \sin \delta}. \quad (1)$$

Здесь k и δ – коэффициент сцепления и угол внутреннего трения.

Для того, чтобы указать общую замкнутую систему уравнений для описания процесса разрушения твердой среды под действием взрыва, остановимся на представлении о разрушении фиксированной материальной частицы.

Если ударная волна сжатия вначале имеет большую интенсивность, то разрушение частицы происходит непосредственно на переднем фронте волны. В этом случае поверхность разрушения совпадает с фронтом ударной волны. Если интенсивность ударной волны недостаточно велика, то скорость распространения поверхности разрушения – меньше скорости распространения переднего фронта возмущения и величина поверхности разрушения является постоянной и зависит от прочностных свойств разрушаемой среды. В этом случае вначале частица в неразрушенном состоянии подвергается некоторому возмущению, находящемуся в упругой области, а затем начинается постепенное разрушение. Дробление частицы тем больше, чем ближе она расположена к месту взрыва. Поверхности разрушения, как некоторой границе возможной полости в разрушаемой среде, придается геометрический смысл.

Для рассматриваемых зон основного поля разрушений цилиндрического заряда будем считать процесс расширения газа в полости квазистатическим и политропным

$$Pr_1(t)^{3\gamma} = P_0 \cdot P^{3\gamma}, \quad (2)$$

где $r_1(t)$ – радиус взрывной полости в момент времени t ; γ – показатель политропы.

Компонентами вектора смещения и скорости материальной частицы будут радиальные составляющие u и v . В рассматриваемом случае использована эйлерова координата r и начальная координата r_0 материальной точки.

Для зоны I система уравнений имеет вид

уравнение движения

$$\rho(\partial v / \partial t + v \partial v / \partial r) = \partial \sigma_r / \partial r + 2(1 - \alpha)(\sigma_r - 2\beta)r^{-1},$$

уравнение сохранения массы

$$r^{-2} \partial(r^2 v) / \partial r = 0 \quad (3)$$

и следующие тождества:

в эйлеровых координатах

$$r = r_0 + u(r, m), \quad v = \partial u / \partial t + v \cdot \partial u / \partial r,$$

в лагранжевых координатах

$$r = r_0 + u(r_0, m), \quad v = \partial r / \partial t = \partial u / \partial t.$$

Согласно законам сохранения массы

$$v = f'(t)r^{-2}, \quad (4)$$

где $f(t)$ – произвольная функция.

Тогда с учетом изложенного

$$u = r - f_2(r^3 - 3f(t)). \quad (5)$$

$$\sigma_r = f_1(t)r^{-2(\alpha+1)} + \beta(1-\alpha)^{-1} - \rho f_1'' \cdot r^{-1} + \rho f_1'^2 \cdot 1/2r^4,$$

где $f_1(t)$ и $f_2(t)$ – произвольные функции.

Из условия (2) находим f_1 и в результате получаем

$$\sigma_r = \left(\frac{r_1}{r}\right)^{2(1-\alpha)} \left(\frac{-\beta}{1-\alpha} - \alpha_0 r_1^{-3} + \frac{\rho f_1''(t)}{r_1} - \frac{\rho f_1'^2(t)}{2r_1^4} \right) + \frac{\beta}{1-\alpha} - \frac{\rho f_1''(t)}{r} + \frac{\rho f_1'^2(t)}{2r^4}, \quad (6)$$

где $\alpha_0 = P_0 R^{3\gamma}$.

Из первого равенства (5) можно найти $f_2(t)$, а $f_1(0)$ можно принять равным нулю. В результате получим

$$u = r - r_0 = r - (r^3 - 3f_1(t))^{1/3}. \quad (7)$$

Общее решение исходных уравнений для зоны I дают формулы (4), (6) и (7). Данное решение содержит произвольные функции: $r_1(t)$ и $f(t)$.

Система уравнений для нахождения основных характеристик для зоны II имеет вид

$$\rho \partial^2 u / \partial t^2 = \partial \sigma_r / \partial r + 2\sigma_r / r,$$

$$\sigma_r = E \partial u / \partial r - P_0(1-2\nu),$$

$$\sigma_\theta = 0.$$

Общее решение задачи для зоны II выражается через две произвольные функции f_2 и f_1

$$u = r^{-1}(f_2(c_1 t - r) + f_3(c_1 t - r)) + r P_0(1-2\nu)E^{-1},$$

$$\nu = (c_1 / r)(f_2'(c_1 t - r) + f_3'(c_1 t + r)), \quad (8)$$

$$\sigma_r = (E / r)(f_3'(c_1 t + r) - (f_1'(c_1 t - r) - (E / r^2)(f_2(c_1 t - r) + (f_3(c_1 t + r),$$

где $c_1 = \sqrt{E / \rho}$.

Система уравнений для зоны III определена согласно несжимаемости среды разрушения как

$$\rho_0 \partial^2 u / \partial t^2 = \partial \sigma_r / \partial r + 2/r(\sigma_r - \sigma_0),$$

$$\sigma_r = -P_0 - P + 2\mu \partial u / \partial r, \quad (9)$$

$$\sigma_\theta = -P_0 - P + 2\mu u / r,$$

$$\partial u / \partial r = -2ur^{-1}.$$

Общее решение данной системы имеет вид

$$u = r_0^{-2} \cdot f_4'(t), \quad \nu = r_0^{-2} \cdot f_4'(t),$$

$$\sigma_r = -4\mu r_0^{-3} \cdot f_4(t) - \rho_0 r_0^{-1} \cdot f_4''(t) - P_0,$$

$$\sigma_\theta = 2\mu r_0^{-3} \cdot f_4(t) - \rho_0 r_0^{-1} \cdot f_4''(t) - P_0.$$

где $f_4(t)$ – произвольная функция напряжения на бесконечности по условию равна $-P_0$.

Представленное силовое поле разрушения, на плоскости цилиндрического заряда ВВ должно отвечать следующим требованиям: смещение – непрерывно; потоки массы и импульса при переходе через зоны – сохраняются; на поверхности разрушения должно выполняться условие, определяющее θ .

Основные параметры силового поля (рис. 2) за достаточно большой промежуток времени ($t \rightarrow \infty$) определяются из условия, что произвольные функции $f_m(m = \overline{1,4})$ в общем решении превращаются в постоянные $c_m(m = \overline{1,4})$ и решения на основании формул (6)-(9) принимают следующий вид

$(r_1 < r < r_2)$ – зона I

$$u = r - r_0 = r - (r_3 - 3c_1)^{1/3}$$

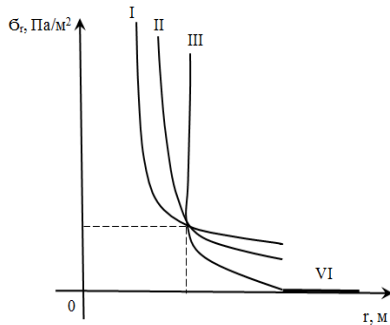
$$(\sigma_r = \alpha \sigma_r \beta),$$

$$\sigma_r = \left(\frac{r_1}{r}\right)^{2(1-\alpha)} \left(\frac{\beta}{\alpha - 1} - \alpha_0 r_1^{-3\alpha} \right) + \frac{\beta}{1-\alpha}, \quad (10)$$

$(r_2 < r < r_3)$ – зона II

$$u = c_2 r^{-1} + r P_0(1-2\nu)E^{-1} + c_4, \quad \sigma_r = -E c_2 r^{-2}, \quad \sigma_\theta = 0 \quad (11)$$

$(r_3 < r < \infty)$ - зона III



$$u = c_2 r^{-2}, \quad \sigma_r = -P_0 - 4\mu c_3 r^{-2}, \quad \sigma_\theta = -P_0 + 2\mu c_3 r^{-2}. \quad (12)$$

Рис. 2. Характеристика силового поля заряда ВВ

Окончательные размеры отдельных зон силового поля взрывного нагружения разрушаемой среды определяются как

$$r_1 = R / \lambda, \quad r_2 = (1 - \lambda^3)^{1/3} \cdot r_1, \quad (0 < \lambda < 1), \\ r_3 = r_2 (E \eta_2 / P_0 + 4\mu \eta_3)^{1/2}.$$

Для решений (10)-(12) постоянные $c_m (m = 1, 4)$ равны

$$c_1 = R_3 (1 - \lambda^3) / 3\lambda^3, \quad c_2 = \eta_3 r_2^2, \quad c_3 = \eta_3 r_3^3, \\ c_4 = - \frac{2p_0(1-\nu) + \eta_3(4\mu - E)}{Er_3^{-1}}.$$

Здесь η_2 и η_3 - положительные корни уравнений

$$\nu \cdot \eta_3^2 + 2\nu(3-\nu)\eta_2 \left(\frac{\beta}{E} - \alpha\eta_2 \right) + 3\nu^2 \left(\frac{\beta}{E} - \alpha\eta_2 \right)^2 = 0, \\ \nu^2 \left(\frac{p_0}{\mu} + 4\eta_3 \right)^2 - 2\nu(3-\nu) \left(\frac{p_0}{\mu} + 4\eta_3 \right) \left(\frac{p_0}{\mu} - 2\eta_3 \right) + (1+3\nu^2) \left(\frac{p_0}{\mu} - 2\eta_3 \right)^2 = 4(1+\nu)^3 \frac{\rho\theta}{E}.$$

Учитывая, что граница зоны I и II не является фронтом разрушения, при взрыве мощного скважинного заряда ВВ зона II возникает на сравнительно поздних стадиях процесса и на достаточном удалении от взрывной полости. В зависимости от давления газа в полости могут реализоваться самые различные сочетания зон I, II и III.

Для теории и практики ведения взрывных работ важно знать особенности формирования и взаимодействия силовых полей скважинных зарядов ВВ, взрывающихся в одной ступени замедления.

Основную роль в процессе разрушения горного массива при этих условиях играют зоны I и II силовых полей разрушения.

Подбором $P(t)$ (величина импульса заряда взрывной полости) в каждом из взаимодействующих зарядов, можно регулировать процесс взрывного нагружения в зависимости от конкретных горно-геологических условий ведения взрывных работ.

За счет изменения способов формирования и порядка взрывания зарядов ВВ в разрушаемом объеме, можно влиять на процесс разрушения, зная особенности формирования силовых полей.

Характер формирования и основные характеристики зоны III важны для изучения процесса разрушения горного массива, приведенного в напряженное состояние от ранее взорванных скважинных зарядов ВВ.

Учитывая временные и геометрические характеристики зоны III, можно предположить, что напряженное состояние горного массива будет полностью отвечать физическим параметрам интегральной зоны, образованной от ранее взорвавшихся скважинных зарядов ВВ.

Полученные результаты могут быть использованы для разработки взрывных технологий, основанных на разрушении горного массива, приведенного предварительно в напряженное состояние от взрыва зарядов ВВ, например, малой мощности.

Выводы. В определенных горно-геологических условиях рационально осуществлять взрывание взаимодействующих скважинных зарядов ВВ разной мощности и при этом первым инициировать заряд меньшей мощности, как предполагается в разработанных способах ведения буровзрывных работ.

Список литературы

1. Физика взрыва / Баум Ф.А., Орленко Л.П., Станюкович К.П. и др. / Под. ред. К.П. Станюковича. - М.: Наука, 1975. - 407 с.
2. Persson P.A., Holmberg R. and Jailing. L. – Rock Blasting and Explosives Engineering, CRC Press, London, 1994. PP 540.
3. Бетин В.Д. Развитие детонации в скважинных зарядах с полыми цилиндрами // Разработка рудных месторождений. Научно-техн. сб. – Кривой Рог: изд-во КТУ, 2003. – Вып. 83. – С.68-74.
4. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Часть 1. - М.: Горная книга, 2009. - 471 с.
5. Перегудов В.В., Жуков С.А. Пути повышения качества взрывных работ при разрушении горных пород сложной структуры. Монография. - Кривой Рог: Издательский дом, ISBN 966-7388-47-6. 2002. - 305 с.
6. Антонов А.Ю., Кириченко И.А. Разработка технологии отбойки на нижних горизонтах железорудных карьеров // Вісник КТУ. Кривий Ріг: КТУ, 2004 - № 5. – С.16-20.
7. Кузнецов В.М. Математические модели взрывного дела. – Новосибирск: Наука, 1977. - 259 с.
8. <http://industry-portal24.ru/razrushenie/2738-udarno-volnovaya-teoriya-vzryvnogo-razrusheniya.html>
9. Перегудов В.В., Жуков С.А. Пути повышения качества взрывных работ при разрушении горных пород сложной структуры. – Кривой Рог: Издательский дом, 2002. – 179 с.

Рукопись поступила в редакцию 19.03.17

УДК 504.55.054:622(470.6)

В.И. ГОЛИК, д-р техн. наук, проф.,

ВНЦ РАН и Северо-Кавказский горно-металлургический институт, г. Владикавказ, Россия

Ю.И. РАЗОРЕНОВ, д-р техн. наук, проф., Северо-Кавказский горно-металлургический

институт, г. Владикавказ, Россия, В.С. МОРКУН, д-р техн. наук, проф., Криворожский национальный университет, г. Кривой Рог, Украина

КОНЦЕПЦИЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ИНФОРМАЦИОННОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ

Целью статьи является развитие концепции вовлечения в производство некондиционного металлосодержащего минерального сырья путем использования нетрадиционных методов добычи и переработки

Методы решения поставленной задачи включают в себя анализ горного предприятия как системы с большим количеством элементов, совокупности оптимизационных задач, и обоснование целесообразности многовариантного автоматизированного проектирования с поэтапной оптимизацией промежуточных решений.

Научная новизна предлагаемого материала заключается в обобщении, систематизации и формулировке основных новаций в современной добыче и переработке металлических руд.

Практическая значимость рекомендаций авторов состоит в возможности на каждом предприятии вовлечения в эксплуатацию отходов, которые ранее не имели промышленной ценности для существенного улучшения показателей использования недр.

Результаты исследования: Обосновано направление комплексного использования отходов горного производства после глубокой переработки с извлечением полезных компонентов и снижение химической опасности до уровня санитарных требований. Озвучен принцип сохранения земной поверхности от разрушения горными работами посредством управления геомеханической сбалансированностью путем закладки технологических пустот твердеющими смесями и хвостами выщелачивания металлов из руд на месте их залегания. Приведены сведения о технологии выщелачивания в дезинтеграторе с производством металлов дешевле, с меньшей затратой энергии и быстрее. Предложено сопоставлять технологии по единому критерию - прибыли с учетом ущерба от потерь полезного ископаемого в недрах и хвостах. Доказано, что вовлечение в эксплуатацию отходов, которые ранее не имели промышленной ценности, улучшает показатели использования капиталовложений и производственных фондов, а исключение необходимости хранения хвостов на земной поверхности с возвращением земли в хозяйственное пользование обеспечивает прибыль еще и за счет радикального оздоровления окружающей среды. Рекомендованы направления совершенствования разработки металлических месторождений. Предложена эколого-экономическая модель эффективности переработки некондиционного сырья по критерию максимум прибыли с учетом экологии региона.

Ключевые слова: отходы, переработка, земная поверхность, выщелачивание, металл, руда, дезинтегратор, потери, недра.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-78-84

Введение. Обеспечение запросов человеческого сообщества в минеральном сырье входит в число основных проблем жизнеобеспечения и тесно связано с остальными проблемами современности. Ее решению посвящены работы технологов, экономистов и экологов, поскольку она является глобальной и имеет тенденцию к обострению с увеличением населения и географии вовлечения в эксплуатацию новых участков земной коры [1-4].

Горное производство является самым капиталоемким и трудоемким. Отдача от инвестиции средств в него начинается через продолжительное время, при этом может быть значительно меньше ожидаемой при неподтверждении количества, качества и условий залегания полезных ископаемых.

Задачей развития минерально-сырьевой базы России является удовлетворение возрастающих потребностей и повышение конкурентоспособности отечественных горнорудных предприятий.

Особенностями российской рудно-сырьевой базы металлургической промышленности являются сложные горно-геологические и экономико-географические условия разработки месторождений, а также более низкое содержание целого ряда металлов в природном сырье по сравнению с минерально-сырьевой базой стран, формирующих цены на металлургическое сырье.

Задачей развития минерально-сырьевой базы России является удовлетворение возрастающих потребностей и повышение конкурентоспособности отечественных горнорудных предприятий на международном рынке.

Проблемы горного производства должны решаться уже на стадии проектирования горных предприятий. Особенностью горного производства является стохастический характер исходной информации. Большинство исходных данных для проектирования может быть задано совокупностью значений в пределах диапазона изменений. При оценке горно-добычных систем разработки месторождений по их эффективности определяют функцию эффективности, зависящую от производительности системы, суммарных затрат на разработку и эксплуатацию, величины ущерба вследствие ненадежности, времени работы системы и др.

Основная задача прогнозирования и оптимизации системы проектного обеспечения горных работ - моделирование будущих процессов добычи полезных ископаемых, в том числе:

- добыча необходимого количества руд;
- обеспечение приемлемых экономических показателей;
- обеспечение безопасности для работников и окружающей среды.

В настоящее время решение задачи не возможно без информационного обеспечения.

Несмотря на обилие публикаций, посвященных данной проблеме недостаточно разработаны вопросы вовлечения в производство некондиционного в настоящее время металлосодержащего минерального сырья. Целью настоящей публикации является развитие концепции вовлечения в производство некондиционного металлосодержащего минерального сырья путем использования нетрадиционных методов добычи и переработки [5-8].

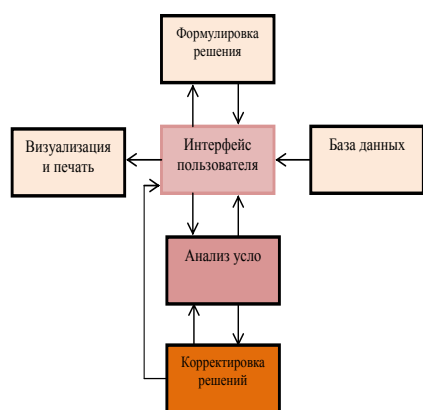
Материалы и методы. Горное предприятие представляет собой систему с большим количеством элементов: проходческих и очистных забоев, пунктов выпуска и погрузки, транспортных средств, средств подъема, вентиляции, водоотлива, рудного склада, сортировочной установки, обогатительной фабрики и т.п.

Процесс проектирования рудника как оптимальной системы состоит из совокупности оптимизационных задач, решающих отдельные общие и частные вопросы.

Подземные рудники относятся к сложным объектам из-за следующих факторов:

- неопределенность исходных данных;
- сложность структуры управления;
- динамический характер производственных процессов;
- разобщенность технологических процессов во времени и пространстве;
- альтернативность технических и технологических решений, в т. ч. по конъюнктурным соображениям.

Для подземных рудников целесообразно многовариантное автоматизированное проектирование с поэтапной оптимизацией промежуточных решений (рис. 1).



тации месторождения (рис. 2).

Рис. 1. Схема принятия проектного решения

Непременным элементом проекта является оценка его соответствия природно-техногенным условиям эксплуа-

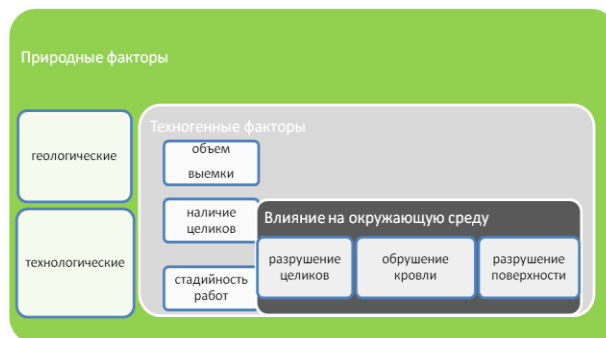


Рис. 2. Факторы оценки природно-техногенных условий

Сведения о природно-техногенной системе используются для корректировки на всех этапах разработки месторождения путем непрерывного мониторинга процессов с выдачей управляющих решений по схеме (рис. 3).

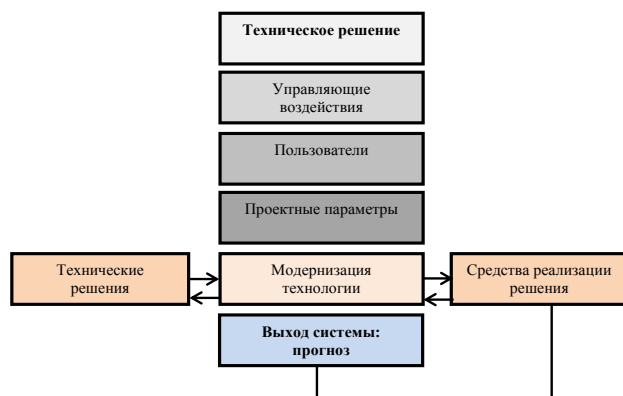


Рис. 3. Структурно-функциональная схема модернизации системы управления горным производством

В качестве управляющих воздействий рассматривается использование новых параметров добычных и перерабатывающих процессов.

Внутренние состояния объекта управления характеризуются вероятными объемами ошибок проекта, а выходом системы является уровень эффективности добычных работ.

В систему управления добычными процессами входят математические модели и направления их оптимизации. Инструментальным средством создаваемой системы может быть ГИС Arc View, характеризующаяся наличием широких возможностей при работе с базами данных и являющаяся наиболее экономичной.

Добыча минерального характеризуется увеличением объемов и ореола развития горных работ для удовлетворения растущих потребностей человечества. Ее следствием является накопление агрессивных отходов переработки на всех переделах с интенсивным воздействием на окружающую природную среду, что требует огромных затрат на проведение профилактики химического загрязнения окружающей среды (рис. 4).



Рис. 4. Схема управления состоянием окружающей среды утилизацией отходов

Хвосты переработки являются практически невостребованным и опасным при хранении ресурсом, рациональное использование которого в то же время может обеспечить экономический эффект [9-12].

Образование техногенных месторождений объясняется изменением кондиций на товарную руду в историческом разрезе и выборочной выемкой богатых участков, а также увеличением

объемов целиков при невозможности погашения технологических пустот твердеющими смесями.

Объем утилизации отходов минерального производства не превышает первых процентов от объемов добычи. Главным препятствием для этого является то, что возможности традиционных технологий не позволяют извлекать из отходов полезные компоненты.

В настоящее время для каждого вида технологии добычи или переработки руды существует экономически целесообразный предел извлечения, который устанавливается кондициями.

Не отвечающие кондициям минералы выбрасываются в окружающую среду и служат генераторами загрязнения. Причем кондиционному фильтру руды подлежат только по тем металлам, которые могут извлекаться на данном предприятии. Поэтому в отвале могут оказаться минералы, отвечающие кондициям, но не перерабатываемые по причине отсутствия технологической линии.

В соответствии с современными представлениями в составе отходов различают природные, техногенные и природно-техногенные ресурсы, в том числе оставляемые в охранных целях целики.

Техногенные месторождения в большинстве случаев формируют без учета последующего использования хвостов, хотя развивается тенденция формирования техногенных месторождений для обеспечения определенных технологических, геомеханических и физико-химических параметров освоения их в будущем, например, складирование с созданием геохимических барьеров.

Безотходность современного горно-перерабатывающего производства обеспечивается при соблюдении принципов [13-16]:

- вопросы извлечения полезных ископаемых из недр и ценных компонентов из природного и техногенного минерального сырья рассматриваются в едином технологическом комплексе;

- параметры реализации процессов комплексирования определяются с приоритетом условия сохранности земной поверхности от разрушения;

- эффективность эксплуатации месторождения оценивается с учетом потерь при добыче ресурсов.

Результаты. Комплексное использование отходов горного производства предусматривает глубокую переработку техногенного сырья с извлечением полезных компонентов и снижение химической опасности вторичных хвостов до уровня санитарных требований.

Сберегающие литосферу технологии основаны на принципе сохранения земной поверхности от разрушения горными работами посредством управления геомеханической сбалансированностью. Природоохранная сущность новых технологий состоит в закладке пустот твердеющими смесями и хвостами выщелачивания металлов из руд на месте залегания.

Накоплению хвостов переработки объясняется тем, что возможности большинства традиционных технологий обогащения и металлургии ограничены использованием только одной механической энергии. Выщелачивание в перколяторах не существенно повышает извлечение металлов, но требует продолжительного времени. В последнее время заявила о праве на существование технология выщелачивания в дезинтеграторе.

Активация вещества большой механической энергией при скорости обработки более 250 м/с в дезинтеграторе создает в материале электрически неравновесно заряженные центры и радикально изменяет свойства минерального сырья. Механохимическая технология позволяет производить продукты существенно дешевле, с меньшей затратой энергии и быстрее.

Это направление открывает возможности прорывного совершенствования технологии переработки руд.

Доказательство его преимуществ не может требовать использования возможностей информационных технологий в форме:

- использование машинных методов контроля параметров процесса;
- версификация вариантов технологических решений;
- разработка расчетов и составление программ на машинных языках;
- разработка имитационных проектных комплексов.

При сопоставлении технологий с различной полнотой извлечения из недр оценку потерь целесообразно осуществлять по потерянной ценности полезных компонентов, определяемой по

предельной цене отрасли. Это позволяет использовать единый критерий технологии - прибыль с учетом ущерба от потерь полезного ископаемого в недрах и хвостах.

Вовлечение в эксплуатацию отходов, которые ранее не имели промышленной ценности, оказывает существенное влияние на величину извлекаемых запасов и содержание металлов в добываемой рудной массе, что снижает эксплуатационные затраты и улучшает показатели использования капиталовложений и производственных фондов [17-18].

Исключение необходимости хранения хвостов на земной поверхности с возвращением земли в хозяйственное пользование обеспечивает прибыль не только от реализации продуктов переработки, но и за счет радикального оздоровления окружающей среды региона.

Новации в горном производстве последнего времени характеризуются направлениями (табл.).

Таблица

Направления совершенствования разработки металлических месторождений

Область применения	Направления совершенствования	Способ осуществления
Разработка подземным способом	Уменьшение потерь металлов в недрах	Выщелачивание металлов из некондиционных руд в подземных выработках растворами реагентов
		Выщелачивание металлов из некондиционных руд в подземных выработках природными водами
	Повышение качества использования недр уменьшением потерь и разубоживания руд	Сохранение земной поверхности от разрушения путем использования хвостов подземного выщелачивания и хвостов обогащения
Разработка открытым и подземным способом	Уменьшение потерь металлов в хвостах переработки	Природное выщелачивание металлов атмосферными осадками
		Извлечение металлов выщелачиванием в активаторах с комбинированным механохимическим воздействием

Эколого-экономическая модель эффективности переработки некондиционного сырья по критерию максимум прибыли с учетом экологии региона имеет вид [19-20]

$$\begin{aligned}
 \Pi = & \sum_{p=1}^P \sum_{o=1}^O \sum_{n=1}^N \sum_{t=1}^T \sum_{f=1}^F \sum_{n=1}^N \left[M_{ey} \Pi_{my} + Q_y \Pi_{qy} \right] \sum_{z=1}^3 \left[K(1 + E_{ny}) + E_q + E_x \right] \\
 & - \left[M_e \Pi_m + Q \Pi_q \right] Q_e \Pi_e \left[K_c K_y K_m K_b K_e K_{ep} K_e \right] \rightarrow \max,
 \end{aligned}$$

где P - продукты утилизации хвостов; O - виды хвостов; Π - процессы переработки хвостов; T - время переработки; F - фазы существования хранилищ; N - стадия использования хвостов; M_{ey} - количество металлов из отходов; Π_{my} - цена металлов; Q_y - количество восстановленных эффектов; Π_{qy} - цена утилизированных веществ; E_q - коэффициент процентной ставки на кредит для утилизации; E_x - коэффициент процентной ставки на кредит для производства металлов; E_{ny} - коэффициент процентной ставки на экологию; M_e - количество потерянных металлов; Π_m - цена потерянных металлов; Q - количество потерянных эффектов; Π_q - цена потерянных полезных веществ; Q_e - количество эффектов поражения среды; Π_e - затраты на компенсацию глобальных факторов поражения; 3 - затраты на управление; K - затраты на управление хранилищами; K_c - коэффициент самоорганизации хвостов; K_y - коэффициент утечки продуктов выщелачивания; K_t - коэффициент дальности утечки растворов; K_b - коэффициент влияния на биосферу; K_r - коэффициент влияния загрязнения на соседние регионы; K_{bp} - коэффициент реализации опасности со временем; K_r - коэффициент риска поражения окружающей среды от неучтенных факторов.

Выводы. Динамическая задача прогнозирования и оптимизации системы проектного обеспечения горных работ не может быть решена без информационного обеспечения.

Вовлечение в эксплуатацию отходов, которые ранее не имели промышленной ценности, улучшает показатели использования капиталовложений и производственных фондов.

Новации в горном производстве последнего времени характеризуются извлечением металлов под комбинированным механохимическим воздействием и повышением качества использования недр при использовании хвостов переработки для управления состоянием земной поверхности.

Исключение необходимости хранения хвостов на земной поверхности обеспечивает прибыль не только от реализации продуктов переработки, но и за счет радикального оздоровления окружающей среды региона.

Перспективы дальнейшего развития в этом направлении увеличиваются в соответствии с дальнейшим увеличением численности населения Земли и истощением запасов руд в комфортных для разработки месторождений условиях. Получение металлов, экологически чистых строительных материалов и другой продукции из доступно любому предприятию горного профиля.

Список литературы

1. **Голик В.И., Разоренов Ю.И., Страданченко С.Г., Прокопов А.Ю., Масленников С.А.** Экспериментальное обоснование возможности извлечения металлов из хвостов обогащения угля // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2012. № 5. С. 128-134.
2. **Голик В.И.** Природоохранные технологии разработки рудных месторождений // Москва, ИНФРА –М, 2014. Сер. Высшее образование: Бакалавриат, 192 с.
3. **Вагин В.С., Голик В.И.** Проблемы использования природных ресурсов южного федерального округа // учеб. пособие для студентов вузов, обучающихся по направлению подгот. 650100 "Приклад. геология", по горно-геол. специальности / Владикавказ, 2005, 192 с.
4. **Голик В.И., Брюховецкий О.С., Габараев О.З.** Технологии освоения месторождений урановых руд // Учебн. пособ. для студентов высших учебных заведений, обучающихся по горно-геологическим специальностям; Федеральное агентство по образованию, Российский гос. геологоразведочный ун-т им. Серго Орджоникидзе. Москва, 2007, 131 с.
5. **Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Khasheva Z.** The effectiveness of combining the stages of ore fields development // Metallurgical and Mining Industry. 2015. Т. 7. № 5. С. 401-405.
6. **Исмаилов Т.Т., Голик В.И., Дольников Е.Б.** Специальные способы разработки месторождений полезных ископаемых // учебник для студентов, магистров и аспирантов вузов, обучающихся по горно-геологическим специальностям по направлению подготовки 130200 "Технологии геологической разведки" / Т. Т. Исмаилов, В. И. Голик, Е. Б. Дольников. Москва, 2006. Сер. Высшее горное образование, 331 с.
7. **Golik V.I., Khasheva Z.M., Shulgaty I.P.** Economical efficiency of utilization of allied mining enterprises waste // The Social Sciences (Pakistan). 2015. Т. 10. № 6. С. 750-754.
8. **Голик В.И.** Специальные способы разработки месторождений // Москва, 2014. ИНФРА –М, Сер. Высшее образование: Бакалавриат, 132 с.
9. **Golik V.I., Komashchenko V.I., Razorenov Yu.I.** Activation of technogenic resources in desintegrator // Mine Planning and Equipment Selection Proceedings of the 22nd MPES Conference. Editors: Carsten Drebenstedt, Raj Singhal. 2013. С. 1101-1106.
10. **Polukhin O.N., Komashchenko V.I., Golik V.I., Drebenstedt C.** Substantiating the possibility and expediency of the ore beneficiation tailings usage in solidifying mixtures production // Scientific Reports on Resource Issues Innovations in Mineral Resource Value Chains: Geology, Mining, Processing, Economics, Safety, and Environmental Management. Freiberg 2014. С. 402-412.
11. **Пагиев К.Х., Голик В.И., Габараев О.З.** Научные технологии добычи и переработки руд // Северо-Кавказский горно-металлургический институт (Государственный технологический университет). Владикавказ, 1998, 571 с.
12. **Ляшенко В.И., Коваленко В.Н., Голик В.И., Габараев О.З.** Бесцементная закладка на горных предприятиях, Москва, 1992, 94 с.
13. **Голик В.И., Хадонов З.М., Габараев О.З.** Управление технологическими комплексами и экономическая эффективность разработки рудных месторождений, Владикавказ, 2001, 391 с.
14. **Голик В.И., Разоренов Ю.И.** Проектирование горных предприятий, Новочеркасск, 2007, 262 с.
15. **Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Zaalishvili V.** Enhancement of lost ore production efficiency by usage of canopies // Metallurgical and Mining Industry. 2015. Т. 7. № 4. С. 325-329.
16. **Golik V.I., Razorenov Yu.I., Efremkov A.B.** Recycling of metal ore mill tailings // Applied Mechanics and Materials. 2014. Т. 682. С. 363-368.
17. **Jordens Adam, Cheng Ying Ping, Waters Kristian E.** A review of the beneficiation of rare earth element bearing minerals // Minerals Engineering. – 2013. – Vol.41. – P.97–114.
18. **Liu J., Han Y., Li Y., Zhang S.** Study on mechanism and technology of deep reduction for lingyang iron ore // 26th International Mineral Processing Congress, IMPC 2012: Innovative Processing for Sustainable Growth, New Delhi, India. – 2012. –P. 2335–2343.
19. **Разоренов Ю.И., Голик В.И., Куликов М.М.** // Учебное пособие для студентов высших учебных заведений, обучающихся по горно-геологическим специальностям; Министерство образования и науки Российской Федерации, Южно-Российский гос. технический ун-т (Новочеркасский политехнический ин-т). Новочеркасск, 2010, 251 с.
20. **Разоренов Ю.И., Голик В.И.** Проблемы глубокой утилизации отходов переработки угля // Маркшейдерия и недропользование. 2013. № 4 (66). С. 52-54.

Рукопись поступила в редакцию 17.03.17

М.І. СТУПНІК, В.О. КАЛІНІЧЕНКО, доктори техн. наук, проф.,
М.Б. ФЕДЬКО, І.О. МУЗИКА, С.В. ПИСЬМЕННИЙ, кандидати техн. наук, доц.,
О. В. КАЛІНІЧЕНКО, канд. економ. наук, доц.
Криворізький національний університет

УДОСКОНАЛЕННЯ МЕТОДИКИ ВИЗНАЧЕННЯ ПАРАМЕТРІВ БУРОВИБУХОВИХ РОБІТ З УРАХУВАННЯМ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ МАСИВУ ПРИ ЙОГО ОБВАЛЕННІ НА ПОХИЛЕ ОГОЛЕННЯ

Мета. Удосконалення методики визначення параметрів буровибухових робіт за рахунок врахування коефіцієнта енергоємності відбійки гірських порід при обваленні масиву на похиле оголення в умовах напружено-деформованого стану масиву гірських порід.

Методи дослідження. Застосування аналітичного методу досліджень дозволило врахувати вплив кута нахилу похилого оголення на напружено-деформований стан масиву, що підлягає обваленню. Математичними методами виявлені закономірності та встановлені залежності, які дають можливість адекватно врахувати кут нахилу похилого оголення при коригуванні параметрів буровибухових робіт. Враховуючи практику роботи шахт Кривбасу запропоновані певні обмеження діапазону визначення коефіцієнта енергоємності відбійки гірських порід.

Наукова новизна. Наукова новизна роботи полягає у встановленні нових закономірностей впливу коефіцієнта енергоємності відбійки гірського масиву на параметри буровибухових робіт. Визначені нові залежності впливу напружено-деформованого стану масиву на параметри буровибухових робіт при обваленні на похиле оголення (компенсаційний простір) з урахуванням кута його нахилу. Встановлені обмеження діапазону отриманих чисельних значень даного коефіцієнта при відбійці масиву на будь-який тип оголень.

Практична значимість. Удосконалено методику коригування параметрів буро-підричних робіт в залежності від змінення напружено-деформованого стану рудного масиву при його обваленні на будь-який тип оголення (горизонтальне, вертикальне або похиле). Розроблена методика виключає можливості отримання некоректних результатів в умовах відбійки, коли стан оголень може бути критичним з точки зору їх імовірного самообвалення. Створена спеціалізована комп'ютерна програма, яка дозволяє оперативно отримувати значення основних параметрів буровибухових робіт для конкретних умов та аналізувати прогнозні значення якості подрібнення масиву, який підлягає обваленню.

Результати. Запропонована методика визначення коефіцієнта енергоємності відбійки гірських порід при обваленні масиву на похиле оголення, яка дає можливість враховувати кут його нахилу. Запропоновані обмеження стосовно розрахованих чисельних значень вищезазначеного коефіцієнта.

Ключові слова: підземна розробка, параметри буровибухових робіт, напружено-деформований стан масиву.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-84-87

Постановка проблеми. Останнім часом у зв'язку із кризовими явищами все гостріше постає питання пошуку додаткових резервів зменшення собівартості видобутку руди, зокрема й підземним способом. Значну частину у собівартості видобутку залізних руд займають буро-підричні роботи (БВР), що пов'язано із високою вартістю вибухових речовин (ВР) і засобів підривання та дуже великими затратами на розбурювання масиву. Тому підвищення ефективності цього важливого виробничого процесу, який суттєво впливає також на показники наступної виробничої операції (випуску та доставки обваленої руди) є досить актуальним.

Аналіз останніх досліджень і публікацій. Існує багато різних методик, які давно відомі і досить повно висвітлені у науково-технічній літературі [1-3], які дають можливість визначати основні параметри БВР при домінуючій при підземному видобутку багатих залізних руд свердловинній відбійці, а саме лінії найменшого опору W та відстані між кінцями свердловин a при найбільш застосовуваному віяловому їх розташуванні у масиві, що підлягає обваленню.

Однією з найбільш поширених є методика проф. Ю.П. Капленка [4], яка затверджена у якості галузевої для залізрудних шахт Кривбасу та Запорізького ЗРК, а також використовується студентами при виконанні курсових та дипломних проектів. Дана методика базується на так званому показникові підриваємості гірських порід C_0 , який комплексно враховує усі основні фактори, що впливають на ефективність відбійки. На виробництві, головним чином, застосовують її спрощений варіант, який враховує коефіцієнт міцності гірських порід, їх неоднорідність, діаметр свердловин, роботоздатність ВР та щільність її зарядження. У переважній більшості випадків отримані у результаті розрахунків параметри БВР повністю задовольняють виробників, оскільки дана методика ґрунтується, власне, на величезній кількості промисло-

вих досліджень й пройшла дуже чисельну і тривалу апробацію. Але дана методика у своїй поточній версії також дозволяє враховувати рівень напружено-деформованого стану (НДС) масиву, що дозволяє дещо скоригувати основні параметри БВР. І хоча ця частина даної методики також достатньо висвітлена у технічній літературі [3], широкого застосування на виробництві вона не отримала. З нашої точки зору головними факторами, що стримують її більш широке застосування є:

по-перше – значно вища складність розрахунків;

по-друге – відсутність вагомої мотивації інженерно-технічних працівників у застосуванні більш громіздкої, а можливо й не досить зрозумілої для них методики.

Згідно даної методики при проектуванні БВР напружено-деформований стан масиву визначають за допомогою коефіцієнта енергоємності відбійки гірських порід k_σ , який дорівнює відношенню питомих витрат ВР, встановлених з урахуванням впливу глибини гірничих робіт та розмірів очисного простору q_σ до питомих витрат ВР, визначених згідно їх міцності q_f .

Виділення невирішеної проблеми. Головним недоліком вищезазначеної методики є те, що *по-перше*, вона дозволяє визначати чисельне значення k_σ тільки при відбійці руди на горизонтальні або на вертикальні оголення. В той же час на шахтах Кривбасу останні роки все більшого застосування набуває похилий тип оголень компенсаційних просторів, причому як при використанні підповерхово-камерних систем розробки, так і систем підповерхового обвалення.

По-друге, існуюча методика не містить ніяких обмежень, що у ряді випадків може призводити до отримання некоректних результатів.

Метою досліджень є удосконалення методики визначення параметрів буровибухових робіт за рахунок врахування коефіцієнта енергоємності відбійки гірських порід при обваленні масиву на похиле оголення в умовах напружено-деформованого стану масиву гірських порід.

Основна частина. Чисельне значення коефіцієнта k_σ визначають з виразів:

при відбійці руди на горизонтальне оголення (компенсаційний простір)

$$K_\sigma = 1,5 + \frac{1}{q_f} \cdot \left(0,4 \cdot e^{-\frac{B}{W_f}} - \frac{S_\sigma \cdot \sqrt{H}}{f \cdot 10^4} \right); \quad (1)$$

при відбійці на вертикальну відріzną щілину (компенсаційну камеру)

$$K_\sigma = 1,5 + \frac{1}{q_f} \cdot \left(0,4 \cdot e^{-\frac{B}{W_f}} - S_\sigma \sqrt{\frac{H\mu}{1-\mu}} / f \cdot 10^4 \right), \quad (2)$$

де q_f - питомі витрати ВР по міцності порід, кг/т; B - ширина очисного простору, м; W_f - лінія найменшого опору, розрахована для даної міцності порід f , м; S_σ , S_σ , - площа, відповідно, горизонтального або вертикального очисного простору, м²; H - глибина ведення гірничих робіт, м; μ - коефіцієнт Пуассона, долі од.

У випадку, коли чисельне значення коефіцієнта енергоємності відбійки гірських порід k_σ є меншим 1, це вказує на те, що масив знаходиться у зоні понижених або розтягуючих напружень, які його ослаблюють. Це дає можливість без погіршення якості подрібнення руди при її відбійці збільшити параметри сітки розбурювання, зменшивши при цьому кількість та загальну довжину свердловин, кількість ВР та засобів підривання, що сприятиме певному зростанню продуктивності праці та зменшенню затрат на даному виробничому процесі.

При значенні k_σ більше 1 це вказує на домінуванні в масиві стискуючих напружень, які навпаки, ускладнюють руйнування масиву, оскільки при відбійці окрім природних сил, що характеризуються коефіцієнтом міцності даних порід, додатково ще треба подолати стискуючі напруження. І якщо даний фактор не буде враховано, то за певних обставин (а саме – дії у масиві підвищених стискуючих напружень), це може призвести до погіршення якості подрібнення руди, яке буде характеризуватися підвищеним виходом негабаритних кусків з усіма витікаючими наслідками.

З урахуванням НДС масиву показник підриваєності гірських порід, величину лінії найменшого опору та питомі витрати ВР на відбійку визначають з формул

$$C_\sigma = C_o / \sqrt[3]{K_\sigma}; \quad (3)$$

$$W_{\sigma} = W_o / \sqrt[3]{K_{\sigma}}, \text{ м}; \quad (4)$$

$$q_{\sigma} = q_f \cdot K_{\sigma}, \text{ кг/т. т} \quad (5)$$

Виконавши аналітичні дослідження ми пропонуємо визначати значення коефіцієнта k_{σ} при обваленні рудного масиву на похиле оголення (компенсаційний простір) з виразу

$$k_{\sigma}^n = k_{\sigma}^e + k_{\sigma}^e - k_{\sigma}^e \tan^2 \theta / 2, \quad (6)$$

де $k_{\sigma}^e, k_{\sigma}^z$ - значення коефіцієнта k_{σ} при відбійці руди відповідно на вертикальне та горизонтальне оголення (компенсаційний простір); θ - кут нахилу похилого оголення, град.

Якщо проаналізувати даний вираз то побачимо, що при $\theta=0^\circ$ та $\theta=90^\circ$ (тобто при горизонтальному та вертикальному оголеннях) значення k_{σ}^n стає тотожним, відповідно, k_{σ}^e та k_{σ}^z , й чим більшим буде кут нахилу похилого оголення θ (тобто при збільшенні його стійкості за рахунок зростання в масиві зони дії стискуючих напружень та їх абсолютних значень), тим більшим стає і значення коефіцієнта k_{σ}^n .

На рис. 1 приведено графік змінення чисельних значень коефіцієнта k_{σ}^n залежно від кута нахилу похилого оголення θ для конкретних умов, а саме: коефіцієнті міцності руди за шкалою проф. М.М. Протод'яконова $f=6$ балів; площі оголення $S=400 \text{ м}^2$; глибині ведення робіт $H=1200 \text{ м}$ та коефіцієнті Пуассона $\mu=0,3$.

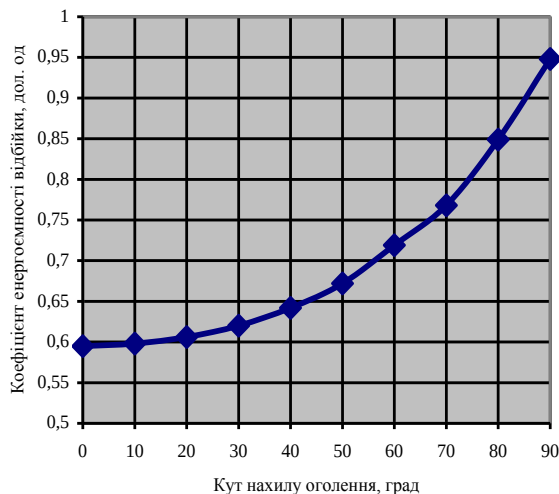


Рис. 1. Графік залежності коефіцієнта енергоємності відбійки гірських порід k_{σ}^n в залежності від кута нахилу похилого оголення θ

Як видно з рисунку, при кутах нахилу похилого оголення до 20-30 суттєвої різниці між значеннями коефіцієнтів k_{σ}^e та k_{σ}^z не буде, а суттєве збільшення значення k_{σ}^n спостерігається при кутах нахилу похилого оголення від 40-50° та більше. Така поведінка масиву є цілком логічною, підтверджується чисельними експериментальними дослідженнями при моделюванні напружено-деформованого стану породних масивів, виконаних нами на попередніх етапах досліджень геомеханічних процесів [5-7] та візуальними спостереженнями, що

здійснювались на шахтах Кривбасу. Аналогічна залежність зростання стійкості похилих оголень приведена у роботі [8], що також підтверджує коректність отриманих результатів.

Стосовно певних обмежень до вищезазначеної методики то ми вважаємо, що при отриманні значень коефіцієнта k_{σ} , які є меншими, ніж 0,4-0,5 стан оголень та приконтурної до них ділянки масиву буде критичним внаслідок розвитку в ньому зони розтягуючих напружень, внаслідок чого існує висока імовірність їх самообвалення. Тому в таких випадках необхідно додатково перевіряти стійкість конкретного оголення за інструкцією НДГРІ [8].

Окрім цього для більшої зручності виконання за даною методикою розрахунків, а також визначення показників якості подрібнення руди в конкретних умовах при запроектованих параметрах БПР (діаметра середнього куска підірваної гірничої маси, виходу негабаритних кусків), визначення яких також можливе за вищезазначеною методикою проф. Ю.П. Капленка, але розрахунок яких є досить трудомістким враховуючи громіздкість емпіричних рівнянь, якими описуються ці залежності, нами створена спеціалізована комп'ютерна програма, яка дає можливість оперативного отримання значень основних параметрів БПР як за міцністю порід, так і з урахуванням їх напружено-деформованого стану. Спрощення виконання цих розрахунків дає підставу для широкого застосування даної методики у виробничих умовах, що в свою чергу у багатьох випадках (тобто за сприятливих умов відбійки) дозволяє більш масштабно застосовувати на наших шахтах безтритові ВР. Це також сприятиме суттєвому зменшенню затрат на відбійку, що в умовах підземного видобутку залізних руд у підсумку дає можливість отримати значний економічний та соціальний ефект, що обґрунтовано у роботах [9,10].

Висновки. Удосконалена методика проф. Ю.П. Капленка, яка враховує вплив НДС масиву на умови його відбійки, може бути застосована для розрахунків параметрів БВР для будь-яких типів оголень (компенсаційних просторів), власне самі розрахунки можуть бути виконані дуже швидко за допомогою спеціально розробленої комп'ютерної програми, що дозволяє оперативно здійснювати попередній аналіз основних показників відбійки масиву та якості його подрібнення (питомі витрати ВР, вихід руди з 1 м свердловини, діаметр середнього куска обваленої руди, вихід негабариту), а узгодження у деяких випадках отриманих даних із стійкістю самих оголень та масиву, що підлягає обваленню, дасть можливість уникнути отримання некоректних результатів.

Список літератури

1. Баранов А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. – М.: Недра, 1985. – 224 с.
2. Справочник по горно рудному делу / Под. ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М.: Недра, 1983. – 816 с.
3. Маргинов В.К., Федько М.Б. Розрахунки основних виробничих операцій, процесів та систем розробки рудних родовищ.- Кривий ріг: Видавн. центр КТУ, 2010. – 274 с.
4. Капленко Ю.П. Методические указания по расчету параметров буровзрывных работ.-Кривой Рог: КГРИ, 1982.-42с.
5. Ступник Н.И. Влияние напряженно-деформированного состояния массива горных пород на технологию отбойки урановых руд / Ступник Н.И., Калинин В.А., Федько М.Б., Мирченко Е.Г. // Научный вестник Национального горного университета. – Днепропетровск. – 2013. – № 2. – С. 11-16.
6. Stupnik N.I. The research of strain-stress state of magnetite quartzite deposit massif in the condition of mine “Gigant-Gliboka” of central iron ore enrichment works (CGOK) / Stupnik N.I., Kalinichenko V.O., Kalinichenko O.V., Muzika I.O., Fedko M.B., Pismennyi S.V. // Metallurgical and mining industry, №.7. – 2015. – pp. 83-88.
7. Stupnik N.I. Testing complex-structural magnetite quartzite deposits chamber system design theme / Stupnik N.I., Kolosov V.A., Kalinichenko V.O., Pismennyi S.V., Fedko M.B. // Metallurgical and mining industry, №.2. – 2014. – pp. 89-93.
8. Визначення та контроль допустимих розмірів конструктивних елементів систем розробки залізних руд. Інструкція по застосуванню / Є.К. Бабець та ін.- Кривий Ріг: Ротапринт ДП «НДГРІ», 2010. – 122с.
9. Ступник Н.И. Перспективы использования бестротильных взрывчатых веществ на рудниках с подземной добычей полезных ископаемых / Ступник Н.И., Калинин В.А., Федько М.Б., Мирченко Е.Г. // Научный вестник Национального горного университета. – Днепропетровск. – 2013. – № 1. – С. 44-49.
10. Колосов В.А. Экономические аспекты перехода на бестротильные взрывчатые вещества при подземной добыче руд в Криворожском бассейне / Колосов В.А., Калинин В.А., Федько М.Б., Письменный С.В. // Научный вестник Национального горного университета. – Днепропетровск. – 2014. – № 4. – С. 112–119.

Рукопис подано до редакції 07.02.17

УДК 622.7: 658.562

О.І. САВИЦЬКИЙ, канд. техн. наук, доц., М.А. ТИМОШЕНКО, аспірант
Криворізький національний університет

НЕЧІТКА ОПТИМІЗАЦІЯ КЕРУВАННЯ ЗБАГАЧЕННЯМ ЗАЛІЗНОЇ РУДИ З ВИКОРИСТАННЯМ РЕГРЕСІЙНОГО АНАЛІЗУ

Мета. Метою даної роботи є обґрунтування використання методів планування експерименту та регресійного аналізу і мультиагентного керування для моделювання процесів збагачення залізної руди. Складність, нестаціонарність та динамічність технологічних процесів, що відбуваються на збагачувальній фабриці, наявність складних зв'язків та реєктивів між механізмами обумовлюють застосування зазначених методів автоматизованого керування технологічними процесами.

Методи дослідження. Проведено аналіз сучасних методів та засобів моделювання процесів роботи технологічних механізмів. Особливу увагу приділено розподілені системам керування та доцільності їх використання у складному технологічному процесі для моделювання зв'язків між механізмами. З метою моделювання роботи окремих механізмів проаналізовано сучасні напрямки автоматизованого керування, їх переваги та недоліки стосовно застосування до вирішуваної проблеми.

Наукова новизна. Розв'язання поставленої задачі складає актуальність роботи. Її метою є обґрунтування вибору методів мультиагентного керування та регресійного аналізу у порівнянні з класичним розподілені керуванням та іншими сучасними методами інтелектуального керування.

Практична значимість. Обґрунтовано застосування мультиагентного керування, для моделювання інформаційних зв'язків між технологічними механізмами. Проаналізовано сучасні засоби інтелектуального керування стосовно моделювання окремих механізмів – засоби нечіткої логіки, штучного інтелекту, оптимального та адаптивного керування, генетичні алгоритми, гібридні моделі та методи планування експерименту.

Результати. На основі проведеного аналізу було визначено, що класичні методи розподіленого керування не доцільно застосовувати до збагачувальних процесів. Мультиагентне керування дає змогу керувати процесами більш гнучко та досягнути автономності керування кожним механізмом окремо. Для моделювання безпосередньо кожного технологічного механізму окремо доцільно застосовувати методи планування експерименту та регресійного аналізу.

Вдосконалення методу моделювання технологічного процесу на кожній стадії подібнення та збагачення і зв'язків між ними за рахунок використання регресійного аналізу та методів планування експерименту дозволило підвищити точність керування в умовах нестационарності процесів збагачувальної фабрики.

Ключові слова: збагачення, залізна руда, автоматизація, мультиагентне керування, системний підхід, розділення, регресійний аналіз.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-87-91

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. З урахуванням напрямків розвитку сучасного світового ринку основною ціллю виробництва є зниження собівартості продукту. Ця ціль досягається за допомогою комплексної оптимізації виробничих процесів на основі введення сучасних технологій. Саме підвищення якості автоматизації промислових технологічних процесів є основним шляхом у вирішенні питання енергоефективності виробництва.

Збагачувальний комплекс містить у собі різні технологічні механізми, що здійснюють різні операції та відрізняються за конструкцією, і тому вимагають застосування різних підходів при побудові систем керування. Крім того, вони перебувають у взаємозв'язку і безпосередньо впливають на роботу один одного; вимагають застосування багатьох вимірювальних приладів, що фіксують величини різної фізичної природи. Це приводить до збільшення необхідних розрахункових потужностей [1-4].

Аналіз досліджень та публікацій. Використання сучасних засобів інтелектуальних систем, таких як засоби нечіткої логіки, засоби штучного інтелекту, методи оптимального та адаптивного керування є одним з найперспективніших напрямів у розвитку автоматизації виробництва. На основі вказаних засобів будуються потужні регулятори. Вони відрізняються своєю швидкістю, стійкістю до збурюючих впливів та здатністю продуктивно працювати в умовах неповної інформації.

Наприклад, у роботі [5] було запропоновано метод нормування електроспоживання рудозбагачувальної фабрики загалом на основі інтелектуальних засобів керування. Систему ефективного нейронечіткого прогнозу електроспоживання було використано для досягнення поставленої мети. За результатами промислових випробувань дана система, побудована з використанням сучасних засобів керування, дозволила знизити електроспоживання структурними підрозділами гірничозбагачувального комбінату на 2%.

Традиційні засоби автоматики у поєднанні з методами нечіткої логіки, які дозволяють оперувати не з обмеженими числовими значеннями, а з лінгвістичними змінними, доцільно застосовувати для керування трьохстадійним комплексом збагачення.

Це дозволяє розглядати весь комплекс як більш адекватну, наближену до реальних умов, систему і здійснювати керування у реальному часі на основі деякої експертної бази знань [6-9].

Діагностування технологічних механізмів дозволить своєчасно попереджати аварійні ситуації та точніше запланувати планові перевірки. Це дасть змогу значно подовжити життєвий цикл обладнання та скоротити затрати на його ремонт та обслуговування у майбутньому.

Проте, процеси, що проходять на збагачувальній фабриці, відбуваються у закритих конструкціях.

Пульпа проходить від механізму до механізму у пульпопроводі (за винятком жолобів спіральних класифікаторів) і не дає змоги наочно контролювати процеси всередині механізмів, вимірювати дані про стан цих механізмів та сировини, оброблюваної всередині них.

Саме тому безконтактні вимірювальні прилади широко застосовуються на гірничозбагачувальному виробництві.

Їх можна встановлювати ззовні механізмів та пульпопроводів – радіометричні, ультразвукові, термографічні прилади, тощо.

Проте, радіометричні датчики, не зважаючи на високу точність, вимагають особливого обслуговування та наявності відповідної служби на виробництві.

Термографічні засоби вимірювання не дають достатньої точності [10-13].

У табл. 1 показано ступінь впливу якісних властивостей руди на ефективність її обробки

(ступінь впливу вимірюється від 1 до 4, як від незначного впливу, до дуже значного) [14].

Таблиця 1

Ступінь впливу якісних властивостей руди на ефективність процесів її обробки

Показник	Подрібнення	Магнітна сепарація
Міцність руди	1	-
Текстурна характеристика	2	3
Вміст магнітного продукту	-	1
Гранулометричний склад руди та промпродуктів	3	2
Густина руди	-	4

Учені зазвичай розглядають механізми окремо - окремо млини, поділяючі апарати та магнітні сепаратори з різних точок зору. Вони розробляють нові методи вимірювання та контролю параметрів оброблюваної руди, здійснюють діагностику стану технологічних механізмів для подовження їх життєвого циклу, докладно заглиблюються у фізичну природу процесів обробки руди та пропонують навіть нові конструкції гірничозбагачувального обладнання або надбудови до нього. Запропоновані вирішення окремих проблем, без сумнівів, дозволяють досягти значного корисного ефекту. Проте роботу механізмів у взаємозв'язку та можливі наслідки не досить розглянуто науковцями. До того ж введення в експлуатацію більшості розробок є або занадто складним, або занадто коштовним.

Постановка задачі. Метою дослідження обрано розробку мультиагентної системи автоматизованого керування фабрикою збагачення залізної руди з застосуванням сучасних засобів керування. Для досягнення вказаної мети були поставлені наступні задачі: проаналізувати сучасні методи керування збагачувальними механізмами окремо та гірничозбагачувальною секцією загалом; вдосконалити метод моделювання технологічного процесу на кожній стадії подрібнення та збагачення і зв'язків між ними для застосування у системі керування.

Викладення матеріалу та результати. Загальний опис мультиагентної системи MAC може бути показаний у формі алгебраїчної системи

$$MAC = (A, E, R, ORG), \quad (1)$$

де A - набір агентів, тобто набір утворюючих; E - набір MAC, тобто комунікаційне середовище в якому MAC взаємодіє з іншими MAC; R - набір взаємодій між агентами, тобто масив конфігурацій; ORG - представлення поточної MAC у вигляді зображення.

У цій моделі, i -й агент (утворююча) з точки зору організації її інтерфейсу з іншими елементами системи може бути записаний трійкою

$$A_i = (E_i, R_i, ORG_i), \quad (2)$$

де E_i - MAC комунікаційного середовища, в якому агенти взаємодіють ($E_i \in E$); R_i - підмножина зв'язків агента з іншими агентами ($R_i \in R$); ORG_i - представлення поточної MAC у вигляді зображення.

Зв'язок між технологічними механізмами збагачувальної фабрики має велике значення так як дозволяє розглядати увесь процес збагачення у сукупності та контролювати його згідно загальної картини.

Згідно запропонованої схеми (рис. 1) у секції збагачувальної фабрики здійснюються чотири операції - подрібнення, класифікація, знешламлення та мокра магнітна сепарація залізної руди.

Відповідно, присутні такі технологічні механізми, як млини, магнітні сепаратори, дешламатори та класифікуючі механізми. Для першої стадії це спіральний класифікатор, для наступних - гідроциклони. Також показано параметри продуктів збагачувальних операцій, необхідні для моніторингу процесу та розрахунків керуючих впливів, а саме витрати пульпи та її густина. Параметри розраховувалися з урахуванням наявності у секції рециклів та зумпфів між деякими механізмами. Також вимірюється кількість заліза у кінцевому продукті, яка у даному випадку становить 64,23 %.

Детально розглянемо різницю між класичними розрахунками параметрів роботи механізму та його роботою у агентному вигляді.

Живлення гідроциклону надходить з зумпфа, до якого пульпа у промислових умовах надходить одразу з декількох механізмів і змішується.

При цьому відбуваються коливання величин параметрів пульпи - таких як її густина, кількість твердого, тощо.

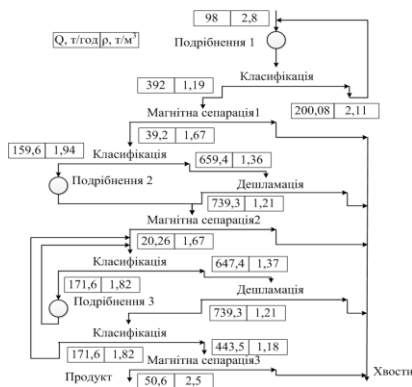


Рис. 1. Технологічна схема процесу трьохстадійного збагачення залізної руди

Наприклад, щоб розрахувати середній вміст твердої фази у суміші пульп, що надходить до зумпфа при відомих їх витратах (вимірних витратомірами), вмісту твердого та вмісту заліза у твердій фазі необхідно провести відповідні розрахунки

$$\delta_o = 1/(a - b\alpha); \quad a = 1 - \frac{\delta_o^* \alpha_o^*}{\delta_m \alpha_m} / \alpha_o^* \left(1 - \frac{\alpha_o^*}{\alpha_m}\right); \quad b = -\left(a - \frac{1}{\delta_m}\right) / \alpha_m, \quad (3)$$

де $\alpha, \alpha_m, \alpha_o^*$ - вміст заліза у збагачуваний пульпі, у вихідній руді та уточнений розрахунковий вміст заліза у збагачуваний пульпі; δ_m, δ_o^* - густина магнетиту та густина вихідної руди.

$$T_o = \sum \frac{\epsilon_i \delta_i T_i}{T_i + (1 - T_i) \delta_i} / \sum \frac{\epsilon_i \delta_i}{T_i + (1 - T_i) \delta_i},$$

На рис. 2 показано керування першою стадією збагачення, зображеною на рис. 1.

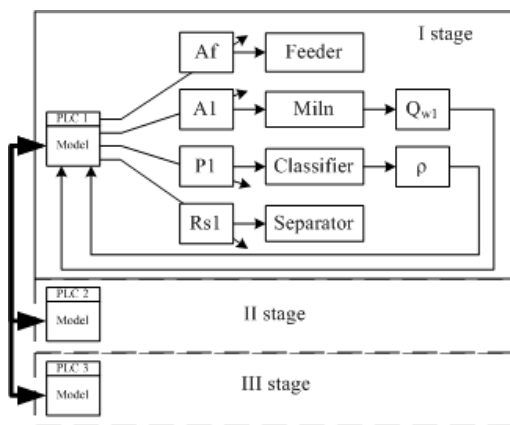


Рис. 2. Керування агентами першої стадії збагачення

PLC (Programmable logical controller) приймає сигнали від датчиків густини ρ та продуктивності Q_{w1} і на основі отриманих даних нечітка мережа, завантажена в PLC, тренує регулятори, які керують приводами живильника (Af), класифікатора (P1), мокрого магнітного сепаратора (Rs1) і подачею води в млин (A1). Оскільки суттю агентів є їх автономність з підтриманням зв'язку, необхідно здійснювати обмін даними між ними.

У межах однієї стадії цей обмін може бути здійснений за допомогою програмного забезпечення в PLC. Для обміну інформацією між стадіями дані передаються за допомогою PLC кожної стадії.

Проте, прямої залежності між вхідними і вихідними параметрами продукту майже ніколи не буває, особливо з урахуванням нестационарності та динамічності технологічних процесів на збагачувальній фабриці. У цьому випадку слід застосовувати кореляційні залежності. Зокрема, методи планування експерименту (багатофакторний аналіз) показують досить точні результати [15]. Метод Бокса-Вілсона, метод стохастичної рівноваги, метод симплекс-планування, метод планів Шеффа являються найвідомішими методами планування експерименту. Вибір методу цілком залежить від умов поставленої задачі.

Метод Бокса-Вілсона отримав найбільше розповсюдження. Метод полягає у проведенні невеликих серій дослідів і визначенні на основі отриманих результатів найкоротшого шляху руху до області екстремуму. Досліднику доводиться мати справу з великим числом параметрів при дослідженні складних багатофакторних процесів, хоча більшість з них в подальшому виявляються незначними. У той же час не має можливості здійснити кваліфікований відбір найбільш істотних параметрів, так як даний вибір заснований виключно на інтуїції. Метод стохастичного планування дозволяє виявляти та виключати з розрахунків параметри, які незначно впливають на кінцевий результат. Під час проведення досліджень зміна значень неконтрольованих змінних, наприклад, якості вихідної сировини, характеристик обладнання зміщує положення оптимуму. В цьому випадку доцільно використовувати таку стратегію пошуку оптимуму, яка дозволяла б весь час пристосовуватися до мінливих умов (адаптуватися). Симплексне планування експерименту дозволяє враховувати дані зміни. Метод планів Шеффа доцільно застосовувати для вирішувань задачі усереднення руд.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Проведений аналіз дає змогу стверджувати, що застосування мультиагентного керування значно підвищить точність керування тех-

нологічними механізмами гірничозбагачувального комплексу та загалом зробить керування більш адаптованим до реальних умов та вимог, що ставляться до якості та кількості концентрату. Застосування ж сучасних засобів керування, таких як засоби нечіткої логіки, штучного інтелекту, в цілому дозволить покращити якість та точність керування.

Вдосконалення методу моделювання технологічного процесу на кожній стадії подрібнення та збагачення і зв'язків між ними за рахунок використання регресійного аналізу та методів планування експерименту дасть дозволить підвищити точність керування в умовах нестационарності процесів збагачувальної фабрики.

Напрямок подальших досліджень є детальніше дослідження зв'язків між технологічними механізмами різних стадій збагачення і їх впливу на параметри кінцевого продукту.

Список літератури

1. **Morkun V.** Optimization of the second and third stages of grinding based on fuzzy control algorithms / V. Morkun, O. Savytskyi, M. Tymoshenko // Metallurgical and Mining Industry. – 2015. – №8. – P. 22–25.
2. **Ragot J.** Transient study of a closed grinding circuit / [Ragot J., Roesch M., Degoul P., Berube Y.] — 2-nd IFAC Symp. "Automat. Mining, Miner. and Metal. Proc." – Pretoria. – 1977. – P. 129–142.
3. **Schubert H.** Aufbereitung fester mineralischer Rohstoffe. – Leipzig, 1967, Bd. 11, p. 472.
4. **Sbarbaro D.** Advanced control and supervision of mineral processing plants / D. Sbarbaro, R. del Villar., 2010. – 311 p.
5. **Щокін В. П.** Метод нейронечіткого формування електроспоживання збагачувальними фабриками / В. П. Щокін // Восточно-Европейский журнал передовых технологий. – 2012. – №60. – С. 47–52.
6. **Gurocak H.B.** Fuzzy rule base optimization of a compliant wrist sensor for robotics // J. Robotic Systems. 1996. № 13. P. 475–487.
7. **Wang L.-X.** Stable adaptive fuzzy control of nonlinear systems // IEEE Trans. Fuzzy Systems 1993. № 1 (2). P. 146–155.
8. **Spooner J.T., Passino K.M.** Stable adaptive control using fuzzy systems and neural networks // IEEE Trans. Fuzzy Systems. 1996. № 4 (3). P. 339–359.
9. **Shchokin V.** The example of application of the developed method of Neuro-Fuzzy rationing of power consumption at JSC "YuGOK" mining enrichment plants / V. Shchokin, O. Shchokina, S. Berezniy // Metallurgical and Mining Industry. – 2015. – №2. – P. 19–26.
10. **Morkun V.** Distributed closed-loop control formation for technological line of iron ore raw materials beneficiation / V. Morkun, N. Morkun, V. Tron // Metallurgical and Mining Industry. – 2015. – №7. – P. 16–19.
11. **Kondratets V.** Adaptive control of ore pulp thinning in ball mills with the increase of their productivity / V. Kondratets // Metallurgical and Mining Industry. – 2014. – №6. – P. 12–15.
12. **Porkuian O.** Adaptive control of ore pulp thinning in ball mills with the increase of their productivity / O. Porkuian // Metallurgical and Mining Industry. – 2014. – №6. – P. 29–31.
13. **Дик И. Г.** Управление характеристиками гидроциклона дополнительным инжестированием воды / И. Г. Дик, А. В. Крохина, Л. Л. Миньков // Теоретические основы химической технологии. – 2012. – том 46. – №3. – С. 342–352.
14. **Бастан П. П.** Теория и практика усреднения руд / П. П. Бастан, Е. И. Азбель, Е. И. Ключкин. – М. : Недра, 1979. – 255 с.
15. **Хан Г. А.** Автоматизация обогатительных фабрик / Г. А. Хан, В. П. Каргушин, Л. В. Сорочер, Д. А. Скрипчак. – М. : Недра, 1974. – 280 с.

Рукопис подано до редакції 07.02.17

УДК 622.7: [621.745.58+624.131.22]

Л.В. СКЛЯР, канд. техн. наук, доц., Д.С. ПРОКОПЧУК, студент
Криворожский национальный университет

ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ ШЛАКОВ И ШЛАМОВ ТЕПЛОВЫХ ЭЛЕКТРОСТАНЦИЙ

Цель. Целью данной работы было изучение возможности вскрытия ванадий содержащих и алюмосодержащих продуктов с дальнейшим получением чистых V₂O₅ и Al₂O₃.

Методы исследования. В изучении вещественного состава золошлакового материала применялись методы гравитационного, гранулометрического, химического, спектрального, оптического, термического и других анализов.

Научная новизна. Привлечение к переработке отходов тепловых электростанций с получением редких металлов дает возможность уменьшить закупку дорогого сырья по импорту; утилизировать отходы с получением ценных металлов и улучшить экологическую обстановку в Украине. Топливные шлаки и золы получают из минеральных веществ, остающихся при сжигании каменного и бурого угля, торфа, прочих сланцев и жидкого топлива в топках электростанций. В их составе выделяется три группы веществ: кристаллическое, стекловидное, органическое.

Практическая значимость. Авторами приведены результаты исследований по изучению текстуры, структуры, минерального составов отходов сжигания топлив двух видов жидкого (Киевская ТЭЦ) и твердого (Зеленодольская

ГРЭС). Проведены эксперименты по механическому разделению в центробежном, магнитном и электрическом полях, отработаны методы гидрометаллургического извлечения ванадия и алюминия из ванадий и алюмосодержащих продуктов механического обогащения. При вовлечении в обогащение золошлаков предполагается комплексная технология с получением ванадия и алюминия.

Результаты. Технологическая схема химического обогащения алюминий содержащего продукта включала: подготовку шихты, которая состояла из шлака и известняка, спекание шихты, доизмельчение спека, агитационное выщелачивание алюминия раствором соды, отделение твердого осадка от алюминатного раствора с возможностью последующей его переработке на глинозем. Концентрация элементов, полученных механическими методами обогащения соответствует условиям на сырье, направляемое на гидрометаллургический передел и составляет по Al_2O_3 - 19%, по V_2O_5 - 0,36%. Принципиальная схема получения алюминия из алюмосодержащих продуктов включает в себя шихтования исходного сырья с известняком, спекание полученной шихты, агитационное выщелачивание спека, промывку с выделением алюминия в раствор. Алюминатный раствор подвергается обескремниванию и карбонизации с получением гидрооксида алюминия, операцией кальцинации выделяют чистый алюминий.

Ключевые слова: шлаки, вещественный состав, лабораторные исследования, гидросферы, гидрометаллургии, комплексная технология обогащения.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-91-96

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Переработка твердого топлива связана со значительным выходом минеральных отходов. На многих тепловых электростанциях (ТЭС) выход золы и шлака превышает 1 млн т в год. Длительное время считалось, что минеральные компоненты твердого топлива являются балластом при его переработке, поэтому отходы направлялись в отвалы, что влекло за собой рост объемов золоотвалов, сооружение которых связано с отчуждением пахотной земли, требовало больших капитальных затрат и нарушало экологический природный баланс.

Анализ исследований и публикаций. Зола и шлак образуются в результате термохимических превращений неорганической части топлива (мазут, газ, уголь, сланец) и различаются по химико-минералогическому составу, физико-механическим свойствам в зависимости от вида топлива и его происхождения [1-4].

Исследования велись в направлении разделения минеральных компонентов по плотности, включающие:

- гравитационный анализ в тяжелых средах;
- механический способ разделения в пульсационной машине в водной среде;
- отсадочную машину с подвижным решетом;
- разделение шлаков и шламов по гидравлической крупности и плотности в поле центробежных сил; а также разделения по магнитным свойствам и по электропроводности.

Постановка задачи. Целью данной работы было изучение возможности вскрытия ванадий содержащих и алюмосодержащих продуктов с дальнейшим получением чистых V_2O_5 и Al_2O_3 .

Изложение материала и результаты. Топливные шлаки и золы получают из минеральных веществ, остающихся при сжигании каменного и бурого угля, торфа, прочих сланцев и жидкого топлива топках электростанций, фабрик, заводов.

Эти продукты чаще всего представляют собой рыхлую воду с зернами различных размеров, реже плотные оплавившиеся и лишь частично спекшиеся пористые куски шлака.

В их составе можно выделить три группы веществ: кристаллическое, стекловидное, органическое.

Кристаллическое вещество представлено первичными минералами вещества топлива (магнетит, гематит, кварц) и новообразованиями, полученными в топочном процессе (силикаты, алюминаты).

В топочных процессах происходит ряд превращений, которые не успевают завершиться до наступления равновесного состояния. Продуктом такого незавершенного равновесия является стекловидная фаза. Разнообразие стекловидных фаз сводится к четырем видам, отличающиеся цветом и показателем преломления: А - бесцветная, В - желтая, С - бурая, Д - черная. Зола одной ТЭС содержит несколько стекловидных составляющих с преобладанием, одной из них. В этих продуктах содержится обычно то или иное количество частичек несгоревшего топлива (от единичных продуктов по 30-40 %). При удовлетворительном течении процесса и высокой реакционной особенности топлива их количество невелико. Несгоревшее топливо отлично от исходного и находится в виде кокса и полукокса с малой гигроскопичностью. Перечисленные

выше фазово-минералогические составляющие являются основными для золы топлив.

В изучении вещественного состава золошлакового материала применялись методы гравитационного, гранулометрического, химического, спектрального, оптического, термического и других анализов.

Термический анализ показал, что шлаки крупностью 0,5-0 мм представлены в основном углем, магнетитом и фаялитом. В пробе есть кристобалиты, сфен (титанит). Кроме того, в пробе присутствуют минералы не дающие энергоэффектов на кривой ДТА, это может быть полевой шпат типа ортоклаза и фосфаты.

Для оптического анализа золошлакового материала характеризующегося большой неоднородностью вещественного состава, необходимо предварительное выделение однородных фаз в отдельные фракции, что обеспечит более полную диагностику состава. Исследуемый золошлаковый материал после разделения по классам крупности направлялся на гравитационный анализ. Результаты гранулометрического анализа приведены в табл. 1.

Таблица 1

Гранулометрическая характеристика шлаков, %

Класс крупности, мм	Выход	V	Sc	Pb	Ti	Zr
+ 0,5	6,0	0,03	0,003	0,005	0,1	0,01
0,2-0,25	5,3	0,03	-	-	0,1	0,01
0,25-0,16	9,5	0,03	-	-	0,1	0,01
0,16-0,07	33,1	0,04	-	-	0,1	0,01
0,07-0,04	13,0	0,03	-	-	0,1	0,01
- 0,04	33,1	0,04	0,003	0,005	0,1	0,01
Итого	100,0	0,03	0,003	0,005	0,1	0,01

Данные таблицы свидетельствуют о том, что проба шлаков в основном, представлена классом 0,16-0мм, выход которого составил 79,2 %. Основными элементами, концентрация которых достигает десятые и сотые доли, являются: ванадий, скандий, свинец, хром, титан, цирконий.

Все классы крупности представлены одним фазово-минералогическим составом, но относительное содержание их в разных классах существенно отличается.

Исключение составляет класс крупности - 0,5 мм, в котором отсутствуют частицы несгоревшего угля. Этот класс состоит из стекловидных обломков темно-бурого и желтого цвета, небольшого количества черных шариков и обожженного глинистого вещества. Обломки темного стекла неправильной угловатой формы, иногда в виде столбиков и пластинок. Цвет стекла изменяется от бурого, почти черного до зеленовато-коричневого. Тонкие сколы прозрачны. Желтое стекло находится в виде остроугольных, прозрачных обломков. Преобладает стекло темного цвета. По показателю преломления эти стекла относятся к железистым (типа к FeSi_3O_8 и $\text{NaFeSi}_3\text{O}_8$). Кусочки обожженного глинистого вещества светло-серого и буровато-серого цвета без угловатых очертаний, на некоторых видны ошлакования. Иногда глинистое вещество содержит мельчайшие включения черного цвета. В этой фракции встречаются единичные зерна магнетита, гематита, пирротина.

Тяжелая фракция ($>2800 \text{ кг/м}^3$) из-за малого выхода выделялась из объединенной пробы всех классов крупности. В основном она состоит из черных магнитных шариков и хромита. У одних шариков гладкая блестящая поверхность, у других шероховатая матовая. На поверхности 10% шариков наблюдаются корочки гематита. Гематит встречается и отдельными зернами. Небольшое количество бесцветных шариков содержит вкрапленность магнита. Хромит присутствует в виде черных блестящих октаэдров размером 0,2-0,1 мм. Магнетит встречается как в виде самостоятельных оплавленных шариков и не оплавленных частиц так и в виде тонкой вкрапленности в другие минералы и фазы. В небольшом количестве в этой фракции отмечаются фаялит, титанит, в единичных знаках силлиманит, лейкоксенильменит, гидроксиды железа.

Средняя фракция ($2600-2800 \text{ кг/м}^3$) состоит из обломков стекла темно-бурого и желтого цвета, зерен кварца и шариков различного цвета. Черные шарики как магнитные, так и немагнитные. Кварц представлен зернами неправильной формы, имеющими стеклянный блеск. Следует отметить, что средняя фракция класса крупности $-0,5\div+0,25\text{мм}$ состоит в основном из обломков стекла, в остальных классах крупности преобладают шарики разного цвета, также как и в тяжелой фракции. Кроме того в небольших количествах встречается ангидрит, кальцит. Все фазы загрязнены вкрапленностью магнетита и угля.

Большую часть легкой ($<2600 \text{ кг/м}^3$) фракции составляют частицы несгоревшего угля и шарики различного цвета, кусочки несгоревшего угля претерпели изменения разной степени: от плотных, матовых, твердых до блестящих, округлых и мягких, разрушающихся при легком надавливании. Больше всего несгоревшего угля находится в классе крупности $-0,25 \div +0,16 \text{ мм}$. Шарики черные, бесцветные и слегка окрашенные, прозрачные и непрозрачные, полные и заполненные. Они сходны с шариками других фракций. Наблюдаются также окатанные гранулы неправильной формы, непрозрачные, матовые, светло-серого цвета. Эти зерна часто содержат включения магнетита и угля. Тридимит представлен в виде бесцветных или дымчатых обломков, имеющих стеклянный блеск. Встречаются зерна гипса и полевого шпата.

Стекловидные шарики и обломки, входящие в состав всех фракций, имеют различные показатели преломления, а, следовательно, и состав. Согласно показателям преломления, стекловидная фаза состоит из стекол полевошпатового, кварцевого и железистого составов, железистого кордиерита и кристобалита. Указанные стекла имеют близкие физико-механические свойства: плотность $-2550 \div +2650 \text{ кг/м}^3$, твердость $-5 \div +7,5$, удельная магнитная восприимчивость (диамагнитон) $-(0,46-0,92) \cdot 10^{-6} \text{ см}^3/\text{г}$.

Раскристаллизованные минералы: железистый кордиерит $-(6-24) \cdot 10^{-6} \text{ см}^3/\text{г}$ в зависимости от содержания железа $2-8,5\%$; титанит $-\rho=3300-3600 \text{ кг/м}^3$; удельная магнитная восприимчивость $(4,4-4,7) \cdot 10^{-6} \text{ см}^3/\text{г}$; 2% магнетит $-\rho=4800-5200 \text{ кг/м}^3$ удельная магнитная восприимчивость $-0,142-1,02 \text{ см}^3/\text{г}$; 5% . Анализ результатов показал, что преобладающими по химическому составу компонентами являются оксиды кремния, алюминия и железа.

Щелочных относительно небольшое количество, преобладает калий над натрием. Оксид кремния частью представлен кварцем и его модификациями, в состав которых входят также CaO , MgO , щелочи и частично Al_2O_3 и Fe_2O_3 .

В золошлаках наиболее ценными являются ванадий, содержание которого составляет $0,04\%$ и скандий $-0,002\%$. Иттрий, никель, германий, хром и титан рассматриваются как попутные продукты.

В результате изучения вещественного состава золошлакового материала установлено, что разделения шлаков на мономинеральные фракции достичь невозможно. Это объясняется спецификой шлакового материала, химической неоднородностью компонентов, их взаимным приплавлением, наличием пузырьков газа внутри шариков стекла, вкрапленностью магнетита и угля в другие фазы и минералы.

На исследование вещественного состава поступило две пробы отходов сжигания жидкого топлива Киевской ТЭП. Первая проба с содержанием $4,6\% \text{ V}_2\text{O}_5$ светло-желтого цвета с белыми пятнами, вторая проба бурого цвета с содержанием $21,1\% \text{ V}_2\text{O}_5$.

Обе пробы представлены преимущественно тонкодисперсным карбонатно-глинистым материалом, частично уплотненным в довольно крепкие куски неправильной формы.

В тонкодисперсной массе хорошо видны зернышки гематита, кварца, гидроксидов железа и черные легкие включения сажистого вещества.

Под микроскопом установлено наличие обломочных ($0,05-0,1 \text{ мм}$) и дисперсных частиц карбонатов, стекла, глинистых минералов и гидроксидов железа. Зернистый материал в тонкодисперсной массе распределен неравномерно.

Термический анализ показал, что в составе первой пробы есть кальцит, гипс, гематит, небольшое количество извести и органические вещества; в составе второй пробы – гипс, небольшое количество извести, а также органические вещества.

На основании данных химического, рентгенофазового, термического и оптического анализов выполнен расчет минерального состава шламов ТЭС.

Изучение вещественного состава шламов жидкого топлива Киевской ТЭП показало, что они представлены на $68-94\%$ тонкодисперсным материалом крупностью менее $0,04 \text{ мм}$, состоящим из кальцита, гипса, гидроксидов железа и глинистых минералов.

Ванадий в шламах находится в виде V_2O_5 , дисперсные (около $0,005-0,001 \text{ мм}$) частицы которого запыляют другие минеральные фазы, в основном гидроксиды железа.

Исследования по гидрометаллургической переработке проводились на пробах, полученных после механического обогащения.

Технологическая схема химического обогащения ванадий содержащих продуктов включала: подготовку шихты, которая состояла из шлама и поваренной соли; спекание шихты, измельчение спеки, выщелачивание водой и серной кислотой, фильтрацию и промывку остатка.

Исследование по спеканию шихты проведено в интервале температур 800-850 °С. Время обжига 1 ч. Водное выщелачивание проводилось в следующих параметрах: отношение твердого к жидкому (Т:Ж) равно 1:3÷1:4, температура 20-25 °С. Выщелачивание серной кислотой проводилось при отношении Т:Ж 1,3:1,4, массовая доля серной кислоты в жидкой фазе 5-8 %.

Наибольшее извлечение получено при температуре 800 °С. При этом в случае водного выщелачивания получаются растворы с массовой концентрацией V_2O_5 - до 16 г/дм³; при кислотном выщелачивании до 33 г/дм³ V_2O_5 . Для выделения ванадия из растворов можно рекомендовать его осаждение в виде гидротированной V_2O_5 путем гидролиза раствора.

При соблюдении оптимальных условий может быть осаждено более 99 % V_2O_5 .

Для получения особо чистых ванадиевых продуктов ванадий необходимо осаждать хлоридом аммония из щелочных растворов.

Технологическая схема химического обогащения алюминий содержащего продукта включала: подготовку шихты, которая состояла из шлака и известняка, спекание шихты, доизмельчение спека, агитационное выщелачивание алюминия раствором соды, отделение твердого осадка от алюминатного раствора с возможностью последующей его переработке на глинозем.

Для обеспечения высокого извлечения алюминия отношение $CaO:Al_2O_3$ составило 1,6. Исследования по спеканию шихты проведены при температуре 1300°С. Содовое выщелачивание проводилось при следующих параметрах Т:Ж=1:4, массовая концентрация Na_2CO_3 в растворе на выщелачивание 100-120 г/дм³.

Лучшие показатели по извлечению алюминия получены при температуре 65 °С. Переработка алюминатных растворов (обескремнивание и карбонизация) в данном случае аналогична переработке по стандартным схемам.

Таким образом, на основании проведенных исследований по гидрометаллургической доводке продуктов механического обогащения можно сделать следующие выводы:

извлечение ванадия из продуктов механического обогащения шламов можно проводить спеканием с поваренной солью;

определены режимы процесса извлечения ванадия (800 °С, время обжига 1 час; параметры выщелачивания Т:Ж=1:3 массовая концентрация серной кислоты 80г/дм³, время агитации 1 час);

извлечение ванадия в оптимальном режиме составило 72%;

переработку алюминий содержащих продуктов можно проводить бесщелочным методом путем спекания с известняком;

определены режимы процесса извлечения алюминия ($t=1300$ °С время обжига 1 час, параметры выщелачивания Т:Ж=1:3, массовая концентрация соды в растворе на выщелачивание 120 г/дм³, время агитации 30 мин.);

извлечение алюминия составило – 50 %;

гидрометаллургическая переработка шламов и шлаков ТЭС позволит расширить сырьевую базу для получения чистых V_2O_5 и Al_2O_3 .

На основании выполненных поисковых исследований были разработаны технологические схемы по обогащению шлаков ТЭС, работающих на твердом и жидком топливе. В плане разработки технологии обогащения золошлаков Зеленодольской ТЭС проведены исследования химического и минералогического составов отходов сжигания твердого топлива. Основная масса отходов состоит из кремнезема - 50 % и глинозема - 20 %, представляющие собой прочное силикатное соединение в виде стеклообразной фазы, поэтому глинозем механическим путем выделен быть не может, для его извлечения потребуются гидрометаллургические методы.

Выводы и направление дальнейших исследований. Проведенные исследования показали возможность концентрации элементов ванадия и глинозема механическими методами.

Таким образом, при вовлечении в обогащение золошлаков предполагается комплексная технология с получением ванадия и алюминия. На основании проведенных исследований разработана технология обогащения золошлаков, которая включает измельчение, гравитационное разделение в поле центробежных сил на легкую и тяжелую фракции. Тяжелая фракция направляется на обогащение на высокоинтенсивную сепарацию с получением магнитного и немагнитного продукта.

Магнитный продукт после сгущения является сырьем для гидрометаллургического получения ванадия. Из хвостов высокоинтенсивной магнитной сепарации доизвлекается легкая

фракция. Необходимость операции магнитного обогащения необходима для обезжелезивания шлака, поскольку железо мешает операции спекания продуктов при подготовке к гидрометаллургическому переделу.

Концентрация элементов, полученных механическими методами обогащения соответствует условиям на сырье, направляемое на гидрометаллургический передел и составляет по Al_2O_3 - 19%, по V_2O_5 - 0,36%.

Принципиальная схема получения алюминия из алюмосодержащих продуктов включает в себя шихтования исходного сырья с известняком, спекание полученной шихты, агитационное выщелачивание спека, промывку с выделением алюминия в раствор.

Алюминатный раствор подвергается обескремниванию и карбонизации с получением гидроокиси алюминия, операцией кальцинации выделяют чистый алюминий.

Список литературы

1. Состав и свойства золы и шлака ТЭС: справочное пособие / В.Г. Пантелеев, Э.А. Ларина, В.А. Мелентьев и др., Под ред. М.А. Мелентьева - Л: энергоатомиздат, Ленинград отд-ние, 1985 – 288с.
2. М.И. Вдовенко. Минеральная часть энергетических углей (физико-химическое исследование) – Алма-Ата: Наука, 1973 – 256с.
3. Золошлаковые материалы и золоотвалы. В.Г. Пантелеев, В.А. Мелентьев, Э.Л. Добкин и др.: под ред. В.А. Мелентьева – Москва, Энергия, 1978 – 295с.
4. Гофман М.В. Прикладная химия твердого топлива – М: Metallurgizdat., 1963 – 597с.
5. Требования промышленности к качеству минерального сырья. - Вып. 63. - Ванадий.
6. Требования промышленности к качеству минерального сырья. - Алюминий.

Рукопись поступила в редакцию 07.02.17

УДК 004.67

Д.І. КУЗНЕЦОВ, канд. техн. наук, ст. викладач,
Л.С. РЯБЧИНА, Н.А. МОЦУК, О.В. ГРАДОВИЙ, студенти
Криворізький національний університет

СТРУКТУРА МОБІЛЬНОГО РОБОТА ДЛЯ ЛЮДЕЙ З ОБМЕЖЕНИМИ МОЖЛИВОСТЯМИ ЯК ЧАСТИНИ СИСТЕМИ «РОЗУМНИЙ ДІМ»

Мета. Метою роботи є огляд сучасних інформаційних технологій які можуть забезпечувати усі можливі блага для побуту і роботи людини, наприклад, на основі використання інтелектуальних роботизованих систем. Слід відмітити те, що роботизовані системи дають змогу людям з обмеженими можливостями виконувати дії, що можуть бути незручними для них самих. Наприклад, допомогти дістати або передати необхідну річ, та у поєднанні із системою «Розумний дім», керувати інженерними системами оселі. Слід зазначити те, що у сучасних роботизованих інтелектуальних системах, окрім правильного вибору програмно-апаратного забезпечення, досить поширеною задачею є розробка методів, способів та технологічних рішень автономної навігації роботів. Отже, основною метою роботи є розробка структури мобільного робота як частини системи «Інтелектуальний дім» методів автономного переміщення та прокладки маршрутів у приміщеннях побутового типу.

Методи дослідження. Розглянуто спосіб автономного пересування робота у приміщенні коридорно-кімнатного типу по горизонтальній поверхні у межах одного поверху. Рішення поставленого завдання досягнуто за рахунок виконання трьох процесів: вибору напрямку, збереження напрямку та визначення цілі.

Наукова новизна. Результатами досліджень є структура інформаційної системи, що включає у себе роботизованого помічника, який забезпечує комфорт у оселі, може гарантувати безпеку та виконувати моніторинг умов, як внутрішніх, так і зовнішніх для людей з обмеженими фізичними можливостями.

Практична значимість. У даній статті авторами запропоновано структурну схему мобільного робота, як частини системи «Розумний дім», метою якого є покращення побутових умов проживання для людей із обмеженими можливостями, на основі використання голосових команд, та можливості автономної роботи робота.

Результати. Запропоновану роботизовану систему, окрім виконання функцій робота помічника, доцільно використовувати як систему протипожежної безпеки та сигналізації, наприклад, на основі постійного моніторингу оточуючого простору на предмет нештатних ситуацій.

Ключові слова: розумний дім, робот, диференційний привід, інформаційна система, автоматична навігація.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-96-100

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Проблема автоматизації інженерних систем сучасних помешкань є дуже важливою. Дане питання все частіше ви-

рішують за допомогою інтелектуальних систем, що керують устаткуванням оселі та допомагають у вирішенні деяких побутових питань. Розвиток даних технічних рішень призводить до збільшення кількості автоматизованих систем управління будинками та наближення новітніх розробок до загального впровадження. Також для досягнення комфорту можливе використання роботизованих систем помічників. Такі пристрої можуть бути корисними для людей з обмеженими можливостями через зручність у керуванні, що не потребує спеціальних навичок.

Стандартна структура системи «Розумний дім» включає в себе керування побутовим устаткуванням помешкання. Такі системи здатні керувати мікрокліматом приміщень, освітленням, опаленням і повинні мати доволі чіткий алгоритм роботи. Але, система яка включає до свого складу робота помічника є самодостатньою з можливістю до самонавчання, і як результат, самостійно може визначати сценарії пересування, контролю за устаткуванням будинку та інформувати про позаштатні ситуації.

Недоліками даних систем є потреба у сучасних датчиках, контролерах, методах та способах автономного пересування тощо. Тому впровадження таких роботизованих пристроїв та вирішення найбільш поширених задач пов'язаних із ними є досить актуальним напрямом досліджень.

Аналіз досліджень і публікацій. На сьогодні випущено велику кількість роботів-помічників та ведуться розробки з даної теми.

Зокрема, компанія Toyota розробила робота HSR(HumanSupportRobot), що може захоплювати та переміщувати різноманітні предмети та слугувати засобом зв'язку. Дана розробка орієнтована на людей із проблемами опорно-рухового апарату та на людей похилого віку. Робот компанії Toyota має датчики та камери для навігації у просторі та руку-маніпулятор, яким і виконує дії з підняттям предметів. Згідно специфікації пристрій може підіймати речі вагою до 1,2 кг [6].

Також слід зазначити роботів-помічників компанії Panasonic, що можуть виконувати функції перукаря, комунікатора тощо [7].

Наведені пристрої мають обмежені функціональні можливості та є відокремленими. Для повноти рішення для людей з обмеженими можливостями перспективним рішенням є об'єднання робота-помічника із системою Розумний дім.

Таке рішення забезпечує не тільки допомогу людям із обмеженими можливостями, але й дає їм змогу тримати під контролем ситуацію у власній оселі.

Постановка завдання. Науковою задачею даних досліджень є розробка роботизованого пристрою помічника як частини системи «Розумний дім». Дана ідея передбачає опрацювання принципів руху і навігації роботизованого пристрою та побудову принципів роботи супутніх функцій.

Задача є актуальною, оскільки дані системи набувають поширення і дають можливість забезпечити комфорт у оселі та допомагати людям з обмеженими можливостями у вирішенні дрібних побутових питань.

Викладення матеріалу та результати. В загальному вигляді система представляє собою дві складові частини, такі як робот-помічник і кліматично-контролююча система (рис. 1).

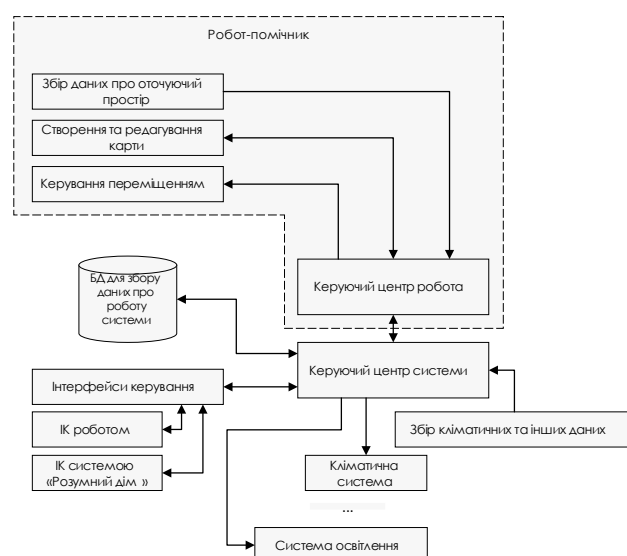


Рис. 1. Структура роботизованої системи помічника як частини системи «Розумний дім»

Обидві складові сильно інтегровані одна в одну засобами керування, оскільки управління ними реалізується у єдиному інтерфейсі, що є зручним у користуванні. Робот-помічник має окремий керуючий центр, який взаємодіє із основним блоком керування системи. Він використовується для побудови карти приміщень, пересування та збору даних про оточуючий простір. Уся система керується за допомогою веб-інтерфейсу, що розташований на загальному керуючому центрі, який також збирає, обробляє і накопичує дані про оточуюче середовище й керує системами оселі відпо-

відно заданим параметрам.

У результаті досліджень, було проаналізовано різноманітні пристрої для реалізації системи. У якості основного обчислювального модулю робота-помічника було обрано міні-комп'ютер RaspberryPi 3. Такий вибір зумовлено підтримкою пристроєм бездротових інтерфейсів без додаткових налаштувань та дискретних модулів і достатньою продуктивністю для бездротових функцій, які необхідні для роботи робота.

Для виконання функцій руху було обрано рухому платформу з двигунами постійного струму. На базі даного апаратного забезпечення побудовано диференціальний привід за допомогою драйвера двигунів L298D. Вищенаведена схема може виконувати керування двома двигунами, що у свою чергу, забезпечує виконувати функції. Система диференційного приводу побудована на принципі руху коліс за траєкторіями, що схожі на дуги. Для забезпечення різноманітних варіацій побудови шляху (рис. 2) прийнемо V_r для правого колеса, V_l для лівого (див. рис. 2). При $V_r = V_l$ платформа має рухатися прямо, при $V_r = -V_l$ – навколо своєї осі і криволінійно при завданні різних швидкостей.

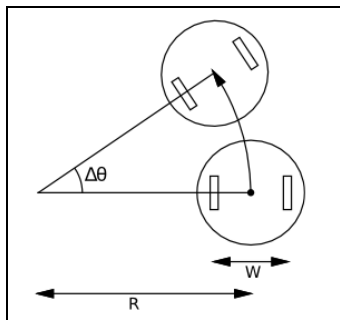


Рис. 2. Схема руху приводу колес робота

Якщо до позначень додати W - відстань між колесами, то можна розрахувати радіус криволінійного шляху (2). Для цього розглянемо період руху Δt , протягом якого пристрій рухається по дузі, що має кут $\Delta\theta$ [8]

$$\Delta\theta = \frac{V_l \Delta t}{R - (W/2)} = \frac{V_r \Delta t}{R + (W/2)} \Rightarrow \frac{W}{2} \angle_1 + V_r \angle = R \angle_r - V_l \angle \quad (1)$$

$$R = W(V_l + V_r) / 2(V_r - V_l) \quad (2)$$

$$\Delta\theta = \Delta t(V_r - V_l) / W. \quad (3)$$

Для руху робота та розрахунку маршруту також необхідною є карта приміщень, у яких він пересувається. Карта будується у двовимірному просторі. Ультразвукові датчики посилають сигнал та приймають луни, відбиті від перешкод.

За допомогою цього робот дізнається, де є перешкоди для руху і оминатиме її при побудові маршруту. Відстань вимірюється датчиком HC-SR04 [9] і розраховується за формулою (4), де V - швидкість звуку, t - час між відсилкою сигналу і прийняттям луни

$$S = Vt/2. \quad (4)$$

Отже, дані збираються та заносяться на карту роботом самостійно, що робить його самонавчальним. Для керування пересуванням робота необхідним є задання точок на карті. При голосовій команді треба задати конкретну точку, яку знає робот, або задати нову. Це забезпечує стаке орієнтування пристрою у просторі.

Також можлива голосова взаємодія із пристроєм. Для цього використовуються мікрофони та спеціальне програмне забезпечення. Збір голосових даних відбувається за допомогою CMU Sphinx, який складається з таких компонентів:

- pocketsphinx - невелика швидка програма, що обробляє звук, акустичні моделі та словники;
- бібліотека Sphinxbase, що необхідна для роботи Pocketsphinx;
- sphinx4 - бібліотека розпізнавання;
- sphinxtrain - для навчання акустичним моделям [10,11].

Фрази, що говорить користувач, додаються до акустичної моделі. Особливості вимови також фіксуються даною системою розпізнавання. Потім слова додаються до словника, який являє собою текстовий файл. Словник перетворює мовлення користувача у мовну модель, що є зрозумілою для CMU Sphinx. Команди, що були перетворені, передаються на керуючий комп'ютер пристрою і він виконує задані дії.

Кліматично-керуюча система побудована на основі основного керуючого центру. Її складовими є, окрім міні-комп'ютера, такі елементи, як:

- бездротові модулі збору кліматичної інформації;
- нагрівальні елементи;
- підсистема керування природним освітленням;
- підсистема керування штучним освітленням тощо.

Бездротові модулі являють собою автономні пристрої, що побудовані на базі бездротових мікроконтролерів ESP8266 [12]. Вибір таких пристроїв зумовлений наявністю інтерфейсу Wi-Fi і невеликою ціною даного рішення. Датчики підключені за допомогою цифрового інтерфейса I2C, що забезпечує швидку і точну передачу даних. Кліматичні показники визначаються за допомогою датчиків вологості, температури, тиску та освітлення. Керуючий центр приймає дані від модулів та визначає, які дії необхідно прийняти згідно заданого алгоритму.

Отже, дана частина системи керує природним освітленням, відкриваючи чи закриваючи жалюзі на вікні, штучним освітленням, через кероване реле та аналогічно нагріваючими елементами.

Ще одною додатковою функцією можна назвати визначення погодних умов на наступну добу, що заснована лише на показниках датчиків.

Для цього в системі використовується алгоритм Замбретті, що інтерпретує дані показників в один прогноз з великого числа перестановок після обліку змінних факторів [13].

Висновки та напрямок подальших досліджень. Запропоновано та реалізовано систему розумного дому із роботом-помічником. Роботизований пристрій може служити допоміжним засобом як для людей із обмеженими можливостями, так і для загальних цілей.

Сама система являє собою автономне приладдя для підтримки заданих користувачем умов, але й може бути підключена до глобальної мережі для віддаленого керування.

Такі рішення допомагають полегшити життя людей, підтримувати комфортні та безпечні умови в оселі і інформувати про несправності інженерних систем будинку.

На основі отриманих результатів доцільно проводити дослідження в напрямку створення систем «Розумний дім» з роботом-помічником, розвивати дані системи та доповнювати їх додатковими пристроями.

Список літератури

1. **Kuznetsov D.** Information system for automatic orientation in 2d space of mobilerobot / Computerscience, informationtechnology, automationjournal.-2016.-№2.-pp. 17-19.
2. **Кузнєцов Д.І.** Структура експертної системи моніторингу поточного стану електрообладнання / **Д.І. Кузнєцов, А.І. Купін** // Стратегія якості в промисловості та освіті: IX міжнар. наук.-практ. конф. 2013 р.: тези доповідей. Варна, 2013. – С.333–335.
3. Управление микроклиматом [Электронный ресурс] / Мир автоматизации.-Москва, 2009.-Режим доступа: <http://www.soliton.com.ua/pr/MA-2009-Feb-Produal-small.pdf>.- Дата доступа: 20.01.2017.
4. Концепт розумногобудину [Электронный ресурс] IXBT.-Москва, 2014.- Режим доступа: <http://www.ixbt.com/news/hard/index.shtml?18/23/97>.- Датадоступу: 20.02.2017.
5. Shalev-Shwart, Shai. UnderstandingMachine Learning: From Theory to Algorithms. Cambridge University Press, 2014.
6. ToyotaHSR – робот в помощь инвалидам и престарелым [Электронный ресурс] // Робототехника Украина. – 2015. – Режим доступа до ресурсу: https://robotics.ua/news/home_robots/4703-toyota_hsr_robot_helper.
7. Panasonic для людей с ограниченными возможностями: робот-головомойщик, робот-кровать и робот-коммуникатор [Электронный ресурс] // NEWSru.com. – 2011. – Режим доступа до ресурсу: <https://hitech.newsru.com/article/05oct2011/panasrobots>.
8. **Антонов А.** Описание движения мобильного робота [Электронный ресурс] / **Андрей Антонов** // РОБО-ТОША. – 2014. – Режим доступа до ресурсу: <http://robotosha.ru/robotics/robot-motion.html>.
9. UltrasonicRangingModule HC - SR04 [Электронный ресурс] // Elec freaks.com – Режим доступа до ресурсу: <http://www.micropik.com/PDF/HCSR04.pdf>.
10. CMUSphinx [Электронный ресурс] – Режим доступа до ресурсу: <http://cmusphinx.sourceforge.net/>.
11. Chubakur. Распознавание речи с помощью CMUSphinx [Электронный ресурс] /chubakur. – 2015. – Режим доступа до ресурсу: <https://habrahabr.ru/post/267539/>.
12. Офіційний сайт компаніїEspressif [Электронный ресурс] – Режим доступа до ресурсу: <https://espressif.com/en/products/hardware/esp8266ex/overview>.
13. ZambrettiForecaster [Электронный ресурс] – Режим доступа до ресурсу: <http://www.meteormetrics.com/zambretti.htm>.
14. **Кувшинов Ю. Я.** Динамические свойства помещения с регулируемой температурой воздуха // Изв. вузов. Строительство и архитектура, 1993. – № 4.
15. **Конох И.С.** Разработка и исследование интеллектуальной системы регулирования параметров микроклимата помещения/ **И.С. Гула, С.В. Сукач** // Электромеханические и энергосберегающие системы. – Кременчуг: КНУ, 2010. – Вып. 3/2010 (11). – С. 80–85.

Рукопис подано до редакції 11.03.17

В.С. БІЛЕЦЬКИЙ, д-р техн. наук, проф.,
Національний технічний університет “Харківський політехнічний інститут”
Ю.С. МІЩУК, асистент, Р.І. МАЙЛОВ, магістрант
Полтавський національний технічний університет ім. Юрія Кондратюка

ПОРІВНЯЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ СТАТИЧНИХ ЗМІШУВАЧІВ ДЛЯ ПРИГОТУВАННЯ БУРОВОГО РОЗЧИНУ

Метою цього дослідження є вивчення і компаративний аналіз роботи трьох конструкцій статичного змішувача неньютонівської рідини з параметрами бурового розчину: густина - 1250 кг/м^3 , динамічна в'язкість - $0,02 \text{ Па}\cdot\text{с}$.

Методи дослідження. Для дослідження роботи статичного змішувача неньютонівської рідини використано модуль Flow Simulation програмного середовища SolidWorks.

Наукова новизна. Одержані параметричні поля гідросуміші у робочій зоні труби, яка охоплює власне змішувач і відтинки труби за ним довжиною до 20 діаметрів труби: поле швидкостей гідросуміші v (м/с); поле завихреності n (с^{-1}); поле інтенсивності турбулентності I (%), поле масштабу турбулентностей по довжині шляху перемішування l_m (м).

Практична значимість. За одержаними даними встановлено, що кращі технологічні характеристики перемішування бурового розчину за швидкістю і завихреністю потоків пульпи забезпечують спіральні змішувачі №2 і №3, які рекомендуються для впровадження в системі приготування бурового розчину на ділянці змішування його з реагентами.

Результати. Виконані порівняльні дослідження роботи трьох конструкцій статичного змішувача в циркуляційній системі промивальної рідини бурових установок. Виконано комп'ютерне моделювання та отримано параметричні поля гідросуміші у робочій зоні труби, а саме в місці установки статичного змішувача і в зоні трубопроводу за ним. Побудовано графіки зміни досліджуваних параметрів відносно осі труби, зокрема: графіки зміни швидкості потоку бурового розчину по довжині трубопроводу (криві $v(L)$), графіки зміни завихреності n (с^{-1}) відносно осі труби L (м), (криві $n(L)$), графіки зміни інтенсивності турбулентності I (%) відносно осі труби L (м), (криві $I(L)$), графіки зміни масштабу турбулентностей l_m (м) відносно осі труби L (м), (криві $l_m(L)$). Виконано порівняльний аналіз моделей та кривих. Обгрунтовано раціональну конструкцію спірального статичного змішувача для отримання оптимальних технологічних характеристик перемішування бурового розчину.

Ключові слова: статичний змішувач, буровий розчин, комп'ютерне моделювання, модуль Flow Simulation, програмне середовище SolidWorks, швидкість гідросуміші, завихреності, інтенсивність турбулентності, масштаб турбулентності.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-100-107

Постановка проблеми. Останнім часом статичні змішувачі все ширше використовуються в ряді галузей промисловості, що обумовлено їх перевагами, зокрема великою кількістю можливих варіантів конструктивного рішення, відсутністю рухомих елементів, привода, енергоспоживання, можливістю суміщення з гідро- та пневмо-транспортними мережами, а також різноманітністю технологічних функцій, які вони здатні виконувати: змішування газоподібних, рідких і сипучих твердофазних компонентів, диспергування твердофазних компонентів у рідких та незмішуваних рідинах, флокуляція твердої фази в рідинних потоках, інтенсифікація розчинення реагентів у рідинах тощо [1].

У системах циркуляції бурового розчину використовують різні конструкції механічних мішалок: лопатеві, роторні, кульові та ін. Статичні змішувачі розглядаються як перспективні [2].

Разом з тим їх конструкція повинна відповідати вимогам ефективного перемішування бурового розчину з реагентами, інтегруватися у наявні гідротранспортні комунікації поверхневого комплексу циркуляційної системи бурової установки.

Для цього важливо виконати дослідження впливу статичного міксерів на параметричні поля гідросуміші, зокрема за швидкістю й завихреністю.

Аналіз останніх джерел досліджень і публікацій. Розроблення технічних рішень та активне дослідження статичних змішувачів розпочинається з 1980-90-х років [1,3,4]. У роботі [1] підкреслюється, що конструювання статичних змішувачів першого покоління базувалося головним чином на інтуїції з наступною емпіричною апробацією варіантів. Кращий з них обирався на основі порівняльного аналізу. Натомість сучасні технології широко використовують моделювання течії гідросуміші. У роботі [5] розроблено чисельні інструменти для аналізу складних змішувальних пристроїв, 3D. Розрахунки засновані на методі скінченних елементів.

Автор у роботі [6], використовуючи засоби обчислювальної гідродинаміки для моделювання, показав, що статичний змішувач формує складну вихреву систему, яка включає стаціонарний поздовжній вихровий потік і перехідні (вторинні) потоки (вихори), що, за В.Г. Левічем [7], може розглядатися як розвинена турбулентність.

У роботі [8] досліджено залежність перепадів тиску в турбулентному потоці ($Re=1000-5000$), створюваному в статичному змішувачі, від числа Re .

У роботі [9] досліджено Kenics static mixer у широкому діапазоні турбулентності потоку ($Re=1-25000$). Чисельним моделюванням одержано картину поля швидкостей та перепадів тиску для трьох модифікацій Kenics-міксерів і потоків рідини та повітря.

Автори роботи [10] застосовують «продуктивність змішування» як характеристику статичного змішувача і показують її залежність від енергії, затраченої на змішування, та різниці перепадів тисків у змішувачі.

Виділення не розв'язаних раніше частин загальної проблеми. Разом з тим у вітчизняній і закордонній практиці невідомі дослідження роботи статичного змішувача в циркуляційних системах промивальної рідини бурових установок.

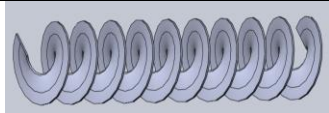
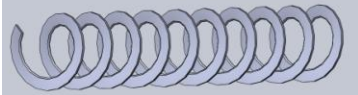
Метою цього дослідження є вивчення роботи трьох конструкцій статичного змішувача неньютонівської рідини з параметрами бурового розчину: густина - 1250 кг/м^3 , динамічна в'язкість - $0,02 \text{ Па}\cdot\text{с}$ із застосуванням модуля Flow Simulation програмного середовища SolidWorks.

Завдання: виконати порівняльні дослідження спіральних статичних змішувачів для систем перемішування бурового розчину.

Основний матеріал і результати. Для дослідження прийнято три конструкції статичного змішувача, які належать до різних класів пристроїв (табл. 1).

Таблиця 1

Досліджувані об'єкти «трубопровід – статичний змішувач»

Номер досліджу	Опис конструкції	3D-модель змішувача
1	Труба $\varnothing 114 \times 9 \text{ мм}$	без змішувача
2	Труба $\varnothing 114 \times 9 \text{ мм}$, з додатково встановленим статичним змішувачем № 1	
3	Труба $\varnothing 114 \times 9 \text{ мм}$, з додатково встановленим статичним змішувачем № 2 (спіраль I)	
4	Труба $\varnothing 114 \times 9 \text{ мм}$, з додатково встановленим статичним змішувачем № 3 (спіраль II)	

Розрахуємо такі параметричні поля гідросуміші у робочій зоні труби, яка охоплює власне змішувач і відтинки труби за ним довжиною до 20 діаметрів труби:

поле швидкостей гідросуміші v (м/с);

поле завихреності n (с^{-1}) (середня колова швидкість рідини у вихорі потоку);

поле інтенсивності турбулентності I (%) [11]

$$I \equiv u'/U, \quad (1)$$

де середньоквадратична швидкість турбулентних пульсацій;

$$u' \equiv \sqrt{\frac{1}{3} u_x'^2 + u_y'^2 + u_z'^2} = \sqrt{\frac{2}{3} k}; \quad (2)$$

середня швидкість турбулентного потоку

$$U \equiv \sqrt{U_x^2 + U_y^2 + U_z^2}; \quad (3)$$

поле масштабу турбулентностей по довжині шляху перемішування l_m (м).

Для отримання моделей зазначених параметричних полів використано модуль Flow Simulation програмного середовища SolidWorks [12,13].

Результати досліджень наведено в табл. 2.

Графіки зміни швидкості потоку бурового розчину по довжині трубопроводу (криві $v(L)$) зображено на рис. 1.

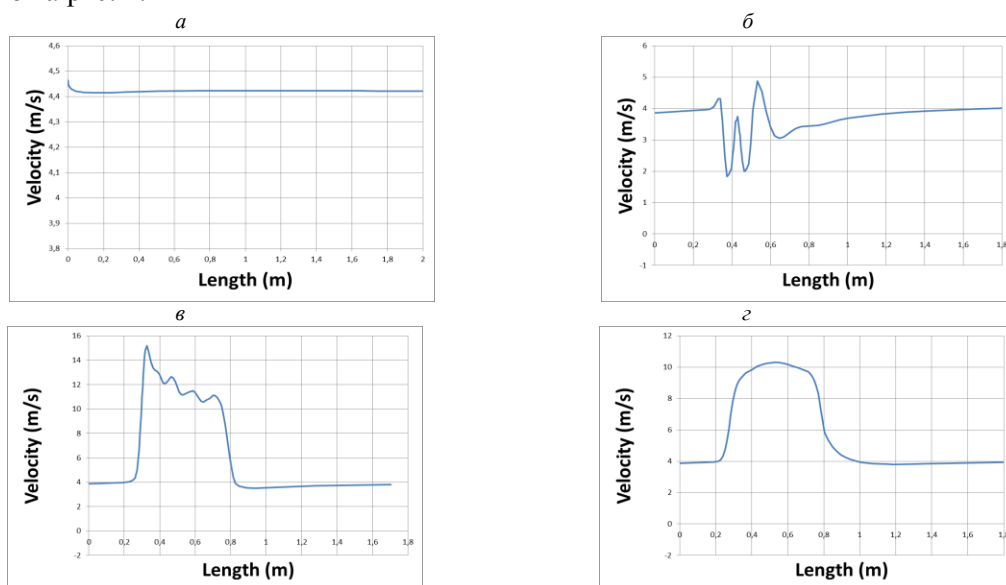


Рис. 1. Графіки зміни швидкостей v (м/с) відносно осі труби L (м), (криві $v(L)$): а - дослід 1 (труба без статичного змішувача); б - дослід 2 (змішувач № 1); в - дослід 3 (змішувач № 2); з - дослід 4 (змішувач № 3)

Графіки зміни завихреності n (c^{-1}) відносно осі труби L (м), (криві $n(L)$) наведено на рис. 2.

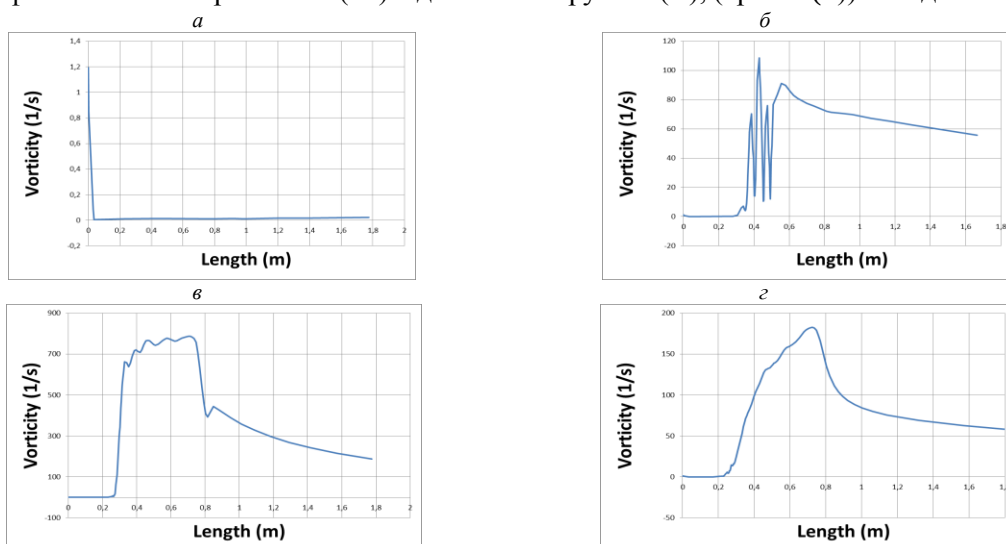


Рис. 2. Графіки зміни завихреності n (c^{-1}) відносно осі труби L (м), (криві $n(L)$): а - дослід 1 (труба без статичного змішувача); б - дослід 2 (змішувач № 1); в - дослід 3 (змішувач № 2); з - дослід 4 (змішувач № 3)

Графіки зміни інтенсивності турбулентності I (%) відносно осі труби L (м), (криві $I(L)$) зображено на рис. 3.



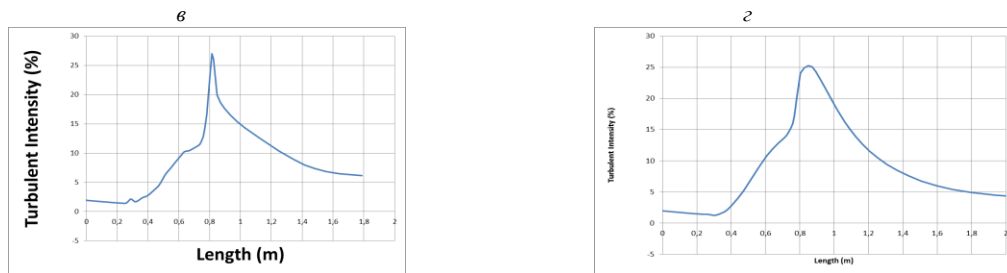


Рис. 3. Графіки зміни інтенсивності турбулентності I (%) відносно осі труби L (м), (криві $I(L)$):
 а - дослід 1 (труба без статичного змішувача); б - дослід 2 (змішувач № 1); в - дослід 3 (змішувач № 2);
 г - дослід 4 (змішувач № 3)

Графіки зміни масштабу турбулентностей l_m (м) відносно осі труби L (м), (криві $l_m(L)$) наведено на рис. 4.

Одержані результати характеризують картину зміни турбулентності бурового розчину вздовж трубопроводу в місці установки статичного змішувача і в зоні трубопроводу за ним. Як бачимо, оцінки турбулентності, представлені кривими $v(L)$, $I(L)$, $l_m(L)$, та $n(L)$ кореспондуються між собою (Ібд/рис. 1-4).

Середня колова швидкість рідини у вихорі потоку n , інтенсивність турбулентності I та масштаб турбулентностей l_m набувають максимальних значень у місці установки статичного змішувача, а далі зменшуються по довжині труби на відстані до 10 діаметрів труби (10D).

Аналогічні експериментальні дані стосовно числа Re отримані в роботах [11,14].

Разом з тим кожний з досліджених різновидів статичного змішувача по-різному впливає на окремі характеристики турбулентності.

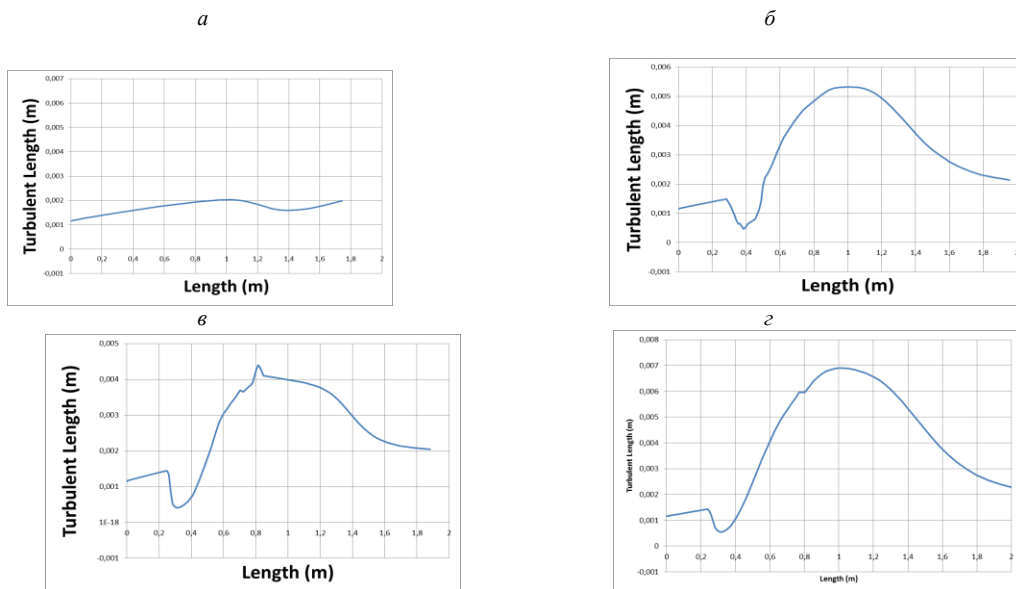


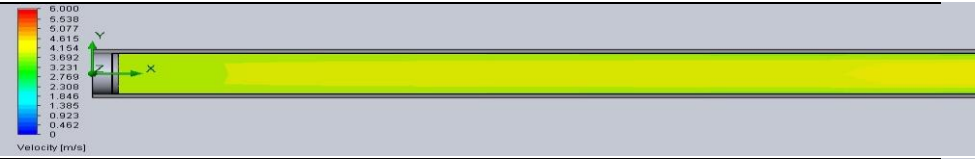
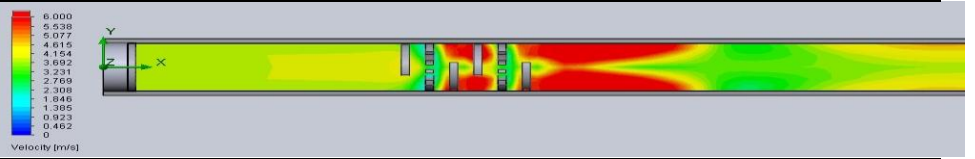
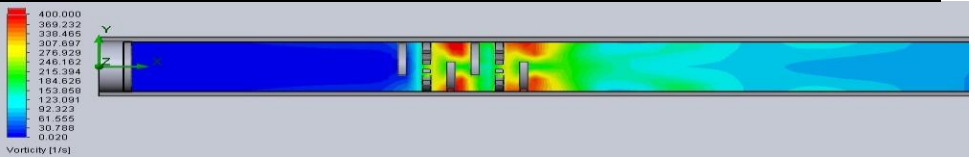
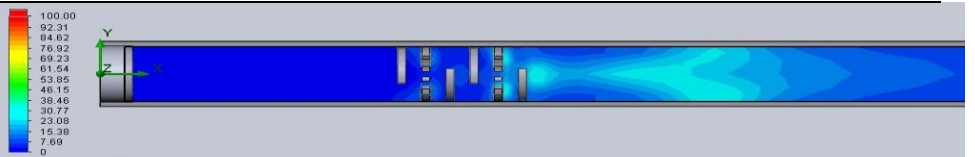
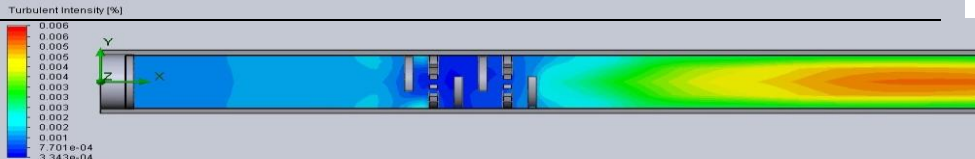
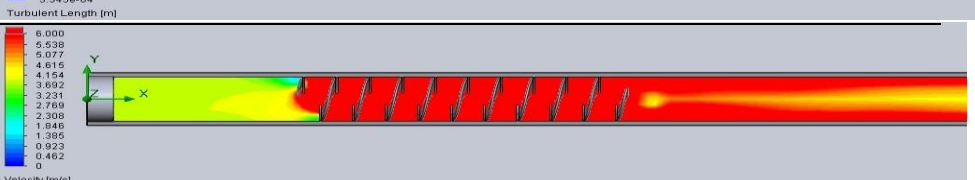
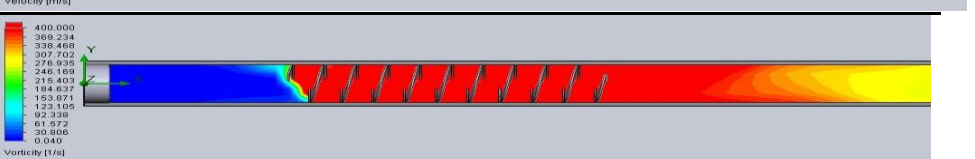
Рис. 4. Графіки зміни масштабу турбулентностей l_m (м) відносно осі труби L (м), (криві $l_m(L)$): а - дослід 1 (труба без статичного змішувача); б - дослід 2 (змішувач № 1); в - дослід 3 (змішувач № 2); г - дослід 4 (змішувач № 3)

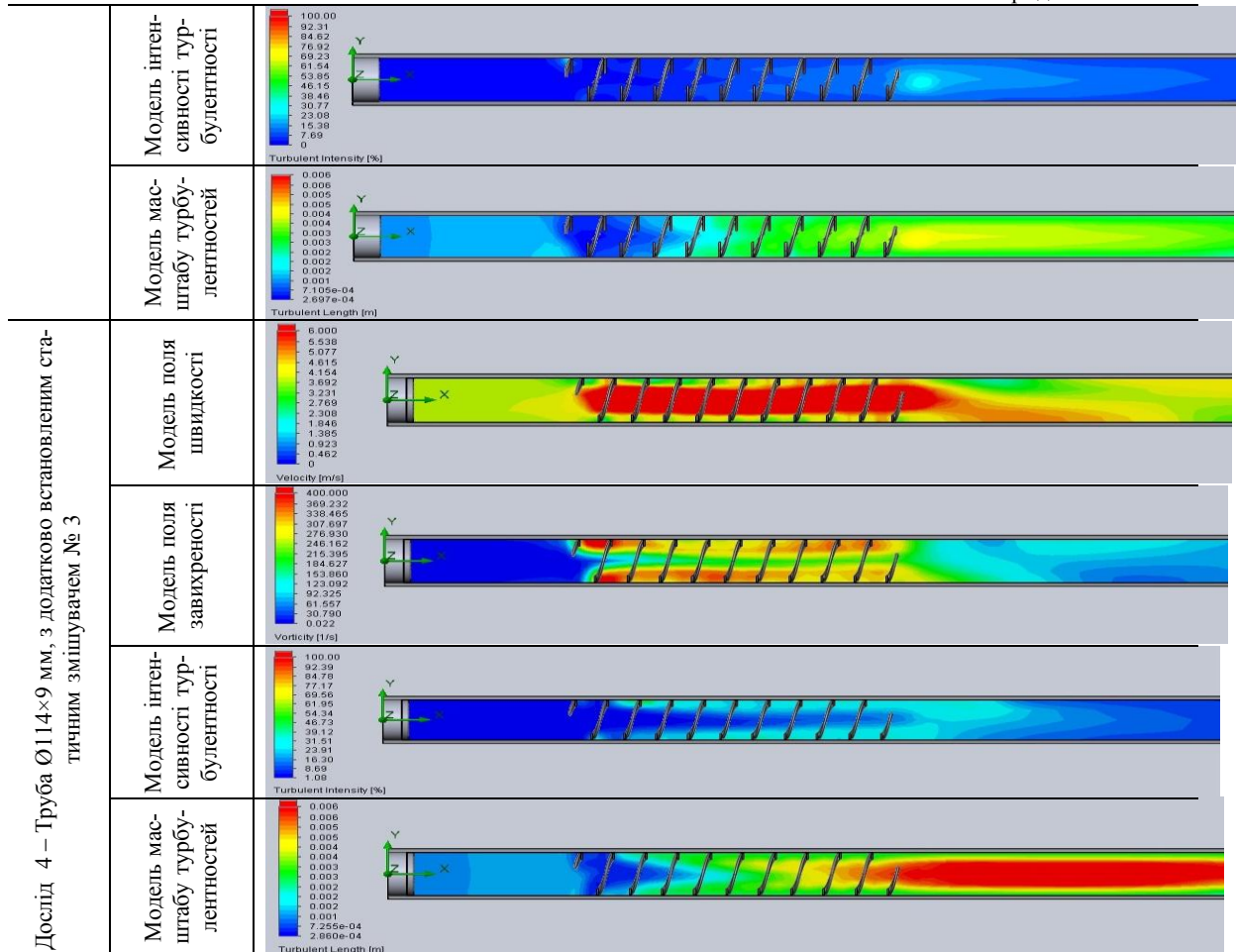
Максимальні та мінімальні значення параметрів швидкості v , завихреності n , інтенсивності турбулентності I та масштабу турбулентності l_m наведено в табл. 3.

Порівняльний аналіз кривих швидкості $v(L)$ показує, що змішувачі № 2 й 3 вигідно відрізняються від змішувача № 1, дають близькі значення характеристик поля швидкості потоку в трубі.

Таблиця 2

Результати моделювання статичного змішувача за допомогою модуля Flow Simulation

Номер дослідів	Модель параметричного дослідів	
Дослід 1 – Труба Ø114×9 мм без статичного змішувача	Модель поля швидкості	
	Модель поля завихреності	
	Модель інтенсивності турбулентності	
	Модель масштабу турбулентностей	
Труба Ø114×9 мм, з додатково встановленим статичним	Модель поля швидкості	
	Модель поля завихреності	
	Модель інтенсивності турбулентності	
	Модель масштабу турбулентностей	
Дослід 3 – Труба Ø114×9 мм, з додатково встановленим статичним змішувачем № 2	Модель поля швидкості	
	Модель поля завихреності	



Максимальна швидкість потоку для них знаходиться на рівні 11–15 м/с, що суттєво більше від показників для змішувача № 1 (відповідно 4,9 м/с), а також у 3,5 рази переважає максимальну швидкість потоку без змішувача.

Таблиця 3

Максимальні та мінімальні значення параметрів

Параметр	Номер дослід	Опис конструкції	max значення	min значення
Швидкість v (м/с)	1	Труба без статичного змішувача	4,43	4,41
	2	зі змішувачем № 1	4,88	1,83
	3	зі змішувачем № 2	15,19	3,53
	4	зі змішувачем № 3	11,198	3,59
Завихреність n , c^{-1}	1	Труба без статичного змішувача	1,19	0,01
	2	зі змішувачем № 1	108,5	0,01
	3	зі змішувачем № 2	786,5	0,01
	4	зі змішувачем № 3	499,796	0,022
Інтенсивність турбулентності I (%)	1	Труба без статичного змішувача	2,27	0,89
	2	зі змішувачем № 1	28,13	1,28
	3	зі змішувачем № 2	27,01	1,41
	4	зі змішувачем № 3	25,8	1,08
Масштаб турбулентностей l_m , м	1	Труба без статичного змішувача	0,0020	0,0011
	2	зі змішувачем № 1	0,0053	0,0005
	3	зі змішувачем № 2	0,0044	0,0004
	4	зі змішувачем № 3	0,007	0,0003

Аналіз кривих завихреності $n(L)$ показує, що найкращі дані демонструє змішувач № 2 (максимально 786,5 с⁻¹), гірші - змішувач № 3 (499,796), на порядок нижчі характеристики маємо для змішувача № 1 (108,5).

Порівняльний аналіз кривих зміни інтенсивності турбулентності $I(L)$ показує суттєву перевагу змішувачів порівняно з трубопроводом без змішувача: трубопровід $I=2,27\%$; для статичних змішувачів результати інтенсивності турбулентності близькі і знаходяться в межах: $I=25,8-28,13\%$.

Аналіз кривих зміни масштабів турбулентних завихрень уздовж трубопровода $l_m(L)$ демонструє практично близьку картину для змішувачів № 1,2 - максимальний масштаб турбулентностей відповідно 0,0053 і 0,0044.

Для змішувача № 3 максимальний масштаб турбулентностей l_m 0,007.

Аналізуючи криву $l_m(L)$ бачимо, що діаметр вихорів у турбулентних потоках закономірно зменшується на ділянці після змішувача. Темп цих змін масштабу турбулентності ідентичний для конструкцій №№ 1,2,3.

Висновки. Виконані дослідження роботи трьох конструкцій статичного змішувача неньютонівської рідини з параметрами бурового розчину: густина - 1250 кг/м³, динамічна в'язкість - 0,02 Па·с із застосуванням модуля Flow Simulation програмного середовища SolidWorks дозволили одержати параметричні поля гідросуміші у робочій зоні труби, яка охоплює власне змішувач і відтинок труби за ним довжиною до 20 діаметрів труби: поле швидкостей гідросуміші v (м/с); поле завихреності n (с⁻¹); поле інтенсивності турбулентності I (%), поле масштабу турбулентностей по довжині шляху перемішування l_m (м).

За одержаними даними кращі технологічні характеристики перемішування бурового розчину за швидкістю і завихреністю потоків пульпи забезпечують спіральні змішувачі № 2 і № 3, які рекомендуються для впровадження в системі приготування бурового розчину на ділянці змішування його з реагентами.

Список літератури

1. Characterization of flow and mixing in an SMX static mixer [Electronic resource] / J. M. Zalc, E. S. Szalai, F. J. Muzzio, S. Jaffer // AIChE Journal. – 2002. – Vol. 48, Issue 3. – P. 427 – 436. – Access mode: <http://onlinelibrary.wiley.com/doi/10.1002/aic.690480303/abstract>.
2. Білецький В. С. Збагачувальна техніка та технології при приготуванні й регенерації бурових розчинів // В. С. Білецький, М. В. Ткаченко // Збагачення корисних копалин : наук.-техн. зб. – 2017. – Вип. № 66 (106). – С. 41 – 47.
3. Викладена заявка №58-104997, Японія. МКІЗ С10L5/00. Пристрій грудкування вугілля у трубопроводі. – заявл. 22.06.83.
4. Nienow A.W. Mixing in the Process Industries: Second Edition / A.W. Nienow, M.F. Edwards, N. Harnby // Butterworth-Heinemann, 1997. – 432 p.
5. Avalosse Th. Finite-element simulation of mixing: 2. Three-dimensional flow through a kenics mixer [Electronic resource] / Th. Avalosse, M. J. Crochet. // AIChE Journal. – 1997. – Vol. 43, Issue 3. – P. 588 – 597. – Access mode: <http://onlinelibrary.wiley.com/doi/10.1002/aic.690430304/abstract>.
6. Bakker A. Modeling of the Turbulent Flow in HEV Static Mixers [Electronic resource] / A. Bakker, Richard D. LaRoche // The Online CFM Book. - 1998. – Access mode: <http://www.bakker.org/cfmbook/turbhev.pdf>.
7. Левич В. Г. Физико-химическая гидродинамика / В. Г. Левич. - М.: Физматгиз, 1959. – 700 с.
8. Stec M. Numerical method effect on pressure drop estimation in the Koflo® static mixer / M. Stec, P. M. Synowiec // Inżynieria i Aparatura Chemiczna, 2015. - Vol. 2. - P. 48-50.
9. Kumar V. Performance of Kenics static mixer over a wide range of Reynolds number [Electronic resource] / V. Kumar, V. Shirke, K.D.P. Nigam // Chem. Eng. Journal. - 2008. - Vol. 139. – P. 284-295. Access mode: <https://www.deepdyve.com/lp/elsevier/performance-of-kenics-static-mixer-over-a-wide-range-of-reynolds-efUty67Y9m>.
10. Singh M. K. Analysis and optimization of low-pressure drop static mixers [Electronic resource] / M. K Singh, T.G. Kang, P.D Anderson, H.E.H Meijer // AIChE Journal. - 2009. - Vol. 55, Issue 9. – P. 2208 – 2216. – Access mode: <http://onlinelibrary.wiley.com/doi/10.1002/aic.690430304/abstract>.
11. Основы гидравлики [Электронный ресурс] / А. А. Кононов, Д.Ю. Кобзов, Ю.Н. Кулаков, С.М. Ермашонок. - Братск: ГОУВПО «БрГТУ», 2004. – 92 с. Режим доступа: <http://www.gidravli.com/>.
12. SOLIDWORKS Flow Simulation. [Electronic resource]. – Access mode: <http://www.solidworks.com/sw/products/simulation/flow-simulation.htm>.
13. Darin Grosser. The Future of SolidWorks Has Always Been [Electronic resource]. - 2011. - Access mode: <http://blog.dasisolutions.com/2011/09/27/the-future-of-solidworks-has-always-been-in-your-hands/>.
14. Білецький В. С. Застосування статичних змішувачів для селективної агрегації тонкодисперсного вугілля / В. С. Білецький, Н. В. Сургова // Вісті Донецького гірничого інституту. - 2011. - № 2(30). - С. 56-59.

А.М. РОЄНКО, д-р техн. наук, проф., Національний гірничий університет
С.А. ХАРІН, д-р техн. наук, проф., В.М. КНУРЕНКО, старш. викладач
КВНЗ «Інститут підприємництва «Стратегія» ДОР»

АНАЛІЗ ТЕМПІВ БУДІВНИЦТВА СТОЛІВ ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ JAVA-ДОДАТКУ

Мета. Метою даної роботи є розробка програмного забезпечення та дослідження проблеми організації проходки стволів глибоких шахт під впливом зміни параметрів бурового устаткування і гірничо-геологічних умов, зокрема, зміни темпів будівництва. Необхідно також виконати аналіз отриманих в ході дослідження результатів, встановити закономірності зміни відповідних параметрів і виробити рекомендації щодо раціонального ведення прохідницьких робіт.

Методи дослідження. У роботі використано комплексний підхід, що включає узагальнення і аналіз літературних джерел і досліджень в галузі будівництва шахт, теоретичні дослідження, що базуються на методах математичного моделювання.

Наукова новизна. Встановлено, що швидкість проходки виробки логарифмічно залежить від продуктивності бурового обладнання.

Практична значимість. Дана категорія складається в знаходженні оптимальних проектних рішень щодо будівництва комплексу виробок горизонтів на великих глибинах для діючих шахтах Криворізького басейну, що дозволяють забезпечити своєчасне введення горизонтів в експлуатацію.

Результати. Реконструкція виробничих потужностей шахт в умовах значних глибин розробки повинна супроводжуватись послідовними зусиллями в напрямку досліджень, що спрямовані на удосконалення всіх технологічних процесів, які вимагають відповідної автоматизації для забезпечення оперативності результатів. Аналіз схем розкриття глибоких залізрудних родовищ показує, що найбільш раціональним для умов Криворізького басейну є ступеневий розтин з використанням сліпих вертикальних стволів. Оптимальними є перш за все схеми розкриття, які дозволяють реалізувати можливість ведення робіт за допомогою кількох точок докладання робіт. Вказується, що такі схеми доцільні для використання в умовах шахт з великою протяжністю рудного тіла за простяганням. На основі розробленого програмного забезпечення встановлено, що швидкість проходки виробки логарифмічно залежить від продуктивності бурового обладнання. Відзначено також, що, починаючи з певного моменту, зростання продуктивності засобів буріння практично не призводить до збільшення темпів проходки ствола і подальше нарощування зусиль в цьому напрямку недоцільно.

Ключові слова: реконструкція, схеми, швидкість, спорудження, програмне забезпечення, мова Java.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-107-111

Проблема і її зв'язок з науковими і практичними завданнями. Реконструкція виробничих потужностей шахт в умовах значних глибин розробки повинна супроводжуватись інтенсивними зусиллями в напрямку досліджень, спрямованих на вдосконалення всіх технологічних процесів, які вимагають відповідної автоматизації для забезпечення оперативного отримання результатів.

Аналіз досліджень і публікацій. Аналіз опублікованих робіт, які висвітлюють різні аспекти наукових досліджень, показує на значне число публікацій, присвячених вдосконаленню проектування глибоких шахт [1, 2]. В інших роботах отримані наукові результати, пов'язані з бурінням шахтних стволів як перспективному напрямку у шахтному будівництві, поліпшенню якості буропідричних робіт [3-8], а також комплексним питанням підземного будівництва [9, 10].

В цілому ж, аналіз літературних джерел, а також актуальних проблем будівництва залізрудних підприємств, показує, що питання впливу продуктивності бурового обладнання на тривалість прохідницького циклу і, відповідно, швидкість проведення стволів, незалежно від їх призначення, на сьогодні опрацьовані недостатньо детально.

Постановка задачі. Розробити програмне забезпечення та дослідити вплив продуктивності бурового обладнання на швидкість проведення стволів, виконати відповідний аналіз, встановити закономірності і виробити рекомендації.

Викладення матеріалу і результати. Стійке функціонування гірничого виробництва є умовою ефективного розвитку економіки України. Завдання реконструкції виробничих потужностей в умовах значних глибин розробки повинне супроводжуватись інтенсивними зусиллями в напрямку досліджень, спрямованими на вдосконалення всіх технологічних процесів, які вимагають відповідної автоматизації для забезпечення достовірності результатів.

Сучасний етап функціонування залізрудної промисловості України характеризується, зокрема, наступним:

1. Вичерпанням багатих легкодоступних родовищ корисних копалин.
2. Великою глибиною ведення робіт на кар'єрах, проблемами, пов'язаними з масштабами і темпи розкривних робіт.
3. Екологічним збитком, пов'язаним з діяльністю гірничо-збагачувальних комбінатів.
4. Наростанням собівартості продукції при відкритому способі розробки бідних руд і їх подальшому збагаченню, з огляду на застосування енерговитратних технологій.
5. Значною потребою металургійних підприємств України в залізрудній сировині.
6. Необхідністю забезпечення критично важливих експортних поставок металургійної і залізрудної продукції, що посилюється неможливістю експорту високотехнологічної продукції.

Зазначене дозволяє припускати можливість в перспективі розробки на великих глибинах (понад 1500 м) природно-багатих залізних руд на діючих шахтах Криворізького басейну з використанням другої і більш високих ступенів розкриття родовищ. У зв'язку зі збільшенням глибини видобутку корисних копалин важливою і складною проблемою є розкриття і розробка родовищ на вельми великих глибинах за допомогою використання декількох ступенів розкриття. Родовища залізних руд у Криворізькому басейні в різний час розкривалися вертикальними і конвеєрними стволами; в тій чи іншій мірі використовувалася їх комбінація.

Аналіз застосування способів розкриття родовищ, виконаний, зокрема, з урахуванням робіт [1,2], дозволив встановити наступне. Вертикальні стволи можуть бути пройдені високими темпами, використані одночасно для підйому руди, породи, для провітрювання, доставки матеріалів і устаткування, спуску-підйому людей, прокладки трубопроводів і кабельних ліній. Проходка вертикальних стволів більш безпечна навіть у умовах високого гірського тиску і гірських ударів.

Конвеєрні стовбури потрібно проходити відразу в запроектованому комплексі на глибину черги, а потім нести експлуатаційні витрати в повному обсязі незалежно від обсягів видобутку руди. При конвеєрному підйомі велику частку у витратах становлять амортизація капітальних вкладень, вартість конвеєрних стрічок, роликів, витрати на електроенергію і обслуговування стволів. Необхідні також додаткові стволи для подачі повітря в шахту і виконання допоміжних операцій. Для перевантажувальних вузлів необхідні великі камери, що допустимо в особливо міцних породах і на обмежених глибинах.

Як видається в зв'язку з цим, для умов глибоких шахт можна рекомендувати розкриття горизонтів із застосуванням сліпих вертикальних стволів. Для різних умов розвиток робіт може здійснюватися за такими схемами (рис. 1).

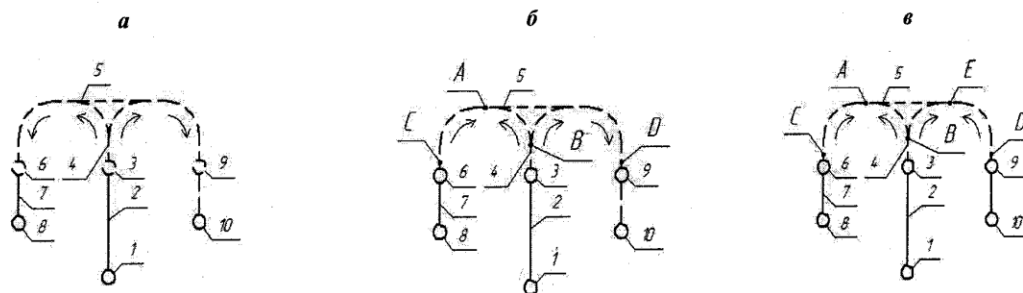


Рис. 1. Будівництво горизонту другого рівня з використанням: *а* - однієї точки прикладення робіт (від головного ствола); *б* - двох точок прикладення робіт (від головного ствола і одного з флангових); *в* - трьох точок прикладення робіт (від головного ствола і обох флангових); 1- головний ствол горизонту першого рівня розтину; 2- головний квершлаг горизонту першого рівня розтину; 3 - головний сліпий вертикальний ствол, що розкриває горизонт другого рівня; 4 - головний квершлаг горизонту другого рівня розтину; 5 - штреку горизонту другого рівня розтину; 6, 9 - флангові сліпі вертикальні стволи, що розкривають горизонт другого рівня; 7- вентиляційний квершлаг горизонту першого рівня розтину; 8, 10 - флангові стволи горизонту першого рівня розтину; 11, 12 - тимчасові приштрекові сліпі стволи; А, Е - точки зустрічі; ← - напрями розвитку прохідницьких робіт

Становлять інтерес насамперед схеми, що дозволяють реалізувати можливість ведення робіт по будівництву горизонту другого рівня за допомогою декілька точок прикладення робіт і доцільні для використання в умовах шахт з великою протяжністю рудного тіла за простіранням.

Для своєчасного розкриття нижчих горизонтів забезпечення заданих темпів проходки гірських виробок є важливим завданням, яке пов'язане з ритмічної організацією робіт. Оскільки на швидкість проходки виробок в більшості випадків, особливо, в міцних породах і при значній площі поперечного перерізу, помітний вплив чинять бурові роботи актуальним, як видається, може бути дослідження залежності швидкості проходки стволів від продуктивності бурового обладнання. У цьому зв'язку становить інтерес розробка методів досліджень, відповідного програмного забезпечення, які дозволили б служити в якості інструментів вивчення питань організації будівництва.

Для ефективного ходу процесу дослідження потрібно мати програмне забезпечення високої якості, яке відповідає, зокрема, таким вимогам (рис. 3), які пов'язані з характеристиками і атрибутами якості згідно з ISO 9126:2001.



Рис. 3. Складові якості програмного забезпечення

З урахуванням вказаного стандарту якості програмного забезпечення для проведення досліджень нами розроблені комп'ютерна програма мовою Java [11-12], алгоритм якої представлений на рис. 4.

Розглянемо залежність швидкості проведення стволів від експлуатаційної продуктивності бурового обладнання за таких умов: проходка здійснюється звичайним способом із за-

стосуванням буропідливних робіт по поєднанню схемою.

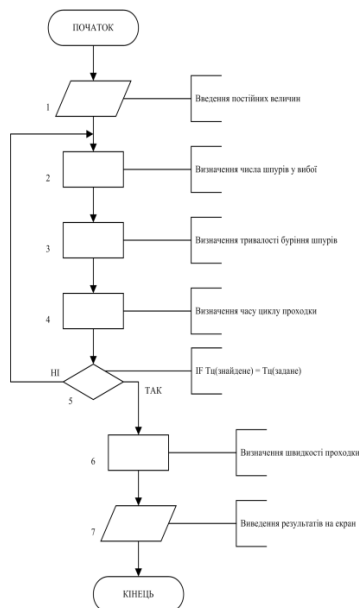


Рис. 4. Алгоритм програми

Стволи закріплені монолітним бетоном. Для ствола діаметром в проходці $D=6$ м в породах з коефіцієнтом міцності за шкалою проф. М.М. Протоджяконова $f=12$ та експлуатаційної продуктивності (позначимо її P) бурового обладнання 6 м/год (див. рис. 3) має місце швидкість проходки гірничої виробки 14,1 м/міс (прийемо її за базову для даних умов).

Перехід до більшої продуктивності засобів буріння, при незмінних інших умовах, збільшує темпи проходки виробки. Так, наприклад, при експлуатаційній продуктивності 8 м/год швидкість проходки виробки зростає до 15,84 м/міс. При експлуатаційної продуктивності 12 м/год швидкість збільшиться до 18,04 м/міс. Високі рівні продуктивності бурового обладнання сприяють досягненню помітно більших темпів проходки. Так, при $P=24$ м/год швидкість зростає до 20,9 м/міс. Характер залежності v від P для ствола $D=6$ м при $f=12$ може бути описаний логарифмічним виразом $v=4,3\ln(P)+7,11$. Аналогічним чином розглянемо залежність v від P при збільшенні f до 18. У цьому випадку при відпові-

дних значеннях експлуатаційної продуктивності бурового обладнання будуть мати місце більш низькі швидкості проходки, а загальний характер залежності v від P прийме вигляд $v=5,17\ln(P)+2,87$.

Досліджуємо далі аналогічним чином вплив експлуатаційної продуктивності бурового обладнання на швидкість проходки ствола $D=8$ м, при $f=12$ і 18.

У цьому випадку в цілому будуть повторюватися тенденції, відмічені нами раніше для ствола $D=6$ м, але при менших рівнях v для даних значень P . Характер залежності v від P для ствола $D=8$ м при $f=12$ і $f=18$ і може бути описаний відповідно виразами $v=2,64\ln(P)+5,17$ і $v=3,09\ln(P)+2,86$.

Розглянемо тепер ступінь зміни швидкості проходки (позначимо Δ) ствола $D=6$ м при переході від $f=12$ до $f=18$. При $P=6$ м/год швидкість проходки ствола при $f=12$ буде в 1,205 рази вище, ніж при $f=18$. Співвідношення швидкостей при більш високих значеннях P буде поступово зменшуватися. При досить великих значеннях експлуатаційної продуктивності бурового об-

ладнання співвідношення швидкостей проходки ствола істотно знизиться, так, наприклад, при $P = 30$ м/год воно складе 1,06 рази. У загальному випадку співвідношення швидкостей проходки ствола $D = 6$ м і при $f=12$ і $f=18$ можна описати залежністю $\Delta = -0,0879 \ln(P) + 1,35$. У разі $D=8$ м при $P=6$ м/год $\Delta = 1,184$; при $P=30$ м/год $\Delta = 1,059$. У загальному вигляді залежність співвідношення швидкостей для ствола $D=8$ м виглядає як $\Delta = -0,079 \ln(P) + 1,31$.

Досліджуємо зміну співвідношення швидкостей (позначимо Z) при $D=6$ і $D=8$ м при відповідних рівнях коефіцієнта міцності порід. У той час як співвідношення площ перетину розглянутих стволів становить 1,77 співвідношення швидкостей при $f=12$ і $P=6$ м/год дорівнюватиме $Z=1,47$, а в разі $P=30$ м/г зросте до $Z=1,54$.

Схожа картина спостерігається і для випадку $f=18$. У загальному вигляді зміну співвідношення швидкостей може бути описано виразами $Z=0,0028+1,47P$ в разі $f=12$ і $Z=0,0034+1,44P$ в разі $f=18$. Для наочності зведемо отримані раніше залежності в табл. 1.

Таблиця 1

Залежності швидкості проходки ствола від продуктивності бурового обладнання

Параметр	Діаметр ствола в проходці, м	Коефіцієнт міцності порід, f	Залежність	Висновки
Залежність v від P	6	12	$v=4,3027 \ln(P)+7,11$	Швидкість проходки логарифмічно залежить від продуктивності бурового обладнання. При зростанні f знижується v . Відношення швидкостей, наприклад, v_{30}/v_6 при більш високому f вище.
		18	$v=5,1741 \ln(P)+2,87$	
	8	12	$v=2,6461 \ln(P)+5,17$	
		18	$v=3,0919 \ln(P)+2,86$	
Співвідношення швидкостей при $f=12$ і $f=18$	6	-	$\Delta = -0,0879 \ln(P) + 1,35$	При зростанні P і збільшенні f від 12 до 18 співвідношення швидкостей Δ знижується.
	8	-	$\Delta = -0,0796 \ln(P) + 1,31$	
Співвідношення швидкостей при $D=6$ м і $D=8$ м	-	12	$Z=0,0028 P+1,47$	При збільшенні D від 6 до 8 співвідношення швидкостей Z зростає із збільшенням P .
	-	18	$Z=0,0034 P+1,44$	

Висновки та напрямки подальших досліджень. Перевагою об'єктно-орієнтованого програмування є краща модульність програмного забезпечення, велику кількість функцій процедурної мови можна замінити досить обмеженою кількістю класів із своїми методами. Таке програмування є ефективним інструментом розробки програм для дослідження процесів шахтного будівництва. Показані ефективні схеми розкриття горизонтів глибоких шахт.

В ході дослідження також, на основі розробленого програмного забезпечення, встановлено, що швидкість проходки виробки логарифмічно залежить від продуктивності бурового обладнання. Відзначено також, що, починаючи з певного моменту, зростання продуктивності засобів буріння практично не приводить до збільшення темпів проходки ствола і подальше нарощування зусиль у цьому напрямку недоцільно. У ході подальших досліджень було б корисно розробити відповідні програми і розглянути питання про залежність оптимальних організаційних параметрів спорудження протяжних виробок від різних факторів.

Список літератури

1. Агошков М.И., Малахов Г.М. Подземная разработка рудных месторождений. М., «Недра», 1966, 663 с.
2. Титов В.Д. Основы проектирования глубоких железорудных шахт. М., «Недра», 1977, 229 с.
3. Левит В.В., Горелкин А.А. Бурение шахтных стволов как перспективное направление в шахтном строительстве // Вісник КрНУ. – Кременчук: КДПУ, 2012. – Вип. 2/2012 (73). – С. 104–110.
4. Терентьев О.М., Стрельцова І.М. Математична модель управління питомою поверхневою енергією руйнування гірських порід // Вісник КрНУ. – Кременчук: КДПУ, 2013. – Вип. 3/2013 (80). – С. 153–157.
5. Калякин С.А., Шкуматов А.Н., Лабинский К.Н. Управление разрушающим действием взрыва уклонного шпурового заряда взрывчатого вещества // Вісник КрНУ. – Кременчук: КДПУ, 2013. – Вип. 2/2013 (79). – С. 78–82.
6. Использование многоточечного иницирования скважинного заряда для улучшения проработки подошвы уступа / В.В. Воробьев, В.Т. Щетинин, А.М. Пеев // Вісник Національного технічного університету України «Київський політехнічний інститут». Серія «Гірництво»: збір. наук. праць. – Київ: НТУУ «КПІ», 2003. – Вип. 9. – С. 63–65.
7. Исследование влияния формы заряда в донной части шпура на изменение прочностных свойств среды при взрыве / В.В. Воробьев, А.М. Пеев // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва: науково-виробничий збірник. – Кременчук: КДУ, 2009. – Вип. 2/2009(4). – С. 35–39.

8. Бротанек И., Вода Й. Контурное взрывание в горном деле и строительстве. Перев. с чешск. под ред. Б.Н. Кутузова. – М.: Недра, 1983. – 144 с.
9. Покровский Н.М. Технология строительства подземных сооружений и шахт. – М.: Недра, 1977. – 400 с.
10. Смирняков В.В., Вихарев В.И., Очуров В.И. Технология строительства горных предприятий. – М.: Недра, 1989. – 573 с.
11. Лонг Ф., Мохиндра Д., Сикорд Р., Сазерленд Д., Свобода Д. Руководство для программиста на Java: 75 рекомендаций по написанию надежных и защищенных программ. Пер. с англ. – М.: Вильямс, 2014. – 256 с.
12. Хорстман, С., Корнелл Г. Java 2. Библиотека профессионала. Основы. Пер. с англ. под ред. В.В. Вейтмана. – М.: Вильямс, 2007. – 896 с.

Рукопис подано до редакції 11.03.17

УДК 622.245.42

В.М. ОРЛОВСЬКИЙ, канд. техн. наук, доц, А.М. ПОХИЛКО, асистент,
Полтавський національний технічний університет ім. Юрія Кондратюка

МОДЕЛЮВАННЯ МІЦНОСТІ ЦЕМЕНТНОГО КАМЕНЮ З ПОЛЕГШЕНОГО ТАМПОНАЖНОГО МАТЕРІАЛУ

Метою даної роботи є одержання статистичної математичної моделі цементного каменю, отриманого з полегшеного тампонажного матеріалу на основі тампонажного портландцементу ПЦТІ-100 з домішкою полегшувальної добавки і використання її для прогнозування міцнісних характеристик утвореного цементного каменю залежно від складу тампонажного розчину та умов його тужавіння. Зокрема, ставиться задача встановлення впливу на міцність тампонажного каменю добавки – спученого перлітового піску.

Методи дослідження. Для одержання статистичної моделі використано ротатбельний центральномісцевий план експерименту. Обробку результатів проведено із застосуванням методу комп'ютерного математичного моделювання за допомогою системи STATGRAPHICS Plus for Windows.

Наукова новизна. Встановлено, що гіперповерхня $G(X_1, X_3)$ має точку екстремуму, що дозволяє оптимізувати за факторами X_1, X_3 склад тампонажної суміші.

Практична значимість. Результати, отримані в даній роботі дають можливість прогнозувати міцнісні характеристики каменю з полегшеного і легкого тампонажного матеріалу на основі стандартного тампонажного портландцементу ПЦТІ-100 з домішками спученого перлітового піску.

Результати. Одержана статистична математична модель міцності цементного каменю з полегшеного (легкого) тампонажного матеріалу на основі тампонажного портландцементу ПЦТІ-100 і модифікатора-наповнювача спученого перлітового піску залежно від складу цементного розчину і умов тужавіння. На основі аналізу результатів моделювання показано, що введення полегшувальної добавки до тампонажної суміші в кількості до 11 % на суху масу негативно не впливає на міцність цементного каменю. З отриманих гіперповерхонь і контурних кривих визначено характер та ступінь впливу кожного з членів полінома на цільову функцію – міцність цементного каменю $G(X_1, X_2, X_3)$. Найбільш значимим є фактор X_2 - водосумішеве відношення. Далі за значимістю члени моделі-полінома розміщуються в наступному порядку: X_3, X_3^2 , а при довірчій імовірності 90% цей ряд має вигляд: X_2, X_3, X_3^2, X_1^2 .

Максимальна міцність тампонажного каменю $G=5,98$ МПа має місце в точці оптимуму з координатами: $X_1=-0,00589592$; $X_2=-1,68178$; $X_3=1,55811$.

Ключові слова: полегшений тампонажний матеріал, спучений перлітовий пісок, ротатбельний центральномісцевий план експерименту, моделювання міцності, Парето-графік, поверхні відгуку, рівняння регресії.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-111-117

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. На території України в кожному нафтогазоносному регіоні зустрічаються пласти з аномально-низькими пластовими тисками, а також пласти, складені карбонатними (тріщинуватими) та іншими породами, що мають високу поглинальну здатність. При кріпленні свердловин в таких гірничо-геологічних умовах постає задача зниження тиску стовпа тампонажного розчину на пласти з метою запобігання поглинань. Вирішення цієї технологічної задачі лежить в площині застосування легких (<1400 кг/м³) і полегшених (1400-1650 кг/м³) тампонажних розчинів [1-4].

Аналіз досліджень і публікацій. Тампонажні цементи з пониженою густиною цементного розчину належать до модифікованих матеріалів. До найбільш поширених способів зниження густини тампонажних розчинів належать [4-6]:

добавка легкого наповнювача або використання в'язучої речовини з меншою густиною;

підвищення водосумішевого відношення з одночасним збільшенням водоутримувальної здатності розчину;

уведення у тампонажний розчин газової фази з одночасним її диспергуванням і стабілізацією утвореної піни;

введенням штучних або природних полів мікрочасток (капсул);

введенням спеціально оброблених, спучених матеріалів з великим ступенем кавернозності й низькою насипною масою;

заміною частини води вуглеводневою рідиною меншої густини;

завдяки комбінованим або мішаним способам.

У вітчизняній практиці знайшли застосування полегшені тампонажні цементи ОЦГ - на основі суміші шлаку, портландцементного клінкеру і трепелу при співвідношенні компонентів 1:1 (за масою) та ОШЦ - на основі суміші шлаку і глини (наприклад бентоніту). Діапазон густини тампонажних розчинів на основі ОЦГ - $1450 \div 1600 \text{ кг/м}^3$, водосумішеве відношення (В/С)= $0,7 \div 1,1$, допустимі температури застосування 40-150 °С. Діапазон густини тампонажних розчинів на основі ОШЦ - $1450-1550 \text{ кг/м}^3$, В/С=0,85-0,95, рекомендована температура використання для ОШЦ-120 - 80-160 °С, для ОШЦ-200 - 160-220 °С [8]. Розроблені в Україні полегшені цементи ПЦТШ-Пол5-100 і ПЦТШ-Пол4-100, які вміщують 50 % цементного клінкеру та 50 % полегшувальної домішки - цеолігизованого туфу і 3 % гіпсу. Діапазон густин тампонажних розчинів на основі таких цементів у межах $1400-1500 \text{ кг/м}^3$ при В/С=1. Рекомендована температура застосування 50-100 °С [2,8].

Автори [9] як полегшувальну домішку в модифікованих полегшених і легких тампонажних матеріалах використовують пемзу. Для зниження густини тампонажних композицій перспективним є використання ценосфер [10].

Авторами [11] розроблено тампонажну композицію з високою міцністю на основі тампонажного портландцементу з додаванням піску, перероблених промислових відходів поліуретану та поверхнево-активних речовин.

У роботі [12] пропонується застосовувати в якості полегшувальної домішки порожнисті керамічні або скляні мікросфери. Полегшені тампонажні суміші із вмістом таких наповнювачів мають високу стійкість до агресивної дії кислот в процесі проведення робіт з інтенсифікації продуктивних пластів.

Дослідники [13] в полегшених тампонажних сумішах використовують домішки - вермикуліту (водні алюмосилікати магнію і заліза шаруватої будови з набухаючою решіткою ($\text{Mg}, \text{Fe}^{2+}, \text{Fe}^{3+}$) $3 \cdot [(\text{OH})_2(\text{Al}, \text{Si})_4 \cdot 4\text{H}_2\text{O}]$).

Хімічний склад змінний (%): MgO - 14-25; FeO - 1-3; Fe_2O_3 3-17; Al_2O_3 - 10-17; SiO_2 - 34-42; H_2O - 8-15) та триполіт - малопориста опалова осадова гірська порода.

Групою авторів у Полтавському відділенні Українського державного геологорозвідувального інституту (ПВ УкрДГРІ) розроблено полегшені тампонажні суміші на основі тампонажних портландцементів ПЦТІ-100 (ПЦТІ-50) з домішками спученого перлітового піску СПП різних марок.

Розроблені тампонажні композиції, залежно від співвідношення компонентів і водосумішевого відношення (В/С), мають густину 1180-1450 кг/м^3 .

За своїми властивостями такі суміші відповідають вимогам існуючих стандартів щодо полегшених тампонажних матеріалів. Дослідженнями встановлено закономірності зміни густини тампонажних розчинів ρ з цих матеріалів в бік її збільшення при збільшенні тиску тужавіння P . Доведено, що залежність $\rho=f(P)$ має асимптотичну форму в інтервалі $P \in (0,1; 15,0 \text{ МПа})$ [14].

Постановка завдання. Основне завдання дослідження - одержання статистичної моделі міцності тампонажного каменю з додаванням полегшеного матеріалу - спученого перлітового піску.

При цьому автори акцентують увагу на характері впливу полегшувальної добавки на міцність отриманого тампонажного каменю, точніше, особливий інтерес викликає питання можливого негативного впливу на міцність тампонажного каменю такої добавки та оцінювання кількісних характеристик цього впливу.

Викладення матеріалу та результати. Щоб вирішити поставлену задачу, було прийнято рішення, для спрощення планування експерименту представити склад сухої фази тампонажної суміші у вигляді співвідношення портландцементу ПЦТІ-100 до полегшувальної домішки (табл. 1).

Таблиця 1

Співвідношення вмісту портландцементу до вмісту спученого перлітового піску

Вміст портландцементу (ПЦТ-100), %	Вміст спученого перлітового піску (СПП), %	Співвідношення вмісту ПЦТ-100 до СПП
95,0	5	19
94,1	5,9	16
92,9	7,1	13
91,0	9,0	10
88,9	11,1	8

Для розробки статистичної моделі застосований ротатбельний центральнокompозиційний план експерименту, що забезпечує однакову похибку по всьому факторному простору. Функція відгуку - міцність утвореного цементного каменю на стиснення через дві доби від початку тужавіння тампонажного розчину (G , МПа). На підставі апріорних даних варіативними вибрані три основні фактори: співвідношення вмісту портландцементу до легкуювальної домішки (спученого перлітового піску) X_1 , водосумішеве відношення X_2 , умови тужавіння тампонажного розчину (температура при відповідних їй пластових тисках у свердловині) X_3 . Вибрані фактори відповідають вимогам керованості, взаємнезалежності, однозначності, яким повинні задовольняти входні фактори при плануванні експерименту. Область факторного простору представлено в табл. 2.

Таблиця 2

Область факторного планування

Фактор	Код фактора	Одиниця вимірювання	Рівні факторів				
			-1,68179	-1	0	1	1,68179
			8	10	13	16	19
			0,69	0,74	0,81	0,88	0,928
Температура	X_3	°C, (K)	24,77 (297,77)	35 (308)	50 (323)	65 (338)	75,23 (348,23)

За допомогою комп'ютерної програми STATGRAPHICS Plus for Windows отримана план-матриця експерименту, реалізована в лабораторних умовах (табл. 3).

Таблиця 3

Матриця планування експерименту та експериментальні дані

X_1	X_2	X_3	G , МПа
-1	-1	-1	3,75
1	-1	-1	3,9
-1	1	-1	2,25
1	1	-1	2,35
-1	-1	1	4,65
1	-1	1	4,8
-1	1	1	2,8
1	1	1	3
-1,68179	0	0	3,03
1,68179	0	0	2,50
0	-1,68179	0	5,52
0	1,68179	0	2,62
0	0	-1,68179	2,35
0	0	1,68179	3,29
0	0	0	3,39
0	0	0	3,39

Обробка результатів лабораторних досліджень проведена з використанням комп'ютерної системи STATGRAPHICS Plus for Windows. На рис. 1 представлено паретто-графік і графік порівняння розрахункових та експериментальних даних. Коефіцієнт детермінації $R^2=97,28\%$, показник втрат узгодженості функції Lack-of-fit $P=0,1609$, а стандартна помилка оцінки $SE=0,252$, що свідчить про адекватність регресійної моделі.

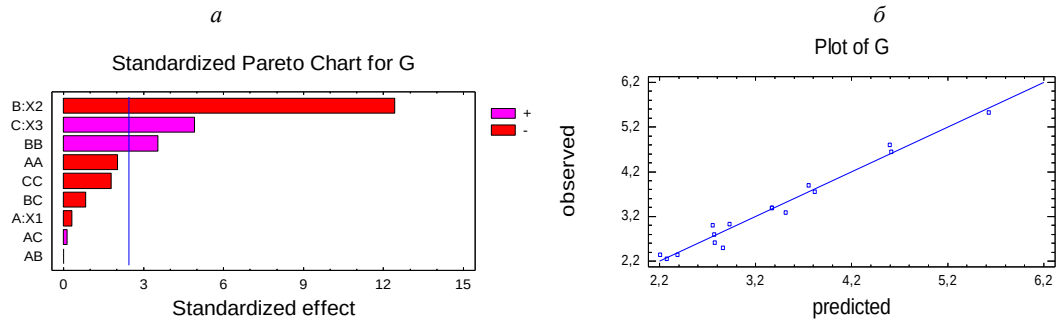


Рис. 1. Статистичні оцінки регресійної моделі: *a* - Парето-графік (вертикальна лінія відповідає 95% значущості коефіцієнтів); *б* - графік порівняння експериментальних (observed) і розрахункових (predicted) значень цільової функції

На рис. 1б показано взаємозв'язок одержаних і розрахункових даних. Основна частина експериментальних точок знаходиться в околиці прямої, що ще раз побічно підтверджує висновок про адекватність моделі.

З Парето-графіка (див. рис. 1а) видно, що при 95% довірчій ймовірності, статистичну значущість мають коефіцієнти моделі X_2 і X_3 , при цьому коефіцієнт X_1 є статично незначущим. Тобто, аналітично підтверджується, що співвідношення вмісту портландцементу (ПЦПІ-100) до полегшувальної домішки не спричиняє значного впливу на міцність тампонажного каменю в заданому діапазоні рецептур.

У загальному вигляді отримано таке рівняння регресії

$$G = 3,36785 - 0,0213335 \cdot X_1 - 0,847721 \cdot X_2 + 0,335428 \cdot X_3 - 0,167492 \cdot X_1^2 + 0,0125 \cdot X_1 \cdot X_3 + 0,293907 \cdot X_2^2 - 0,075 \cdot X_2 \cdot X_3 - 0,148046 \cdot X_3^2. \quad (1)$$

З урахуванням значущості коефіцієнтів рівняння регресії при 95% довірчій ймовірності рівняння (1) набуває вигляду

$$G = 3,36785 - 0,847721 \cdot X_2 + 0,335428 \cdot X_3 - 0,293897 \cdot X_2^2. \quad (2)$$

При розширенні інтервалу оцінку статистичних параметрів до 90%, отримуємо наступний Парето-графік (рис. 2)

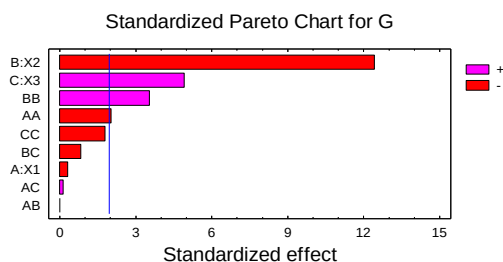


Рис. 2. Парето-графік статистичної оцінки регресійної моделі при 90% значущості коефіцієнтів. При 90 % довірчій ймовірності статистичної значущості набуває також складова полінома X_1^2

Рівняння регресії отримує вигляд

$$G = 3,36785 - 0,847721 \cdot X_2 + 0,335428 \cdot X_3 - 0,167492 \cdot X_1^2 \quad (3)$$

На рис. 3 показано тривимірні перетини цільової функції $G(X_1, X_2, X_3)$ та відповідні контурні криві.

Отже, аналізуючи Парето-графік (див. рис. 1а) та рівняння регресії (2) констатуємо, що найбільш значимим для визначення цільової функції $G(X_1, X_2, X_3)$ є фактор X_2 - водосумішеве відношення. При цьому залежність $G(X_2)$ обернено пропорційна. За значущістю члени моделі-полінома розміщуються в наступному порядку: X_3, X_3^2 , а при довірчій ймовірності 90% цей ряд має вигляд: X_2, X_3, X_3^2, X_1^2 .

Згідно із одержаними гіперповерхнями і контурними кривими 3, збільшення фактора X_3 - температури призводить до збільшення міцності тампонажного каменю, при чому спочатку спостерігається стрімке зростання цільової функції до певної точки. Отримана залежність з фізичної точки зору пояснюється тим, що при зростанні температури величина пересичення розчинів гідратних новоутворень збільшується, а критичний радіус зародків твердої фази зменшується.

Внаслідок цього, число контактів зрощування мікрочастин зростає, і вони в результаті втрати надлишкової води та інтенсивного обростання новими гідратними утвореннями зміцнюються [3]. Відповідно зростає міцність кристалічної решітки.

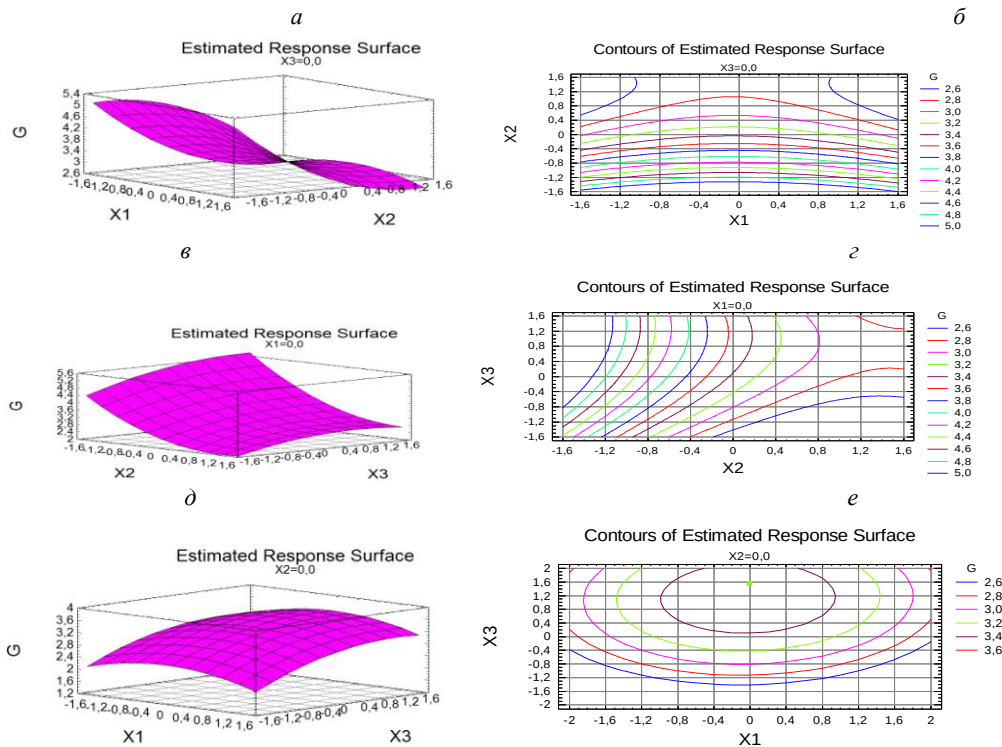


Рис. 3. Тривимірні перетини та контурні криві цільової функції $G(X_1, X_2, X_3)$: а - тривимірна поверхня міцності G для факторів X_1, X_2 при $X_3=0$; б - тривимірна поверхня міцності G для факторів X_2, X_3 при $X_1=0$; в - тривимірна поверхня міцності G для факторів X_1, X_3 при $X_2=0$; г - контурні криві цільової функції G для факторів X_1, X_2 при $X_3=0$; д - контурні криві цільової функції G для факторів X_2, X_3 при $X_1=0$; е - контурні криві цільової функції G для факторів X_1, X_3 при $X_2=0$

Але в полегшених тампонажних композиціях з домішками спученого перлітового піску прямо пропорційна залежність міцності від впливу умов тужавіння цементу спостерігається до певного критичного значення температури. Це зумовлено особливістю гідратації суміші портландцементних мінералів із спученим перлітовим піском. При високих температурах гідратні новоутворення таких композицій є нестійкими.

Разом з тим, за гіперповерхнями простежується зростання залежності $G(X_1)$ при малих значення фактора X_2 . При збільшенні водосумішевого відношення X_2 це зростання $G(X_1)$ нівелюється. Отже, фактор водосумішевого співвідношення домінує над фактором співвідношення портландцементу і полегшувальної домішки, що підтверджено Парето-графіком.

Фізично вплив водосумішевого відношення пояснюється тим, що надлишкова вода при змішуванні не бере участь у гідратації портландцементних зерен і залишається у вигляді вільної води, що й призводить до зниження міцності.

При більших значеннях фактора X_3 - температури, наявне стрімкіше зростання функції $G(X_2)$, ніж при мінімальних значеннях X_2 . У той же час, при мінімальних значеннях X_2 простежується стрімкіше зростання залежності $G(X_3)$, ніж при максимальних X_2 . Крім того, діапазон зростання міцності більший для фактора X_2 . Це свідчить про те, що вплив водосумішевого відношення на міцність цементного каменю превалює над впливом умов тужавіння (температури при відповідних значеннях пластового тиску).

На тривимірних перетинах цільової функції $G(X_1, X_3)$ спостерігаємо прямо пропорційну залежність $G(X_3)$ і відповідне нівелювання фактора X_1 .

Аналогічна картина спостерігається на контурних кривих цільової функції. Важливо підкреслити, що результатом моделювання є визначення точки оптимуму при конкретних значеннях $X_1=-0,00589592$; $X_2=-1,68178$; $X_3=1,55811$, міцність при таких рівнях - відповідно становитиме 5,98 МПа.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Одержана статистична математична модель міцності цементного каменю з полегшеного (легкого) тампонажного матеріалу на основі

тампонажного портландцементу ПЦТІ-100 і модифікатора-наповнювача спученого перлітового піску залежно від складу цементного розчину і умов тужавіння.

На основі аналізу результатів моделювання показано, що введення полегшувальної добавки до тампонажної суміші в кількості до 11 % на суху масу негативно не впливає на міцність цементного каменю.

З отриманих гіперповерхонь і контурних кривих визначено характер та ступінь впливу кожного з членів полінома на цільову функцію - міцність цементного каменю $G(X_1, X_2, X_3)$. Найбільш значимим є фактор X_2 - водосумішове відношення. Далі за значимістю члени моделі полінома розміщуються в наступному порядку: X_3, X_3^2 , а при довірчій імовірності 90 % цей ряд має вигляд: X_2, X_3, X_3^2, X_1^2 .

Встановлено, що гіперповерхня $G(X_1, X_3)$ має точку екстремуму, що дозволяє оптимізувати за факторами X_1, X_3 склад тампонажної суміші. Максимальна міцність тампонажного каменю $G=5,98$ МПа має місце в точці оптимуму з координатами: $X_1=-0,00589592$; $X_2=-1,68178$; $X_3=1,55811$.

Отримана математична модель є адекватною і повністю підтверджується фізико-хімічними процесами, що відбуваються при тужавінні тампонажного розчину.

Список літератури

1. Концепція геодинамічного походження аномальних пластових тисків в осадовій оболонці земної кори [Електронний ресурс] / **О. О. Орлов., М. І. Євдошук, В. Г. Омельченко, О. М. Трубенко** // Розвідка та розробка нафтових і газових родовищ. – Івано-Франківськ: ІФНТУНГ, 2007. – № 4 (25). – С. 18–23. Режим доступу: <http://itnng.nung.edu.ua/sites/itnng.nung.edu.ua/files/journals/024/070000zk.pdf>
2. **Орловський В.М.** Тампонажні матеріали, що розширюються при твердінні: монографія / **В.М. Орловський**. – Полтава, 2015. – 129 с.
3. **Горський В. Ф.** Тампонажні матеріали і розчини / **В.Ф. Горський**. – Чернівці, 2006 – 524 с.
4. **Балицкая З. А.** Тампонажные растворы для глубоких скважин / **З. А. Балицкая, Верещака И. Г., Сачков В. В.** и др. – Москва: Недра, 1976. – 120 с.
5. **Булатов А. И.** Тампонажные материалы / **А. И. Булатов, В. С. Данюшевский**. – Москва: Недра, 1987. – С. 164-167
6. **Данюшевський В.С.** Справочное руководство по тампонажным материалам / **В. С. Данюшевский, Р. М. Алиев, И. Ф. Толстых**. – Москва: Недра, 1987. – 373 с.
7. **Broni-Bediako E., Ogbonna F. Joel and Grace Ofori-Sarpong** // Oil and Gas Research. – Volume 2. – Issue 2. – 2016. – P 112. – Doi:10.4172/ogr.1000112. Access mode: https://www.researchgate.net/publication/303875122_Oil_Well_Cement_Additives_A_Review_of_the_Common_Types
8. **Бойко В.С.** Технологія розробки нафтових родовищ / **В.С. Бойко**. – Івано-Франківськ, Нова Зоря, 2011. – 509 с.
9. Properties of Lightweight Cement Mortar Containing Treated Pumice and Limestone / **Hesham Alsharie, Talal Masoud, Aziz Ibrahim Abdulla and Aseel Ghanem** // Journal of Engineering and Applied Sciences. – 2015. – Volume 10. – Issue 5. – P. 96–101. DOI: 10.3923/jeasci.2015.96.101
10. **Asad Hanif.** Utilizing Fly Ash Cenosphere and Aerogel for Lightweight Thermal Insulating Cement-Based Composites [Electronic resource] / **Asad Hanif, Pavithra Parthasarathy, Zongjin Li** // International Journal of Civil, Environmental, Structural, Construction and Architectural Engineering. – Volume 11. – Issue 2. – 2017. – P 71–77. Access mode: <http://waset.org/publications/10006243/utilizing-fly-ash-cenosphere-and-aerogel-forlightweight-thermal-insulating-cement-based-composites>
11. Lightweight Polyurethane Mortar with Structural Properties [Electronic resource] / **Horgnies V., Matthieu M.; Arroyo R., Rodríguez A., Gutierrez-Gonzalez S.** // Advanced Materials Research. – Zurich. – 2015. – Volume 1129. – P. 581-585 doi: 10.4028/www.scientific.net/AMR.1129.581. Access mode: <https://www.researchgate.net/publication/282151488>
12. Durability of Lightweight Slurries for Oilwell Cementing [Electronic resource] / **Balthar V. K. C. B. L. M., Toledo Filho R. D., E. de Moraes Rego Fairbairn, C. R. de Miranda** // Key Engineering Materials. Switzerland. – Trans Tech Publications. – 2016. – Volume 711. – P. 203–210 doi: 10.4028. Access mode: <https://www.scientific.net/KEM.711.203>
13. **A. S. Bubnov.** The effect of lightweight agents on the density of cement slurry applied during oil and gas well drilling / **A. S. Bubnov, V. S. Khorev and I. A. Boyko**. // Scientific and Technical Challenges in the Well Drilling Progress IOP Publishing IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science. – 2015. – Volume 24 012008 doi:10.1088/1755-1315/24/1/012008
14. **В.М. Орловський.** Нові полегшені і легкі тампонажні матеріали / **В.М. Орловський, С.Г. Михайленко, О.В. Лужаниця** // Науковий вісник. – Івано-Франк. нац. тех. унів. нафти і газу. – 2010. – №3. – С. 10 – 14.
15. **Сергеев П. В., Білецький В. С.** Комп'ютерне моделювання технологічних процесів переробки корисних копалин: практикум / **Сергеев П. В., Білецький В. С.** – Маріуполь: Східний видавничий дім, 2016. – 119 с.

Рукопис подано до редакції 11.03.17

АКТУАЛЬНІ ПРОБЛЕМИ УПРОВАДЖЕННЯ ІНФОРМАЦІЙНО-КОМУНІКАЦІЙНИХ ТЕХНОЛОГІЙ У ВИЩІЙ ОСВІТІ

Мета. Теоретично обґрунтувати і розробити основні компоненти комп'ютерно орієнтованої методичної системи навчання інформатики, впровадження яких у навчальний процес будуть сприяти формуванню і розвитку професійних та інформатичних компетентностей студентів гірничих напрямів підготовки вищих навчальних закладів. Розроблення науково обґрунтованих методичних систем навчання фахових дисциплін, які базуються на компетентністному підході, упровадженні в навчальний процес інноваційних педагогічних технологій, використання яких сприятиме інтенсифікації процесу навчання, активізації навчально-пізнавальної діяльності студентів, розкриттю їхнього творчого потенціалу, збільшенню ролі самостійної та індивідуальної роботи, формуванню і розвитку у них професійних компетентностей.

Методи. Метод проблемного навчання реалізується через виконання студентами індивідуальних завдань дослідницького характеру, які передбачають дослідження фундаментальних питань інформатики, сучасних і перспективних інформаційних технологій.

Наукова новизна. Розроблення теоретичних і методичних основ підготовки майбутніх фахівців з гірництва та екології, визначення структури і змісту відповідного інформаційного і програмного забезпечення навчального процесу підготовки майбутнього фахівця в умовах університету, впровадження в освітній процес ВНЗ дистанційного навчання, яке повинно бути науково обґрунтованим і педагогічно виваженим. Упровадження цих технологій важливе для майбутніх фахівців, які повинні володіти сучасними технологіями виробництва.

Практична значимість. Удосконалення моделі формування інформатичних компетентностей майбутніх гірників. З цією метою складником навчального плану повинні стати дисципліни, пов'язані з інноваційними технологіями, новими методами пізнання, наприклад: основи інформаційних технологій; інтелектуальна власність та інноваційна діяльність; інноваційні технології в галузі.

Результати. В сучасних умовах розвитку суспільства виникає потреба у спеціалістах, що готові до ефективної праці у різних сферах сучасного виробництва. Отже, якісна підготовка фахівців у вищих навчальних закладах (ВНЗ) можлива за умови впровадження інформаційно-комунікаційних технологій (ІКТ) в навчальний процес. Використання ІКТ має стати нормою не тільки у процесі підготовки фахівців з ІКТ, але й під час підготовки інших фахівців технічного, економічного, гуманітарного профілів.

Ключові слова: інформатизація, інформаційно-комунікаційні технології, програмне забезпечення, методи і засоби навчання.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-117-120

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Розроблення теоретичних і методичних основ підготовки майбутніх фахівців з гірництва та екології, визначення структури і змісту відповідного інформаційного і програмного забезпечення навчального процесу підготовки майбутнього фахівця в умовах університету є актуальною проблемою сьогодні.

Аналіз досліджень і публікацій. Інформатизація, яка стосується практично кожного аспекту організації навчання (від галузевих стандартів і навчальних планів до формування необхідного рівня професійної культури всіх учасників освітнього процесу), створює умови для застосування нових способів пізнання процесів і явищ, що відбуваються в економічному та суспільному житті.

На думку провідних науковців (Дичківська І.М., Козлакова Г.О., Триус Ю. В., Яцько О. М.) важливу роль у професійній підготовці майбутніх фахівців відіграють інформатичні дисципліни, що сприяє як формуванню певного рівня інформаційної культури, так і розширенню наукового світогляду, розумінню сутності прикладної і практичної спрямованості інформатики, оволодінню методами та засобами інформатики, використання яких дають позитивні результати в усіх сферах діяльності.

Постановка завдання. Одним із реальних шляхів розв'язання означених проблем, а також підвищення якості професійної підготовки майбутніх фахівців на рівні ВНЗ є розроблення науково обґрунтованих методичних систем навчання фахових дисциплін, які базуються на компетентністному підході, упровадженні в навчальний процес інноваційних педагогічних технологій, використання яких сприятиме інтенсифікації процесу навчання, активізації навчально-пізнавальної діяльності студентів, розкриттю їхнього творчого потенціалу, збільшенню ролі самостійної та індивідуальної роботи, формуванню і розвитку у них професійних компетентностей.

Навчання з використанням інформаційно-комунікаційних технологій і комп'ютерної техніки є складником фахової підготовки майбутніх гірників і повинна сприяти підвищенню рівня сформованості інформатичних компетентностей, розвитку свідомого, мотивованого ставлення студентів до вивчення інформатики, формуванню професійних компетентностей майбутніх фахівців у галузі гірництва.

Традиційна вища освіта повинна закласти основу загальних знань, навчити студентів здобувати їх самостійно. Випускники отримують фундаментальну освіту, але не завжди практичні навички у певній галузі професійної діяльності. Відсутність останнього складника вищої освіти призводить до того, що майбутні фахівці не можуть повноцінно розв'язувати виробничі питання.

Задля того, щоб бути успішним, привабливим для роботодавця випускником ВНЗ, потрібно засвоювати нові форми діяльності, вчитись вирішувати проблемні ситуації, використовувати в реальних умовах новітню інформацію, генерувати ідеї. З цією метою складником навчального плану повинні стати дисципліни, пов'язані з інноваційними технологіями, новими методами пізнання, наприклад: основи інформаційних технологій; інтелектуальна власність та інноваційна діяльність; інноваційні технології в галузі.

Заклади вищої освіти повинні розробляти навчальні програми так, щоб їх можна було швидко змінювати та адаптувати до сучасних умов. Сфера застосування нових інформаційних технологій (ІТ) постійно розвивається й глибше проникає в усі процеси діяльності людини. Безперервний і швидкий розвиток комп'ютерних систем і засобів комунікацій, перехід до нових операційних систем, відновлення версій прикладних програм, засобів та мов програмування висуває більш жорсткі вимоги до комп'ютерної грамотності фахівця та його вмінь використовувати ці засоби у своїй повсякденній роботі. Тому нині актуальною є підготовка фахівця не тільки в практичній площині майбутньої спеціальності, але й зорієнтованого на подальше навчання «упродовж життя», якщо змінилися умови роботи (а це притаманно сучасному інформаційному суспільству) [5].

Викладачі університету сьогодні натрапляють на проблему, пов'язану з тим, що студенти мають низьку активність у навчанні, недостатньо розвинені розумові здібності, не можуть чітко формулювати свої думки, не усвідомлюють необхідності в оволодінні новими знаннями та вміннями. З іншого боку, студенти відчують потребу в активній діяльності, яка спонукає до здобуття знань, розуміють, що без останніх не можна успішно організувати життя, діяльність, правильно мислити, адекватно діяти.

Навчання з використанням новітніх технологій сприяє активізації навчально-пізнавального процесу, формуванню глибокої внутрішньої мотивації, надає змогу інтелектуально та творчо розвиватися, виявляти ініціативу, удосконалювати комунікативні вміння студентів.

Тому використання такого навчання є невід'ємною частиною процесу професійної підготовки бакалаврів, спеціалістів та магістрів, зокрема за спеціальностями «Гірництво» та «Екологія».

Важливо не тільки навчити студентів ефективно використовувати у своїй майбутній діяльності сучасні програмні засоби загального і спеціального призначення, а й залежно від потреб самостійно оволодівати навичками роботи з новими інформаційними технологіями.

Викладення матеріалу та результати. Сьогодні актуальною проблемою є впровадження в освітній процес ВНЗ дистанційного навчання, яке повинно бути науково обґрунтованим і педагогічно виваженим. Упровадження цих технологій важливе для майбутніх фахівців, які повинні володіти сучасними технологіями виробництва.

Сьогодні актуальною проблемою є впровадження в освітній процес ВНЗ дистанційного навчання, яке повинно бути науково обґрунтованим і педагогічно виваженим. Упровадження цих технологій важливе для майбутніх фахівців, які повинні володіти сучасними технологіями виробництва.

Доцільно виділити переваги і недоліки навчання в мережі Інтернет. До переваг можна віднести:

- гнучкий графік організації навчального процесу в часі;
- незалежність від місцезнаходження викладача і студентів;
- інтенсифікацію навчання завдяки електронним органайзерам, закладкам, автоматизованому пошуку навчальної інформації, автоматизованому конспектуванню;
- можливість тотального контролю за навчальною діяльністю студента; залучення до роботи з інформаційними технологіями студентів і викладачів;

індивідуалізацію навчання; автоматизований тестовий контроль;
підвищення комунікації за рахунок дидактичної взаємодії студентів між собою і з викладачами; відкритість до запровадження нових методів навчання;

реалізація принципу наочності представлення навчального матеріалу завдяки засобам мультимедіа; можливість залучення додаткових комп'ютерних навчальних програм і віддаленого доступу до обчислювальних ресурсів.

Викладачі будуть кооперуватися один з одним, щоб студенти могли успішно працювати над своїми проектами, тобто вони будуть більш активно втягуватися в пошукову, дослідницьку та творчу діяльність, розвивати свої знання на основі використання джерел інформації з усього світу.

Також для більшості навчальних дисциплін вищої школи залишається не до кінця розв'язаним питання впровадження ІКТ у процес навчання та пошук ефективних форм поєднання традиційної та комп'ютерно орієнтовної методики навчання.

Саме цим пояснюється і той факт, що під час навчання інформатики комп'ютер розглядають переважно як об'єкт вивчення, і недостатньо уваги приділяється тому, що він водночас є і потужним засобом навчання, використання якого може допомагати викладачеві розв'язувати дидактичні та методичні завдання на якісно новому рівні [6].

Викладач має підготувати збірку кейсів, які відповідатимуть завданням конкретного курсу, зважаючи на вимоги до певних ситуацій. Для ефективної роботи студентів треба продумати домашнє завдання, яке передбачатиме або підготовку питання до конкретної ситуації, або письмовий аналіз самого кейсу.

Також можна запропонувати огляд додаткової літератури з проблем, що стосуються конкретної ситуації.

Велику увагу треба приділити організаційним питанням:

підготувати в достатній кількості тексти самого кейсу, щоб кожен студент міг хоча б за декілька днів отримати його для самостійного опрацювання;

забезпечити інший роздатковий матеріал;

продумати матеріально-технічне забезпечення роботи навчальної групи (аудиторія, меблі, технічні засоби тощо);

розподілити час (особливо на роботу в аудиторії).

На другому етапі викладач розв'язує три основні завдання:

перевіряє знання студентами змісту ситуації (наприклад, пропонує їм відтворити хронологію подій, імена учасників події тощо);

визначає проблеми (питання), що стають предметом обговорення та розв'язання;

конкретну ситуацію позиціонує у відповідний розділ навчального курсу, нагадує ключові моменти теорії, спрямовує студентів на професійний, а не побутовий підхід до аналізу ситуації.

Наступні етапи характеризуються тим, що робота викладача перетворюється на «невидиму руку», що регулює процес аналізу конкретної ситуації, надаючи імпровізовану допомогу групі, яка її потребує.

Викладач стежить за процесом обговорення; вчасно ставить запитання, які допоможуть студентам зробити крок уперед, і водночас оцінює значення ідей, запропонованих раніше; уміє пов'язати виступи окремих студентів, щоб не лише вони, а й уся група могла усвідомити їх значення; має відчуття часу, яке підказує йому, що обговорення триває занадто повільно або занадто швидко, тому слід оптимізувати навчальний процес.

Відтак викладач у процесі аналізу конкретної ситуації повинен добре розумітися на змісті курсу і його міжпредметних взаємозв'язках, спрямовувати процес обговорення. Це складне й відповідальне завдання, яке можна розв'язати лише за ретельної систематичної підготовки до занять.

Дидактична особливість використання методу конкретних ситуацій полягає в тому, що основна робота викладача починається задовго до аудиторного етапу. Чим чіткішою але малопомітною, не домінантною є роль викладача в аудиторії, тим ґрунтовнішу підготовчу роботу він здійснив.

У процесі підготовки необхідно не тільки систематизувати матеріал, продумати приблизний план обговорення, додаткові запитання для активізації дискусії, а й проаналізувати готовність конкретної групи до такої роботи.

Упровадження сучасних інтерактивних методів навчання вимагає глибокого залучення студентів до навчального процесу.

Сучасна освітня технологія у вищому навчальному закладі – це науково обґрунтована і унормована за метою підготовки фахівців, змістом освіти, місцем та терміном навчання система форм, методів, засобів і процедур, що використовуються для організації та здійснення спільної навчальної діяльності тих, хто навчає, та тих, хто навчається [2].

Висновки та напрямки подальших досліджень. Сучасні освітні технології сприяють підвищенню ефективності діяльності вищого навчального закладу за умов:

науковості (включно з психологічною обґрунтованістю самих освітніх технологій);

дотримання принципу безпосередньої взаємодії, делегування повноважень керівника (викладача) функціональному (студенту), посилення вимог до навчальних матеріалів, розширення психологічного поля динамічних процесів в оволодінні інформацією;

володіння викладачами активними методами навчання, позитивною мотивацією до підвищення професіоналізму студентів у процесі активного навчання.

Професійне становлення студентів у вищому навчальному закладі залежить від рівня розвитку їхніх пізнавальних властивостей, наполегливості та емоційної стійкості.

Величезний вплив на професійне становлення студентів у ВНЗ здійснюють їх професійна спрямованість, значущість навчальної задачі і власна активність.

Список літератури

1. Головань М.С. Використання методу проектів у процесі вивчення інформатики та комп'ютерної техніки в економічному вузі // Збірник наукових праць. Випуск 3: В 3-х томах. – Кривий Ріг: Видавничий відділ НМетАУ, 2003. – т. 3: Теорія та методика навчання інформатики. – С. 67 – 71.
2. Дичківська І. М. Інноваційні педагогічні технології. / І.М. Дичківська // К.: Академвидав, 2015 – 304 с.
3. Закон України «Про вищу освіту» // Законодавство України про освіту: зб. законів. – К.: Парламентське в-во, 2014.
4. Інноваційний розвиток України: політико-правові аспекти / За ред. В. П. Горбатенька : Монографія. – К.: ТОВ «Видавництво «Юридична думка», 2006. – 248 с.
5. Козлакова Г.О. Інформатика: технічне і програмне забезпечення: навчальний посібник для студентів, які вивчають англійську мову / Г.О. Козлакова, П. К. Пахотіна – Умань: Візаві, – 2007. – 178 с.
6. Люсак А.В. Технології навчання. Науково-методичний збірник. Вип. 13. – Рівне: НУВГП, 2013. – 217 с.
7. Манако А.Ф., Манако В.В., Павлова Т.П. Педагогічні інновації та трансформація ролі викладача // Проблеми освіти: Наук.-метод. зб. / НЦМ ВО МОН України. К., 2005. Вип. 45: Болонський процес в Україні. Ч.1. С. 153 – 164.
8. Педагогічні технології: теорія та практика / За ред. М.В. Гриньової). – Полтава, 2014. – С. 33 – 47.
9. Томашевський В.М. Моделювання систем. – К.: Видавнича група ВНУ, 2005. – 352 с.
10. Триус Ю. В. Особливості навчання інформатики майбутніх економістів / Ю. В. Триус, О. М. Яцько // Комп'ютер у школі та сім'ї. – 2015.– № С. 20-25.
11. Фельдман Л.П., Петренко А.І., Дмитрієва О.А. Чисельні методи в інформатиці. – К.: Видавнича група ВНУ, 2006. – 480 с.
12. Яцько О. М. Використання міжпредметних зв'язків у навчанні курсу «Інформатика» для студентів економічних спеціальностей / О. М. Яцько. // Збірник наукових праць Уманського державного педагогічного університету. – 2015.– № С. 210.
13. Яцько О. М. Форми організації навчання інформатики у ВНЗ в умовах інформаційного суспільства / О. М. Яцько // Інноваційна діяльність та дослідно- експериментальна робота в сучасній освіті: матеріали Всеукраїнської науково- практичної Інтернет-конференції. – Чернівці: ІППО, 2013. – С. 113-126.

Рукопис подано до редакції 11.03.17

УДК 622.28.04

О.Є. ЛАПШИН, д-р техн. наук, проф., А.К. ГАЦЬКИЙ, канд. техн. наук, доц.,
І.А. ГАЦЬКИЙ, студент, Криворізький національний університет

ЗАПОБІЖНА ПЕРЕСУВНА ВИШКА ДЛЯ ВИКОНАННЯ МОНТАЖНИХ РОБІТ В ГІРНИЧИХ ВИРОБКАХ

Мета. Метою даної роботи є розробка нових, нетрадиційних конструктивно-технологічних рішень в області проведення та кріплення гірничих виробок в залізрудних та інших галузях гірничодобувної промисловості. При проведенні в масиві порід гірничої виробки і в процесі її експлуатації необхідно зберегти необхідні розміри і форму поперечного перерізу виробки, монтаж труб подачі води та свіжого повітря до забою, монтаж кабелів живлення на висоті при цьому забезпечити безпечні умови для роботи людей і транспорту.

Методи дослідження. Використано комплексний підхід, який включає: аналіз і узагальнення науково-технічної інформації, щодо кріплення виробок великого перерізу, монтажу трубопроводів стисненого повітря і води, електричних кабелів та забезпечення безпеки працюючих гірників.

Наукова новизна. Удосконалення конструкції запобіжної пересувної вишки та підвищення безпеки працюючих за рахунок використання захисних помостів, які складаються з рам з'єднаних повздовжніми та поперечними запобіжними перемичками, на яких закріплені листи з відпрацьованої конвеєрної стрічки.

Практична значимість. Запобіжна пересувна вишка застосовується у виробках, камерах, підземних приміщеннях. Вишка пересувається за допомогою будь-якого тягового механізму, а при необхідності вона розбирається, перевозиться платформою в іншу камеру або на інший поверх шахти, а потім складається для наступного використання. Зникає необхідність облаштування складного обладнання, та надається можливість пересування вишки на лижах в процесі проведення виробок, крім того дозволяє використовувати для кріплення виробок великої висоти та об'єму.

Результати. Використання запропонованої вишки при кріпленні і обладнанні камер великого об'єму забезпечує захист працюючих від травмування падаючими кусками гірської породи, а також дозволяє проводити монтаж і демонтаж обладнання на висоті. Вишка проста за конструкцією, може виготовлятися в декількох секцій шахт, швидко розбирається і складається в умовах підземних камер.

Ключові слова: запобіжна пересувна вишка, гірничі виробки, монтажні роботи, кріплення, безпека, травмування людей.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-120-124

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Важливим завданням при проведенні гірничих виробок у складних гірничо-геологічних умовах є забезпечення безпеки виконуваних робіт у вибої із породами покрівлі схильними до обвалення, де часто відбуваються нещасні випадки, травмування людей та утворення завалів, що приводить до порушення технологічного циклу з відповідними їм додатковими трудовими й фінансовими втратами.

Основною причиною травматизму в прохідницьких роботах, є відсутність зручних та надійних захисних засобів, які могли б забезпечити безпечне перебування людей у привибійній зоні при виконанні операцій прохідницького циклу [1,7]. Робітники застосовують звичайні драбини, яких часто не достатньо для монтажу мереж та кріплень гірничих виробок, також драбини не захищають від падінь кусків породи і тому назріла така необхідність у створенні нового технологічного обладнання, яке знизить ризик травматизму та надасть можливість кріплень та монтажу виробок великої висоти та об'єму [3].

За останні десятиліття не з'явилося нових ефективних рішень для монтажу трубопроводів стисненого повітря і води, електричних кабелів, контактного проводу, а також захисту прохідників від вивалів та обвалень порід з покрівлі виробок, тому розробка захисної вишки для виконання монтажних робіт в гірських виробках є актуальною та своєчасною задачею [2,6].

Аналіз досліджень та публікацій. У вітчизняній практиці для кріплення виробок великого перерізу застосовуються в основному тимчасові запобіжні кріплення, а для монтажу мереж звичайні помости та драбини.

Відома запобіжна пересувна вишка для горизонтальних виробок, яка має опорні черевики з розпірними гідроциліндрами і гідроциліндрами повздовжнього переміщення секцій несучих арочних рам, [АС СССР №76768994 E21 D11/14, 1980 Бюл. №37]. Недоліком цієї вишки є складна конструкція яка потребує використання арочних рам спеціального виготовлення та гідродомкратів і застосовується для кріплення виробок певного перерізу[4].

Найбільш близькою за конструкцією є запобіжна пересувна вишка, яка складається з рам кріплення та блоко-тросової системи пересування [10]. Недоліком відомої вишки є, що її неможливо застосувати для кріплення гірничих виробок великої висоти та об'єму таких, як камери дробарок, дозаторів водовідливів підйомних підземних шахт та ін.

На (рис. 1а,б) зображений поміст, складаний, односекційний на якому всі відкидні сходові майданчики виготовлені на базі сталевій рамної конструкції. До рами приварені неслизькі сходи. На сталевій рамі змонтовано шарнірну відкидну конструкцію і обмежувач для фіксації майданчика при установці на сходах [5,8]

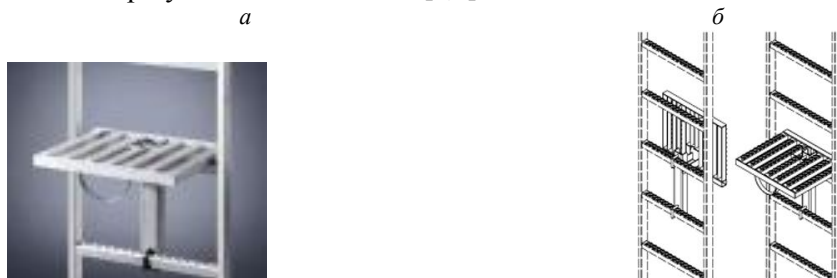


Рис. 1. Поміст: а - складаний, односекційний; б - відкидні сходові майданчики

Однією з основних ідей було взято з так званих будівельних «лісів» які застосовуються у будівництві різних споруд. На рис. 2 зображено будівельні ліси які монтуються на утримованій площі, в якій передбачено надійне відведення води. Уздовж по фасаду будівлі з кроком 3 м укладаються дерев'яні лежні.



Рис. 2. Будівельні ліси

Залежно від прунгового рівня на лежні зміцнюються опорні п'яти або гвинтові опори. Рами й гвинтові опори обов'язково повинні знаходитися в одній горизонтальній площині. Перша й друга рама стають на опори. На поворотних замках до них прикріплюється здвоєна діагональ. Утворена конструкція будівельних лісів скріплюється горизонтальною зв'язкою. Наступна рама ставиться на опори і кріпиться з горизонтальною і, при необхідності, з діагональною зв'язкою. Діагональні зв'язки, найчастіше, встановлюються по горизонту через одну комірку. Монтаж будівельних лісів починається з установки нижнього ярусу.

Рами другого ярусу встановлюються відповідно на рами нижнього на установчий елемент «труба в трубу», аналогічно проводиться скріплення діагоналей і горизонталей і т.ін. [9].

Постановка завдання. Важливим завданням при проведенні гірничих виробок у складних гірничо-геологічних умовах є забезпечення безпеки виконуваних робіт у виробках із породами покрівлі схильними до обвалення, де часто відбуваються нещасні випадки, травмування людей та утворення завалів, що приводить до порушення технологічного циклу з відповідними їм додатковими трудовими й фінансовими втратами. Також основним завданням є розробка конструктивно-технічного рішення щодо монтажу кабелів живлення, труб водо- та повітря-подачі на висоті.

Викладення матеріалу та результати. Задачею запропонованої моделі є удосконалення конструкції запобіжної пересувної вишки та підвищення безпеки працюючих за рахунок використання захисних помостів, які складаються з рам з'єднаних повздовжніми та поперечними запобіжними поясами, на яких закріплені листи з відпрацьованої конвеєрної стрічки.

Технічний результат від використання такої вишки полягає в тому, що зникає необхідність облаштування складного обладнання запобіжної вишки, та надається можливість пересування вишки на лижах в процесі проведення виробок, крім того дозволяє використовувати для кріплення виробок великої висоти та об'єму.

Поставлена задача вирішується за рахунок того, що запобіжна пересувна вишка для виконання монтажних робіт в гірничих виробках, містить опори, з'єднувальні рамки і монтажні помсти.

Згідно моделі, опори виготовлені з труб з'єднаних між собою за схемою «труба в трубі» з можливістю фіксації по висоті, при цьому на кінцях труб жорстко закріплені патрубки в які вільно входять гаки з'єднувальних захисних помостів, на яких закріплено конвеєрну стрічку, що має лаз і драбину для сполучення між ярусами помостів.

Запропонована конструкція вишки ілюструється кресленням, де на (рис. 3) наведено її загальний вид; на (рис. 4) - елемент опори з труб з'єднаних за схемою «труба в трубі»; (рис. 5) - монтажний помст.

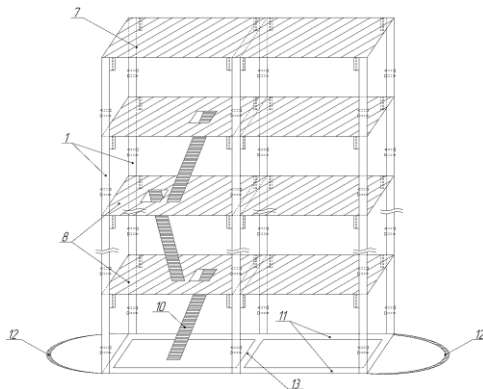


Рис. 3. Загальний вид запобіжної пересувної вишки: 1 - опори; 2 - штирі; 3 - захисний помст; 4 - монтажні помсти; 5 - драбина; 6 - лижі; 7 - петля; 8 - повздовжня перемичка

Запобіжна пересувна вишка містить: опори 1, з'єднані за системою труба в трубі; штирі 2, які фіксують опори по висоті; жорстко закріплені патрубки 3; з'єднувальна рамка 4, з кутової сталі на якій закріплено конвеєрну стрічку 6; до рамки 4, жорстко закріплені гачки 5; захисний помст 7, закріплений на верхньому ярусі конструкції; монтажні помсти 8, обладнані лазом 9, який є на кожному ярусі окрім верхнього; драбина 10, для сполучення між ярусами; лижі 11, для пересування конструкції; петля 12, для зачеплення тягового пристрою та поперечні перемички 13.

Запобіжна пересувна вишка використовується в гірничих виробках наступним чином. Опори 1 виготовляються з труб різного діаметра і з'єднуються між собою за схемою «труба в трубі» і фіксується по висоті штирями 2. Для цього на трубах вирізаються наскрізні отвори однакового діаметра і на однаковій відстані один від одного. При монтажу опор 1 отвори зовнішніх і внутрішніх труб співпадають, що дозволяє здійснити фіксацію по висоті штирями 2. На верхніх кінцях труб жорстко закріплені патрубкі 3, в які вільно входять гачки 5, обладнані з'єднувальні рамки 4, що мають поперечні та повздовжні перемички 13. Зверху рамок 4 на перемичках закріплена болтами конвеєрна стрічка 6 з утворенням захисного і монтажного помосту 7 і 8 відповідно.

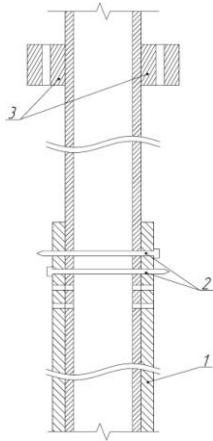


Рис. 4. Елемент опори з труб з'єднаний за схемою «труба в трубі»: 1 - опори; 2 - штирі; 3 - патрубкі

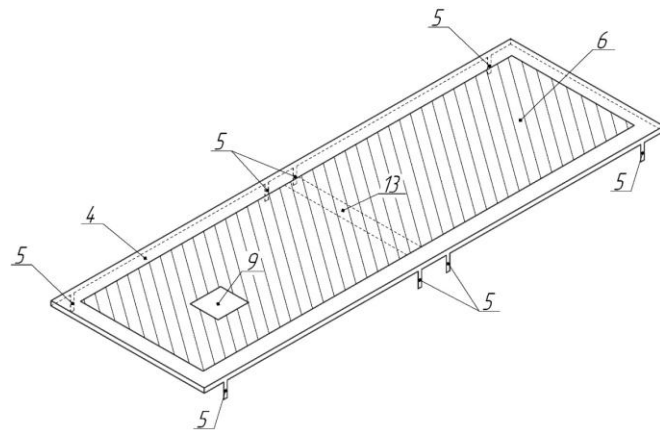


Рис. 5. Монтажник помост: 4 - з'єднувальна рама; 5 - гачки; 6 - конвеєрна стрічка; 9 - лаз; 13 — повздовжня перемичка

В монтажних помостах обладнано лаз 9 і драбина 10, що дозволяє мати сполучення між ярусами помостів. Опори 1 змонтовано на лижах 11, які мають з обох боків тросову петлю 12 для пересування по виробкам за допомогою самохідної машини.

Запобіжна пересувна вишка застосовується у виробках, камерах, підземних приміщеннях для їх кріплення, а також для монтажу трубопроводів, електрокабелів, стаціонарних машин і механізмів.

Вишка має пересуватися за допомогою будь-якого тягового механізму, а при необхідності вона розбирається, перевозиться платформою в іншу камеру або на інший поверх шахти, а потім складається для наступного використання.

Використання запропонованої вишки при кріпленні і обладнанні камер великого об'єму забезпечує захист працюючих від травмування падаючими кусками гірської породи, а також дозволяє проводити монтаж і демонтаж обладнання на висоті.

Вишка проста за конструкцією, може виготовлятися в декількох секцій, швидко розбирається і складається в умовах підземних камер.

Висновки та напрямок подальших досліджень. У світі застосовується велика кількість запобіжних вишок різної конструкції, але вони містять ряд недоліків.

Переважає більшість з них не забезпечує необхідної безпеки працівників, а інші являються економічно не вигідними та не досконалими.

У зв'язку з цим розроблена модель запобіжної пересувної вишки, в якій зникає необхідність облаштування складного обладнання конструкції, та надається можливість пересування вишки на лижах в процесі проведення та обладнання виробок, крім того дозволяє використовувати для кріплення виробок великої висоти та об'єму.

Разом з тим, забезпечується захист працюючих у вибої працівників від травмування відшарованими шматками гірської породи при веденні технологічних процесів.

Вишка проста за конструкцією, швидко розбирається і складається в підземних умовах та не потребує значних економічних витрат за рахунок повторного використання відпрацьованих матеріалів.

Список літератури

1. Сборник трудов ДНТУ, 2004. - Вып. 72. - 47 с.
2. **Лысиков Б.А., Большинский М.И.** Разработка кафедры по созданию легкого и удобного крепеукладчика простого и надежного резерва повышения безопасности и производительности труда проходчиков. Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: "Гірничо-геологічна". Вип. 72 / Ред.: Машков Є.О.(голова) та ін. - Донецьк, ДонНТУ, 2004 – 198 с.
3. О направлении развития технологии сооружения горизонтальных и наклонных горных выработок в сложных горно-геологических условиях / **В.В. Гамаюнов, В.П. Друцко, В.Г. Гнездилов, Б.В. Алферов, Ю.С. Шаповал** // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. тр. – Днепропетровск: ИГТМ НАНУ, 2004. – Вип. 51. – С. 92-102.
4. Устойчивость и крепление горных выработок. Взаимодействие крепи и пород в сложных условиях / Л., изд. ЛГИ, 1984. – 111 с.
5. **М.Н. Гелескул.** Справочник по креплению капитальных и подгото-вительных горных выработок./ **Гелескул М.Н., Каретников В.Н.** – М.: Недра, 1982. – 473 с.
6. Буровзрывные работы, проведение и крепление горных выработок/ **С.П. Ананьев, Е.В. Китайский, И.Д. Насонов, В.Е. Нейенбург.** –М.: ГОСГОРТЕХИЗДАТ, 1961. – 97 с.
7. Основы горного дела: Учебник для вузов. — 2-е изд., стер./ **П.В. Егоров, Е.А. Бобер, Ю.Н. Кузнецов** [и др.] - М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2006. — С. 78-79.
8. Проведение и крепление горных выработок/ **В.В. Орлов, А.М. Янчур, Н.С. Бабичев, А.М.** [и др.] – М.: Недра, 1965. – 496 с.
9. **Тарасов Л.Я.** Проведение и крепление горных выработок./ Л.Я. Тарасов. – М.: Государственное научно-техническое издательство литературы по черной и цветной металлургии, 1957. – 516 с.
10. **Гиленко В.А., Федотов В.Н., Цветков В.К.** Способы и средства возведения временной крепи в подземных горизонтальных выработках. – М., 1989. – 28 с.

Рукопис подано до редакції 21.03.17

УДК 621.382.333

І. А. КОЗАКЕВИЧ, Ю. Г. ОСАДЧУК, канд. техн. наук, доц., **Р. А. ІЛЬЧЕНКО**, студент
Криворізький національний університет

КЕРУВАННЯ ПОТОКАМИ ПОТУЖНОСТІ ГІБРИДНИХ ТРАНСПОРТНИХ ЗАСОБІВ

Мета. Метою даної роботи є дослідження можливостей використання електричної машини з двома роторами в якості засобу керування потоками потужності гібридного транспортного засобу, аналіз шляхів підвищення її енерго-ефективності. Для досягнення зазначеної мети в роботі виконано аналіз існуючих структур гібридних транспортних засобів, переваг та недоліків використання планетарної передачі, як засобу розділення потужності гібридного транспорту, виконано вивчення конструкційних особливостей та режимів роботи чотирипортових асинхронних машин з двома електричними портами та двома механічними портами, розробка математичної моделі та структури системи керування такою машиною.

Методи дослідження. У роботі використані методи теорії автоматичного керування, методи теорії оптимального керування й методи дослідження нелінійних систем автоматичного керування, варіаційне й матричне обчислення, чисельні методи та методи дискретно-польового моделювання.

Наукова новизна. Розроблено дискретно-польову модель асинхронного двигуна з двома роторами та структуру системи керування, що дозволяє реалізувати усі основні процеси розділення потужності, що спостерігаються при роботі гібридних транспортних засобів.

Практична значимість. Практична цінність отриманих результатів полягає у розробці алгоритмів керування двороторною машиною, що дозволяє виконувати гнучке керування потоками потужності гібридного транспортного засобу з необхідною швидкодією.

Результати. Проаналізовано існуючі структури гібридних транспортних засобів. Шляхом вивчення особливостей послідовно-паралельної топології доведена значна роль планетарної передачі, як засобу розділення потужності, що фігурує в різних структурних частинах системи – двигун внутрішнього згорання, генератор, електричний тяговий двигун. Шляхом вивчення конструкційних особливостей та режимів роботи електричних машин з двома роторами доведено, що їх використання має значну кількість переваг проти аналогічного використання планетарної передачі, оскільки розділення потужностей в даному випадку відбувається не на рівні механічної енергії, а на рівні електромагнітної.

Ключові слова: гібридні силові установки, асинхронний двигун, двороторна машина, двигун внутрішнього згорання.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-124-129

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. В даний момент система електричної змінної передачі стає основною технологією для повних гібридних елек-

тричних транспортних засобів, що призводить до її постійних еволюційних змін. Існуючі системи базуються на використанні планетарної зубчастої передачі, що має ряд недоліків, які пов'язані з втратами потужності в передачі, наявністю шумів та необхідністю регулярного змащування. Для усунення вказаних недоліків було розроблено новий клас пристроїв електричної змінної передачі, в основі якої є використання машини з двома роторами для реалізації розділення потужності. У роботі проаналізовано функціонування вузлів розподілу потужності на основі вивчення конфігурації системи керування та конструкції машини з двома роторами.

Аналіз досліджень і публікацій. Розвиток електричних та гібридних транспортних засобів є актуальною задачею сьогодення [1], оскільки дозволяє більш ефективно використовувати кінцевий запас природних ресурсів, вирішувати екологічні проблеми міст, проте за певними експлуатаційними показниками дані види рухомих засобів поступаються традиційним, що базуються на використанні двигуна внутрішнього згорання. Оскільки поширення чисто електричних транспортних засобів залежить від розвитку автономних джерел живлення [2], то основна увага фахівців в галузі електромеханіки в даний час направлений на розвиток структур гібридних транспортних засобів [3]. У структурі послідовно-паралельних гібридних транспортних засобів ключове місце займає розділювач потужності, що називається планетарною передачею [4]. Проте, їй властиві втрати потужності [5], шум при роботі та необхідність змащування. Актуальний напрямок модернізації даної передачі – заміна на електричну машину з двома роторами, що дозволяє виконувати гнучке розділення потужності між компонентами гібридного автомобіля [6].

Постановка завдання. Метою роботи є дослідження можливостей використання електричної машини з двома роторами в якості засобу керування потоками потужності гібридного транспортного засобу, аналіз шляхів підвищення її енергоефективності.

Викладення матеріалу та результати. Електрична змінна передача, що базується на використанні планетарної передачі виконує функції розділення вхідної потужності, що надходить від електричного двигуна та двигуна внутрішнього згорання. Оскільки при цьому планетарна передача представляє собою механічний вузол, то її використання пов'язане з втратами потужності, акустичним шумом, необхідністю постійного змащування, можливістю виникнення люфтів та ексцентриситету. Тому цілком виправданою є ідея використання електричного пристрою для розподілу потужності замість механічної передачі, оскільки такий підхід здатний усунути усі вказані недоліки. Основним елементом даної системи є електрична машина з двома роторами.

На рис. 1 представлена структура приводу з використанням електричної змінної трансмісії на базі планетарної передачі, що містить у своєму складі електричну машину, яка, як правило, працює в якості генератора, та іншої електричної машини, що працює як двигун, силового перетворювача, що містить керований випрямляч та інвертор, а також акумуляторну батарею. Коли двигун внутрішнього згорання приводить в дію зубчасті передачі-сателіти, потужність розділяється на дві частини: механічну та електричну. Механічна потужність від двигуна внутрішнього згорання до трансмісії передається через коронну шестерню планетарної передачі. Електрична частина потужності проходить через мале центральне зубчасте колесо (сонце), генератор, керований випрямляч, акумуляторну батарею, інвертор, електричний двигун 2: сонячна шестерня обертає ротор генератора, при цьому генератор виробляє електричну енергію. Керований випрямляч здійснює узгодження вихідної напруги генератора та ланки постійного струму, контролюючи потік потужності, а акумуляторна батарея виступає в ролі буфера енергії. Інвертор здійснює керування потоком потужності між ланкою постійного струму та статором машини, а ротор даної машини приводить у рух транспортний засіб.

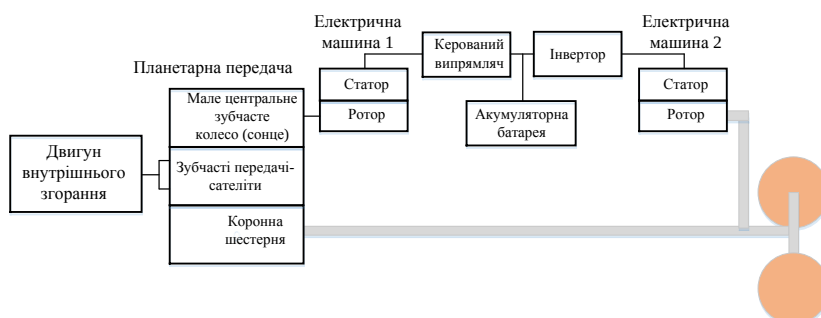


Рис. 1. Структура приводу гібридного транспортного засобу з використанням планетарної передачі

На рис. 2 представлена структура гібридного електричного транспортного засобу при використанні машини з двома роторами. За рахунок того,

що статор і ротор електричної машини 1, що в першу чергу розглядається в якості генератора, можуть вільно обертатися, електрична машина 1 може розглядатися, як проста машина з подвійним ротором, що може в той же час виконувати функцію планетарної передачі, здійснюючи розділення потужності двигуна внутрішнього згорання та виконуючи функцію генератора, виробляючи електричну потужність. Електрична машина 1 ділить потужність двигуна внутрішнього згорання на дві частини.



Рис. 2. Структура приводу гібридного транспортного засобу з використанням електричної машини з двома роторами

Одна частина проходить від двигуна внутрішнього згорання через внутрішній та зовнішній ротори електричної машини 1 та ротор електричної

машини 2, що в першу чергу розглядається в якості двигуна. Інша частина проходить через внутрішній ротор електричної машини 1, керований випрямляч, батарею, інвертор та електричну машину 2 так: двигун внутрішнього згорання обертає внутрішній ротор електричної машини 1, внутрішній ротор генерує електричну енергію, що через керований випрямляч, який здійснює контроль потоку потужності, надходить до ланки постійного струму. Отже, у даній системі всі недоліки, що властиві системам з використанням планетарної передачі, можуть бути повністю усунені.

Через те, що між зовнішнім ротором електричної машини 1 та ротором електричної машини 2 існує безпосередній зв'язок, вони можуть бути об'єднані для формування однієї машини, що має статор та два ротора. Як видно з рис. 3, структура такої системи є значно простішою за систему з використанням планетарної передачі.



Рис. 3. Структура приводу гібридного транспортного засобу з використанням однієї електричної машини

У даній системі двигун внутрішнього згорання обертає внутрішній ротор, його потужність розділяється на дві частини. Одна частина через внутрішній ротор та

зовнішній ротор передається на колеса, а інша частина проходить через внутрішній ротор, керований випрямляч, акумуляторну батарею, інвертор, статор та через зовнішній ротор передається на колеса. Отже, зовнішній ротор є точкою, де здійснюється складання двох обертальних моментів.

Для поліпшення експлуатаційних характеристик, таких як гнучкість управління, та оптимізації коефіцієнту корисної дії деякі електричні машини мають два електричних входи. Наприклад, асинхронна машина з подвійним живленням має трифазні обмотки на статорі, як один електричний вхід, та трифазні обмотки на роторі, як інший електричний вхід, тому є можливість керування рекуперацією енергії ковзання. Оскільки ці машини мають два електричних вхідні порти і один механічний вихід, вони можуть бути класифіковані як трипортові машини з двома входами та одним виходом.

На відміну від швидкого розвитку електричних машин з двома входами та одним виходом, розвиток машин з одним входом та двома виходами відбувається досить повільно. Основною причиною є відсутність попиту з боку промислових підприємств, які не мають у своєму користуванні технологічних установок, що вимагають від електричної машини двох механічних виходів. Оскільки останнім часом збільшується кількість механізмів, що використовують обертання двох тіл, наприклад, у випадку транспортного засобу – два колеса, подвійних робочих колес у випадку промислових змішувачів, розробка трипортових машин з одним входом та двома виходами дещо прискорюється. Ці трипортові машини з одним входом та двома вихода-

ми мають два вали, які розміщені концентрично або мають бокове зміщення. Отже, при додаванні ще одного електричного порту для покращення експлуатаційних характеристик легко отримати чотирипортову машину з двома входами та двома виходами.

Як і у всіх електромеханічних пристроїв, усі порти є двонаправленими. Тобто, вхідні і вихідні порти є взаємозамінними, тому і електричні, і механічні порти дозволяють проходження потоку потужності у обидва боки. Існують три основні частини, які можна назвати внутрішньою, середньою та зовнішніми частинами, які розділені повітряними зазорами, проте мають магнітний зв'язок. У загальному випадку усі ці частини можуть бути обладнані обмотками. Обмотки внутрішньої та зовнішньої частин служать в якості двох електричних портів, в той час як вали внутрішньої та середньої частини служать в якості механічних портів. Крім того, є певні унікальні особливості такої машини з двома роторами: 1. Два механічні порти можуть вільно розподілятися між трьома частинами в залежності від того, які обертаються частини є найбільш сприятливими для конкретного застосування. 2. Для реалізації двох електричних портів, обмотки одного розміщують на нерухомій частині машини, в той час як інший розміщують на одній з двох частин, що обертаються. 3. Середня частина машини затиснута між внутрішнім та зовнішнім повітряними зазорами таким чином, що відповідний крутний момент дорівнює сумі електромагнітних складових крутного моменту, що створюються з боку двох повітряних зазорів. 4. Дві механічні частини можуть приводити у рух два механічних тіла, бути приведеними у рух від двох механічних тіл або одна частина може приводити у рух, а інша – приводитися у рух іншими тілами. Два електричних порти можуть одночасно споживати або генерувати електричну енергію або один може приймати її, а інший – генерувати. Вони також можуть бути з'єднані один з одним через напівпровідниковий перетворювач для здійснення внутрішнього контролю потужності. 5. Коли електричний порт розташований на частині, що обертається, необхідно використання контактних кілець або щіток.

Як уже згадувалося раніше, два механічні порти можуть вільно розподілятися між трьома частинами машини. Незалежно від того, як ці частини використовуються, існують два можливих режими роботи, що залежать від відносних швидкостей двох частин, що обертаються (зовнішній та внутрішній ротори). Для подальшого ілюстрування приймемо, що зовнішня частина є статором, середня частина є зовнішнім ротором, а внутрішня частина представляє собою внутрішній ротор. По-перше, коли обидва ротори мають однакову швидкість, відносна швидкість дорівнює нулю і, отже, електромеханічна передача енергії між ними не відбувається. В такому режимі її роботу можна розглядати, як роботу традиційної машини, у якої ротор має два виводи. По-друге, коли швидкість внутрішнього ротора відрізняється від зовнішнього ротора, виникає ковзання між ними. В такому випадку внутрішній ротор потрібно збуджувати з частотою ковзання, а потік потужності через внутрішній ротор внаслідок ковзання може бути як негативним, так і позитивним, в залежності від того, який знак має величина ковзання.

Асинхронний двигун з двома роторами має статор, зовнішній та внутрішній ротори, які розташовані концентрично. На статорі, як правило, розташована трифазна розподілена обмотка, яка аналогічна тій, що використовується у традиційних асинхронних машинах. Зовнішній ротор обладнаний короткозамкненим ротором, що складається з двох замикаючих кінцевих кілець, які схожі на звичайний короткозамкнений ротор асинхронної машини. Внутрішній ротор також має трифазну розподілену обмотку з окремими фазними клемми, які окремо з'єднані з трьома контактними кільцями, що схоже за конструкцією на будову фазного ротору асинхронного двигуна.

Для полегшення пояснення принципу роботи та аналізу електричної змінної трансмісії з двома роторами асинхронна машина з двома роторами розділяється на дві каскадно з'єднані асинхронні машини: машина 1 представляє собою примітивну машину з двома роторами, а машина 2 є традиційною машиною. Зовнішній ротор машини 1 механічно з'єднаний з ротором машини 2. У даному випадку існує два шляхи для проходження потоку потужності. Одним шляхом є механічний зв'язок між зовнішнім ротором машини 1 та ротором машини 2. Іншим шляхом є електричний зв'язок між внутрішнім ротором машини 1 та статором машини 2 через силовий перетворювач та акумуляторну батарею. Тому, коли двигун внутрішнього згорання приводить у рух машину 1, то машина 1 працює в якості генератора, в той час як машина 2 працює в якості двигуна.

При моделюванні машини 1 необхідно прийняти до уваги наявність двох роторів, в той час

як моделювання машини 2 є таким же, як і для традиційної асинхронної машини. Розширенням координатних перетворень для традиційної асинхронної машини напрямок потокозчеплення зовнішнього ротора машини 1 приймається за напрямок додатного напрямку вісі d . Тоді рівняння електричної рівноваги машини 1 можуть бути записані так

$$u_{d1} = R_1 i_{d1} + \frac{d\psi_{d1}}{dt} - \omega_s - p\omega_{m1} \psi_{q1}; \quad u_{q1} = R_1 i_{q1} + \frac{d\psi_{q1}}{dt} + \omega_s - p\omega_{m1} \psi_{d1}; \quad 0 = R_2 i_{d2} + \frac{d\psi_{d2}}{dt};$$

$$0 = R_2 i_{q2} + \omega_{ck} \psi_{d2},$$

де u_{d1} та u_{q1} - фазні напруги внутрішнього ротора в проекціях на вісі d та q , R_1 - активний опір обмоток внутрішнього ротору, i_{d1} та i_{q1} - фазні струми внутрішнього ротора в проекціях на вісі d та q , ω_{d1} та ω_{q1} - потокозчеплення внутрішнього ротора в проекціях на вісі d та q , ω_s - синхронна швидкість, p - число пар полюсів, ω_{m1} - механічна швидкість внутрішнього ротора, R_2 - активний опір обмоток зовнішнього ротору, i_{d2} та i_{q2} - фазні струми зовнішнього ротора в проекціях на вісі d та q , ω_{d2} - потокозчеплення зовнішнього ротора в проекції на вісі d , ω_{ck} - частота ковзання.

Відповідні потокозчеплення можуть бути розраховані за наступними залежностями

$$\psi_{d1} = L_1 i_{d1} + L_m i_{d2}; \quad \psi_{q1} = L_1 i_{q1} + L_m i_{q2}; \quad \psi_{d2} = L_m i_{d1} + L_2 i_{d2}; \quad 0 = L_m i_{q1} + L_2 i_{q2},$$

де L_1 - власна індуктивність обмоток внутрішнього ротора, L_2 - власна індуктивність обмоток зовнішнього ротора, а L_m - взаємна індуктивність. Отже, синхронна швидкість та частота ковзання можуть бути розраховані так

$$\omega_s = p\omega_{m1} + \omega_1 = p\omega_{m2} + \omega_{ck}; \quad \omega_{ck} = s\omega_s = \frac{L_m i_{q1}}{T_e \psi_{d2}},$$

де ω_1 - кутова швидкість обертання внутрішнього ротора, а T_e - електрична стала часу обмоток внутрішнього ротора.

Для забезпечення взаємодії між машиною 1 та машиною 2, співвідношення їх моментів можна записати так

$$M_{m1} - M_{e1} = J_1 \frac{d\omega_{m1}}{dt}; \quad M_{m2} - M_n = J_2 \frac{d\omega_{m2}}{dt}; \quad M_{m2} = M_{e1} + M_{e2},$$

де M_{m1} та M_{m2} - крутні моменти машини 1 та машини 2 відповідно, J_1 та J_2 - моменти інерції машини 1 та машини 2 відповідно, M_{e1} та M_{e2} - електромагнітні моменти, що створюються у повітряних зазорах машини 1 та машини 2 відповідно, M_n - момент навантаження.

Отже, з цього можна отримати

$$M_{m1} + M_{e2} = M_n + J_1 \frac{d\omega_{m1}}{dt} + J_2 \frac{d\omega_{m2}}{dt},$$

що демонструє той факт, що сума механічних обертальних моментів машини 1 та електромеханічний момент, що створюється у повітряному зазорі машини 2, дорівнює сумі моменту навантаження та моменту прискорення інерційних мас машини 1 та машини 2. Насправді, механічний крутний момент машини 1 є крутним моментом двигуна, а електромеханічний момент, що створюється у повітряному зазорі машини 2 є крутним моментом двигуна даної системи електричної змінної трансмісії.

Висновки та напрямки подальших досліджень. У роботі здійснено теоретичне узагальнення й розв'язання актуальної науково-технічної задачі підвищення енергоефективності структур гібридних транспортних засобів. В даний момент існуючі варіанти таких структур використовують у своєму складі планетарну передачу, що дозволяє з'єднати в єдину синергетичну систему двигун внутрішнього згорання, генератор та приводний електричний двигун. Виявлені недоліки таких систем дозволяють констатувати факт, що дана передача є слабкою ланкою даної структури, що робить актуальним пошук шляхів щодо можливої її заміни, а оскільки в ній розділення енергії виконується на механічному рівні, то цілком логічною є спроба виконати аналогічне розділення на електромагнітному рівні, що є можливим завдяки використанню електричних машин з двома роторами.

Список літератури

1. Сінолицький А.П. Дослідження спостерігача Люенбергера для бездатчикового векторного керування при роботі на низькій швидкості / А.П. Сінолицький, Ю.Г. Осадчук, І.А. Козакевич // Електротехнічні та комп'ютерні системи. – 2011. – Вип. 3. – С. 38-39.
2. Тімков О. М. Визначення потужності агрегату для рекуперації кінетичної енергії та мінімальної швидкості з

якої доцільно починати рекупераційне гальмування для гібридного автомобіля в залежності від їздового циклу / **О. М. Тімков, О. С. Іванов** // Управління проектами, системний аналіз і логістика. Технічна серія. - 2012. - Вип. 9. - С. 197-201.

3. **Кашуба А. М.** Рекуперация кінетичної енергії в автомобілях з гібридною силовою установкою [Електронний ресурс] / **А. М. Кашуба** // Наукові нотатки. - 2011. - Вип. 35. - С. 93-95.

4. **Осадчук Ю.Г.** Синтез алгоритму векторного керування двома асинхронними двигунами, що живляться від одного інвертора / **Ю.Г. Осадчук, І.А. Козакевич** // Вісник Криворізького національного університету. - 2011. - Вип. 28. - С. 150-154.

5. **Тімков О.М.** Аналіз послідовної схеми гібридного автомобіля [Електронний ресурс] / **О.М. Тімков** // Управління проектами, системний аналіз і логістика. Технічна серія. - 2011. - Вип. 8. - С. 193-197.

6. **Осадчук Ю.Г.** Дослідження топологій багаторівневих інверторів з використанням «плаваючих» конденсаторів / **Ю.Г. Осадчук, І.А. Козакевич, Р.В. Сіянюк** // Качество минерального сырья. Сборник научных трудов. - С. 420-428.

7. **Liu J.** An online energy management strategy of parallel plug-in hybrid electric buses base on a hybrid vehicle-road model / **J. Liu, Y. Chen** // 19th International conference on intelligent transportation systems. - 2016. - Pp. 927-932.

8. **Козакевич І.А.** До питання використання анізотропних властивостей асинхронних двигунів для бездатчикового керування / **І.А. Козакевич** // Актуальні питання сучасної науки. Матеріали науково-практичної конференції. - 2014. - С. 60-65.

9. **Xu Q.** Comparison analysis of power management used in hybrid electric vehicle based on electric variable transmission / **Q. Xu, X. Jiang, S. Cui** // 11th International conference on control. - 2016. - Pp. 1-7.

10. **Сінчук О.М.** Аналіз струму нульової послідовності асинхронних двигунів для бездатчикового керування / **О.М. Сінчук, Ю.Г. Осадчук, І.А. Козакевич** // Гірничий вісник. - 2014. - Вип. 98. - С. 23-27.

11. **Xu Q.** Research on intelligence torque control for the electrical variable transmission used in hybrid electrical vehicle / **Q. Xu, L. Song, D. Tian, S. Cui** // International conference on electrical machines and systems. - 2011. - Pp. 1-6.

12. **Козакевич І.А.** Дослідження адаптивних систем з задаючою моделлю для бездатчикового векторного керування асинхронним двигуном при роботі на низькій швидкості / **І.А. Козакевич, Д.О. Шкурко** // Вісник Криворізького технічного університету. - 2011. - Вип. 29. - С. 204-208.

13. **Осадчук Ю.Г.** Исследование энергетических характеристик частотно-регулируемых электроприводов / **Ю.Г. Осадчук, И.А. Козакевич, А.Н. Зиненко** // Вісник Криворізького технічного університету. - 2008. - Вип. 20. - С. 126-130.

Рукопис подано до редакції 21.03.17

УДК 622.647.2

М.П. ТИХАНСЬКИЙ, Л.І. ЄФІМЕНКО, кандидати техн. наук, доц.,
А.М. ТИХАНСЬКА, асистент, Криворізький національний університет

УЗГОДЖЕННЯ СИСТЕМИ КЕРУВАННЯ РЕЖИМАМИ РОБОТИ Й СИСТЕМИ ДІАГНОСТУВАННЯ ТЕХНІЧНОГО СТАНУ КОНВЕЄРА

Метою цієї роботи є встановлення залежностей і закономірностей зміни діагностичних параметрів від режимів роботи стрічкового конвеєра для формування принципів керування конвеєром за його технічним станом, що підвищить коефіцієнт готовності й коефіцієнт технічного використання установки.

Методи дослідження. Виходячи із загальноприйнятих методів діагностування намітилися два головних напрямки діагностування стрічкових конвеєрів: по сумарних витратах енергії на транспортування (інтегральний метод) і по впливу параметрів складальних елементів стрічкового конвеєра на зміну енергоємності транспортування (диференціальний метод).

Наукова новизна. На основі аналізу теоретичних й експериментальних робіт і досвіду експлуатації показано, що режимами роботи конвеєра й характеристики вантажу мають великий вплив на технічний стан його основних вузлів: стрічки, роликів, барабанів. Застосування регульованого приводу для підвищення коефіцієнта готовності й коефіцієнта технічного використання стрічкового конвеєра дотепер не виконувалося. У відомих дослідженнях не розглянуте також питання раціонального узгодження системи керування режимами роботи й системи діагностування і прогнозування технічного стану конвеєра. Тому розробка принципів керування конвеєром за технічним станом його елементів є доцільною з технічної й експлуатаційної точок зору.

Практичне значення. Технічний стан конвеєрної установки визначається, якщо відомі значення структурних параметрів, що однозначно відповідають певним деталям або вузлам устаткування. Взаємозв'язок між окремими деталями або вузлами устаткування і структурних параметрів являє собою модель технічного стану. Модель технічного стану конвеєрної установки складається з моделей основних електромеханічних вузлів. У загальному випадку модель технічного стану може бути представлена в табличній формі, у вигляді n-мірного вектора технічного стану або у вигляді структурної схеми.

Результати. Аналіз відомих систем діагностики укажує на необхідність розробки автоматизованих систем діагностики й прогнозування заснованих на методах, в яких одночасно враховується комплексна оцінка технічних станів окремих елементів конвеєра.

Ключові слова: конвеєр, коефіцієнт технічного використання установки, електромеханічні вузли, діагностування.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Надійність конвеєрної установки в цілому визначається надійністю її основних елементів: привід, стрічка, натяжна станція, вихід з ладу яких приводить у неробочий стан всю установку. Несправність інших елементів (роликів, підшипників) значно знижує надійність установки і її працездатність.

Питаннями діагностики механізмів загального й спеціального призначення займався ряд авторів, які визначили загальні положення й принципи технічної діагностики. Визначення технічного стану стрічкового конвеєра має свою специфіку у виді великої довжини, наявності складних вузлів і механізмів, зв'язаних між собою гнучким тяговим органом. Тому дуже важливо здійснювати постійний діагностичний контроль за технічним станом цих елементів і прогнозувати залишковий ресурс із урахуванням ступеня їхнього впливу на загальний ресурс до установки.

Наявність автоматичної системи керування режимами роботи стрічкового конвеєра розширює можливості підвищення показників надійності, тому що застосування регульованого приводу зі змінною швидкістю транспортування, можливість регулювати запуск конвеєра, натяг стрічки, розподіляти тягове зусилля між барабанами, дозволяє впливати на термін служби окремих елементів і всього конвеєра в цілому.

Аналіз досліджень та публікацій. Аналіз теоретичних й експериментальних робіт вітчизняних та закордонних вчених і досвід експлуатації показав, що режими роботи конвеєра й характеристики вантажу мають великий вплив на технічний стан його основних вузлів: стрічки, роликів, барабанів. Однак, застосування регульованого приводу для підвищення коефіцієнта готовності й коефіцієнта технічного використання стрічкового конвеєра дотепер не виконувалося.

Для вирішення цього завдання необхідно знайти залежності зміни основних діагностичних ознак механізмів конвеєра від режимів його роботи й сформулювати принципи побудови алгоритмів і системи керування за критерієм технічного стану устаткування. Ряд авторів у різних організаціях України (УкрНДІпроект, ІГТМ АН України, ДДА, ДПП, КНУ) і за кордоном пропонують різні способи керування пуском, швидкістю руху стрічки, розподілом навантажень між приводами.

Результати досліджень в області оптимізації пускових режимів стрічкових конвеєрів узагальнені в роботах [1,2,3,4,6,10,12]. Отримано оптимальні залежності зміни тягового й окружного зусилля на приводному барабані при пуску. Рекомендується діаграма зміни окружного зусилля на приводному барабані, що складається з декількох періодів: період рушіння, період розгону, перехід у режим роботи зі сталою швидкістю.

Постановка завдання. Таким чином, багатьма авторами розглянуті питання аналізу й синтезу систем автоматичного керування конвеєром при пуску, регулюванні швидкості, а також побудова систем керування багатоприводними конвеєрами.

Необхідно розглянути всі ці питання у взаємозв'язку, з урахуванням наявності автоматичної системи діагностики й прогнозування технічного стану конвеєра.

Аналіз розглянутих робіт показує, що у всіх випадках, при будь-яких способах керування режимами роботи конвеєра критеріями є: продуктивність, швидкодія (при запуску великої кількості конвеєрів) або плавність (при запуску із великокусовим вантажем на стрічці), енергозбереження. Підвищення показників надійності конвеєра за допомогою автоматизованих режимів роботи є новим підходом до питань керування.

У відомих дослідженнях недостатньо розглянуте питання раціонального узгодження системи керування режимами роботи й системи діагностування і прогнозування технічного стану конвеєра. Тому розробка принципів керування конвеєром за технічним станом його елементів є доцільною з технічної й експлуатаційної точок зору.

Викладення матеріалу та результати. Створення автоматизованих систем діагностики стрічкових конвеєрів у теперішній час стримується відсутністю теоретичних й експериментальних досліджень з питання визначення взаємозв'язку між інформативними параметрами й технічним станом стрічкового конвеєра.

Дослідниками у якості інформаційного діагностичного параметра пропонується коефіцієнт опору руху стрічки й коефіцієнт опору обертанню роликів. Ці параметри розглядаються залежно від енергоємності транспортування.

Виходячи із загальноприйнятих методів діагностування намітилися два головних напрямки

діагностування стрічкових конвеєрів: по сумарних витратах енергії на транспортування (інтегральний метод) і по впливу параметрів складальних елементів стрічкового конвеєра на зміну енергоємності транспортування (диференціальний метод). Інтегральні методи оцінки технічного стану є досить простими в реалізації, але в теперішній час не повністю задовольняють завданням, що розв'язують системи діагностування й прогнозування. Основним недоліком їх є неможливість оцінки технічного стану окремих елементів конвеєра, а відповідно, неможливість точного й достовірного прогнозування залишкового ресурсу установки в цілому. Диференціальний підхід до діагностики гірських машин припускає проведення комплексних експериментальних досліджень, що дозволяють оцінити отримані результати по їх нормативних значеннях і зробити висновок про технічний стан установки. Однак комплексні експериментальні дослідження через велику трудомісткість проводяться рідко, що не дозволяє прогнозувати працездатність устаткування на певний строк. Крім того, при періодичній діагностиці (характерно для диференціального методу) не враховується ступінь впливу технічного стану окремих елементів конвеєра, як складної електромеханічної системи, на загальний ресурс. У зазначеному методі не враховується також вплив швидкості зміни стану окремих елементів на швидкість зміни працездатності системи в цілому, що також знижує вірогідність прогнозування.

Загальні принципи керування стрічковим конвеєром за технічним станом його електромеханічного устаткування формуються залежно від поточного технічного стану основних вузлів і механізмів та прогнозування його на певні (задані) проміжки часу. Діагностування технічного стану стрічкового конвеєра, забезпеченого регульованим приводом, прогнозування його залишкового ресурсу й створення автоматизованої системи діагностики припускає розробку узагальненої моделі технічного стану і діагностування, що враховує наявність регульованого приводу й можливості впливу на режими експлуатації установки.

Технічний стан конвеєрної установки визначається, якщо відомі значення структурних параметрів, що однозначно відповідають певним деталям або вузлам устаткування.

Взаємозв'язок між окремими деталями або вузлами устаткування і структурних параметрів являє собою модель технічного стану.

Модель технічного стану конвеєрної установки складається з моделей основних електромеханічних вузлів. У загальному випадку модель технічного стану може бути представлена в табличній формі, у вигляді n -мірного вектора технічного стану або у вигляді структурної схеми.

При синтезі моделі технічного стану вирішуються два основних питання: які вузли конвеєра підлягають діагностуванню і які параметри найкраще характеризують технічний стан цих вузлів? Для рішення цих завдань використовується статистичний матеріал з досвіду експлуатації й ремонту аналогічного устаткування. Для порівняння ресурсних характеристик різних вузлів устаткування конвеєра використовуємо коефіцієнт варіації ресурсу [4]

$$K_B = (\sigma/T_p),$$

де $T_p = \sum_{j=1}^n T_{pj} n^{-1}$ - очікуваний ресурс вузла (T_{pj} - ресурс вузла в j -му механізмі до капітального

ремонту; n - загальне число механізмів, що підлягало обстеженню): $\sigma = \left[\sum_{j=1}^n (T_{pj} - \overline{T_p})^2 / (n-1) \right]^{1/2}$ - середньоквадратичне відхилення ресурсу вузла.

При визначенні вузлів, що підлягають діагностуванню, пріоритет належить елементам із більшими коефіцієнтами варіації і гірших показників надійності. У табл. 1 наведені показники надійності основних вузлів 26 конвеєрів ВО «Кривбасруда». Більше 80% часу всіх простоїв у робочі зміни припадає на ліквідацію відмов стрічки, електроустаткування, роликів, редукторів і барабанів, на підставі цього для названих вузлів розробляються моделі технічного стану і діагностичні моделі [1,2].

Відомо, що сукупність структурних параметрів, які характеризують технічний стан окремих вузлів стрічкового конвеєра, повинна задовольняти таким умовам: функціональна незалежність (кожен структурний параметр S_i може змінюватися незалежно від параметрів S_j); не повинна існувати функція, що дозволяла б однозначно визначати параметр S_j за відомим значенням параметра S_i ; зовнішні обмеження на зміну обраних структурних параметрів.

Діагностичні моделі конвеєрної установки й окремих її вузлів одержують із моделі технічного стану, у результаті встановлення функціональної залежності між діагностичними ознаками A_i й відповідними структурними параметрами S_i , тобто $A_i = f_i(S_i)$. Діагностичні параметри вважаються відомими, тому що можуть бути виміряні, а структурні параметри S_i підлягають визначенню. Вид функції f_i можна визначити аналітичним шляхом при деяких допущеннях.

Таблиця 1

Показники надійності основних вузлів стрічкового конвеєра

Вузол конвеєра	Число відмов	Напрацювання на відмову, год.	Середній час ліквідації відмови, год.	Число замін при ППР	Середній час за одну заміну, год.	Частка часу на ліквідацію відмов у загальному часі простоїв, %
Стрічка	106	2741	8,4	120	8,1	22,1
Електроустаткування	44	6620	1,76	10	2,1	18,0
Ролики верхньої гілки	34	8550	1,3	481	2,5	14,9
Перевантажувальний пристрій	76	3822	4,12	205	3,94	13,3
Ролики нижньої гілки	64	4550	2,3	452	1,95	12,2
Редуктор	53	5500	4,68	75	3,8	6,3
Барабани	48	6070	4,2	68	4,5	6,0

На підставі зазначеного необхідно провести дослідження вузлів із більшими коефіцієнтами варіації і низькою надійністю, установити функціональні залежності між діагностичними ознаками й відповідними структурними параметрами.

Аналіз процесу пошкодження стрічки, роликів, двигуна, редуктора, барабанів показав необхідність визначення узагальненого показника технічного стану обладнання, за який прийнята сумарна міра пошкодження від різних ушкоджуючих чинників за основними видами дефектів. Принципи керування стрічковим конвеєром, забезпеченим автоматизованою системою діагностики і прогнозування, формуються з урахуванням залишкового ресурсу його елементів, оскільки режими роботи конвеєра, а саме: швидкість транспортування, натяг, тягове зусилля приводу - впливають на міру пошкодження стрічки, роликів, барабанів, приводу.

У цьому зв'язку перспективними є методи комплексної оцінки технічного стану конвеєра, як складної механічної системи, засновані на оцінці сукупності технічних станів окремих його елементів з урахуванням їх впливу на загальний ресурс установки, і доповнюють методи, що враховують інтегральні показники (наприклад, загальний час роботи й час роботи під навантаженням, загальна кількість перевезеного вантажу та ін.), які дозволяють виконати довгострокове прогнозування технічного стану й залишкового ресурсу установки. Тому окремий конвеєр або система конвеєрів повинні бути обладнані автоматизованою системою діагностики й прогнозування технічного стану.

Для вирішення поставлених завдань розроблено функціональну схему системи діагностики конвеєра, на підставі якої розроблено програму для ЕОМ, що дозволяє при зміні інформативного параметра знайти причину зниження працездатності. Основними в цій схемі є:

блок діагностики, що дозволяє виконувати безперервний контроль зміни енергетичних параметрів конвеєрів і порівняння отриманого значення із припустимим;

блок пошуку несправностей, що складається з послідовного ряду діагностичних пристроїв; системи оцінки й порівняння отриманих значень прийнятого параметра із припустимими.

Відповідно до функціональної схеми [11] діагностики кожний окремий вузол конвеєра може діагностуватися по конкретних інформативних параметрах, що характеризують його технічний стан.

Для рішення поставлених завдань розроблена функціональна схема системи діагностики конвеєра, на підставі якої розроблена програма для ЕОМ, що дозволяє по зміні інформативного параметра знайти причину зниження працездатності. Головним у цій схемі є: блок діагностики, що дозволяє робити безперервний контроль зміни енергетичних параметрів конвеєрів і порівняння отриманого значення із припустимим; блок пошуку несправностей, що складає з послі-

довного ряду діагностичних пристроїв і системи оцінки й порівняння отриманих значень прийнятого параметра із припустимими. Відповідно до функціональної схеми діагностики, фрагмент якої наведений на рис.1, кожен окремий вузол конвеєра може діагностуватися по конкретним інформативним параметрам, що характеризують його технічний стан.

Однак існуюча система не передбачає визначення в комплексі технічного стану окремих елементів конвеєра одночасно зі ступенем їхнього впливу на загальний ресурс, що знижує вірогідність системи. Крім того, у системі безперервний контроль здійснюється за обмеженим числом інформативних параметрів, при цьому контролюється досягнення граничного їхнього рівня, що не дозволяє виявляти дефекти на ранній стадії розвитку окремих елементів й отже, прогнозувати їхній технічний стан. Пошук несправностей і причин відмов у відомій системі здійснюється в результаті обробки діагностичної інформації від окремих елементів і порівняння її із припустимими значеннями вже після виникнення несправності й у певній мірі не дозволяє запобігти розвитку цих дефектів. Аналіз відомих систем діагностики указує на необхідність розробки автоматизованих систем діагностики й прогнозування, заснованих на методах, у яких одночасно враховується комплексна оцінка технічних станів окремих елементів конвеєра.

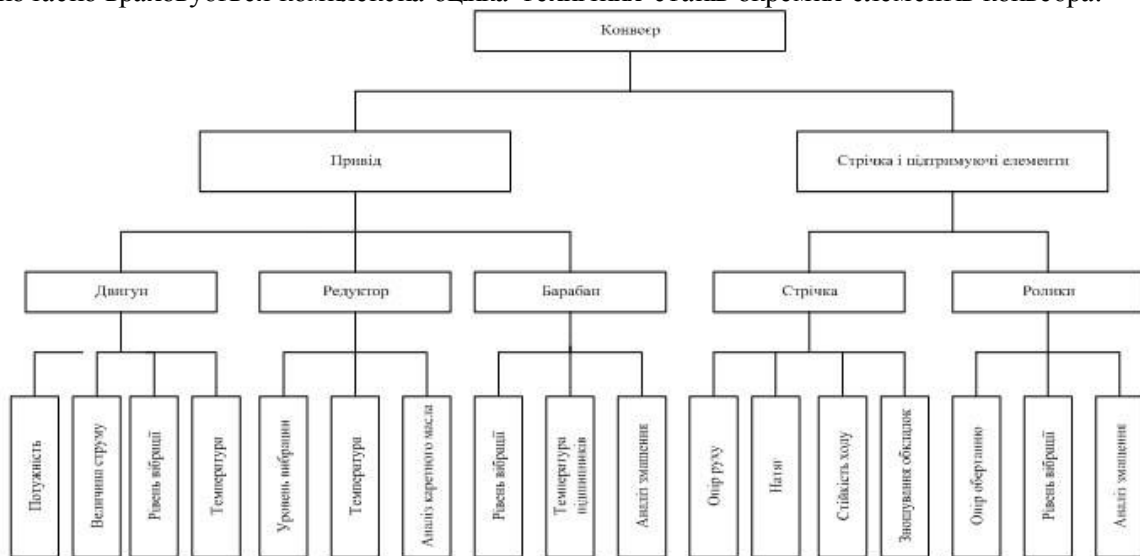


Рис. 1. Функціональна схема діагностики

Наявність автоматичної системи керування режимами роботи стрічкового конвеєра розширює можливості підвищення показників надійності, тому що застосування регульованого приводу зі змінною швидкістю транспортування, можливість регулювати запуск конвеєра, натяг стрічки, розподіляти тягове зусилля між барабанами, дозволяє впливати на термін служби окремих елементів і всього конвеєра в цілому.

Аналіз теоретичних й експериментальних робіт вітчизняних та закордонних вчених і досвід експлуатації показав, що режими роботи конвеєра й характеристики вантажу мають великий вплив на технічний стан його основних вузлів: стрічки, роликів, барабанів. Однак, застосування регульованого приводу для підвищення коефіцієнта готовності й коефіцієнта технічного використання стрічкового конвеєра дотепер не виконувалося.

Для вирішення цього завдання було визначено залежності зміни основних діагностичних ознак механізмів конвеєра від режимів його роботи й сформувані принципи побудови алгоритмів і системи керування за критерієм технічного стану устаткування.

У відомих роботах розглянуто результати досліджень в області оптимізації пускових режимів стрічкових конвеєрів, отримано оптимальні залежності зміни тягового й окружного зусилля на приводному барабані при пуску. Рекомендується діаграма зміни окружного зусилля на приводному барабані, що складається з декількох періодів: період рушання, період розгону, перехід у режим роботи зі сталою швидкістю.

Багатьма авторами розглянуті питання аналізу й синтезу систем автоматичного керування конвеєром при пуску, регулюванні швидкості, а також побудова систем керування багатопривідними конвеєрами.

Необхідно розглянути всі ці питання у взаємозв'язку, з урахуванням наявності автоматич-

ної системи діагностики й прогнозування технічного стану конвеєра.

Питання узгодження системи керування режимами роботи й системи діагностування технічного стану конвеєра на основі аналіз розглянутих робіт та власних досліджень показує, що у всіх випадках, при будь-яких способах керування режимами роботи конвеєра критеріями є: продуктивність, швидкодія (при запуску великої кількості конвеєрів) або плавність (при запуску із крупно кусковим вантажем на стрічці), енергозбереження. Підвищення показників надійності конвеєра за допомогою автоматизованих режимів роботи є новим підходом до питань керування.

Висновки та напрямок подальших досліджень. У роботі визначено принципи побудови моделей технічного стану вузлів конвеєра і установки в цілому і визначено шляхи розробки структурно-наслідкових моделей приводного двигуна, редуктора, приводних і відхиляючих барабанів, роликів, що дозволяють встановити взаємозв'язок різних параметрів технічного стану окремих вузлів із діагностичними ознаками.

Існуюча система діагностики не передбачає визначення в комплексі технічного стану окремих елементів конвеєра одночасно зі ступенем їхнього впливу на загальний ресурс, що знижує інформативність системи та вірогідність прогнозу. Крім того, безперервний контроль у системі здійснюється за обмеженим числом інформативних параметрів, при цьому контролюється досягнення граничного їхнього рівня, що не дозволяє виявляти дефекти окремих елементів на ранній стадії розвитку і, отже, прогнозувати їхній технічний стан.

Пошук несправностей і причин відмов у відомій системі здійснюється за результатом обробки діагностичної інформації від окремих елементів і порівняння її з припустимими значеннями вже після виникнення несправності й у певній мірі не дозволяє запобігти розвитку цих дефектів. Аналіз відомих систем діагностики указує на необхідність розробки автоматизованих систем діагностики й прогнозування заснованих на методах, в яких одночасно враховується комплексна оцінка технічних станів окремих елементів конвеєра.

У відомих дослідженнях не розглянуте також питання раціонального узгодження системи керування режимами роботи й системи діагностування й прогнозування технічного стану конвеєра. Тому розробка принципів керування конвеєром по технічному стану його елементів є доцільною з технічної й експлуатаційної точок зору.

Список літератури

1. Гуленко Г.Н. Совершенствование средств для предупреждения разрушения и контроля целостности конвейерных лент в СССР и за рубежом. - М.: Черметинформация. - 1986.-37с.
2. Полунин В.Т., Гуленко Г.Н. Эксплуатация мощных конвейеров. - М.: Недра, 1986.-344 с.
3. Монастирський В.Ф., Плахотник В.И. Прогнозування технічного стану стрічкових конвеєрів за допомогою діагностики. Шахтний і кар'єрний транспорт. - М.: Недра, 1986.-Вып.10.-С.38-42.
4. Экспериментальные исследования влияния технического состояния роликов и ленты на энергоёмкость транспортирования / В.Ф. Монастырский, И.И.Плахотник, А.Н.Смирнов и др. // Шахтный и карьерный транспорт.-М.: Недра, 1990.-Вып.11.-С.68-71.
5. Назаренко В.М., Тиханский М.П., Ефименко Л.И. Методы вибродиагностики механизмов ленточного конвейера. Вибрация и вибродиагностика. Проблемы стандартизации. Тез.докл. 3 Всесоюз. конф. - Нижний Новгород 1991.с. 78-79.
6. Технічні засоби діагностування: Довідник. В.В. Ключев, П.П. Пархоменко, В.Л. Абрамчук й ін.; Під заг.ред. В.В. Ключева. - М.: Машинобудування, 1989.- 672 с.
7. Маренич М.К., Дубинина С.В. К вопросу о стабилизации производительности конвейерной линии техническими средствами автоматизации / VII Международная научно-техническая конференция «Автоматизация технологических объектов и процессов» / Сб. научных трудов Донецкий национальный технический университет, Донецк – 2007.- С.26-28.
8. Воробйов В.А., Тубис А.Б., Нікітіна І.В. Стан і перспективи вдосконалювання температурного захисту електродвигунів. Електротех. пр.-сть. Сірий.07. Електр. апарати й пристрої низької напруги: Огляд інформ.- 1990.- Вип.15. - 36 с.
9. Тиханський М.П., Єфіменко Л.І. Методи й системи діагностики та прогнозування технічного стану стрічкових конвеєрів / Вісник КТУ. Збірник наукових праць. Вип.21.- Кривий Ріг-2008.- С.163-167
10. Савицький О.І., Єфіменко Л.І. Вплив вибору конструктивних параметрів конвеєра на його експлуатаційні характеристики / Механобрчермет «Енергозбереження в технології, техніке при переробці мінерального сировини» Сб. научных трудов ОАО НИПИ - Кривой Рог: Изд-во Механобрчермет.-2010.-Вып.46.- С.59-68.
11. Тиханський М.П., Єфіменко Л.І. Принципи побудови автоматизованої системи діагностики технічного стану конвеєра / Вісник КТУ. Збірник наукових праць. Вип.25.- Кривий Ріг-2010.- С.250-254
12. Єфіменко Л.І., Тиханський М.П. Діагностическіє признакі і моделі техніческогo cостояния приводного двигателя / Вісник КТУ. Збірник наукових праць. Вип.28.- Кривий Ріг-2011.- С.213-218
13. Савицький А.І., Єфіменко Л.І. Діагностика електродвигателів і параметрів конвеєра по сигналу потужності (тока) / Новое в технології і техніке переробки мінерального сировини» Сб. научных трудов ПАО НИПИ «Механобрчермет» - Кривой Рог: Изд-во Механобрчермет.-2011.- С.208-215

12. Коллакот А.Р. Диагностирование механического оборудования: Пэп с англ. - Л.: Судостроение. 1990. 296 с..
13. Применение регулируемого электропривода в шахтных ленточных конвейерах". Электронный ресурс. Режим доступа: <http://www.ntc-esp.ru/art3.html>
- Рукопис подано до редакції 21.03.17

УДК 621.382.333

І. А. КОЗАКЕВИЧ, канд. техн. наук, доц., І.І. ШЕВЧЕНКО, студент
Криворізький національний університет

СИСТЕМА КЕРУВАННЯ ВЕНТИЛЬНИМИ РЕАКТИВНИМИ ДВИГУНАМИ

Мета. Метою даної роботи є розробка теоретичних аспектів створення бездатчикової системи ідентифікації кутової частоти обертання та положення ротора вентильного реактивного двигуна тягової електромеханічної системи шляхом використання похідних струмів, що протікають в обмотках.

Методи дослідження. У роботі використані методи теорії автоматичного керування, методи теорії оптимального керування й методи дослідження нелінійних систем автоматичного керування, варіаційне й матричне обчислення, чисельні методи та методи дискретно-польового моделювання.

Наукова новизна. Бездатчикове оцінювання кутової швидкості та положення ротора ВРД на основі виміру індуктивності обмоток при збудженні їх короткочасними імпульсами напруги при тому, що індуктивність розглядають як функцію струму та кута повороту ротора, та за відомих значень її максимальної та мінімальної величини дає можливість оцінювати механічні змінні стану електропривода без встановлення датчику на валу двигуна, що є суттєвим в контексті підвищення надійності тягових електромеханічних систем. В свою чергу, існуючі методи передбачають необхідність завчасного визначення електричних параметрів обмоток двигуна та кривої намагнічення сталі машини в залежності від струму та кута повороту ротора, що вносить суттєві складнощі в налаштування системи.

Практична значимість. Практична цінність отриманих результатів полягає у розробці алгоритмів керування вентильним реактивним двигуном без необхідності встановлення датчика положення ротора на валу двигуна, що суттєво спрощує структуру електромеханічної системи.

Результати. Визначення кутової швидкості та положення ротора ВРД на основі виміру індуктивності обмоток при збудженні їх короткочасними імпульсами напруги є можливим при аналізі індуктивності як функції струму та кута повороту ротора, та за відомих значень її максимальної та мінімальної величини дає можливість оцінювати механічні змінні стану електропривода без встановлення датчику на валу двигуна, що є суттєвим в контексті підвищення надійності тягових електромеханічних систем.

Ключові слова: вентильний реактивний двигун, бездатчикове керування, збудження обмоток, струмове керування.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-135-139

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Вентильні реактивні типи електричних двигунів (ВРД) в теперішній час знаходять своє гідне втілення в практику створення різноманітних електромеханічних систем і комплексів [1-4]. При цьому, технологічність, масогабаритні показники, проста конструкція, низька собівартість при серійному виготовленні, відсутність обмоток чи постійних магнітів на роторі, висока надійність, ремонтпридатність та високий коефіцієнт корисної дії при регулюванні кутової швидкості у великому діапазоні дозволяють зробити висновок про те, що перспективним напрямком широкого використання ВРД є тягові електромеханічні комплекси широкому спектру електрифікованих видів транспортних засобів. Можливості масового впровадження даного типу двигунів є і в палітрі видів гірничо-металургійних транспортних засобів.

Аналіз досліджень і публікацій. В підприємствах гірничо-металургійної галузі з підземними способами видобутку корисних копалин експлуатується більше ніж 3 тис. одиниць 20-ти типів електровозів. Усі тягові електромеханічні комплекси рудникових видів електровозів обладнані двигунами постійного струму послідовного збудження. Вищезазначені системи при цьому є неефективними з точки зору енерговитрат та потребують заміни на більш сучасні типи. Між тим, слід пам'ятати, що дані комплекси в підземних умовах рудників і шахт працюють в важких умовах та складнопідпорядкованих режимах експлуатації, що ставить на вищий щабель критерій простоти конструкції та відсутності додаткових контактних пристроїв, у т.ч. датчиків, необхідних для функціонування системи. Між тим, одним з найбільш суттєвих недоліків використання даного типу двигунів у тягових електромеханічних системах є необхідність вимірювання положення ротора [3-4] для здійснення струмового керування, що призводить до

необхідності додаткового встановлення датчика на валу двигуна. Між тим, як відомо [5-7], за останнє десятиліття набули популярності бездатчикові методи керування, що дозволяють виконувати ідентифікацію положення ротора по вимірюваним електричним сигналам, що дозволяє виключити механічний датчик зі складу структури електромеханічної системи. В свою чергу, існуючі методи передбачають необхідність завчасного визначення електричних параметрів обмоток двигуна та кривої намагнічення сталі машини в залежності від струму та кута повороту ротора, що вносить суттєві складнощі в налаштування системи, а також призводить до можливого зниження точності при зміні параметрів об'єкту керування.

Постановка завдання. Розробка теоретичних аспектів створення бездатчикової системи ідентифікації кутової частоти обертання та положення ротора вентильного реактивного двигуна тягової електромеханічної системи шляхом використання похідних струмів, що протікають в обмотках.

Викладення матеріалу та результати. Основна ідея досліджуваного у даній роботі методу керування полягає у ідентифікації вирівняного положення ротора для даної обмотки шляхом дослідження похідної струму, що протікає в ній. Розглянемо основні принципи струмового керування ВРД. При роботі на кутовій швидкості, що є меншою за номінальну, процеси можна розділити на наступні кроки (рис. 1): початкове намагнічування при максимальній величині додатної напруги; створення крутного моменту при постійній величині струму; розмагнічення двигуна шляхом включення негативної напруги.

На рис. 1 у верхній частині представлено лінійну апроксимацію зміни індуктивності обмотки машини. При цьому приймається допущення щодо постійності величини даної індуктивності $L_{\min}$ при відхиленні від невирівняного положення ротора не більше ніж на $t_2/2$, а також постійності величини максимальної індуктивності обмотки $L_{\max}$ при відхиленні від вирівняного положення не більше ніж на $t_1/2$. Між цими двома станами індуктивність змінюється за лінійним законом з постійним нахилом, тобто $dL/d\theta = \text{const}$.

З рисунку видно, що крутний момент може бути створений лише за умови подачі струму в момент зміни індуктивності. Тому при роботі на кутовій швидкості, що є нижчою за базову, однією з задач струмового керування є максимальне використання активної фази з точки зору збудження відповідної обмотки безпосередньо перед зростанням індуктивності. Дане початкове намагнічення виконується з малою сталою часу, оскільки індуктивність є низькою, тому, приклавши до обмотки повну напругу ланки постійного струму, можна досягти швидкого зростання струму. Як тільки обмотка буде збуджена струмом і індуктивність почне зростати, будуть існувати умови для створення крутного моменту. В цей період вихідна напруга перетворювача регулюється для забезпечення постійної величини струму, а потокозчеплення обмотки лінійно зростає.

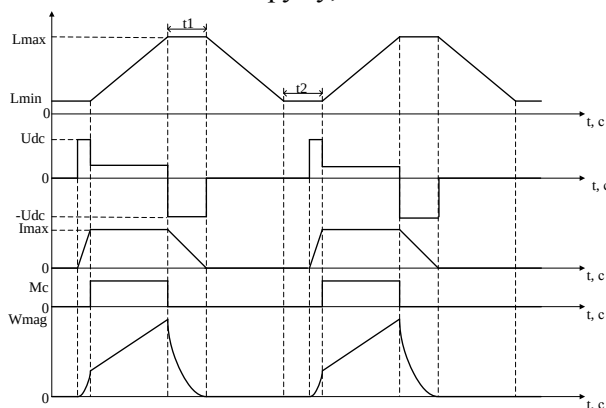


Рис. 1. Типова діаграма струмового керування вентильного реактивного двигуна

Коли період зростання індуктивності закінчується, система керування переключається у режим розмагнічування котушки шляхом підключення її до негативної напруги ланки постійного струму. Оскільки в цей час індуктивність є більшою, ніж у невирівняному положенні, то процес розмагнічування займає більше часу, ніж процес намагнічування. Завдяки цим процесам отримується імпульс крутного моменту, причому крутний момент є нульовим при постійності індуктивності обмотки навіть при наявності її часткового збудження, що є свідченням того, що механічна потужність на валу двигуна в даний момент дорівнює нулю, а вся потужність, що споживається приводом, витрачається на намагнічення. Отже, крутний момент в загальному випадку можна зображати, як прямокутний імпульс.

Оскільки струм у обмотку подається до початку зростання індуктивності, то дане явище можна використовувати для бездатчикової оцінки положення ротора. На рис. 2 представлена форма струму в обмотці ВРД при струмовому керуванні за допомогою широтно-імпульсної модуляції. З нього видно, що в момент початку зростання індуктивності обмотки виникає від'ємна похідна струму в

обмотці, що дає змогу сформувати сигнал положення ротора. В подальшому сигнали кожної фази, отримані описаним способом, поступають до підсистеми непрямої ідентифікації положення, де здійснюється усереднення частоти слідування імпульсів, розрахунок середньої частоти обертання ротора, а шляхом інтегрування отримують оцінку кута повороту ротора.

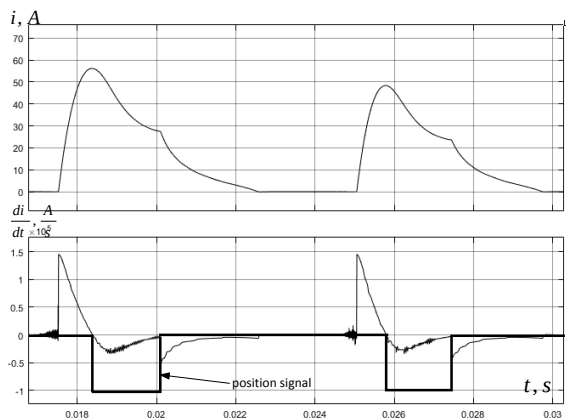


Рис. 2. Принцип формування сигналу положення ротора з похідної струму

Наступночі взаємним електричним та магнітним впливом фаз ВРД, рівняння електричної рівноваги його обмоток можна записати так

$$u - iR - \frac{d\psi}{dt} = 0; \quad \psi = \int \mathcal{L} - iR \, dt,$$

де u - напруга, що підводиться до обмотки ВРД; i - струм, що протікає по обмотці; R - активний опір; ψ - потокозчеплення обмотки.

При цьому, потокозчеплення можна розглядати, як функцію струму та кута повороту ротора ВРД $\psi(\theta) \approx \mathcal{L}(\theta)$. Таким чином, для бездаточної ідентифікації положення ротора виконується інжектування групи імпульсів напруги за допомогою відповідного керування ключами інвертора перед подачею струму в обмотку

$$\mathcal{L}(\theta) \approx U_{dc} \left/ \left(\frac{di_{on}}{dt} - \frac{di_{off}}{dt} \right) \right.,$$

де $\frac{di_{on}}{dt}$, $\frac{di_{off}}{dt}$ - виміряні значення похідної струму при включенні на виключенні активного стану інвертора.

З виміряних значень індуктивностей обмоток ВРД шляхом диференціювання їх значень є можливим оцінювання величини крутного моменту M двигуна

$$M = \frac{i^2}{2} \frac{d\mathcal{L}(\theta)}{d\theta}.$$

За рахунок оцінки зміни індуктивностей виконується визначення величин максимальної L_{max} та мінімальної індуктивності L_{min} , що у відповідності до рис. 1 дозволяє визначати положення ротора та моменти подачі струму в обмотки.

Оскільки положення ротора у даних умовах є величиною відомою, то подальше визначення величини кутової швидкості для використання в якості сигналу зворотного зв'язку виконується з використанням механічного положення ротора u_m , яке обчислюється з сигналу положення ротора в електричних градусах, з використанням відомого значення кількості полюсів машини

$$\omega = \Delta\theta_m / dt.$$

З метою перевірки роботоздатності запропонованих рішень була розроблена математична модель електромеханічної системи з ВРД у середовищі Matlab/Simulink (рис. 3). Результати моделювання (рис. 4) доводять, що, незважаючи на наявність невеликої похибки в оцінюванні кутової швидкості, дане технічне рішення дозволяє виконувати керування роботою машиною для забезпечення необхідних показників якості керування.

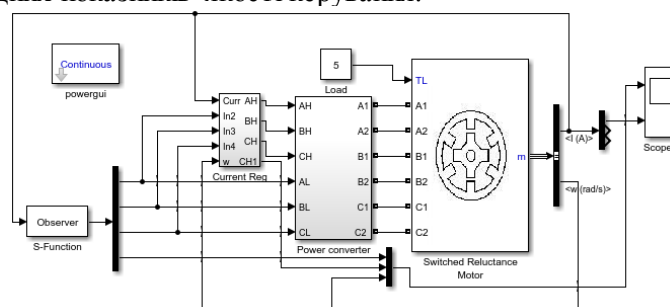


Рис. 3. Структура математичної моделі електромеханічної системи з вентильним реактивним двигуном та бездаточною оцінюванням положення ротора у середовищі Matlab/Simulink

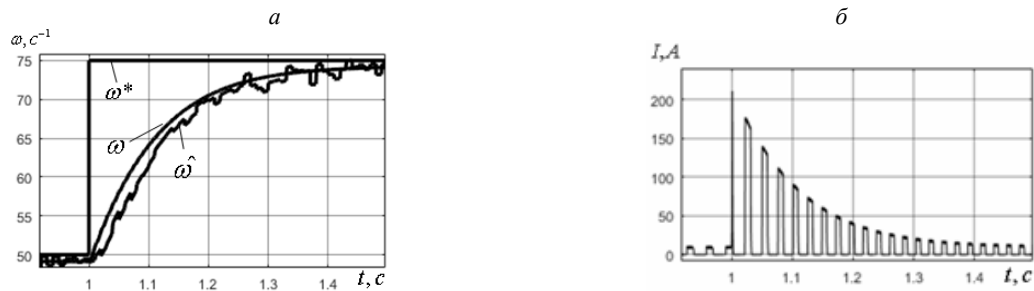


Рис. 4. Результати моделювання роботи запропонованої системи

Висновки та напрямок подальших досліджень. 1. Бездатчикове оцінювання кутової швидкості та положення ротора ВРД на основі виміру індуктивності обмоток при збудженні їх короткочасними імпульсами напруги при тому, що індуктивність розглядають як функцію струму та кута повороту ротора, та за відомих значень її максимальної та мінімальної величини дає можливість оцінювати механічні змінні стану електропривода без встановлення датчику на валу двигуна, що є суттєвим в контексті підвищення надійності тягових електромеханічних систем. 2. Проведений комплекс математичного моделювання підтвердив, що точність запропонованого методу ідентифікації є достатньою для забезпечення функціонування привода у всіх необхідних режимах.

Список літератури

1. Rongguang H. Sensorless control of switched reluctance motors based on high frequency signal injection / **Н. Rongguang, Z. Deng, J. Cai, C. Wang** // 17th International conference on Electrical machines and systems, 2014, pp. 3558-3563.
2. **Козакевич, І.А.** Адаптивний спосіб компенсації нелінійних властивостей інвертора напруги для бездатчикового векторного керування на низьких частотах обертів [Текст] / **І.А. Козакевич** // Електромеханічні і енергозберігаючі системи. – 2014. – Вип. 1. – С. 19-25.
3. **Садовой О.В.** Вентильний реактивний електропривод з використанням позитивних зворотних зв'язків / **О.В. Садовой, Ю.В. Сохіна, Є.В. Польовий** // Електротехнічні та комп'ютерні системи. – 2011. – № 3. – С. 82-84.
4. **Yousefi-Talouki A.** Sensorless direct flux vector control of synchronous reluctance motor drives in a wide speed range including standstill / **A. Yousefi-Talouki, G. Pellegrino** // 2016 XXII International conference on electrical machines, 2016, pp. 1167-1173.
5. **Сінчук О.Н.** Бездатчиковое векторное управление на основе анизотропных свойств машины / **О.Н. Сінчук, Ю.Г. Осадчук, І.А. Козакевич** // Електротехнические и компьютерные системы, К.: «Техника», № 15(91), 2014.
6. **Козакевич І.А.** Система бездатчикового векторного керування з використанням релейних регуляторів / **І.А. Козакевич** // Проблеми енергоресурсозбереження в електротехнічних системах. Наука, освіта і практика. Наукове видання. – Кременчук: КрНУ, 2015, С. 80-82.
7. **Сінчук О. М.** Дослідження систем бездатчикового векторного керування асинхронними двигунами з ковзним режимом при роботі на низькій кутовій швидкості / **О. М. Сінчук, Ю. Г. Осадчук, І. А. Козакевич** // Вісник Нац. техн. ун-ту "ХПІ" : зб. наук. пр. Темат. вип. : Проблеми автоматизованого електропривода. Теорія і практика. – Харків : НТУ "ХПІ". – 2015. – № 12 (1121). – С. 150-154.
8. **Осадчук, Ю.Г.** Алгоритм компенсації ефекту "мертвого часу" в трьохрівневих інверторах напруги [Текст] / **Ю.Г. Осадчук, І.А. Козакевич, І.О. Сінчук** // Електромеханічні і енергозберігаючі системи. Щоквартальний науково-виробничий журнал. – Кременчук: КрНУ, 2010. – Вип. 1. – С. 38-41.
9. **Козакевич, І.А.** Дослідження адаптивних систем для бездатчикового керування асинхронними двигунами при роботі на низьких частотах обертів [Текст] / **І.А. Козакевич** // Проблеми енергоресурсозбереження в електротехнічних системах. Наука, освіта і практика. – 2014. – С. 29-31.
10. **Сінчук, О.М.** Аналіз способів покращення динамічних властивостей асинхронних електроприводів зі скалярним керуванням [Текст] / **О.М. Сінчук, І.А. Козакевич, Д.О. Швидкий** // Якість мінеральної сировини. Збірник наукових праць. – 2014. – С. 553.
11. **Козакевич, І.А.** Исследование адаптивного наблюдателя полного порядка для низких угловых скоростей двигателя [Текст] / **І.А. Козакевич** // Перспективи розвитку сучасної науки: Міжнародна науково-практична конференція: матеріали конференції. – Херсон: Видавничий дім "Гельветика". – 2014. – С. 65-67.
12. **Козакевич, І.А.** Исследование адаптивного наблюдателя полного порядка для низких угловых скоростей двигателя [Текст] / **І.А. Козакевич** // Перспективи розвитку сучасної науки: Міжнародна науково-практична конференція: матеріали конференції. – Херсон: Видавничий дім "Гельветика". – 2014. – С. 65-67.
12. **Monaghan J. J.** Smoothed particle hydrodynamics / **J. J. Monaghan** // Annual Review of Astronomy and Astrophysics. - Clayton, 1992. — P. 543–574.
13. **Pande G., Beer G., Williams J.R.** Numerical Modeling in Rock Mechanics/ **G. Pande, G. Beer, J.R Williams.**- John Wiley and Sons, 1990.
14. **Williams J.R. O'Connor R.** Discrete Element Simulation and the Contact Problem/ **J.R. Williams, R.O'Connor**// Archives of Computational Methods in Engineering, Vol. 6, 4,1999 - P. 279—304,
15. **G R Liu, M B Liu.** Smoothed Particle Hydrodynamics.A Meshfree Particle Method.-2003.-472pp

ОБГРУНТУВАННЯ РЕЖИМУ РОБОТИ ВІБРАЦІЙНИХ ПРИВОДІВ ПНЕВМАТИЧНОГО ТИПУ

Мета. В роботі наголошено на важливості проблеми інтенсифікації процесів випуску насипних матеріалів з будь-яких ємностей в умовах гірничих та гірничозбагачувальних підприємств.

Методи дослідження. Використання вібраційних засобів боротьби з явищами зависання та зводоутворення матеріалів в блоках, рудозвальних висхідних виробках, бункерах дозволяє суттєво знизити їхню кількість за рахунок впливу коливань певних режимів на частинки матеріалу, зниження коефіцієнтів тертя між ними і підвищення тим самим їхньої плинності. Зроблено оцінку актуальності теми дослідження. На підставі огляду науково-технічної інформації розглянуто існуючі варіанти конструкцій таких пристроїв та вимоги до них.

Наукова новизна. Аналіз різних типів вібраційних приводів показує певні переваги пневматичних віброзбудників. Зроблено висновок про доцільність використання таких вібраційних приводів в умовах підвищеної вологості та використання ви-бухових речовин для ліквідації зависань. Проте більшість конструкцій характеризується ударним режимом роботи, який супроводжується значними динамічними навантаженнями на виконавчі елементи приводів. **Практична значимість** Оцінка рівня цих навантажень показує, що вони на порядок вище тих, що діють в приводах подібних конструкцій з безударним режимом роботи. Зроблено висновок про небезпечність таких навантажень з точки зору міцності і через це недостатній рівень надійності ударних елементів. Метою дослідження є зниження негативних наслідків ударних навантажень за рахунок застосування безударного режиму роботи приводів, доцільність якого доведена методом порівняльного аналізу. Його наукова новизна полягає в пропозиції досягти цього шляхом створення таких умов розподілення повітря в робочих порожнинах приводів, які б забезпечили гасіння динаміки рухомого поршня в кінці прямого і зворотного ходів та неможливість його зіткнення з корпусними деталями.

Результати. Реалізація такого рішення дасть можливість отримати на практиці безударний режим роботи і суттєво підвищити рівень надійності та довговічності пневматичних вібраційних приводів гірничого обладнання.

Ключові слова: пневматичний вібраційний привод, безударний режим роботи, надійність і довговічність віброприводів.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-139-143

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Інтенсифікація процесів випуску насипних матеріалів з ємностей (блоків, рудозвальних висхідних виробок, бункерів) - один з головних напрямків розвитку технічного прогресу в гірничорудній промисловості, де на ці операції припадає 30-40 % усіх трудовитрат. Численні перевантаження гірничої маси під час її видобутку, транспортування і переробки на гірничозбагачувальних підприємствах супроводжуються частими зависаннями і зводоутвореннями.

Використання вібраційної техніки дає можливість суттєвим чином впливати на характер гравітаційного витікання насипних матеріалів з ємностей [1-5]. Вібрації сприяють зниженню ефективних коефіцієнтів тертя між частинками матеріалу, підвищують його плинність і швидкість витікання з випускного отвору.

Існуючі конструкції віброзбудників для інтенсифікації випуску гірничої маси з ємностей постачаються різними типами приводів, в тому числі пневматичними, що відрізняються простотою конструкції, економічністю, надійністю, безпекою обслуговування [1-6]. Обґрунтування раціональних параметрів пневматичних вібраційних приводів є важливим та актуальним науковим завданням.

Таким чином, актуальність теми роботи не викликає сумнівів.

Аналіз досліджень і публікацій. Специфіка роботи гірничої техніки, вимоги, що визначаються технологічними особливостями випуску і транспортування гірничої маси, обумовлюють межі раціональних параметрів коливань вібраційних засобів механізації цих процесів. Для ефективного руйнування зависань насипних матеріалів, а також їхнього подальшого транспортування з максимальною швидкістю необхідні частоти коливань порядку 15-25 Гц і амплітуди 2-5 мм [1-3]. Разом із відцентровими, кінематичними та електромагнітними конструкціями таким вимогам відповідають і пневматичні. Крім того, важливою перевагою таких приводів є безпека роботи в умовах підвищеної вологості навколишнього середовища (наприклад, в обводнених підземних виробках) та під час ведення підривних робіт для руйнування зависань гірничої маси у випускних отворах.

На жаль, багато конструкцій пневматичних вібраційних приводів мають ударний режим роботи, який супроводжується підвищеним рівнем шуму під час експлуатації і становиться причиною зниження їхнього ресурсу. Більшість з них відрізняються недостатнім рівнем силового впливу на завислий матеріал в ємності, а ті, що задовольняють цим вимогам, не підходять за частотними характеристиками [6].

Таким чином, існує потреба у створенні нових конструкцій пневматичних вібраційних приводів для інтенсифікації процесів випуску насипних матеріалів з ємностей, які відповідають умовам ефективного руйнування зависань і склепінь гірничої маси і, у той же час, забезпечують безударний режим роботи.

Постановка завдання. Метою роботи є вибір та обґрунтування раціонального режиму роботи вібраційних приводів пневматичного типу з точки зору виникнення ударних навантажень в деталях приводу та вибір його конструктивних параметрів з метою підвищення довговічності таких пристроїв.

Викладення матеріалу та результати досліджень. Робота ударного пневматичного приводу супроводжується постійними зіткненнями його рухомих елементів, наприклад, в бурильних машинах - ударами поршня (бойка), які передаються робочому інструменту.

Згідно із сучасними уявленнями теорії механічного удару, удар – це явище, що виникає під час зіткнення тіл і супроводжується повним або частковим переходом кінетичної енергії тіл в енергію їхньої деформації [7].

Таким чином, деталі приводу, що сприймають ударні навантаження, у міцністному відношенні є найбільш уразливими [8,9].

В якості прикладу можна розглянути дві конструкції пневмоприводу, одна з яких працює в ударному режимі, а друга – в безударному. Це пневмоударник П1-75, який широко використовується для буріння свердловин під час підземної розробки руди, та поршневий пневматичний двигун П-2,5Ф. Обидві конструкції серійно випускалися Криворізьким заводом гірничого машинобудування (колишнім заводом «Комуніст») та іншими підприємствами. Вони мають подібні схеми роботи виконавчих елементів – поршень здійснює зворотно-поступальний рух в циліндрі під дією стисненого повітря.

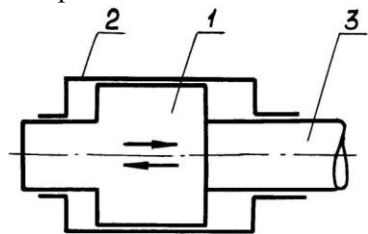


Рис. 1. Принципова схема пневмоударника П1-75: 1 - поршень; 2 - корпус; 3 - передня головка

На рис. 1 приведена принципова схема пневмоударника. Массивний поршень 1 в процесі руху в корпусі 2 (корпус і поршень постачені системою розподілення повітря) наносить удари по передній головці 3, яка передає їх бурильній штанзі. Очевидно, що поршень і головка знаходяться при цьому в найбільш важких умовах експлуатації.

На рис. 2 приведена розрахункова схема осевого зіткнення поршня і передньої головки пневмоударника П1-75.

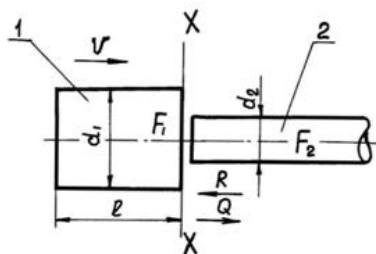


Рис. 2. Розрахункова схема осевого зіткнення поршня і передньої головки пневмоударника П1-75: 1 – поршень; 2 – передня головка

На ній позначено: d_1 і d_2 - діаметри відповідно поршня і передньої головки, м; F_1 і F_2 - площі поперечних перетинів відповідно поршня і передньої головки, м²; l - довжина поршня, м; v - передударна швидкість поршня, м/с.

Для пневмоударника П1-75 маємо $d_1=7,5 \cdot 10^{-2}$ м; $d_2=5,0 \cdot 10^{-2}$ м; $F_1=4,5 \cdot 10^{-3}$ м²; $F_2=2,0 \cdot 10^{-3}$ м²; $l=0,14$ м; $v=6$ м/с [10].

Під час удару поршня по головці відбувається взаємна деформація цих деталей, частина енергії і сили переходить у головку, а частина відбивається від площини X-X назад у поршень. При цьому коефіцієнт проходження дорівнює [11]

$$Q=2F_2/(F_1+F_2),$$

а коефіцієнт відбиття

$$R=(F_1-F_2)/(F_1+F_2).$$

Для даного випадку маємо: $Q=0,615$; $R=-0,385$.

Сила ударного імпульсу становитиме [11]

$P = EF_1 v / 2a = (2,1 \cdot 10^{11} \cdot 4,5 \cdot 10^{-3} \cdot 6) / (2 \cdot 4820) = 589000 \text{ Н} = 589 \text{ кН}$,
де $E = 2,1 \cdot 10^{11} \text{ Н/м}^2$ - модуль пружності сталі; $a = 4820 \text{ м/с}$ - швидкість звуку в сталі.

Тоді силовий імпульс, що проходить в головку і штангу, буде дорівнювати

$$P_2 = PQ = 589000 \cdot 0,615 = 362000 \text{ Н} = 362 \text{ кН},$$

а імпульс, відбитий назад у поршень

$$P_1 = P|R| = 589000 \cdot |-0,385| = 227000 \text{ Н} = 227 \text{ кН}.$$

Оскільки контакт між поршнем і передньою головкою здійснюється по площі F_2 , то ці деталі сприймають напруження порядку

$$\sigma = (227 - 362) \cdot 10^3 / 2,0 \cdot 10^{-3} \approx 115 - 180 \text{ МПа}.$$

Для матеріалів, з яких виготовлені поршень і передня головка, такі напруження близькі до найбільш припустимих, а часом і перевищують їх [12]. Наслідком цього стає швидкий вихід з ладу деталей, що сприймають ударні навантаження.

За даними ПАТ «Кривбасзалізрудком» максимальне напрацювання на один пневмоударник для руд міцністю $f = 10 - 14$ (за шкалою проф. М.М. Протод'яконова) не перевищує 350 м пробурених свердловин. Для таким умов швидкість буріння складає приблизно 3 м за годину. Таким чином, термін служби пневмоударника - біля 120 годин. Враховуючи ту обставину, що пневмоударник має в комплекті запасний поршень, можна вважати, що останній повністю відмовляє через 60 годин роботи.

У той же час, ресурс поршня поршневого пневматичного двигуна П-2,5Ф, який працює в безударному режимі, складає не менше 768 годин [13] (тобто він мінімум на порядок вищий).

Виходячи з вищевикладеного, слід зробити наступний висновок: там, де використання ударного режиму роботи не є єдиною можливим технічним рішенням, потрібно віддавати перевагу безударним конструкціям. Це дає можливість суттєво підвищити довговічність механізмів, покращати санітарно-гігієнічні умови їхнього обслуговування.

Забезпечення безударного режиму роботи можливо шляхом уведення у схему віброприводу конструктивних елементів, які б запобігали ударним зіткненням його деталей. В якості такого елемента можна використати саме стиснене повітря.

Розглянемо для прикладу розрахункову схему інерційного пневматичного вібраційного приводу з масивним поршнем [15] (рис. 3).

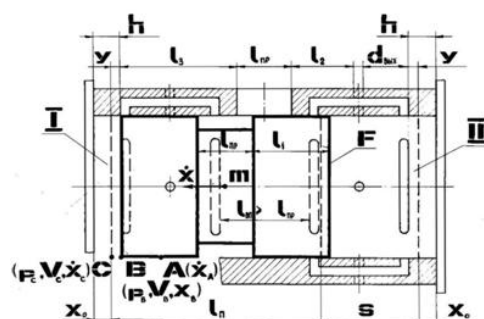


Рис. 3. Розрахункова схема інерційного пневматичного вібраційного приводу з масивним поршнем

Він складається з циліндричного корпусу, закритого з обох боків торцевими кришками, і масивного поршня, який поділяє внутрішній об'єм корпусу на дві робочі порожнини – I і II. Завдяки наявності в тілі поршня і в стінках корпусу перепускних каналів стиснене повітря, що поступає в середину приводу через отвір діаметром $l_{пр}$, змушує поршень здійснювати зворотно-поступальний рух.

Для забезпечення безударного режиму роботи необхідно створити демпферні повітряні подушки в порожнинах віброзбудника. Цього можна досягти виконанням замкнених відсічних камер, повітря в яких стискатиметься і запобігатиме ударах поршня по корпусу в кінці як прямого, так і зворотного ходів. Розміри відсічних камер мають бути вибраними таким чином, щоб стиснення повітря компенсувало динамічний вплив з боку поршня.

Розглянемо рух поршня справа-наліво (рис. 3). Його швидкість спочатку зростає з нуля (у крайній правій точці) до максимального значення (в центрі віброзбудника, посередині ходу), а потім знову падає до нуля (в крайній лівій точці). На шляху поршня можна відзначити три характерні точки, що відповідають його лівому торцю: A - поршень на середині ходу, швидкість $\dot{X}_A$ - максимальна; B - момент, коли порожнина I відсікається від магістралі (відбувається пресування повітря в замкнутому просторі); C - точка зупинки поршня; $\dot{X}_C = 0$. В точці C маємо

$$L = E,$$

де L - робота, що витрачається на стискання повітряного стовпа в порожнині I від точки B до точки C; E - робота сил інерції поршня. З теореми про змінення кінетичної енергії випливає

$$\dot{X}_A^2/2 - m\dot{X}_C^2/2 = k_s p_m F s / 4. \quad (1)$$

Змінення кількості руху від точки А до точки С

$$m\dot{X}_A - m\dot{X}_C = k_s p_m F t_{AC} / 2. \quad (2)$$

В цих формулах: F - площа поперечного перетину поршня; $F = P_3 / k_s p_m$; P_3 - величина змущеного зусилля, що розвиває віброзбудник; k_s - коефіцієнт підпресування повітря в порожнині І; $k_s = p_C / p_B$; s - хід поршня; p_m, p_C, p_B - тиски повітря відповідно в точках С, В і в магістралі; t_{AC} - час руху поршня від точки А до точки С; $t_{AC} = \pi / 2\omega$; ω - кругова частота коливань.

Враховуючи, що $\dot{X}_C = 0$, з формул (1) і (2), отримаємо

$$\dot{X}_A = k_s p_m F \pi / 4\omega t. \quad (3)$$

Робота, що витрачається на стискання повітряного стовпа порожнини І від точки В до точки С (адіабатний процес), становитиме

$$L = (p_B V_B - p_C V_C) / (k - 1). \quad (4)$$

Робота сил інерції поршня дорівнюватиме

$$E = m\omega^2 y^2.$$

Звідси маємо

$$m\omega^2 y^2 = (p_B V_B - p_C V_C) / (k - 1) = [p_m F h - k_s p_m F (h - y)] / (k - 1), \quad (5)$$

$$h = \{ [k_s p_m F y / (k - 1)] - m\omega^2 y^2 \} / \{ [p_m F (k - 1)] / (k - 1) \}. \quad (6)$$

В цих формулах: k - показник адіабати; p_B, p_C, V_B, V_C - тиски і об'єми порожнини І в моменти, коли поршень досягає відповідно точок В і С; $p_B = p_m$; h - довжина відсічної камери; y - шлях, що проходить поршень після відсікання магістралі до повної зупинки.

Для процесу стискання повітряного стовпа в порожнині І від точки В до точки С рівняння змінення кінетичної енергії запишеться у вигляді

$$m\dot{X}_C^2/2 - m\dot{X}_B^2/2 = -cy^2/2, \quad (7)$$

де c - жорсткість повітряного стовпа порожнини І.

З огляду на те, що $\dot{X}_C = 0$, маємо

$$c = m\dot{X}_B^2/2. \quad (8)$$

Жорсткість можна виразити також відношенням різниці кінцевої та початкової сил, що діють на поршень, до його переміщення на відтинку від точки В до точки С

$$c = (p_C - p_B) F / y = p_m F (k_s - 1) / y. \quad (9)$$

З формул (8) і (9) можна знайти величину шляху гальмування поршня

$$y = m\dot{X}_B^2 / p_m F (k_s - 1). \quad (10)$$

Швидкість поршня в точці В визначаємо з рівняння, що описує змінення кількості руху від точки А до точки В

$$m\dot{X}_A - m\dot{X}_B = p_m F \pi / 4\omega. \quad (11)$$

Звідси маємо

$$\dot{X}_B = \dot{X}_A - p_m F \pi / 4\omega, \quad (12)$$

де $\dot{X}_A$ - з формули (3).

Підставляючи (12) і (3) у (10) отримаємо

$$y = p_m F \pi^2 (k_s - 1) / 16\omega^2 t. \quad (13)$$

Тоді вираз (6) після перетворень з урахуванням (13) прийме вигляд

$$h = 0,156 p_m F (3k_s + 1) / \omega^2 t. \quad (14)$$

Отже, для забезпечення безударного режиму роботи інерційного віброзбудника з масивним поршнем необхідно створити замкнені відсічні камери у його порожнинах, причому довжина цих камер прямо пропорційна тиску повітря в магістралі і площі поршня і зворотно пропорційна його масі і квадрату частоти коливань.

Аналіз формули (14) показує, що раціональні межі довжини відсічної камери, при яких реалізується безударний режим роботи подібного вібраційного приводу з діаметром поршня від 80 до 200 мм такі

$$h = (0,14 - 1,66) P_3 / \omega^2. \quad (15)$$

На рис. 4 наведено номограму для визначення довжини поршня інерційного пневмовіброзбудника з масивним поршнем для значень потрібних величин змущеного зусилля, часто-

ти коливань і маси поршня.

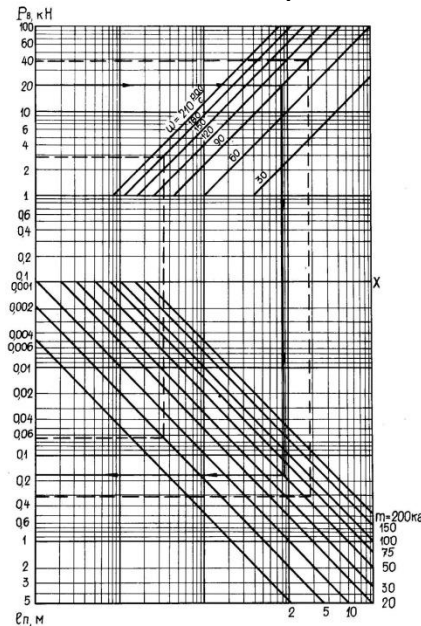


Рис. 4. Номограма для визначення довжини поршня поршня інерційного пневмовібродвигателя

Висновки та напрямок подальших досліджень. Подібна методика може бути використана для забезпечення безударного режиму роботи пневматичних вібраційних збудників інших конструктивних схем.

Застосування безударних приводів в якості інтерсифікаторів випуску насипних матеріалів з ємностей в умовах гірничих та гірничозбагачувальних підприємств дасть можливість суттєво підвищити показники експлуатаційної надійності такого обладнання, зокрема довговічності його роботи.

Список літератури

1. Гончаревич І.Ф. Вибротехника в горном производстве / И.Ф. Гончаревич // – М.: Недра, 1992, - 319 с.
2. Гончаревич І.Ф. Некоторые аспекты современного развития вибрационной техники / И.Ф. Гончаревич, Э.Г. Гудушаури // Проблемы машиностроения и надежности машин. – М.: 2008, №5, - с. 116-120.
3. Потураев В.Н. Вибрационная техника и технологии в энергоемких производствах / В.Н. Потураев // – Дн-ск: НГА Украины, 2002, - 190 с.
4. Іскович-Лотоцький Р.Д. Процеси та машини вібраційних і віброударних технологій / Р.Д. Іскович-Лотоцький, Р.Р. Обергюх, І.В. Севостьянов // Вінниця: Універсум, 2006, - 291 с.
5. Blechman L.I. Revisiting the models of vibration screening process / L.I. Blechman, L.I. Blechman, L.A. Vaisberg, K.S. Ivanov // Vibroengineering PROCEDIA, 2014, V. 3, PP. 169-174.
6. Гольдштейн Б.Г. Пневматические и гидравлические вибраторы / Б.Г. Гольдштейн, А.М. Школьник // М.: Недра, 1973. – 56 с.
7. Александров Е.В. Прикладная теория и расчеты ударных систем / Е.В. Александров, В.Б. Соколинский // – М.: Наука, 1969. – 200 с.
8. Перельцайг М.И. Исследование динамики ударного пневматического поршневого привода / М.И. Перельцайг. – В кн.: Анализ и синтез машин-автоматов // – М.: Наука, 1965.
9. Воздвиженский Б.И. Современные способы бурения скважин / Б.И. Воздвиженский, А.К. Сидоренко, А.Л. Скорняков // – М.: Недра, 1970. – 352 с.
10. Исследования с целью разработки исходных данных для создания колонкового перфоратора с независимым поворотом бура: Отчет НИГРИ: Подтема №11-66-2«В». – Кривой Рог: 1966.
11. Иванов К.И. Техника бурения при разработке месторождений полезных ископаемых / К.И. Иванов, М.С. Варич, В.И. Дусев, В.Д. Андреев // – М.: Недра, 1974. – 408 с.
12. Самохвалов А.Я. Справочник техника-конструктора / А.Я. Самохвалов, М.Я. Левицкий, В.Д. Григораш // Киев: Техника, 1978. – 592 с.
13. Зиневич В.Д. Пневматические двигатели горных машин / В.Д. Зиневич, Г.З. Ярмоленко, Е.Г. Калита // М.: Недра, 1975. – 343 с.
14. Герц Е.В. Расчет пневмоприводов / Е.В. Герц, Г.В. Крейнин // М.: Машиностроение, 1975. – 273 с.
15. Горбачев Ю.Г. Расчет рабочих параметров безударного инерционного вибровозбудителя ВПС-20 / Ю.Г. Горбачев, Н.Ф. Василенко. – В кн.: Повышение эффективности отработки глубоких карьеров. Сб. научных трудов // Кривой Рог: НИГРИ, 1984. - С. 80-84.

Рукопис подано до редакції 21.03.17

УДК [662.614.2: 621.51]: 622.012.2

О.В. ЗАМИЦЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., Є.Р. ГЛАДУН, аспірант
Криворізький національний університет

АНАЛІЗ МЕТОДІВ ОХОЛОДЖЕННЯ ТА УТИЛІЗАЦІЇ ТЕПЛА ШАХТНИХ КОМПРЕСОРНИХ УСТАНОВОК

Мета. Метою даної роботи є аналіз методів охолодження та утилізації і повторного використання теплоти що виробляється в шахтних компресорних установках підчас стиснення повітря.

Методи дослідження. У роботі використані теоретичні та емпіричні методи дослідження: Розглянуто методи та принципові схеми охолодження такі як: попереднє охолодження, що охолоджує повітря при його всмоктуванні; внутрішнє, що охолоджує повітря в середині корпусу компресора, в свою чергу поділяється на внутрішнє і зовнішнє; та

зовнішнє, що охолоджує стиснене повітря шляхом його відведення в охолоджувач винесений за межі компресора. Розглянуто роботи таких вчених як: Мурзіна А. В., Цейтліна Ю. А., Архангельского Л. Н., Каплуна А.А., Носова Ю.П. та ін.

Наукова новизна. Вперше розглянуто двигун Стірлінга для утилізації теплоти стисненого повітря шахтних компресорних установок, подальшого розвитку набули теплообмінні процеси, що протікають в шахтних компресорних установках.

Практична цінність. Застосування для утилізації тепла двигуна Стірлінга дозволить підвищити ефективність та зменшити витрати енергії на виробництво стисненого повітря.

Результати роботи. Проаналізовано можливості та доцільність використання відведеного низькопотенційного тепла зокрема: розглянуто схеми утилізації тепла при паралельному та послідовному включенні повітроохолоджувачів; схему компресорної установки з утилізацією тепла для гарячого водопостачання; схему утилізації тепла компресорної установки тепловими насосами; повітроохолоджувач-утилізатор, який вирішує завдання підвищення потенціалу теплоти, що відбирається; наведено принципові схеми використання теплоти для гарячого водопостачання та подвійну утилізацію теплоти компресорної установки, що має паротурбінний привід, шляхом повторного використання теплоти стисненого повітря та пари. Наведена порівняльна таблиця ефективності таких методів утилізації теплоти як: паросилові установки, повітряні машини стиснення-розширення, термоелектричні модулі, двигун Стірлінга. Зроблено висновок про перспективність використання в подальшому двигуна Стірлінга для утилізації теплоти.

Ключові слова: утилізації теплоти, шахтна компресорна установка, двигун Стірлінга, енергоефективність, енергозбереження.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-143-149

Постановка проблеми. У зв'язку з виснаженням запасів органічного палива і триваючим забрудненнями навколишнього середовища все більшу актуальність набувають проблеми раціонального використання паливно-енергетичних ресурсів та впровадження енергозберігаючих технологій. Компресорні установки є одним з найбільш потужних споживачів електроенергії, однак більша частина енергії у вигляді тепла викидається в атмосферу, що змушує шукати шляхи для її використання.

Виробництво стисненого повітря надзвичайно неефективний процес. Більше 90 % електроенергії, яка витрачається для його виробництва, губиться у вигляді теплоти. Менше 10 % електроенергії, яка витрачається перетворюється в корисну роботу.

На більшості підприємств гірничорудної галузі України використовується пневмоенергія, вироблена поршневими, відцентровими і гвинтовими компресорами. Продуктивність окремих компресорів коливається від 5 до 500 м³/хв, а споживана потужність - від 40 до 2 000 кВт. На цей час кількість компресорів становить близько 2 000 шт. із загальною встановленою потужністю близько 700 тис. кВт. При цьому на окремих шахтах довжина розгалуженої пневмомережі досягає 35-50 км.

Постановка задачі. Метою статті є вибір методів охолодження та утилізації теплоти шахтних компресорних установок

Викладення матеріалу. Ефективність шахтних компресорних установок (ШКУ) залежить від цілого ряду зовнішніх і внутрішніх факторів: до них можна віднести температуру навколишнього середовища, тиск і температуру повітря, що всмоктується, температуру повітря після охолодження в проміжних повітроохолоджувачах і втрату тиску в них, а також величину протікання в проточній частині [1].

Сезонні коливання температури навколишнього мають великий вплив на роботу ШКУ. Збільшення температури призводить до збільшення температури і зменшення густини повітря, що всмоктується. Одночасно збільшується температура на виході з проміжного повітроохолоджувача через збільшення температури охолоджуючої води. Все це призводить до збільшення об'ємної витрати повітря між ступенями компресора, що в свою чергу призводить до зміни його режиму роботи і потужності [2-3].

В турбокомпресорах охолодження може здійснюватися трьома шляхами: попередньо внутрішньо і зовнішньо. [2,4,5].

При першому способі, охолоджувач встановлюється перед компресором і знижується початкова температура газу, вважаючи що об'єм продувки залишиться незмінним такий метод дозволить збільшити масову продуктивність.

Попереднє охолодження доцільно застосовувати при значній різниці температур всмоктуваного газу і охолоджувальної середовища, що може бути досягнуто при використанні холо-

дильної машини, що є недоцільним через надмірну витрату енергії. Тому, в даний час в гірничій промисловості такий спосіб охолодження, як самостійний, не застосовують [6].

При другому способі охолодження повітря відбувається безпосередньо в корпусі турбокомпресора, в той час як повітря проходить через дифузор і зворотні напрямні лопатки. Внутрішнє охолодження газу, в свою чергу, може здійснюватися двома шляхами: Відводити тепло під час його руху по напрямним апаратам ступенів та вприскуванням охолоджуючої рідини в потік між робочими колесами.

В першому випадку в середині кожного ступня передбачаються порожнини, по яких проходить охолоджуюча вода. Слід зазначити, що ефективність охолодження в даному випадку буде менша на перших ступнях за рахунок малого перепаду температур і ростиме з кожною наступною ступінню за рахунок збільшення температури. [2,7]

Охолодження вприскуванням охолоджуючої рідини в потік між робочими колесами на відміну від попереднього вода безпосередньо контактує з газом, що охолоджує, так як процес охолодження відбувається внаслідок нагрівання та випаровування краплин води. Відомо, при температурі 45 °С і вологості 5 %, тобто сухе повітря, потенціал випарного охолодження максимальний і рівний 25 °С. Тобто при вприскуванні 10 грам води в 1 кілограм сухого повітря можна охолодити останній на 25 °С. Хоча якщо температура буде 30 °С за вологості 55 %, типове повітря, потенціал охолодження буде рівний 8 °С [8]. Застосування даного методу не є безмежним так як при досягненні температури точки роси пароутворення завершується а з ним і охолодження газу.

При зовнішньому типі охолодження повітря після серії ступенів відводиться з корпусу турбокомпресора в спеціальний зовнішній повітроохолоджувач, звідки вже охолоджене повітря направляється в наступну секцію.

Цей спосіб охолодження дозволяє сильно збільшити поверхню охолодження і понизити температуру газу до, приблизно початкової, температури охолоджуючої води [5]. Саме завдяки цьому метод широко застосовуються на практиці і є найбільш повинений метод охолодження повітря в турбокомпресорах.

При зовнішньому охолодженні температура газу після охолодження нижче точки роси, що призводить до випадання наявної вологості. Тому, передбачають відповідні конструктивні заходи для запобігання виносу вологості в машину. У пневматичних установках, які обслуговують шахти і ударний пневматичний інструмент, зменшення вологовмісту повітря дуже важливо, так як висока вологість призводить до перебоїв в роботі і виходу з ладу обладнання. Для цих цілей служать кінцеві повітроохолоджувачі, які одночасно, зі зниженням потужності, що витрачається на прокачку стисненого повітря по повітропроводу до споживача, зменшують його вологість, яка вловлюється в спеціальних уловлювачах [2,7].

Вплив проміжного охолодження на характеристики компресорів також досліджувався роботі ЛН. Архангельського, АА. Каплуна, Ю.П. Носова [9]. Тут, для отримання даних про вплив проміжного охолодження використовувалася спрощена емпірична модель турбокомпресора, що разом з прийнятою рівністю показників політропи секцій турбокомпресора в розглянутому діапазоні продуктивності істотно знижує точність проведених досліджень.

Однак при використанні вищезазначених методів охолоджене тепло шахтних компресорних установок повністю втрачається, до того ж це призводить до втрати оборотної води в градирнях. Тому більш доцільно використання методів охолодження з одночасною утилізацією тепла.

Розглядаючи питання утилізації тепла, необхідно мати на увазі, що, крім теплоти, яка відводиться теплоносієм від стисливого і стисненого газу, має місце тепло, що випромінюється поверхнями корпусу й вузлів компресора (підшипників, з'єднувальних муфт), а також таке, що виділяється основним та допоміжними електродвигунами. Ця додаткова теплота утилізована бути не може, крім випадку використання її для обігріву приміщення компресорної станції у холодний період.

В статті В.Б. Скрипнікова [11] запропоновано поділити відомі методи утилізації тепла стисненого повітря на три групи:

пряма утилізація тепла при безпосередньому нагріванні теплоносія. Область застосування - системи теплопостачання (вентиляція, гаряче водопостачання) і технологічні системи;

системи з трансформаторами теплоти. Основний елемент цієї групи - енергетичні цикли з газовою турбіною, холодильні машини, абсорбція холодильні машини; теплонасосні установки з системами утилізації теплоти стисненого повітря.

Беручи до уваги поділ Скрипнікова системи утилізації тепла можна умовно поділити на чотири групи: паросилові установки з зовнішнім пароутворенням; повітряні машини стиснення-розширення; з використанням двигуна зовнішнього згорання; термоелектричні модулі.

В роботі [15] А.І. Рибалко наведено порівняння зазначених методів утилізації теплоти, табл 1, взявши в якості двигуна зовнішнього згорання двигун Стірлінга

Таблиця 1

Порівняння різних методів утилізації тепла

Характеристики	Коефіцієнти значущості				оціночний коефіцієнт	Ступінь значущості			
	паросилові установки	повітряні машини стиснення-розширення	двигун Стірлінга	термоелектричні модулі		паросилові установки	повітряні машини стиснення-розширення	двигун Стірлінга	термоелектричні модулі
Економічність	8	6	10	5	1,0	8	6	10	5
Багатофункціональність	4	4	10	4	1,0	4	4	10	4
Екологічність	9	10	10	10	1,0	9	10	10	10
Безпека	7	8	9	10	0,9	6,3	7,2	8,1	10
Надійність	8	6	3	9	0,9	7,2	5,4	2,7	8,1
Маса	3	5	5	1	0,8	2,4	4,0	4,0	0,8
Габаритні розміри	2	5	4	3	0,8	1,6	4,0	3,2	2,4
Складність обслуговування	8	8	8	10	0,7	5,6	5,6	5,6	7,0
Вартість виготовлення	7	9	5	1	0,1	7	9	5	1
Сума						51,1	55,2	58,6	48,3
Відсоток						87,8	94,2	100	82,4

Утилізація тепла для отримання гарячої води шляхом прямого нагріву її від стисненого повітря є найбільш простим методом, що не потребує значних капітальних витрат [5]. Головним завданням системи утилізації тепла є забезпечення номінального режиму роботи компресора та охолодження стисненого повітря до необхідної температури. Цим вимогам відповідає система з частковою утилізацією тепла. Тобто схема повинна мати два контури охолодження, перший – саме утилізаційний та другий, охолоджуватиме стиснене повітря після утилізації до необхідної температури. Така схема зумовлює використання або двосекційних повітроохолоджувачів, або використання для охолодження двох окремих апаратів.

В роботі Ю.І. Оксєня та М.В. Радюка [16] розглянуто два варіанти підключення теплообмінників - паралельно та послідовно. Виявлено, що в умовах низькотемпературного режиму роботи, тобто для отримання на виході з утилізаційних теплообмінників води з температурою 45 °С, схеми утилізації тепла з послідовним з'єднанням мають значно вищу ефективність охолодження до 60-80 % ніж при паралельній, однак на 10 % нижчу ефективність утилізації теплової потужності.

При високотемпературному режимові роботи, тобто для отримання на виході з утилізаційних теплообмінників води з температурою 75-95 °С, схеми з послідовним підключенням теплообмінників майже не поступаються схемам з паралельним і ефективніші всього на 9 % при охолодженні, однак ефективність утилізації теплової потужності у схемах з паралельним підключенням залишається вищою на 10%.

Застосування методу прямої утилізації тепла залежить від потреби споживача даної теплової енергії в безпосередній близькості від компресорної станції. Це пояснюється невеликим енергетичним потенціалом даного вторинного енергоресурсу і, як наслідок, неможливість його транспортування на великі відстані.

В роботах [10,11] В.Б. Скрипніков запропонував в схемі утилізації з двосекційним відбором теплоти розділити секції проміжних повітроохолоджувачів турбокомпресора. Суть даного методу полягає у відведенні першою секцією тепла з більш високим потенціалом для подальшого використання в системі опалення і гарячого водопостачання, у другій секції проводиться охолодження стисненого повітря до необхідного рівня. Для реалізації даного методу запропоновано або замінити повітроохолоджувачі, або переобладнати існуючі. Недоліком даного мето-

ду є сезонність використання тепла.

Дегтяревим В.І. та Федоровим Ю.І. розроблено принципово новий повітроохолоджувач-утилізатор [12,13], який вирішує завдання підвищення потенціалу теплоти, що відбирається, (охолоджуюча вода нагрівається на 50-60 °С). Досягається це в результаті використання ефекту надтеплопровідності теплових труб. Найбільша ефективність охолодження стисненого повітря і утилізації теплоти досягається наявністю у повітроохолоджувача двох зон конденсації: теплової та повітряної. Така конструкція застосована в якості кінцевого повітроохолоджувача турбокомпресора К-500-61-5. Теплота охолоджуючого повітря використовувалася для обігріву стволу шахти, гаряча вода для побутових потреб. У зимовий період повітроохолоджувач працює в основному з повітряною зоною, влітку - з водяною.

На відміну від теплової схеми охолодження компресорів в якій температура охолоджуючої води визначається температурою навколишнього середовища, використання теплонасосної установки дозволить суттєво зменшити або збільшити температуру охолоджуючої води по відношенню до температури навколишнього середовища. [17] Від температури охолоджуючої води суттєво залежать витрати енергії як на отримання стисненого повітря та і на перетворення тепла в тепловому насосі. Причому зі збільшенням температури охолоджуючої води питомі витрати енергії на виробництво стисненого повітря збільшуються, а питомі витрати енергії на продукування тепла тепловим насосом зменшуються.

В роботі В.І. Самуся, Ю.І. Оксєня, М.В. Радюка [17] встановлено залежності основних енергетичних показників компресорної установки від температури охолоджуючої води при застосування теплонасосної утилізації. Зокрема встановлено, що при зростанні температури води системи охолодження турбокомпресора від 5 до 30 °С та при температурі отриманої нагрітої води 50 °С коефіцієнт трансформації тепла теплового насосу зміниться в межах від 3,7 до 7,0.

В роботі [14], поряд із застосуванням теплових насосів, запропоновано проміжне охолодження стисненого повітря проводити до економічно виправданого рівня, розроблена методика розрахунку оптимальної температури на вході в циліндр високого тиску поршневого компресора, а також схема системи охолодження з тепловим насосом і автоматичним підтриманням оптимальної температури повітря.

Ще одним з найбільш ефективних способів утилізації тепла компресорів є схема теплосилової установки з використанням в якості робочого тіла бінарної суміші. У такій схемі, завдяки використанню змішаного робочого тіла зі змінною температурою кипіння, втрати ексергії від незворотності значно зменшуються і, як наслідок, збільшуються ексергетичний ККД і ККД утилізації тепла стисненого повітря в повітроохолоджувачах. За рахунок зменшення електроенергії, споживаної з мережі, ефективність роботи компресорної установки може бути збільшена більш ніж на 10%.

Розглядаючи утилізацію теплоти шахтних компресорних установок двигуном зовнішнього згорання слід зауважити, що серед всіх двигунів даної групи, утилізаційний двигун Стірлінга має найбільший ККД, що дозволяє розглядати його як потенційно перспективний засіб утилізації теплової енергії.

Застосувавши двигун Стірлінга, як утилізатор теплоти компресорної установки можна отримати механічну енергію, яку краще за все спрямувати на привід електрогенератора.

Найпростішою є схема при безпосередньому контакті нагрівника утилізаційного двигуна Стірлінга з гарячим стисненим повітрям, рис. 1.

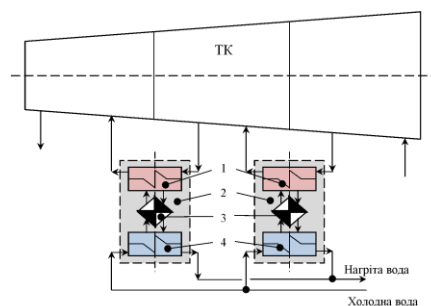


Рис. 1. Принципова схема компресорної установки з безпосереднім контактом стисненого повітря та нагрівника двигуна Стірлінга: 1 - нагрівник, 2 - двигун Стірлінга, 3 - регенератор, 4 - охолоджувач ТК – трьохступінчатий турбокомпресор

Однак через коливання температури повітря на вході в компресор та від нерівномірності роботи шахтних компресорних установок, температура повітря між ступенями компресора коливається. Це може призвести до нерівномірності нагріву, зниженню теплопередачі до внутрішнього контуру утилізаційного двигуна Стірлінга, що в свою чергу може викликати зростання температурної

напруги в нагрівнику.

Щоб уникнути цього в роботі Кукіса В.С. [18] запропоновано використовувати тепловий акумулятор та теплову трубу.

При застосування такої схеми гаряче стиснене повітря контактуватиме з тепловим акумулятором, якому віддаватиме тепло. Потім за допомогою теплових труб це тепло буде передаватися нагрівнику утилізаційному двигуну Стірлінга. Застосування такої порівняно складної схеми дозволяє знизити до мінімуму коливання температури стисненого повітря та стабілізувати як охолодження компресора так і роботу утилізаційного двигуна Стірлінга.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Ефективність експлуатації ШКУ залежить від цілого ряду зовнішніх і внутрішніх факторів: температури навколишнього середовища, тиску і температуру повітря, що всмоктується, температуру повітря після охолодження в проміжних повітроохолоджувачах і втрату тиску в них. Щоб підвищити ефективність компресорних установок застосовуються різні методи охолодження стисненого повітря, однак тепло, що відводиться, повністю втрачається.

Більш перспективним є використання методів охолодження з одночасною утилізацією тепла. В результаті аналізу методів утилізації тепла встановлено, що доцільним є метод з застосуванням утилізаційного двигуна Стірлінга. В подальшому планується провести дослідження та знайти раціональні параметри роботи системи шахтна компресорна установка – утилізаційний двигун Стірлінга.

Список літератури

1. Черкаський В. М. Насосы, вентиляторы, компрессоры: Пособие для теплоэнергетических специальностей высш. 2-го вид., перераб. и доп. — Москва: Энергоатомиздат, 1984. - 416 с.
2. Мурзін В. А., Цейтлін Ю. А. Рудничные пневматические установки. — М.: Надра, 1965.—312 с.
3. Мурзін В. А., Цейтлін Ю. А. Упрощенный пересчет характеристик турбокомпрессоров при промышленных испытаниях их//Від. вузів МВ і ССО. Енергетика.—1962.—№ 11.—С. 21-25.
4. Ріс В. Ф. Центробежные компрессорные машины. М. — Л.: Машгиз, 1951.—245с.
5. Цейтлін Ю. А., Мурзін В. А. Пневматические установки шахт.—М.: Надра, 1985.—352 с.
6. Центробежные компрессорные машины / Ф. М. Чистяков, В. В. Игнатенко, Н. Т. Романенко, Е. С. Фролов / Под ред. Ф. М. Чистякова.—М.: Машиностроение, 1960.—327 с.
7. Степанов А. И. Центробежные и осевые компрессоры, воздуходувки и вентиляторы. Пер. с англ.— М.: Машгиз, 1960.—342 с.
8. Рамзі Камел Ел Гербі Ефективність утилізації тепла комплексу автономного енерго- і холодообеспечення в кліматических умовах ливії [Текст] / Рамзі Камел Ел Гербі, А. Н. Радченко, Рамзі Ел Гербі // 36. наук. праць Енергетика. - 2016. - Вип. № 2. - С. 55–63.
9. Мурзін В. А., Цейтлін Ю. А. Определение экономически целесообразной периодичности очистки промежуточных воздухоохладителей шахтных турбокомпрессоров//Горная электромеханика и автоматика. Вип. 36.—1980.—С. 65–68.
10. Архангельский Л. Н., Каплун А. А., Носов Ю. П. Влияние промежуточного охлаждения на характеристики центробежных компрессоров// 36. наук. п. Создание и совершенствование шахтных стационарных установок. Шахтные турбомашины.—Донецк: ИГММК ім. Федорова.— 1976.—№ 40.— С. 53–57.
11. Скрипніков В. Б. Проблематика проведения мероприятий по энергоресурсосбережению в компрессорных установках//Вісн. Придніпровськ. Держ. Академ. Будівн. та Архітект.—2001.—№ 11.— С. 55–58.
12. Скрипніков В. Б. Технично-економічне обґрунтування енергосберегаючої технології виробництва сжатого воздуха//Вісн. Придніпровськ. Держ. Академ. Будівн. та Архітект.—2001.—№ 10.—С. 57–61.
13. Федоров Ю. І., Дегтярев В. І. Выбор параметров воздухоохладителя-утилизатора на тепловых трубах для центробежных компрессоров//Сб. научн. тр. Разработка эксплуатация и ремонт шахтных стационарных установок.—Донецк: ИГММК ім. Федорова.—1990.— С. 242–255.
14. Дегтярев В. І., Федоров Ю. І. Утилізація тепла сжатого воздуха турбокомпрессоров//Вугілля України.—1997.—№ 11.—С. 33–34.
15. Мишин Д. С., Прасс І. Г., Пунтусов А. П. Термодинамический анализ работы конечного холодильника компрессора К250-61-1//Праці ЛПІ ім. Калініна. Центробежные компрессорные машины.
16. Рибалко А. І. Расчетно-экспериментальное исследование процессов в двигателе стирлинга, предназначенном для утилизации бросовой теплоты: дис. ... канд. техн. наук : 05.04.02 / Рибалко Андрій Іванович — Новосибірськ, 2011. — 192 с
17. Оксень Ю.І., Радюк М.В. Анализ эффективности схем утилизации тепла шахтных турбокомпрессорных установок // Гірничя електромеханіка та автоматика: Наук.-техн. зб. — Днепропетровск. — 2010. — Вип. 84. — С. 204-210.
18. Самуся В.І., Оксень Ю.І., Радюк М.В. Оценка эффективности теплонасосной технологии утилизации тепла воздушных турбокомпрессоров // Науковий вісник НГУ. — Днепропетровск. — 2010. — №6. — С. 78 – 82.
19. Кукіс В.С. Новые пути повышения эффективности двигателей внутреннего сгорания / В.С. Кукис, В.А. Романов. Челябинск: КрайРА, 2011.—260 с.

Рукопис подано до редакції 19.03.17

АНАЛІЗ ДИНАМІЧНИХ ПРОЦЕСІВ В СТРІЧЦІ І РОЛИКАХ У МОМЕНТ ПУСКУ СТРІЧКОВОГО КОНВЕЄРА ДЛЯ ДІАГНОСТИКИ РОЛИКІВ

Мета. Метою даної роботи є зменшення витрат на ремонти, міжремонтне обслуговування конвеєрів, а також своєчасне виявлення і заміна зношених роликів стрічкового конвеєра.

Методи дослідження. Запропонований метод діагностики стану роликів і стрічки ґрунтується на експрес-аналізі динамічних навантажень, що виникають в електроприводі в пусковому режимі, оцінці енерговитрат на ці процеси при порожньому конвеєрі. Дослідження динамічних та усталених процесів дії множинних чинників на стан роликів. Оцінка міри впливу кожної зі збудовуючих дій для тих або інших умов експлуатації конвеєрних установок, і визначення характеру дій, спрямованих на усунення цих поломок.

Наукова новизна. Оцінка динамічних характеристик конвеєра робиться шляхом моделювання залежностей, що зв'язують швидкості, шлях переміщення стрічки на головних і допоміжних барабанах, роликах, динамічне зусилля в стрічці з величиною і характером зміни рушійного зусилля, що розвивається електроприводом під час діагностики і при еталонних випробуваннях. Діагностика по запропонованому методу робиться в період часу, коли по черзі залучаються до обертання роликів вантажної гілки конвеєра. У момент початку обертання стрічкою хвостового барабана буде отримана повна інформаційна картина стану елементів вантажної гілки, що обертаються, а можливість діагностики за цим методом припиниться.

Практична значимість. Розглянута методика діагностики дозволить своєчасно виявляти і замінювати зношені роликів, зменшить час обслуговування і витрати на діагностику стану і зберігання роликів.

Результати. Своєчасне виявлення зношених та несправних роликів, їх заміна на працездатні роликів дозволить зекономити матеріальні ресурси на транспортування вантажів, попередити та уникнути аварійних станів стрічки та її uszkodжень, зменшити складські запаси запчастин та необґрунтовані витрати коштів на їх придбання та зберігання. Перспектива дослідження спрямована на розвиток предикативної діагностики. Для цього, кожен виміряний сигнал потужності записується в пам'ять і за алгоритмом регресійного аналізу методом планування експерименту визначається термін виходу з ладу роликів.

Ключові слова: конвеєр, ролик, барабан, стрічка, діагностика, привод, моделювання.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-149-154

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Згідно з наявними даними статистики відмов механічного устаткування конвеєрів, найбільша доля (56-65%) доводиться на відмови роликів і роликпопору.

Роликів конвеєра, призначеного для транспортування скельних порід, виходять з ладу через 2-3 роки експлуатації. Потреба в роликах тільки для вантажної гілки конвеєра завдовжки 500 м за цей період складає приблизно 1,5 тис. штук. Загальна протяжність конвеєрних ліній на кар'єрах рудних родовищ і подрібнювальних фабрик складає 20-30 км. При цьому середньорічна потреба в роликах складає 5-7,5 тис. штук. Для мінімізації складських запасів і своєчасної закупівлі роликів потрібно завчасне визначення об'ємів і часу виходу їх з ладу.

Крім того, не своєчасна заміна роликів або мастила підшипників призводить до підвищеного опору руху стрічки і, як наслідок, зайвих витрат електроенергії. Вихід з ладу ролика також може привести до uszkodження (поріз, розрив, стирання, займання і так далі) стрічки – найдорожчої частини конвеєра.

Аналіз досліджень і публікацій. Відомі роботи [6-8], в яких використовувався аналіз енергетичних параметрів приводу конвеєра для оцінки опору руху стрічки, залежного від стану роликів, але оцінка підшипників давалася для усіх роликів в цілому. При цьому неможливо було відокремити дефекти підшипників роликів і барабанів, роликів вантажної гілки і роликів не завантаженої частини конвеєра.

Багато робіт було присвячено дослідженню впливу різних окремих чинників на опір руху стрічки. Авторами не робилася оцінка міри впливу кожного з них на загальний стан ролика при спільній їх дії.

Постановка завдання. Дослідження динамічних та усталених процесів дії множинних чинників на стан роликів. Оцінка міри впливу кожної зі збудовуючих дій для тих або інших умов експлуатації конвеєрних установок, і визначення характеру дій, спрямованих на усунення цих поломок.

Дана стаття присвячена розробці методів діагностики стану роликів вантажної гілки стріч-

кових конвеєрів, працюючих в тяжких умовах рудних кар'єрів і подрібнювальних фабрик. Діагностика ґрунтована на використанні спектру сигналів контролю навантаження під час пуску порожнього конвеєра. При цьому порівнюється поточне значення навантаження приводу конвеєра на холостому ході з аварійним або перед аварійним значенням і робиться висновок про поточний стан роликів.

Для визначення аварійного стану конкретного ролика робляться виміри спектру навантаження при пуску конвеєра і фільтром вибирається частота для аналізу процесів, що відбуваються на одному погонному метрі.

Викладення матеріалу та результати. Під час пуску стрічкового конвеєра тягове зусилля збільшується у міру залучення до руху стрічки і ролюпопор. Його зміна підпорядкована фізичним законам, що описують динамічні процеси в стрічці і ролюпопорах.

Оскільки стрічка є об'єктом з безперервно розподіленою масою, замість звичайних диференціальних рівнянь, що описують процеси в системах з декількома ступенями свободи, застосуємо диференціальні рівняння в частинних похідних [12-13].

При аналізі подовжніх коливань стрічки вважатимемо, що її поперечні перерізи залишаються плоскими і що частки стрічки не здійснюють поперечних рухів і переміщуються тільки в подовжньому напрямі (рис. 1а).

Нехай u - подовжнє переміщення довільного перерізу стрічки при коливаннях. Це переміщення залежить від місця розташування перерізу в недеформованій стрічці (координати x) і від часу t . Таким чином, $u=u(x, t)$ є функція двох змінних; її визначення і є основним завданням. Переміщення нескінченно близького (з координатою $x+dx$) перерізу дорівнює $u+(\partial u/\partial x)dx$, і, отже, абсолютне подовження нескінченно малого елемента dx дорівнює $(\partial u/\partial x)dx$, (рис. 1б), а відносне подовження $\varepsilon=\partial u/\partial x$.

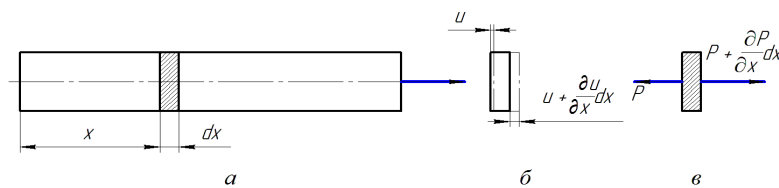


Рис. 1. Схема стрічки та руху її поперечного перетину

Відповідно до цього подовжня сила в перерізі з координатою x може бути записана у вигляді

$$P = EF\varepsilon = EF \frac{\partial u}{\partial x}, \quad (1)$$

де E - модуль пружності матеріалу стрічки; F - площа її поперечного перерізу; EF - жорсткість стрічки при розтягуванні-стискуванні.

Сила P також є функцією тих же аргументів - координати x і часу t .

Для складання диференційного рівняння розглянемо елемент стрічки, розташований між двома нескінченно близькими перерізами. До лівої грані елемента (рис. 1в) прикладена сила P , а до правої - сила $P + \frac{\partial P}{\partial x}dx$. Якщо позначити через ρ щільність матеріалу стрічки, то маса даного елемента складає ρFdx . Тому рівняння руху в проекції на вісь x набирає вигляду

$$-P + \left(P + \frac{\partial P}{\partial x}dx \right) = \rho Fdx \frac{\partial^2 u}{\partial t^2},$$

або

$$\frac{\partial P}{\partial x} = \rho F \frac{\partial^2 u}{\partial t^2}. \quad (2)$$

Враховуючи вираз (1) і приймаючи, що $F=\text{const}$, отримуємо

$$\frac{\partial P}{\partial x} = \frac{\partial \left(EF \frac{\partial u}{\partial x} \right)}{\partial x} = EF \frac{\partial^2 u}{\partial x^2} = \rho F \frac{\partial^2 u}{\partial t^2}$$

$$E \frac{\partial^2 u}{\partial x^2} = \rho \frac{\partial^2 u}{\partial t^2} \Rightarrow \frac{E}{\rho} \frac{\partial^2 u}{\partial x^2} = \frac{\partial^2 u}{\partial t^2} \Rightarrow$$

$$c_{cm}^2 \frac{\partial^2 u}{\partial x^2} = \frac{\partial^2 u}{\partial t^2}, \quad (3)$$

$$\text{де} \quad c_{cm}^2 = E / \rho. \quad (4)$$

Частинне рішення рівняння (3), згідно методу Фур'є, має вигляд

$$u(x, t) = X(x) \cdot T(t), \quad (5)$$

тобто переміщення u можна представити у вигляді добутку двох функцій, кожна з яких залежить тільки від одного аргументу: перша - від x , друга, - від t .

Підставивши вираз (5) в формулу (3), отримаємо рівняння

$$c_{cm}^2 d^2 X \cdot T = d^2 T \cdot X \Leftrightarrow$$

$$c_{cm}^2 \frac{d^2 X}{X} = \frac{d^2 T}{T},$$

у якому ліва частина залежить тільки від x , а права - тільки від t . Для тотожного виконання цієї рівності (при будь-яких x і t) необхідно, щоб кожна з частин була рівна постійній, яку позначимо - p^2

$$c_{cm}^2 \frac{d^2 X}{X} = -p^2; \quad \frac{d^2 T}{T} = -p^2.$$

Звідси слідують два рівняння

$$d^2 X + \frac{p^2}{c_{cm}^2} X = 0; \quad (6)$$

$$d^2 T + \frac{p^2}{T} = 0, \quad (7)$$

Рівняння (7) має рішення

$$T = A \sin(pt + \alpha), \quad (8)$$

що вказує на коливальний характер процесу. При цьому величина p має сенс частоти вільних коливань, α - зсув фаз; A - const.

Рівняння (6) має рішення

$$X = C \sin(px/c_{cm}) + D \cos(px/c_{cm}), \quad (9)$$

і визначає власну форму коливань. Тут C і D - const.

Частотне рівняння (8), що визначає величину p , складається шляхом використання граничних умов. Через те, що це рівняння трансцендентне і має нескінченне число коренів, число власних частот нескінченне, причому кожному значенню частоти p_n відповідає своя функція $T_n(t)$, визначувана залежністю (8), і своя функція $X_n(x)$, визначувана залежністю (9).

Повне рішення рівняння (3) отримаємо шляхом накладення усіх частинних рішень (5)

$$u = \sum_{n=1}^{\infty} X_n(x) \cdot T_n(t), \quad (10)$$

Через час Δt_1 після пуску перша ділянка стрічки l_{p1} (рис. 2) від точки зчеплення з тяговим барабаном до точки зчеплення з першою роликотопорою розтягнеться на гранично допустиме для цієї ділянки подовження $\Delta l_1 = \int \partial u / \partial x dx$. При цьому потужність, витрачена приводом, буде рівна

$$\Delta N_1 = \Delta M_{\text{тяг}} \omega_{\delta}, \quad (11)$$

де $\Delta M_{\text{тяг}}$ - частка моменту тягових сил на барабані; ω_{δ} - кутова швидкість обертання барабана.

$$\omega_{\delta} = d\varphi_{\delta} / dt,$$

де φ_{δ} - кут повороту барабана.

Через час Δt_1 убік, протилежний до руху стрічки, почне діяти сила опору обертанню першої роликотопори, яка дорівнює

$$P_1 = \frac{M_{onl}}{r},$$

де M_{on1} - момент опору обертанню першої роликкоопори, r - радіус прикладення сили (радіус роликкоопори).

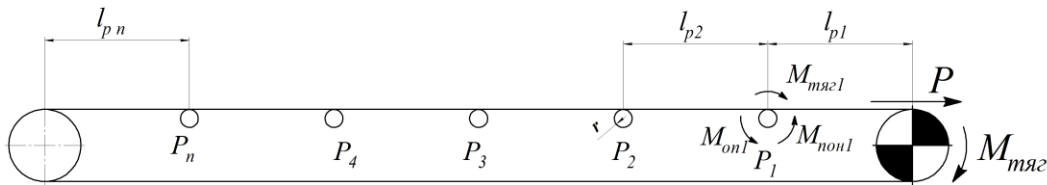


Рис. 2 Схема стрічкового конвеєра: $P_1, P_2, \dots, P_n$ - роликкоопори вантажної гілки; $M_{тяги}$ - момент тягових сил на барабані; $M_{тяги1}$ - момент тягових сил, прикладених до ринної роликкоопори відносно осі повороту; $M_{поп1}$ - поновлюючий момент; M_{on1} - момент опору обертанню першої роликкоопори

Момент опору обертанню роликкоопори дорівнює нулю, якщо опора знаходиться в стані спокою, і набуває свого максимального значення при рівномірному обертанні роликів. Отже, під час зрушення роликів він міняє своє значення від нуля до максимуму за час Δt_2 , протягом якого кутова швидкість ролика збільшується від нуля (стан спокою) до максимальної кутової швидкості. Остання може бути обчислена за виразом

$$\omega = d\varphi/dt,$$

де φ - кут повороту ролика.

Через те, що ролик здійснює обертальний рух, для опису процесів, що відбуваються з його масою, застосуємо диференціальне рівняння обертального руху твердого тіла під дією вимушеної сили і з урахуванням сил опору, пропорційних першому ступеню швидкості обертання

$$I \frac{d^2\varphi}{dt^2} = M_{тяги1} - M_{поп1} - M_{on1}, \quad (12)$$

де I - момент інерції роликкоопори відносно осі повороту; φ - кут повороту роликкоопори; $M_{тяги1}$ - момент тягових сил, прикладених до першої роликкоопори відносно осі повороту; $M_{поп1}$ - поновлюючий момент, що прагне повернути систему першої роликкоопори в стан рівноваги; M_{on1} - момент опору обертанню першої роликкоопори

$$M_{поп1} = -c_p \cdot \varphi; \quad (13)$$

$$M_{on1} = -K \frac{d\varphi}{dt}. \quad (14)$$

де c_p - коефіцієнт жорсткості роликкоопори при поворотах ролика; K - коефіцієнт пропорційності.

Підставляючи вирази (13) і (14) в рівняння (12), отримаємо

$$I \frac{d^2\varphi}{dt^2} = M_{тяги1} - c_p \varphi - K \frac{d\varphi}{dt},$$

або

$$M_{тяги} = I \frac{d^2\varphi}{dt^2} + c_p \varphi + K \frac{d\varphi}{dt}. \quad (15)$$

Через час Δt_2 , коли момент опору обертанню роликкоопори зростає до максимального значення, станеться зрушення першої роликкоопори і подальше її рівномірне обертання після згасання крутильних коливань, викликаних процесами зрушення. Сила опору обертанню першої роликкоопори буде здолана постійно зростаючим тяговим зусиллям приводу. При цьому почнуться подовжні коливання в стрічці, викликані зворотною хвилею тягового зусилля. Перша ділянка стрічки l_{p1} (рис. 2), яка розтягувалася від намотування на барабан, почне стискуватися, а частина стрічки між першою і другою роликкоопорами l_{p2} почне розтягуватися подібно до того, як розтягувалася перша ділянка стрічки до зрушення першої роликкоопори. Подовжні коливання в стрічці описуються рівнянням (3). Через дисипацію енергії ці коливання згаснуть за час Δt_3 .

Через час $\Delta t_1 + \Delta t_2 + \Delta t_3$ процес повториться знову, з тією лише різницею, що розтягуватися буде вже друга ділянка стрічки l_p і зрушуватись буде друга роликкоопора. Витрачатися на ці процеси, що циклічно повторюються, будуть вже проміжки часу $\Delta t_{1(2)} + \Delta t_{2(2)} + \Delta t_{3(2)}$. При цьому активна потужність, яку ми вимірюємо, витрачена приводом на корисну роботу, збільшиться на величину ΔN і стане рівною

$$N = \Delta N_1 + \Delta N_2.$$

Зростання потужності триватиме до залучення до руху усієї вантажної гілки конвеєра

$$N = \sum_{i=1}^m \Delta N_i.$$

За умови, що усі ділянки стрічки розтягуються однаково, не мають ушкоджень, усі ролик-опори справні і мають однаковий момент опору обертанню, аналогічні проміжки часу будуть рівні між собою

$$\begin{aligned}\Delta t_1 &= \Delta t_{1(2)} = \dots = \Delta t_{1(n)}; \\ \Delta t_2 &= \Delta t_{2(2)} = \dots = \Delta t_{2(n)}; \\ \Delta t_3 &= \Delta t_{3(2)} = \dots = \Delta t_{3(n)}.\end{aligned}$$

Але в разі ушкоджень стрічки, часткової або повної зупинки ролик-опори відповідні періоди часу відрізнятимуться від еталонних (замірених після ремонту). Це збільшення можна буде відстежити по збільшенню активної потужності приводу.

Для визначення аварійного стану конкретного ролика й аналізу процесів, що відбуваються на одному погонному метрі стрічки, робляться виміри спектру навантаження при пуску конвеєра. При цьому фільтром вибирається частота

$$f = v_e / l_p$$

де v_e - швидкість фронту хвилі зусилля в стрічці; l_p - відстань між ролик-опорами.

За збільшенням амплітуди сигналу цієї ділянки спектру через розраховані вище проміжки часу і на підставі порівняння еталонних сигналів активної потужності експериментальних осцилограм визначається міра аварійності кожного ролика.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Розглянута методика діагностики дозволить своєчасно виявляти і замінювати зношені ролики, зменшить час обслуговування і витрати на діагностику стану і зберігання роликів.

Перспектива дослідження буде спрямована на розвиток предикативної діагностики. Для цього, кожен вимірний сигнал потужності записується в пам'ять і за алгоритмом регресійного аналізу методом планування експерименту визначається термін виходу з ладу роликів.

Список літератури

1. Назаренко В.М. Режимы работы автоматизированных ленточных конвейеров рудоподготовительного производства: Диссертация доктора технических наук: 05.13.07, 05.05.06/ИГТМ. – Дн-ск, 1990. – 455 с.
 2. Назаренко В.М., Сокотнюк Ю.А. Передаточные функции ленточного конвейера как объекта регулирования // Известия ВУЗов. Электромеханика. – 1986. – №1. – с. 110-114.
 3. Сокотнюк Ю.А. Система автоматического управления наклонным ленточным конвейером: Автореф. дисс. канд. техн. наук: 05.13.07/ДПИ – Дн-ск, 1987. – 16 с.
 4. Назаренко В.М., Кондратенко М.М. Система діагностування стану ролик-опор конвеєрів: шляхи вирішення // Вісник КТУ. – 2004. – №4. – с. 77-79.
 5. Economic evaluation of efficiency of investments into energy-saving controlled electric drives of conveyers of mining and processing works. Krutov, G., Savitskyi, A.I., 2014, Metallurgical and Mining Industry, No.6, p.78-81.
 6. Пілецький В.Г. Обґрунтування інструментального діагностування технічного стану шахтних стрічкових конвеєрів: Дис. канд. тех. наук: 05.05.06/НГАУ – Дн-ск, 1999. – 115 с.
 7. Л.И. Ефименко, М.П. Тиханский Долговечность опорных конструкций ленточных конвейеров с регулируемым приводом // – Вісник Криворізького технічного університету, 2012. – Вип. 30. – С. 168-171.
 8. Чермалых А.В., Пермяков В.Н., Майданский И.Я., Иржавский А.С. Исследование технологических режимов работы конвейерной установки с частотно-регулируемым электродвигом. Проблемы энергоресурсосбережения в электротехнических системах. Наука, освіта і практика. Наукове видання. – Кременчук: КрНУ, 2015. – Вип. 1/2015 (3). – С. 68-70.
 9. Кондратенко М.Н. Оценка технического состояния тяговых роликов ленточных конвейеров // Сборник научных трудов национальной горной академии Украины. – Дн-ск, 2001. – №11. т. 2. – С. 99-102
 10. Кондратенко М.Н. Обзор систем диагностики ролик-опор ленточных конвейеров // Разраб. рудных месторожд., 2003. – Кривой Рог, КТУ. – Вип. 83. – С.143-149.
 11. Кондратенко М.М., Савицкий О.І. Система автоматизованого контролю стану ролик-опор конвеєра // Вісник Криворізького технічного університету, 2006. – Кривий Ріг. – Вип.15. – С. 147-150.
 12. Динамика машин для открытых горных и земляных работ / Панкратов С.А. – М.: Машиностроение, 1967. – 447 с.
 13. Основы прикладной теории колебаний и удара / Я.Г.Пановко. – 4-е изд. перераб. и доп. – Л.: Политехника. 1990. – 272 с.
 14. Шендеров А.И., Емельянов О.А., Один И.М. Надежность и производительность комплексов горнотранспортного оборудования. – М.: Недра, 1976. – 247с.
 15. Запенин И.В., Бельфер В.Е., Селищев Ю.А. Моделирование переходных процессов ленточных конвейеров. – М.: Недра, 1969. – 56 с.
 16. Ленточные конвейеры в горной промышленности / В.А. Дьяков, Л.Г. Шахмейстер, В.Г. Дмитриев и др. – М., Недра, 1982, 349с.
 17. Спиваковский А.О., Потапов М.Г., Приседский Г.В. Карьерный конвейерный транспорт. – 2-е изд., перераб. и доп. – М., Недра, 1979. 264 с.
- Рукопис подано до редакції 17.03.17

А. О. ОСІПОВА, студентка, В.Ю. ХАРЛАМЕНКО, канд. техн. наук, старший викладач
Криворізький національний університет

ЕНЕРГОЕФЕКТИВНА АВТОМАТИЗАЦІЯ БАГАТОКВАРТИРНИХ БУДИНКІВ НА ОСНОВІ ТЕХНОЛОГІЇ ІоТ

Мета. Метою даної роботи є розробка автоматизованої системи та диспетчеризації багатоквартирних будівель на базі мікроконтролерів Raspberry Pi та сенсорних панелей для візуалізації процесів оператора Magelis XBT GT виробництва фірми Schneider Electric, яка б контролювала та розподіляла використання енергії між нетрадиційними джерелами.

Методи дослідження. Аналіз вітчизняного та зарубіжного досвіду, систематизація існуючих підходів і методів до розробки енергоефективних автоматизованих систем для обґрунтування актуальності, мети і завдань дослідження; методи математичної статистики; методи динамічного програмування для визначення оптимального розподілу традиційних та нетрадиційних енергоресурсів.

Наукова новизна. Проведена наукова оцінка доцільності впровадження даної системи, вирішена задача динамічного програмування за принципом оптимальності Белмана задля раціонального розподілення енергії між нетрадиційними та традиційними джерелами та отримання найбільшої економії.

Практична значимість. У статті запропонована система контролю використаної енергії, яка мінімізує використання енергії від традиційних джерел, замінюючи її енергією від нетрадиційних, з використанням сонячних панелей, колекторів, вітрових генераторів тощо. Завдяки цьому жителям така система дозволить значно зменшити витрати на комунальні послуги, а державі – скоротити виплати субсидій населенню, що значно підвищить економічний рівень України в цілому. Завдяки датчикам віддаленого управління, що також є частиною системи, підвищиться рівень безпеки та захищеності жильців будинку, їх благополуччя в цілому. Завдяки сенсорним панелям можливо візуалізувати процес управління використанням енергії та проводити необхідні операції з отриманими даними.

Результати. Результатом роботи є запропонована концепція автоматизованої системи диспетчеризації та контролю споживаної енергії з використанням не тільки традиційних джерел, а й нетрадиційних, створена на базі логічних мікроконтролерів віддаленого управління з використанням технології ІоТ.

Ключові слова: енергоефективність, інтернет речей, мікроконтролери, нетрадиційні джерела енергії, автоматизація, оптимізація.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-154-159

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Останніми роками однією із актуальних задач для економіки нашої країни є підвищення енергоефективності при експлуатації житлових приміщень. Враховуючи стан економічного розвитку України та темпи зростання вартості традиційних енергоресурсів, можна зробити висновок, що цього можна досягти за рахунок впровадження в систему комунікацій нетрадиційних джерел енергії та систем керування ними на базі логічних контролерів, використовуючи новітню інформаційну технологію - Інтернет речей. При цьому розподіл ресурсів для максимізації економії доцільно реалізовувати шляхом вирішення задачі оптимізації. На сьогоднішній день середньостатистична українська сім'я, що проживає у багатоквартирному будинку, оплачує наступні комунальні послуги за встановленими тарифами (станом на березень 2017 р.) [1]:

централізоване опалення (для мешканців з квартирними приладами обліку теплової енергії) - 1411,77 грн/Гкал, для мешканців без квартирних та загальних пристроїв обліку - 42,69 грн/кв.м); водопостачання (за 1 м³ централізованого водопостачання - 5,5 грн, за 1 м³ централізованого водовідведення - 6,05 грн); електроенергія (за обсяг, спожитий до 100 кВт/год електроенергії на місяць (включно) - 71,4 коп., за обсяг, спожитий понад 100 кВт/год до 600 кВт/год електроенергії на місяць - 129 коп., за обсяг, спожитий понад 600 кВт/год електроенергії - 163,8 коп.); газозабезпечення (за 1 м³ - 6,879 грн.).

Аналіз досліджень і публікацій. Проблеми енергоефективної автоматизації багатоквартирних будівель були досліджені такими ученими як Крякліна І.В., Шешунова О.В., Грек І.Л. Розробкою та розрахунком автоматизованої системи постачання будинку на основі відновлюваних джерел енергії, яка на основі датчиків контролю заряду здійснює моніторинг та переключення між запропонованою та системою зовнішнього постачання, займались О.І. Бондар та його наукова школа. О.В. Старкова, К.В. Герасименко і П.В. Попович займались питанням реалізації системи віддаленого керування електроживленням на базі платформи ІоТ. Концепцію автоматизованої системи аудиту та моніторингу енергоефективності будівель з використанням

Web-технологій та програмного забезпечення запропонували науковці А.І. Вовк та Д.А. Гірник. Розробкою платформи для аналізу та моніторингу використаної енергії у реальному часі займалися М. Victoria Moreno, Benito Úbeda, Antonio F. Skarmeta and Miguel A. Zamora.

Постановка завдання. Забезпечення енергоефективності та економія коштів на комунальних послугах може бути досягнута як традиційними, нетрадиційними засобами, так і з використанням сучасних інформаційних технологій.

До основних нетрадиційних засобів відносяться:

геліоустановки для нагрівання води; сонячні колектори та батареї для перетворення енергії сонця у електричну енергію; вітрогенератори для перетворення енергії вітру у електричну енергію.

Для забезпечення безпеки, нагляду за багатоквартирною будівлею, контролю споживання та обліку ресурсів, підтримання належного технічного стану конструкцій та приладів обліку і надання вчасного необхідного обслуговування необхідно запропонувати сучасний підхід до енергоефективної автоматизацію багатоквартирних будівель, який містив би в собі нагляд та організацію за процесами різних підсистем у реальному часі, можливість вчасного виявлення та запобігання аварійних ситуацій у жилому комплексі.

Викладення матеріалу та результати. За планом нового енергоефективного будинку необхідно забезпечити будівлю перетворювачами природної енергії: сонячними панелями, колекторами та вітрогенераторами (рис. 1).

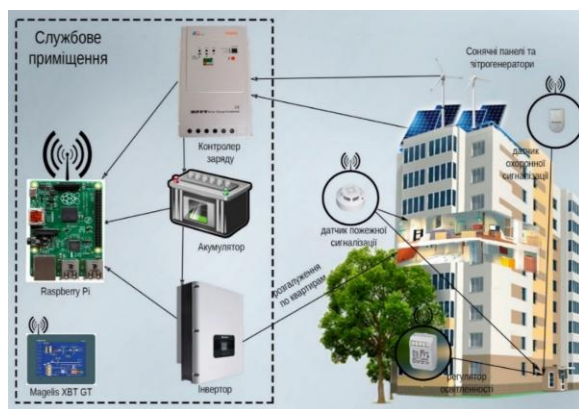


Рис. 1. Функціональна схема енергоефективної автоматизованої системи керування багатоквартирним будинком на базі технології IoT

Їх розміщення можливо організувати як на даху дому, так і створити так звані «ферми» для розміщення достатньої кількості панелей та вітряків, що зможуть забезпечити декілька будинків чи район.

У даній статті запропонована автоматизована система диспетчеризації багатоквартирних будівель, яка дозволить раціонально використовувати як природні джерела енергії, так і традиційні, що значно зменшить витрати на комунальні послуги, тим самим підвищить рівень захищеності, стабільності та благополуччя жильців і будинку в цілому.

Функціональну схему, що відображає сутність запропонованої системи зображено на рис. 1.

Така система завдяки візуалізації процесів облегшує ведення обліку енергоспоживання, регулює розподіл ресурсів, сигналізує про необхідність професійного втручання у разі несправностей та аварій, у результаті чого ця система дозволяють істотно зменшити витрати на утримання будівель, забезпечити підвищений рівень безпеки жильців.

Використання подібної автоматизованої системи дає можливість реалізовувати велику кількість задач, які підтримують інтереси не тільки всіх жильців, а і інтереси на рівні міста та країни. Велике значення в таких системах має контроль безпеки: контролер Raspberry Pi за допомогою датчиків у квартирах та у під'їзді, на базі технології віддаленого доступу, управляє пожежною та охоронною сигналізацією, в результаті чого мінімізуються пожежні, кримінальні ситуації та випадки несанкціонованого доступу до приватних приміщень та приміщень, де містяться устаткування, а модуль електромагнітного реле регулює освітленість у під'їзді в залежності від погодних умов, часу доби та пори року.

Запропонована система є прикладом сучасної інформаційної технології - інтернету речей - нового етапу розвитку Інтернету, який значно розширює можливості обліку, аналізу та регулювання процесів у багатоквартирних будівлях. Використання таких автоматизованих систем диспетчеризації має багато переваг, але, зважаючи на велику вартість впровадження, не кожен власник житла здатен дозволити собі це задоволення. Тому велике значення має зацікавленість міської влади та уряду, які б надали фінансову допомогу. У свою чергу зацікавленість ради країни можливо обґрунтувати зменшенням або взагалі відміною виплат субсидій населенню, використання природної енергії на заміну вичерпної традиційної, а для жителів - можливість спо-

стерігати, контролювати та регулювати споживання енергії [2].

Основним елементом даної системи є мережа мікроконтролерів Raspberry Pi, побудована на базі технології Internet of Things (IoT), яка дозволяє шляхом безпроводного зв'язку керувати як окремо взятим контролером, так і централізоване керування мережею мікроконтролерів у всьому будинку.

Raspberry Pi - це одноплатний комп'ютер на базі процесора ARM11 і графічного ядра Broadcom BCM2835, який слугує центральним сервером житлової автоматизації (рис. 2).

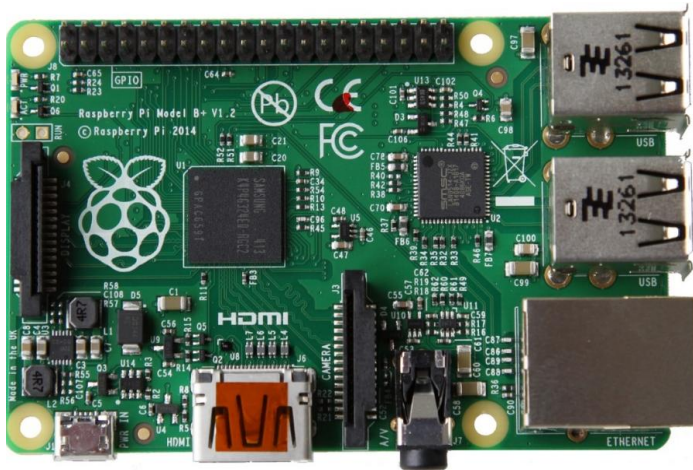


Рис. 2. Мінікомп'ютер Raspberry Pi Model B+ V1.2

Завдяки широкому асортименту допоміжних модулів, Raspberry Pi стає тим пристроєм, який здатен виконувати всі управлінські та моніторингові функції. Незважаючи на свій невеликий розмір, комп'ютер здатен виконувати велику кількість задач. Значними перевагами є його енергоефективність (споживання лише 1 Вт, в той час, як у системного блока - 250 Вт), відносно невисока вартість та низькі вимоги до програмного забезпечення [3].

Міні комп'ютер Raspberry Pi може керувати обладнанням Z-Wave, яке облегшує автоматизацію жилого будинку. Z-Wave являє собою стандарт безпроводної автоматизації, тобто не потребує проведення допоміжних кабелів або ремонтних робіт, що добре позначається на економічному аспекті проекту та на його ефективності [4].

Для візуалізації процесів контролю та керування даною системою передбачено підсистему, побудовану на барі сенсорної панелі оператора Magelis XBT GT виробництва фірми Schneider Electric (рис. 3).

Також доцільно передбачити масштабування підсистеми візуалізації під мобільний додаток на планшет або смартфон [5].



Рис. 3. Magelis XBT GT 2220

Графічні термінали Magelis візуалізують необхідну інформацію для роботи в інтерактивному режимі, а також дозволяють коректувати вихідні дані, перемішувати, обирати та виконувати з даними необхідні дії.

Термінали Magelis серії XBT GT відрізняються простою використання, компактністю та високою надійністю, чим здатні привернути велику увагу. Термінали цієї серії використовують новітні комунікаційні та інформаційні технології: висококонтрастний екран, точна аналогова чуттєва панель, багатовіконний режим управління, можливість відображення

та запису відеоматеріалів, багатоканальність усіх комутаційних портів тощо, що забезпечує зручність експлуатації та використання.

Графічні термінали XBT конфігуруються у середовищі Vijeo Designer, простота та ергономічність котрого забезпечують швидкість та простоту створення проектів. Усі панелі підтримують кириличні шрифти, ведення журналу і збереження даних у зовнішню пам'ять, відображення стану системи та аварійних сигналів, демонстрація графічних та анімаційних елементів та багато іншого. У більш пізніх версіях передбачена можливість роботи з сигналом з відеокamera або камкордера. Окрім того, панель здатна самостійно виконувати математичну обробку даних, в тому числі використовуючи Java-скрипти [6].

Для вирішення задачі оптимального розподілення використання енергії між нетрадиційними та традиційними (використання електроенергії у нічний час за зниженим тарифом) джерелами для отримання максимальної економії розв'язано оптимізаційну задачу динамічного програмування.

У середньому один під'їзд на 36 квартир щоденно використовую близько 80 кВт електроенергії, функції економії з використанням нетрадиційних і традиційних джерел наведено у табл. 2:

Таблиця 2

Вхідні дані до задачі		
Кількість електроенергії, кВт	Функції економії	
	нетрадиційні джерела (x_1)	традиційні джерела (x_2)
0	7,64	2,2
20	10,25	2,9
40	16,93	3,3
60	16,12	3,5
80	19,49	4

За принципом оптимальності Белмана вирішимо задачу у середовищі Excel за допомогою макросу. Отримаємо наступне рішення (табл. 3).

Таблиця 3

Рішення задачі					
Кількість електроенергії, кВт	Функції економії		Максимальна економія	Частка використання ресурсу	
	нетрадиційні джерела (x_1)	традиційні джерела (x_2)		x_1	x_2
0	7,64	2,2	7,64	1	0
20	10,25	2,9	10,25	2	0
40	16,93	3,3	16,93	3	0
60	16,12	3,5	19,13	3	1
80	19,49	4	19,83	3	1

З таблиці видно, що для максимальної економії при використанні 80 кВт електроенергії з них 60 кВт може бути споживано від нетрадиційних джерел (сонячних батарей, вітрогенераторних установок і т.ін.) та 20 кВт за нічним тарифом від традиційних джерел (встановлення лічильнику).

Впровадження нових технологій економічно обґрунтовано. Визначено необхідне устаткування для перетворення традиційного жилого будинку на енергоефективне житло, вартість якого приведено у табл. 4.

Таблиця 4

Вартість необхідного устаткування для перетворення природної енергії у розрахунку на 36 квартир (1 під'їзд)

Найменування	Вартість, тис. грн.
Вітрогенераторна установка (1,6 кВт)	112,215
Сонячні панелі (9 кВт)	409
Акумулятори, інвертори, контролери	200
Монтажні роботи	125
Датчики, контролери, сенсорні екрани тощо	50
	896,215

Без використання природних джерел енергії та енергозберігаючих систем витрати на 36 квартир становлять

Таблиця 5

Вартість комунальних послуг	
Найменування	Вартість, тис. грн
Централізоване опалення	63,288
Водопостачання	51,842
Електроенергія	108
Газозабезпечення	25,920
Утримання будинку та території	60,480
	309,530

З розрахунку на 1 під'їзд з 36 квартирами на комунальні послуги та технічний нагляд щорічно витрачається 309 тис. 530 грн.

Отже, окупність системи становить близько 4 років.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Питання енергоефективності жилих помешкань - одне із найголовніших питань на сьогоднішній день для нашої країни. Шалений ріст

цін на комунальні послуги значно спустошує як сімейний бюджет українців, так і державну казну. Тому актуальними є методи збільшення енергоефективності будинків, використовуючи нетрадиційні джерела енергії. Важливим питанням є способи управління ними, а саме управління на базі логічних контролерів, що і було запропоновано у роботі. Використовуючи інноваційну технологію Інтернет речей, значно спрощується не лише керування системою у житловому будинку, а також і значно зменшуються витрати енергії завдяки логічним способам її розподілення. Віддалене керування та візуалізація процесів облегшить ведення обліку енергоспоживання, регулювання розподілу ресурсів, сигналізуватиме про необхідність професійного втручання у разі несправностей та аварій тощо.

Хоча ця технологія і є дуже ефективною, проте дозволити собі її встановлення може не кожен будинок. Тому дуже важливим у цьому питанні є підтримка держави, адже саме такі системи зможуть значно покращити як економічний стан країни, так і благополуччя населення.

Список літератури

1. Нова-Ком. Тарифи на комунальні послуги [Електронний ресурс] – Режим доступа: <https://www.novakom.com.ua/tarifs.html>, вільний (дата звернення 10.03.2017) – Мова: укр.
2. Автоматизированные системы управления домом [Электронный ресурс]: интернет-статья. – Режим доступа: <http://youhouse.ru/po/sistema.php>, свободный (дата обращения 10.03.2017) – Язык: рус.
3. Raspberry Pi [Electronic resource]: free encyclopedia. – Mode of access: https://en.wikipedia.org/wiki/Raspberry_Pi. – Last access: 10.03.2017. Language: eng.
4. Raspberry Pi для домашней автоматизации. Структурная схема [Электронный ресурс]: интернет-статья. – Режим доступа: http://electromost.com/news/raspberry_pi_dlja_domashnej_avtomatizacii_chast_chetvertaja/2014-03-17-119, свободный (дата обращения 10.03.2017) – Язык: рус.
5. Человеко-машинный интерфейс. Автоматизация & Контроль: каталог компании Schneider Electric. – К.: 2007. – 140 с.
6. Автоматика-Север. Графические терминалы серии Magelis XBT GT [Электронный ресурс]: интернет-магазин. – Режим доступа: <http://avtomatika.info/catalog/graficheskie-terminaly-i-serii-magelis-xbt-gt/>, свободный (дата обращения 11.03.2017) – Язык: рус.
7. Best raspberry pi home automation tutorial: web based [Electronic resource]: online articles. – Mode of access: <https://diyhacking.com/raspberry-pi-home-automation/>, free (date of appeal 11.03.2017) – Language: eng.
8. 20 awesome projects for Raspberry Pi [Electronic resource]: online article. – Mode of access: <http://www.mnn.com/green-tech/computers/photos/20-awesome-projects-raspberry-pi/raspberry-pi-home-automation>, free (date of appeal 11.03.2017) – Language: eng.
9. Build an Entire Home Automation System with a Raspberry Pi and Arduino [Electronic resource]: online article. – Mode of access: <http://lifehacker.com/build-an-entire-home-automation-system-with-a-raspberry-1640844965>, free (date of appeal 11.03.2017) – Language: eng.
10. PiDome - Home automation [Electronic resource]: online articles. – Mode of access: <https://pidome.org>, free (date of appeal 12.03.2017) – Language: eng.
11. Практичні проблеми у ЖКГ та шляхи їх вирішення: конференція молод. вчен. каф. права (Харків, 2016) / **Ю.В. Злобіна**. – Харків: ХНУМГ ім. О.М.Бекетова, 2016. – 3 с.
12. **Сухай, О. Є.** Аналіз фінансового забезпечення програми енергоефективності житлово-комунального господарства / **Ольга Євгенівна Сухай, Ольга Семенівна Кіндзюр** // Економічний аналіз : зб. наук. праць / Тернопільський національний економічний університет; редкол. : В. А. Дерій (голов. ред.) та ін. – Тернопіль : Видавничо-поліграфічний центр Тернопільського національного економічного університету “Економічна думка”, 2015. – Том 22. – № 1. – С. 60-66. – ISSN 1993-0259.
13. Реалізація системи віддаленого керування електроживленням на базі сучасної платформи IoT / Старкова О.В. [та ін.] // Наукові записки Українського науково-дослідного інституту зв'язку. – 2016. – №2(42). – с.107-115.
14. Концепція автоматизованої системи аудиту та моніторингу енергоефективності будівель / Вовк А.І. [та ін.] // VII Міжнародна науково-технічна конференція «Інформаційно-комп'ютерні технології»: Тез.доп. – Житомир, 2014.
15. Internet of Things For Energy Efficiency [Electronic resource]: online article. – Mode of access: <http://news.sap.com/internet-things-energy-efficiency/>, free (date of appeal 12.03.2017) – Language: eng.
16. Internet of things in energy efficiency The internet of things [Electronic resource]: online article. – Mode of access: <http://ubiquity.acm.org/article.cfm?id=2822887>, free (date of appeal 11.03.2017) – Language: eng.
17. Energy Efficiency of the Internet of Things [Electronic resource]: technology and energy assessment report. – Mode of access: <http://edna.iea-4e.org>, free (date of appeal 12.03.2017) – Language: eng.
18. **Moreno V. M., Benito Úbeda, Antonio F. Skarmeta, Zamora M.A.** How can We Tackle Energy Efficiency in IoT Based Smart Buildings? *Sensors*, 2014, 14, 9582-9614; DOI: 10.3390/s140609582
19. Using smart hardware to improve IoT energy efficiency [Electronic resource]: online article. – Mode of access: <https://electronicsnews.com.au/using-smart-hardware-to-improve-iot-energy-efficiency/>, free (date of appeal 10.03.2017) – Language: eng.

Рукопис подано до редакції 17.03.17

**ВИКОРИСТАННЯ ВИЙМАЛЬНО-НАВАНТАЖУВАЛЬНИХ КОМБАЙНІВ
ФРЕЗЕРНОГО ТИПУ У КОМПЛЕКСІ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ
ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРІВ, ЯК ІДЕЯ БЕЗВИБУХОВОЇ РОЗРОБКИ
ПОРОДНОГО МАСИВУ**

Мета. Дослідити теоретичне та практичне застосування ідеї безвибухової розробки гірських порід на залізорудних кар'єрах, а також можливості введення кар'єрних комбайнів фрезерного типу у комплекс технологічних процесів сучасного гірничого виробництва при відпрацюванні крутоспадного родовища.

Методи. Комплексний аналіз стану теоретичної і практичної ефективності застосування комбайнів фрезерного типу для реалізації безвибухової технології відпрацювання покладу скельних гірських порід. Огляд перспективи застосування гірничих комбайнів фрезерного типу. Аналіз особливостей руйнування гірського масиву без використання буро-вибухових робіт в залежності від їх фізико-механічних властивостей комбайнами фрезерного типу.

Наукова новизна. Встановлення взаємозв'язку між параметрами елементів системи розробки та робочими і технологічними параметрами комбайнів фрезерного типу при відпрацюванні крутоспадних залізорудних родовищ. Підвищення техніко-економічних показників роботи кар'єру при адаптації безвибухової розробки породних масивів до діючої технології розробки родовища виймально-навантажувальними комбайнами фрезерного типу в умовах відпрацювання крутоспадних родовищ.

Практична значимість. Адаптація технології розробки скельних гірських порід комбайнами фрезерного типу до умов сучасних залізорудних кар'єрів та дослідження критеріїв оцінки ефективності її вибору і застосування у діючу технологію. З метою стабілізації техніко-економічних показників роботи кар'єру, а також забезпечення комплексної механізації підготовки гірських порід формується ідея безвибухової розробки порід шляхом застосування виймально-навантажувальних комбайнів фрезерного типу.

Результати. Встановлено, що подальше вивчення застосування комбайнів фрезерного типу в технологічних комплексах кар'єра, дає можливість використовувати ефективну безвибухову розробку породного масиву. Завдяки удосконаленню критеріїв ефективної оцінки безвибухового способу відпрацювання гірських порід виникає можливість економічно доцільно адаптувати даний спосіб до умов діючої технології відкритої розробки. Обґрунтування раціональної роботи транспортного та виймально-навантажувального обладнання з кар'єрними фрезерними комбайнами є найважливішою умовою, що забезпечує високопродуктивне використання спільної роботи комбайнів фрезерного типу та технологічного комплексу кар'єра при мінімальних витратах розробки гірських порід.

Ключові слова: породний масив, відпрацювання порід, механічне знеміщення гірських порід, фрезерний комбайн, технологічні процеси, безвибухова розробка.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-159-164

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Робота гірничодобувних підприємств України в сучасних ринкових мовах показує, що кінцева продукція більшості з них характеризується низькою конкурентоспроможністю. Це обумовлено тенденцією до значного збільшення глибини ведення розробки кар'єру, що збільшує собівартість видобутку залізистих кварцитів і зменшує безпечність ведення розробки породного масиву. А також в свою чергу відбувається зменшення вибійного простору, в результаті чого потужне виймально-навантажувальне устаткування, при зменшенні параметрів елементів системи розробки не реалізовує своїх потенціальних технологічних можливостей.

Виконання буро-вибухових робіт по традиційній технології підготовки гірської маси до виймання не забезпечує потрібну якість подрібнення кусків, не відпрацьовує належним чином контури гірничих виробок, негативно впливає на навколишнє середовище.

Розробка потужних родовищ корисних копалин здійснюється із застосуванням технологічних комплексів, в основу яких покладено переміщення гірської маси транспортними засобами. Формування ланцюга технологічних процесів, озброєність їх обладнанням ґрунтується на їхній взаємодії. Провідним обладнанням, котре впливає на параметри елементів системи розробки, продуктивність та кількість устаткування на інших ланках є навантажувальні і транспортні машини [6].

З метою стабілізації техніко-економічних показників роботи кар'єру, а також забезпечення комплексної механізації підготовки гірських порід формується ідея безвибухової розробки порід шляхом застосування виймально-навантажувальних комбайнів фрезерного типу.

Традиційна технологія ведення виймально-навантажувальних робіт із застосуванням буро-

вибухового способу підготовки породного масиву до виймання потребує великих затрат праці і має низьку екологічність - за порушення ландшафту місцевості і викидів в атмосферу значної кількості шкідливих речовин. При розробці родовища технологічний процес буро-вибухових робіт в кар'єрі являється одним із основних в гірничому виробництві. Його частка у витратах на гірничі роботи може досягати 40 %. Останнім часом тенденція світової практики свідчить про підвищення цікавості саме до безвибухової розробки гірських порід шляхом введення виймально-навантажувальних комбайнів фрезерного типу до технологічних комплексів кар'єру.

Покращення технології ведення відкритих гірничих робіт завдяки застосуванню нової техніки сприяє підвищенню продуктивності праці і зниженню собівартості видобутку корисних копалин на залізрудних кар'єрах. Однак технічна оснащеність гірничо-транспортного парку поки що не відповідає сучасним вимогам.

Враховуючи сучасні гірничо-геологічні та гірничо-технологічні умови, які склалися на залізрудних кар'єрах, актуальним є впровадження найбільш раціональної і прогресивної безвибухової технології розробки породного масиву.

Аналіз досліджень і публікацій. Удосконалення технологічних процесів в гірничодобувній промисловості в значній мірі залежить від покращення роботи і правильного вибору гірничодобувного устаткування. В основу формування комплексів устаткування, що характеризують рівень комплексної механізації, покладені їхні якісні та кількісні взаємозв'язки із устаткуванням суміжних процесів.

Вивчення безвибухового способу неможливе без попереднього дослідження і теоретичного обґрунтування технології механічного руйнування гірських порід.

Виконано велику кількість теоретичних досліджень по механічному руйнуванні породного масиву, до числа яких слід віднести роботи професора М.М. Протодіяконова, професора А.Ф. Суханова, професора В.Г. Михайлова, професора Б.І. Воздвиженського, професора М.І. Куличихина, професора В.С. Федорова та ін. Ці дослідження лягли основою для подальшого удосконалення процесів механічного руйнування породного масиву.

Слід відзначити, що при вирішенні задач стосовно механічного руйнування гірських порід приймаються різні коефіцієнти – коефіцієнт Пуассона, коефіцієнт внутрішнього тертя для твердих тіл, модуль пружності, котрі для процесів механічної дії на гірські породи не являються постійними. В більшості випадків це спонукало до необхідності використання емпіричних залежностей. Емпіричні формули давали можливість вирішувати задачі механічного руйнування порід з достатньою для практики точністю. Але вони враховували обмежене число чинників, які впливають на процес руйнування, в зв'язку з чим проблемно було теоретично передбачити можливість удосконалення процесів механічного руйнування, відповідно і раціонального використання гірничо-транспортного обладнання.

Основною науковою направленістю являється вивчення фізики і механіки гірничотехнічних процесів і розробка теорії нової гірничої техніки і технології.

Основні висновки приводять до того, що застосування механічної підготовки гірських порід до виймання досягає високої ефективності в породах невисокої і середньої міцності.

Питанням механічної підготовки гірських порід при веденні безвибухових робіт в кар'єрах присвячені значні роботи вчених, серед яких праці М.Г. Новожилова, Н.В. Новожилова, Б.Н. Тартаковського, А.М. Варшавського, С.М. Бро, А.Г. Шапаря, П.І. Томакова, І.К. Наумова та ін., у яких викладені теоретичні та прикладні питання застосування гірничого устаткування для забезпечення механічної підготовки гірських порід до виймання.

При розробці нових способів руйнування гірських порід особливу увагу було приділено вивченню фізичних властивостей гірських порід головним чином фізико-механічних, теплових і електричних, так як всі існуючі методи їх подрібнення ґрунтуються на механічній або тепловій дії, а нові електрофізичні методи руйнування являються мало ефективними і потребують досконалого вивчення.

На сьогодні механічна розробка породного масиву ефективно проводиться з допомогою застосування гірничих комбайнів фрезерного типу. Які за останні роки на кар'єрах закордонних країн отримують широке застосування, що виконують три операції: подрібнення, виймання і навантаження в транспортний засіб або укладання породи в штабель за один робочий цикл.

Виймально-навантажувальні комбайни фрезерного типу отримали широке застосування в практиці відкритих гірничих робіт в наслідок того, що вони озброєні достатньо потужними

фрезами з високою швидкістю обертання, а також під дією власної ваги виконують зусилля на робочий орган.

Більшість робіт присвячені дослідженню і науковому обґрунтуванню нових методів безвибухових технологій видобутку вугілля і руди, впровадження котрих забезпечить миттєве підвищення продуктивності праці в гірничій промисловості. В роботі [1] техніко-економічні розрахунки показують, що селективний видобуток різних технологічних сортів фосфоритових руд дозволить суттєво знизити витрати на подальше їх збагачення з отриманням товарної продукції. Їх розубожіння при відпрацюванні пластів тонкими шарами фрезерним комбайном мінімальне.

В основу методів оптимізації динамічних кондицій можуть бути покладені економіко-математичні моделі оптимізації втрат і розубожіння [4,5]. Оптимальні кількісні та якісні втрати руд при видобутку і вимоги до кондиції по якості руд мають тісний зв'язок. Тому оптимізація втрат і розубожіння попутно встановлює межі вмісту корисних компонентів у видобутій рудній масі. Від яких легко перейти до максимально допустимої межі якості фосфоритової руди при відпрацюванні фрезерними комбайнами.

У той же час по мірі збільшення глибини ведення гірничих робіт відбувається зменшення вибійного простору, в результаті чого потужне виймально-навантажувальне обладнання, при зменшених параметрах елементів систем розробки не реалізує свої потенціальні технічні можливості. Крім того, відносно мала висота робочих уступів не дозволяє підвищити кут відкосу робочого борту кар'єра, що збільшує об'єми розкривних робіт [7].

Постановка задачі. Аналіз літературних джерел і проектних розробок свідчить про високу ефективність відкритих гірничих робіт з використанням безвибухової розробки породного масиву на основі механічного руйнування гірських порід. Не дивлячись на свою беззаперечну ефективність, принцип механічного руйнування гірських порід не знайшов ще поширеного застосування в практиці відкритих гірничих робіт, що пояснюється недостатнім вивченням механічного процесу руйнування і його закономірностей, а також відсутністю обґрунтування ефективних технологічних схем розробки гірського масиву.

Дослідження проводились в двох найбільш важливих для підвищення ефективності гірничих робіт напрямках:

Механіка руйнування гірських порід (дослідження нових прогресивних методів руйнування гірських порід, розробка методів безвибухової дії на гірські породи з метою інтенсифікації їх подрібнення і можливості їх застосування, розробка теорії без вибухового знеміщення гірських порід).

Гірничу механіку (розробка теорії механіки гірничих машин і комплексів, розробка наукових основ і нових принципів екскавації, навантаження та транспортування).

В роботі [3], представляється економічно доцільним проводити роботи по управлінню якістю, які направлені на безпосереднє забезпечення високої якості рудної сировини, і роботи, які направлені на удосконалення технології розробки із системою управління якістю рудної сировини.

Аналіз досвіду відпрацювання гірського масиву виймально-навантажувальними комбайнами фрезерного типу вказують на обмежену ефективність даної технології при відкритій розробці родовищ. В ній закладені значні переваги у порівнянні з буро-вибуховим способом підготовки порід до виймання. Поряд з цим для її ефективного використання слід розв'язати комплекс питань стосовно її адаптації до гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов, що склалися у сучасних діючих кар'єрах при розробці крутоспадних родовищ [2]. Одним з напрямків вирішення даного питання є освоєння безвибухового способу розробки гірських порід із застосуванням виймально-навантажувальних комбайнів фрезерного типу. Останнє десятиліття проводяться наукові дослідження в напрямку механічного руйнування породного масиву з впровадженням у виробництво досягнутих результатів у вигляді рекомендацій і технологічних рішень.

В зв'язку з цим робота присвячена аналізу і обґрунтуванню ідеї безвибухової розробки гірських порід при відкритій розробці родовищ корисних копалин застосовуючи виймально-навантажувальні комбайни фрезерного типу в технологічних комплексах.

Викладання матеріалу та результатів. В технологічних комплексах із застосуванням автотранспорту, залізничного транспорту або їх комбінації гірничу масу навантажується механічними лопатами у транспортний засіб і перевозиться до приймальних пунктів призначення. Розкривні породи поступають на відвальну дільницю, а корисна копалина в свою чергу потрапляє до технологічного комплексу.

Тісний взаємозв'язок навантажувальних та транспортних робіт в кар'єрі, характеризується наявністю різного обладнання комплексу в цілому та відповідністю параметрів гірничо-транспортних машин з урахуванням динамічних змін ситуації тривалості процесу. Аналіз роботи комбайнів фрезерного типу свідчить про ефективну та економічну спільну роботу разом з технологічними комплексами кар'єру (рис. 1).

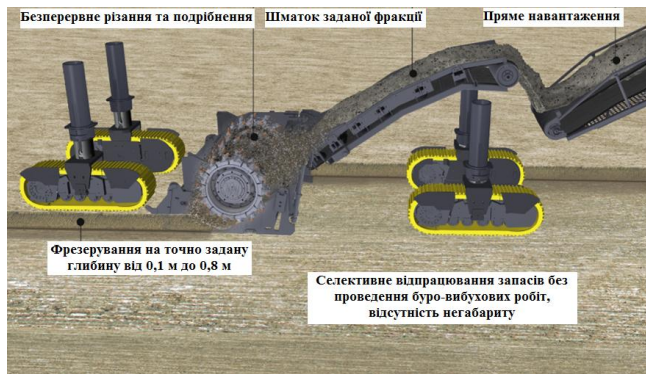


Рис. 1. Конструкція та принцип дії фрезерного комбайна

Досягнення ідеї в області безвибухової розробки дозволили розробити і науково обґрунтувати нову високоефективну технологію розробки залізистих кварцитів із застосуванням виймально-навантажувальних комбайнів фрезерного типу, сутність котрої полягає в наступному. Массив напівскельної та скельної гірської маси (пусті породи і руда) пошарово зрізається

і подрібнюється робочим органом комбайна, виймається та навантажується фрезерним комбайном в транспортний засіб і доставляється на невеликі відстані до перенавантажувально-грозотильних установок, розміщених на концентраційних горизонтах кар'єра.

Проблема удосконалення безвибухової технології розробки гірських порід в останні роки набуває усе більшого значення в Україні. У той же час реальний стан вирішення даної проблеми перебуває на вкрай низькому рівні, незважаючи на достаток наукових досліджень у цьому напрямку [10-15]. Справа в тому, що вищенаведене різноманіття наукових розробок дотепер усе ще залишається незагальненим та являє собою сукупність різних ракурсів розгляду даної проблеми. Більшість робіт досліджують області можливого та ефективного застосування безвибухового способу окремих гірських порід та побіжного видобутку корисних копалин, або обмежуються не достатньою обґрунтованістю лише технологічних питань їх видобутку, у той час, як реальне комплексне освоєння безвибухової розробки родовищ корисних копалин із застосуванням комбайнів фрезерного типу вимагає відповідного комплексного аналітичного підходу.

В результаті теоретичної і експериментальної практики проведення вибухових робіт на залізрудних кар'єрах можна зробити припущення, що традиційний спосіб характеризується низькою ефективністю застосування вибухових речовин та низькою якістю вибухового подрібнення гірських порід та не повним забезпеченням потрібного куска відірваної породи від масиву.

В роботі [16], приведені результати визначення відсоткового виходу фракцій підірваної породи при використанні емоніта Н100 (табл. 1) та при використанні грамоніта 79/21 (табл. 2).

Таблиця 1

Вихід фракцій підірваної породи при використанні емоніта Н100

Показники	Відсотковий вихід фракцій, %					
	54	22	9	10	4	1
Розмір шматка, мм	0-200	201-300	301-400	401-500	>500	>1200
Розмір середнього шматка, мм	219					

Таблиця 2

Вихід фракцій підірваної породи при використанні грамоніта 79/21

Показники	Відсотковий вихід фракцій, %					
	72	18	6	4	0	0
Розмір шматка, мм	0-200	201-300	301-400	401-500	>500	>1200
Розмір середнього шматка, мм	167					

На закордонних кар'єрах досягається висота ступінь подрібнення напівскельних, скельних порід і руд гірничими комбайнами фрезерного типу, при котрій 100% відпрацьованої гірської маси має шматки розміром менше 150 мм, що свідчить про повну відсутність негабариту (табл. 3).

Таблиця 3

Вихід фракції відпрацьованої породи при використанні фрезерного комбайна (Митинське родовище доломітів)

Показники	Відсотковий вихід фракцій, %					
	11	34	29	26	0	0
Розмір шматка, мм	0-10	11-40	41-70	>71	>150	>500
Розмір середнього шматка, мм	58					

Застосування гірничих комбайнів фрезерного типу економічно доцільно при відпрацюванні порід з коефіцієнтом міцності $f=3-8$ завдяки чому досягається максимальна продуктивність машини. Для оцінки можливості використання виймально-навантажувальних фрезерних комбайнів на вігчизняних кар'єрах застосовується метод, оснований на роздільному урахуванні степені тріщинуватості масива і міцності порід в його складі, котрий визначає опір масива пошаровому фрезеруванню [8,9]. Степінь тріщинуватості масива визначається сейсмічними методами, а міцність порід складених масив – ультразвуковими.

Розрізняють наступні технологічні схеми роботи фрезерних комбайнів:

Пошарове фрезерування порід горизонтальними шарами. Зрізана, подрібнена гірська маса укладається в штабелі позаду себе або навантажується власною конвеєрною системою на нижче лежачий горизонт або згрібається штабелі і скидається бульдозером нижче лежачий уступ і навантажується екскаватором в транспортний засіб;

Пошарове фрезерування порід похилими шарами (кут нахилу $10-20^\circ$). Зрізана, подрібнена гірська порода транспортується бульдозером до навантажувальних засобів під ухилом. При роботі по цій схемі збільшується тягове зусилля фрезерного комбайна і бульдозера;

Фрезерний комбайн працює у парі з скрепером, котрий відпрацьовує і транспортує подрібнену гірську масу.

В технологічних схемах із застосуванням на виймально-навантажувальних операціях навантажувачів фрезерний комбайн використовується, як комплексний агрегат, виконуючий зрізання, подрібнення та вкладання в штабелі розробленої гірської маси. При цьому ефективніше застосовується автомобільний і рідше залізничний транспорт.

Актуальним напрямком в області відкритих гірничих робіт являється розширення області застосування високопродуктивного мобільного устаткування, до якого відносяться виймально-навантажувальні комбайни фрезерного типу. Зверх потужні фрезерні комбайни можуть бути використані не тільки при розробці щільних, але і при розробці напівскельних та скельних порід без попереднього подрібнення. Застосування комбайнів фрезерного типу характеризуються так:

відсутністю необхідності в попередньому буро-вибуховому подрібненні порід та можливістю регулювання розміру шматка у відповідності з потребуючою технологією навантаження та транспортування;

відсутністю негабариту та можливістю селективної виїмки породного масиву, а також досягненням поточності виробництва, так як весь технологічний цикл (різання, подрібнення, виймання та навантаження) виконується одним виймально-навантажувальним комбайном фрезерного типу, працюючим в одиночку чи в парі з засобами транспорту;

отриманням можливості застосування технологічних схем, що покращують екологічну ситуацію підприємства шляхом зменшення шкідливих викидів при зменшених капітальних та експлуатаційних витратах.

Висновки. Отже, застосування комбайнів фрезерного типу в технологічних комплексах кар'єру, дає можливість удосконалити технологію розробки гірських порід тим самим підвищити рентабельність гірничодобувного підприємства. Безвибухова розробка породного масиву із застосуванням комбайнів фрезерного типу, потребує встановлення області застосування і обґрунтування раціональних параметрів різних технологічних схем видобутку гірських порід. Але для оцінки ефективності можливого впровадження безвибухового відпрацювання порід в умовах залізрудних кар'єрів потрібне подальше вивчення гірничо-технічних умов розробки родовища. Для цього необхідний більш глибокий системний аналіз і розробка адекватних математичних моделей, котрі дозволять оцінити економічну доцільність і ефективність розробки та адаптації безвибухової технології розробки залізрудного покладу фрезерними комбайнами.

Подальше дослідження будуть спрямовані на більш детальне вивчення можливості трансформувати ідею безвибухової розробки гірських порід в діючу технологію ведення відкритої розробки. В конкретних гірничо-геологічних та гірничотехнічних умовах залізрудних кар'єрів.

Список літератури

1. Толстов Е. А. Современные технологии добычи и обогащения фосфоритовых руд Джерой-Сардаринского месторождения / Е. А. Толстов, А. М. Кустов, С. Б. Иноземцев // Горный журнал. – 2002. – Специальный выпуск. – С 32–35.
2. Вусик О. О., Пищик А. М. Аналіз стану і перспектив безвибухової розробки гірських порід виймально-навантажувальними комбайнами фрезерного типу / О. О. Вусик, А. М. Пищик // Вісник Криворізького національного університету. – Кривий Ріг, КНУ, 2017. Вип. 44. – С. 29–33.

3. Шолох Н. В. Формирование качества полезного ископаемого и рудного сырья горнорудных предприятий / Н. В. Шолох, А. Л. Топчий // *Гірничий вісник*. – Кривий Ріг, КНУ, 2014. – Вип. 97. – С. 26–30.
4. Адигамов Я. М., Мининг С. Э. Нормирование потерь полезных ископаемых при добыче руд. – М.: Недра, 1978.
5. Кузьмин В. И., Мининг С. Э., Редькин Г. М. Геометризация и рациональное использование недр. – М.: Недра, 1991.
6. Ржевский В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Учебник, изд. 3, перераб. и доп. / В. В. Ржевский // – М.: Недра, 1980. – 631 с.
7. Мец Ю. С. Эффективный комплекс буровзрывных работ при отработке уступов увеличенной высоты / Ю. С. Мец, А. Ю. Антонов // *Гірничий вісник*. – Кривий Ріг, КНУ, 2014. – Вип. 97. – С. 7–11.
8. Исследование рыхлости карбонатных пород сейсмическими методами. – В кн.: промышленность нерудных и неметаллорудных материалов. М., ВНИИЭСМ, 1972, с. 7–12.
9. Методические указания по оценке механического состояния горных массивов с помощью упругих волн / В. В. Ржевский, О. П. Якобашвили, А. И. Цыкин и др. М., Сектор физико-технических горных проблем ИФЗ им. О. Ю. Шмидта, 1976.
10. Шапар А. Г. й ін. Ресурсозберігаючі технології видобутку корисних копалин на кар'єрах України. – К.: Наукова думка, 1998.
11. Виницкий К. Е. О ресурсосберегающих технологиях и комплексном освоении недр / Горные науки, промышленность. – М.: Недра, 1989.
12. Мининг С. Э., Мининг С. С. Об оценке стоимости запасов твердых полезных ископаемых // *Горный журнал*, 2002. – № 9. – С. 6–8.
13. Яковлев В. Л. Проблемы и перспективы развития открытых горных разработок // Проблемы геотехнологии и недроведения (Мельниковские чтения): Докл. международной конференции, 6–10 июля 1998 г. – Екатеринбург: УрО РАН, 1998. – Т. 2.
14. Воловик В. П., Голярчук Н. И., Бельченко Е. Н. Современное состояние горно-обогатительных комбинатов Кривбасса и перспективы их развития / *Металлургическая и горнорудная промышленность*, 2000. – № 4. – С. 59–61. – № 5. – С. 80–83.
15. Куделя А. Д. Комплексное использование минеральных ресурсов железорудных горнообогатительных комбинатов. – К.: Наукова думка, 1984.
16. Сидоренко В. Д. К вопросу повышения эффективности работы циклично-поточной технологии на криво-рождских карьерах / В. Д. Сидоренко, Е. А. Несмашный // *Вісник Криворізького національного університету*. – Кривий Ріг, КНУ, 2012. Вип. 33. – С. 8–12.

Рукопис подано до редакції 17.03.17

УДК 622.272:004

М.В. НАЗАРЕНКО, д-р техн. наук, проф.,
Н.В. НАЗАРЕНКО, С.М. ШОЛОХ, кандидати техн. наук, доц.
Криворізький національний університет

ДОДАТКОВА ОБРОБКА РЕЗУЛЬТАТІВ РОБОТИ АЛГОРИТМІВ ПЕРСПЕКТИВНОГО ПЛАНУВАННЯ ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРІВ ЗА ДОПОМОГОЮ МЕТОДОЛОГІЇ ВІДНОВЛЕННЯ ІНФОРМАЦІЇ

Мета. Метою роботи є удосконалення методів перспективного планування роботи кар'єру, зокрема двовимірних методів Лерчса-Гроссмана визначення його оптимального контуру. Результатом роботи тільки алгоритму Лерчса-Гроссмана є множина оптимальних контурів у розрізах, які відрізняються за формою та глибиною розробки. Потрібно узгодити конфігурацію контурів у розрізах для коректної форми робочого простору кар'єру.

Методи дослідження. Після площинного алгоритму Лерчса-Гроссмана визначення оптимальних контурів на розрізах пропонується провести додаткову обчислювальну обробку методами відновлення пропуску даних. Проаналізована робота методів заповнення середніми значеннями, підстановки, множинної лінійної регресії, Бартлетта, *Resampling*, *ZET*, *ZETBraind*. Пропонується результати роботи удосконалених алгоритмів приймати як альтернативи при виборі ефективного контуру кар'єру методами теорії прийняття рішень.

Наукова новизна. Перспективне планування роботи кар'єру розглядається як задача прийняття рішень, причому до відомих та впроваджених методів Лерчса-Гроссмана (мережевого та динамічного) потрібно додати моделювання робочої зони кар'єру за допомогою додаткових моделей відновлення пропуску даних, що призведе до збільшення ефективності видобути родовища.

Практична значимість. Отримані результати аналітичного моделювання дозволяють внести корективи до методології визначення граничних контурів кар'єрів, що надає можливість збільшити адаптивність отриманих результатів моделювання до проектних контурів. Проаналізовано методи відновлення пропусків даних можуть лягти в основу представлення задач перспективного планування на базі методології прийняття рішень як аналіз багатокритеріальних альтернатив, де в якості критеріїв використовується загальний грошовий потік, об'єм видобутої гірничої маси, коефіцієнт розкриття та інші гірничо-економічні показники.

Результати. Проведене моделювання показало можливість та доцільність використання для визначення гра-

ничних контурів кар'єра як об'ємного, так і площинного методу Лерчса-Гроссмана за умови подальшої узгодженості отриманих рекомендованих альтернатив. Для визначення найкращого кар'єру пропонується використовувати багатокритеріальний аналіз (наприклад, підхід аналітичної ієрархії), застосування якого дозволить сформулювати ваги критеріїв та на їх базі провести ранжування альтернатив і вибір найкращої з них.

Ключові слова: перспективне планування, кар'єр, алгоритм Лерчса-Гроссмана, відновлення пропуску даних, теорія прийняття рішень.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-164-169

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Від ефективності роботи алгоритмів перспективного (стратегічного) планування залежатимуть техніко-економічні показники роботи залізрудних кар'єрів. Зрозуміло, що даний етап планування дуже відповідальний, адже визначає напрямок відроблення покладу на декілька років. Крім того, слід встановити порядок вилучення ділянок кар'єру із часом. Головний фактор, що ускладнює роботу систем планування – імовірнісний характер залягання мінеральної сировини та експлуатації обладнання кар'єру, а також необхідність врахування різних за характером факторів впливу.

Аналіз досліджень і публікацій. До найбільш часто уживаних критеріїв оцінки варіантів перспективного планування належить загальний грошовий потік NPV [1,2]. На ньому ґрунтується робота більшості алгоритмів автоматизованого планування кінцевих контурів кар'єру, визначених на певний момент часу. При цьому в якості вихідного інформаційного масиву щодо опису власне родовища використовують блокову цифрову модель [3], створену засобами геоінформаційних систем [4]. Фактори технології та організації гірничих робіт, які при цьому враховують: розмір та розміщення перевантажувальних майданчиків при комбінованому забезпеченні транспортних робіт; розміщення збагачувальних фабрик; бортовий вміст та розподіл корисного компоненту за результатами розвідувального буріння; типи порід за міцністю та стійкістю, що впливає на кути нахилу бортів кар'єру; вимоги до гірничо-транспортного обладнання та транспортних комунікацій; норми загальних та експлуатаційних витрат на видобуток (буріння, підривання, екскавація, транспорт, відвалоутворення тощо); прогноз попиту на продукцію на ринку; економічні показники (інфляція, податкова політика тощо).

Постановка завдання. Загальна методологія, описана у [3], повинна набувати подальшого розвитку, пов'язаного із синхронізацією результатів різних етапів планування. Часто виникає проблема щодо адаптації результатів роботи алгоритмів планування до власне гірничої ситуації на кар'єрі та представлення знайдених рішень у необхідній технічній документації. У статті ставилось завдання проаналізувати різновиди алгоритмів автоматизованого визначення контурів кар'єру та їхні модифікації для забезпечення оптимізації планування.

Викладення матеріалу та результати. Кроки, які потрібно здійснити для розв'язання задачі визначення контурів кар'єру:

1. Визначення об'ємів руди та породи, корисного компоненту в них, що максимізує значення NPV .
2. Визначення структури формування собівартості з урахуванням запасів, що склалися у процесів формування контурів.
3. Аналіз результатів щодо отриманих параметрів руди, які дозволять виконати вимоги з кількості та якості кінцевого продукту.
4. Визначення послідовності відробки уступів кар'єру за часовими інтервалами, яка забезпечить максимальну ефективність використання корисних копалин з урахуванням витрат на видобуток руди та вилучення породи.
5. Розрахунок прибутку та ефективності капіталовкладень з урахуванням послідовності відробки родовища за часовими інтервалами.
6. Додаткові розрахунки за етапами, що дозволять дослідити переваги та недоліки різних варіантів розробки родовища.

Задача визначення контурів кар'єру з використанням геоінформаційних систем ґрунтується на таких алгоритмах роботи з блоковими цифровими моделями родовища, як методи рухомого конуса та методи Лерчса-Гроссмана (з використанням графів та з використанням динамічного програмування).

У даній роботі розглянемо питання застосування методу Лерчса-Гроссмана, який може мати як площинну, так і просторову модифікації. У результаті обробки гірничого блокового масиву даним

методом дослідник отримає набір блоків, що наближено відтворюють контури майбутнього кар'єру. Алгоритми обов'язково повинні забезпечити виконання умови безперервності проведення гірничих робіт та формування такого контуру, що відповідатиме вимогам із забезпечення безпечних параметрів гірничих виробок. Тому до того контуру, що сформує алгоритм, обов'язково потрапляють блоки, які недоцільно було б видобувати, якби вони не забезпечували технологію гірничих робіт. З цих міркувань впливає необхідність так сформувати контури гірничих виробок, щоб до них входило якомога менше таких блоків. Тому доцільно розглядати не лише тривимірні модифікації алгоритмів Лерчса-Гроссмана, а й їхні площинні різновиди. За використання таких алгоритмів блокова модель розбивається на сукупність площинних розрізів, у кожному з яких знаходиться оптимальний контур гірничих робіт. За задумкою, сукупність таких плоских контурів складає просторову фігуру, що відповідає оптимальному кар'єру з точки зору NPV.

Проте, дана модифікація алгоритму не позбавлена певних недоліків. Першою проблемою, з якою відразу стикається дослідник, є неузгодженість знайдених оптимальних контурів у різних розрізах.

Як приклад, на рис. 1 наведено розв'язок плоскою задачею Лерчса-Гроссмана визначення контурів кар'єру.

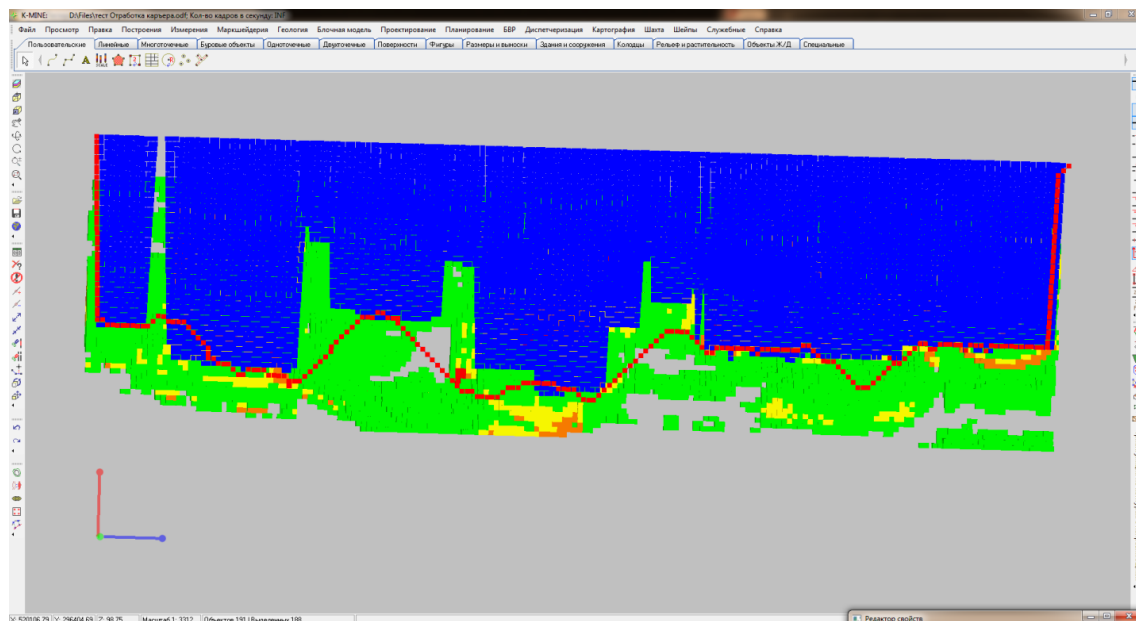


Рис. 1. Приклад визначення оптимального контуру кар'єру у площинних розрізах (вид спереду)

Як бачимо, рекомендовані алгоритмом плоскі контури мають різну конфігурацію і глибину відробки, тому для формування адекватного просторового контуру необхідно узгодити їх один з одним.

Одним із можливих способів розрахунку узгодженої конфігурації оптимального контуру кар'єру може служити методологія відновлення інформації, яка формувалась при розв'язанні задач відновлення пропусків у таблицях даних.

Задача відновлення пропусків також має свої обумовлені постановки задач. По-перше, слід відрізнити тип даних, які потрібно згладжувати та відновлювати. Ці дані можуть бути серед вхідних факторів, серед результату обчислення, а також і серед вхідних і серед вихідних значень, а також серед значень ознак певного об'єкта, де такі характеристики явно не виділені.

По-друге, постановка задачі може відрізнитись при використанні різних методів розв'язання задач відновлення пропусків. Визначаючи метод застосування, потрібно враховувати особливості та вимоги його застосування. Виділяють методи [5]: що базуються на елементарних обчисленнях; статистичні; імовірнісні; нейромережеві; еволюційні тощо.

У загальному вигляді задачу можна представити так (рис. 2).

У кожному розрізі, для якого виконана оптимізаційна процедура Лерчса-Гроссмана для пошуку кінцевого контуру, винайдено координати (X_i, Z_i) точок даного контуру. Для кожної точки зафіксуємо її третю координату Y_i за належністю до певного розрізу. Кожну точку прив'яжемо до блоку (наприклад, верхнього правого) і сформуємо для нього економічну оцінку

E_i (вона вже використовувалась при розрахунку контуру).

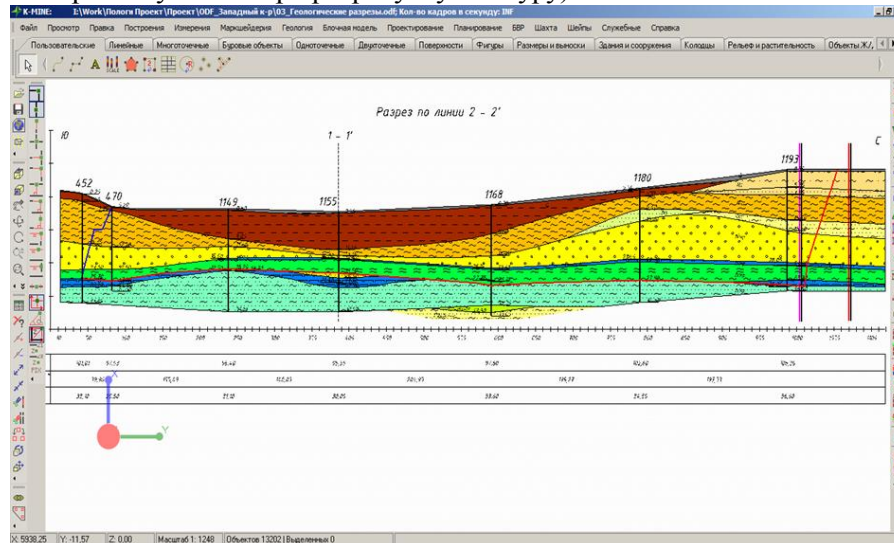


Рис. 2. Аналіз розрізів та оптимальних контурів у них

Так отримуємо вектор вхідних $U=(X_i, Y_i, Z_i, E_i)$ факторів. Кожну точку масиву U потрібно зв'язати із двома іншими точками сусідніх розрізів таким чином, щоб індекс координат відрізнявся максимально на одиницю у більший або менший бік за кожною із координат. Тобто, наприклад точку розрізу Y_{14} з координатами $X_{12}Y_{14}Z_3$ можна зв'язати із точками $X_{12}Y_{13}Z_3$ або $X_{11}Y_{13}Z_2$ або $X_{11}Y_{13}Z_3$ або $X_{11}Y_{13}Z_4$ або $X_{12}Y_{13}Z_2$ або $X_{12}Y_{13}Z_4$ або $X_{13}Y_{13}Z_2$ або $X_{13}Y_{13}Z_3$ або $X_{13}Y_{13}Z_4$. Якщо жодна із цих точок не входить до сформованого оптимізаційного контуру розрізу Y_{13} , то потрібно її визначити за допомогою одного з методів відновлення пропусків, сформувавши результуючий масив V_i умовних оцінок (наприклад, у частках одиниць) приєднання певної точки до оптимального контуру.

Якщо після використання алгоритму Лерчса-Гроссмана точка сусіднього розрізу рекомендована до включення до оптимального контуру, то $V_i=1$, в іншому випадку $V_i \in (0,1)$.

Задача відновлення пропусків у даних полягає в знаходженні

$$\min \|V - F(U)\|. \quad (1)$$

де $F(U)$ - аналітична залежність між вхідними факторами U та результуючими показниками V .

Розв'язання задачі (1) полягає в ітеративному повторенні процедур ідентифікації залежності F та оптимізації виразу (1) [5].

Виконаємо аналіз методів відновлення пропусків для формування просторового оптимального контуру.

1. Метод заповнення середнім значенням. Згідно з цим методом відсутнє значення на перетині i -го рядка та j -го стовпчика розраховується за формулою

$$a_{ij}^* = \frac{1}{q} \sum_i a_{ij},$$

де q - кількість заповнених елементів у j -му стовпчику.

Перевагою методу є простота. До недоліків належить той фактор, що не враховується зв'язок некомплектного рядка з іншими рядками, що веде до зміщеної та невірогідної оцінки невідомого значення.

2. Метод підстановки. Для обчислення значення на перетині i -го рядка та j -го стовпчика серед усіх інших рядків вибираємо ті, в яких лише у j -му стовпчиківі пропуск, або рядки, які є некомплектними. Знаходимо їхню відстань до цільового рядка за формулою

$$d_{ki} = \left(\sum_{\substack{l=1 \\ l \neq i}}^{n+m} |a_{kl} - a_{il}| \right)^{\frac{1}{2}}, \quad k=1, s,$$

де s - кількість рядків, що визначаються вищезазначеною умовою.

Впорядковуємо значення d_k за спаданням і задаємо деяке число $d > 0$ (найчастіше $d=0.5$). Серед усіх d_k вибираємо перші h (найчастіше $h=0.8s$), для яких $d_k > d$. Знаходимо значення пропуску

$$a_{ij}^* = \sum_{l=1}^h a_{ij} \cdot \frac{1}{1+d_{li}} \bigg/ \sum_{l=1}^h \frac{1}{1+d_{li}}.$$

Метод працюватиме, якщо між факторами існує залежність, хоча часто це не відповідає дійсності.

3. Метод множинної регресії застосовується при припущенні, що залежність (1) має лінійний характер $V=b_0+b_1X+b_2Y+b_3Z+b_4E$. Метод вимагає виконання низки застережень та перевірок вхідних даних на мультиколінеарність, гетероскедастичність, автокореляцію і застосування модифікованих версій методу найменших квадратів.

4. Метод Бартлетта використовує матрицю супутніх значень змінних пропусків Q і представляє зв'язок між змінними у вигляді $V=U\beta+Q\gamma+\varepsilon$, де ε - вектор залишків, β - оцінюваний параметр.

5. *Resampling*-метод обробляє різні частини одних і тих самих даних, що дозволяє здійснювати їх різносторонній аналіз і зіставляти одержані результати. Перевагою даного методу є повне використання вхідної інформації, проте водночас її повторне використання зменшує інформативність даних.

6. Алгоритм *ZET* оцінює кожне пропущене значення за «компетентною» матрицею, яка складається із певної кількості рядків і стовпчиків вихідної матриці. Пропущене значення у рядку знаходять, використовуючи обчислення відстаней, у стовпчику - обчислення коефіцієнтів кореляції. Остаточну оцінку знаходять, усереднюючи попередні оцінки з ваговими коефіцієнтами, значення яких визначаються певними параметрами.

7. Алгоритм *ZETBraid* реалізує ідею поступового додавання до «компетентної» матриці рядків і стовпчиків. Сутність алгоритму полягає у специфічному підрахунку відстаней між рядками та стовпчиками за формулою

$$r_{ij} = \sum_{k=1}^n b_k \cdot \left| a_{ik} - a_{jk} \right|,$$

де b_k - ваговий коефіцієнт, значення якого залежить від того, чи входить i -й стовпчик до «компетентної» матриці.

Використання, наприклад, алгоритму *ZET* для формування коректного оптимального контуру трансформує множину контурів, наведених на рис. 3 у орієнтовний оптимальний кар'єр (рис. 4).

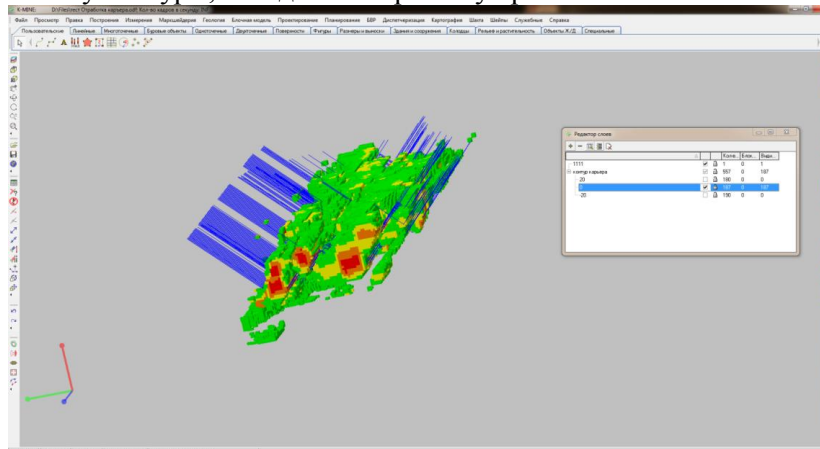


Рис. 3. Результат роботи плоского алгоритму Лерча-Гроссмана

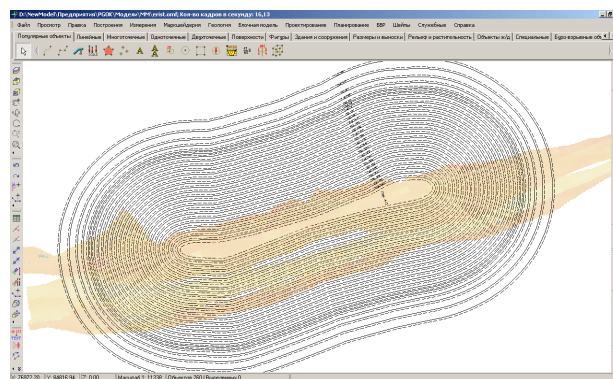


Рис. 4. Рекомендований оптимальний контур кар'єра після додаткової обчислювальної обробки

Слід зазначити, що однозначну відповідь про найкращий алгоритм відновлення пропусків даних, надати складно. Отримані показники роботи алгоритмів наведені у табл.1. Бачимо, що три алгоритми обробки площинних розрізів виявились ефективнішими за об'ємний алгоритм за усіма показниками. Проте, вибрати серед методів *Resampling*, *ZET* або *ZETBraid* один абсолютно найкращий, не можна. Вони надають простір для активної участі у процесі розрахунків людини, що приймає рішення (ЛПР), яка може надати різним критеріям відповідних ваг. Це дозволить вибрати такий оптимальний контур кар'єру, що задовольнятиме дослідників з точки зору різних аспектів гірничої технології.

Таблиця 1

Результати додаткової обробки оптимальних перерізів методами відновлення інформації			
Метод	NPV, у.о.	Об'єм видобутку, тис.м ³	Коефіцієнт розкриття
Заповнення середнім значенням	1 396 580	544 188	3,29
Підстановки	1 830 100	512 019	3,11
Множинної лінійної регресії	1 715 896	527 265	3,17
Бартлетта	2 020 768	490 708	2,81
<i>Resampling</i>	2 064 820	473 312	2,78
<i>ZET</i>	2 115 442	477 005	2,01
<i>ZETBraid</i>	2 001 771	482 951	2,24
Об'ємний	2 041 530	493 504	2,18

Висновки та напрямки подальших досліджень. Алгоритм Лерчса-Гроссмана визначення оптимальних контурів кар'єру потребує додаткових обчислювальних процедур для забезпечення ефективної гірничотехнологічної ситуації на кар'єрі.

Вибір найкращого результату визначення оптимального контуру кар'єру слід розглядати як задачу прийняття рішень з вибору ефективного рішення за багатьма критеріями.

Список літератури

1. **Ю.Е. Капутин.** Горные компьютерные технологии и геостатистика. – СПб.: Недра, 2002.
2. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с открытым способом разработки месторождений полезных ископаемых. Часть 1. Горные работы. Ликвидация горнодобывающих предприятий. Технико-экономическая оценка и показатели. СОУ-Н МПП 73.020-078-1:2007. Издание официальное. – Киев, Министерство промышленности политики Украины, 2007.
3. **Н.В. Назаренко, С.Н. Шолох.** Автоматизация перспективного планирования карьеров горнообогатительных комбинатов на основе геоинформационных технологий.– Металлургическая и горнорудная промышленность. – Днепрпетровск, 2016. - №4.- С.90-95.
4. kai.ua/ru/products/k-mine.
5. **В.Є.Снитюк.** Прогнозування. Моделі. Методи. Алгоритми. – К., Маклайт, 2008. – 364 с.
6. Nazarenko M.V. Correlation model of enrichment process creation / M.V. Nazarenko, N.V. Nazarenko // Metallurgical and Mining Industry. - 2015. - Vol. 6.
7. www.geovia.com/products/MineSched879
8. **Арсентьев А.И., Советов Г.А.** и др. / Планирование развития горных работ в карьерах // М.: Недра, 1972.
9. Компьютеры и системы управления в горном деле за рубежом / **Ю.П. Астафьев, А.С. Зеленский, Н.И. Горлов** и др. // М.: Недра, 1989.
10. **P.K. Achireko** / Application of Modified Conditional Simulation and Artificial Neural Networks to Open Pit Optimization // Dalhousie University Daltech, Halifax. - 1998.

Рукопис подано до редакції 17.03.17

УДК 624.012.454

О.І. ВАЛОВОЙ, канд. техн. наук, проф.,
О.Ю. ЄРЬОМЕНКО, М.О. ВАЛОВОЙ, кандидати техн. наук, доц.,
С.О. ВОЛКОВ, вишукувач, Криворізький національний університет

ПРОГРАМА ВИПРОБУВАНЬ ДОСЛІДНИХ ЗРАЗКІВ БАЛОК ЗІ ЗМІШАНИМ АРМУВАННЯМ БАЗАЛЬТОВОЮ ТА МЕТАЛЕВОЮ АРМАТУРОЮ

Мета. Визначення напружено-деформованого стану балок зі змішаним армуванням базальтовою та металевою арматурою. З'ясування впливу відмінностей механічних властивостей композитної арматури від металевої на показники міцності, жорсткості та тріщиностійкості згинних конструкцій.

Методи дослідження. Аналіз існуючих експериментальних відомостей експлуатаційних показників згинних

елементів армованих композитною арматурою у порівнянні з конструкціями армованими металевою арматурою.

Наукова новизна. Узагальнені дані експериментальних випробувань згинних конструкцій армованих композитною арматурою та зроблені висновки. Визначено потребу в додаткових конструктивних заходах для підвищення жорсткості та зменшення ширини розкриття тріщин таких конструкцій. Запроектовано експериментальні зразки балок зі змішаним армуванням базальтовою та металевою арматурою.

Практична значимість. Аналіз експериментальних відомостей роботи згинних елементів армованих базальтовою арматурою дозволяє стверджувати про можливість її застосування для армування будівельних конструкцій. Наведено конструктивні заходи потрібні для забезпечення вимог за другою групою граничних станів при армуванні конструкцій композитною арматурою. Визначено напрямок подальших досліджень по розвитку способів підвищення показників жорсткості згинних конструкцій армованих композитною арматурою.

Результати. Використання базальтової арматури для армування будівельних конструкцій є перспективним напрямком розвитку будівельної промисловості, як в нашій країні, так і за кордоном.

Менший, порівняно з металевою арматурою, модуль пружності композитної арматури потребує додаткових конструктивних заходів по забезпеченню вимог за другою групою граничних станів. Одним з таких конструктивних заходів є змішане армування конструкцій базальтовою та металевою арматурою. Встановлено, що балки армовані композитною арматурою у порівнянні з балками армованими металевою арматурою мають у 1,5-3 рази вищі показники несучої здатності та $\approx$ на 60% більші прогини. Запроектовано дослідні зразки балок зі змішаним армуванням металевою та базальтовою арматурою, які повинні забезпечити відповідність показників міцності та жорсткості нормативним вимогам. Розроблено програму експериментальних випробувань дослідних зразків.

Ключові слова: композитна арматура, базальтова арматура, змішане армування, балка, міцність, прогин.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-169-174

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Світові тенденції розвитку будівельної галузі вказують на зростаючі обсяги використання нових матеріалів при виготовленні, як окремих конструктивних елементів, так і при зведенні будівель в цілому. До таких матеріалів відносять фіброармовані композити (FRP). Останні можуть виготовлятися у вигляді полотнищ, матів, арматурних стержнів, тощо.

Армування конструкцій композитною арматурою (FRP) дозволяє підвищити несучу здатність конструкцій та мінімізувати вплив агресивного середовища на міцнісні і експлуатаційні якості у порівнянні з конструкціями армованими металевою арматурою. Останнє пов'язано з тим, що композитна арматура є стійкою до переважної більшості агресивних рідин та газів, що дозволяє підвищити надійність конструкцій та скоротити витрати на їх утримання.

Водночас проведені дослідження конструкцій армованих композитною арматурою вказують на певні обмеження в застосуванні даного виду арматури, пов'язані з меншим модулем пружності [1], порівняно з металевою арматурою, а також іншими відомими недоліками характерними для композитної арматури.

Базальтова арматура (BFRP) є, порівняно, новим композитним матеріалом, яка має типові властивості притаманні даному виду матеріалів. У той же час її вартість та показники стійкості в лужному середовищі вигідно вирізняють її серед інших різновидів композитної арматури. Стримуючим фактором широкого розповсюдження, як базальтової, так і будь-якої іншої композитної арматури є невизначеність, щодо деформативних характеристик згинних конструкцій армованих даними видами арматури.

Питання розробки заходів, які б дозволили нівелювати відмінності в модулі пружності традиційної та композитної арматури є актуальним на теперішній час.

Аналіз досліджень і публікацій. Дослідженню поведінки згинних конструкцій армованих BFRP арматурою присвячено ряд праць вітчизняних [2,3] та закордонних дослідників [4-12]. На підставі отриманих експериментальних даних можна виділити наступні загальні особливості роботи згинних конструкцій армованих базальтовою арматурою:

- руйнування згинних конструкцій відбувається, або внаслідок розриву композитної арматури і носить раптовий характер з миттєвим руйнуванням елементу, або внаслідок розроблення бетону стиснутої зони;

- характерною є лінійна залежність між навантаженням та прогином обумовлена малою деформативністю арматури

- несуча здатність перевищує несучу здатність аналогічних згинних елементів армованих металевою арматурою у 1,5-3 рази;

- модуль пружності арматури менший ніж сталевий, що пропорційно збільшує прогини та ширину розкриття тріщин згинних елементів;

- несуча здатність згинних елементів зростає, а деформативність зменшується зі збільшенням відсотку армування розтягнутої зони перерізу.

Слід зазначити, що наведені вище узагальнення справедливі не тільки для базальтової, а і для будь-якої іншої композитної арматури.

Отже, застережень щодо застосування базальтової арматури для армування згинних конструкцій немає, якщо виходити з вимог першої групи граничних станів. Знижений, порівняно зі сталевую арматурою, модуль пружності базальтової арматури потребує окремої уваги, оскільки збільшена деформативність може не відповідати вимогам за другою групою граничних станів.

В табл. 1 наведено усереднені експериментальні відомості, отримані в роботах [13,14], прогинів балок в залежності від виду використаної арматури. Значення прогинів відповідає навантаженню, яке склало 0.7 від руйнівного.

Таблиця 1

Прогини балок армованих композитною та металевую арматурою				
№ з/п	Вид арматури	Відсоток армування перерізу (μ), %	Руйнівне навантаження (F), кН	Прогин (f) за рівня навантаження $0,7F$, мм
1 [13]	Металева	1	178	6,25
2 [13]	GFRP (склопластиковая)	0,71	125	10,5
3 [13]	CFRP (вуглецева)	1,22	226	9,5
4 [14]	BFRP (базальтова)	1	160	10,1

Величину прогинів, наведених в табл. 1, не можна оцінювати за абсолютними величинами, оскільки геометричні розміри та схеми випробувань балок були різні. При цьому можна визначити певні спільні тенденції. Так при співставних величинах відсотку армування перерізів прогини балок армованих композитною арматурою виявилися більшими ніж металевую в середньому на 60 %. Схожі результати були отримані в роботах [3-12].

Означену проблему намагаються вирішувати за декількома напрямками:

Попередньо напружують композитну арматуру.

Збільшують відсоток армування перерізу.

Використовують змішане армування, коли розтягнуту зону перерізу армують металевую та композитною арматурою, одночасно.

Перший спосіб, на теперішній час, не знайшов широкого вжитку внаслідок технологічної складності створення попереднього напруження в стержнях композитної арматури.

Підвищення відсотку армування розтягнутої зони перерізу значно підвищує жорсткість згинних конструкцій армованих композитною арматурою [3,4, 6-12]. В роботі [4] розглядався вплив збільшення відсотку армування розтягнутої зони балок армованих базальтовою арматурою на величину прогину [4]. Отримані результати відображені на рис. 1. Наведені залежності вказують на те, що збільшення відсотку армування дозволяє значно підвищити не тільки несучу здатність конструкції, а і зменшити її кривизну, тобто підвищити жорсткість. Так збільшення кількості арматури розтягнутої зони вдвічі дозволили, майже, втричі зменшити кривизну балки. Не зважаючи на отриманий ефект підвищення відсотку армування не завжди є прийнятним способом підвищення жорсткості елемента виходячи з економічних чинників, оскільки потребує витрат на додаткове армування, яке потрібне тільки для забезпечення достатнього рівня деформативності та тріщиностійкості.

При використанні змішаного армування, коли композитна арматура використовується разом з металевую для армування розтягнутої зони перерізу, досягнуті нормативних вимог за другою групою граничних станів можна без переармування перерізу. Металева арматура, за рахунок високих показників модуля пружності сприяє забезпеченню показників деформативності, а композитна арматура підвищує несучу здатність конструкції.

Роботи по дослідженню напружено-деформованого стану згинних елементів армованих композитною та металевую арматурою проводяться, переважно, за кордоном і носять обмежений характер.

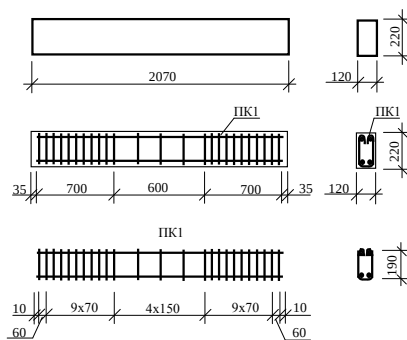
У роботі [15] дослідженню підлягали балки зі змішаним армуванням арамідною та металевую арматурою. В результаті випробувань було встановлено, що прогини балок зменшилися, а ширина розкриття тріщин зменшилися порівно з контрольною серією балок, армованою тільки арамідною арматурою. Схожі результати були отримані дослідниками [16,17], але для випадку змішаного армування, коли в якості композитної арматури були використані склопластиковая та вуглецева арматура.

Зважаючи на те, що базальтова арматура є, порівняно, новим матеріалом, відомості про її роботу у складі згинних елементів зі змішаним армуванням, практично, відсутні.

Постановка завдання. Визначення особливостей напружено-деформованого стану згинних елементів армованих базальтовою та металевою арматурою потребує експериментальних досліджень зразків конструкцій. Відповідно, потрібно запроектувати та виготовити дослідні зразки конструкцій зі змішаним армуванням для подальших випробувань.

Викладення матеріалу та результати. Згідно означеної мети було розроблено програму експериментальних випробувань, виконано проектування дослідних зразків балок. На разі в Україні існує нормативний документ, який регламентує використання композитної арматури в будівництві - ДСТУ-Н Б В.2.6-185:2012 Настанова з проектування та виготовлення бетонних конструкцій з неметалевою композитною арматурою на основі базальто- і склоровінгу [1]. Проектування перерізів балок зі змішаним армуванням та армуванням базальтовою арматурою здійснювалось відповідно до вимог п. 5 та п. 11 [1]. Програма дослідних випробувань передбачає виготовлення трьох серій зразків балок - балки армовані металевою арматурою (контрольна серія), балки армовані базальтовою арматурою, балки зі змішаним армуванням базальтовою та металевою арматурою, одночасно. Геометричні розміри зразків - l - 2070 мм, $b \times h = 120 \times 220$ мм. Схему армування балок контрольної серії наведено на рис. 2.

Рис. 2. Схема армування дослідних зразків балок контрольної серії



Виходячи з мети досліджень клас бетону, розміри перерізів балок та відсоток їх армування передбачається незмінним для зразків всіх серій. Попереднім розрахунком визначено діаметри арматури розтягнутої зони та клас бетону. Клас міцності бетону на стиск прийнято С25/30. Діаметр робочої арматури розтягнутої зони зразків контрольної серії розраховано таким чином, щоб виконувалось співвідношення $\zeta < \zeta_R$ і він склав 2Ø12 A400. Оскільки для балок інших серій відсоток армування повинен зберігатися незмінним, то були прийняті наступні діаметри робочої арматури:

для зразків армованих базальтовою арматурою - 2 Ø12

АКБ800;

для зразків зі змішаним армуванням - 2 Ø8 АКБ800 та 2 Ø8 А400.

Базальтова арматура АКБ800 надана ООО "Технобазальт-Инвест" - провідним виробником базальтової арматури в Україні. Армування стиснутої та опорної зон балок всіх серій виконано арматурою Ø6 А240. Прийнятий крок поперечних стержнів повинен забезпечити надійну роботу дослідних зразків балок за поперечною силою на всіх етапах випробувань. Програма випробувань експериментальних зразків балок наведено в табл. 2.

Таблиця 2

Програма експериментальних випробувань дослідних зразків балок

Номер серії	Маркування балок	Матеріали балок	Поперечний переріз балок	Мета випробування
1	БМ-1 БМ-2 БМ-3	Балка виготовлена з використанням металевої арматури (контрольна серія)		Визначення міцності, жорсткості та тріщиностійкості короткочасними випробуваннями
2	ББ-1 ББ-2 ББ-3	Балка виготовлена з використанням базальтової арматури АКБ800		Визначення міцності, жорсткості та тріщиностійкості короткочасними випробуваннями
3	БМБ-1 БМБ-2 БМБ-3	Балка виготовлена з використанням металевої (А400) та базальтової (АКБ800) арматури одночасно		Визначення міцності, жорсткості та тріщиностійкості короткочасними випробуваннями

Висновки та напрямки подальших досліджень. Використання базальтової арматури для армування будівельних конструкцій є перспективним напрямком розвитку будівельної промисловості, як в нашій країні, так і за кордоном.

Менший, порівняно з металевою арматурою, модуль пружності композитної арматури потребує додаткових конструктивних заходів по забезпеченню вимог за другою групою граничних станів. Одним з таких конструктивних заходів є змішане армування конструкцій базальтовою та металевою арматурою.

Визначення ступеню ефективності такого рішення та розробка рекомендацій з армування конструкцій потребують додаткових експериментальних випробувань. Напрямок подальших досліджень полягає в випробуваннях експериментальних зразків балок, статичним навантаженням до руйнування, з метою визначення їх напружено-деформованого стану відповідно до розробленої програми випробувань.

Список літератури

1. ДСТУ-Н Б В.2.6-185:2012 Настанова з проектування та виготовлення бетонних конструкцій з неметалевою композитною арматурою на основі базальто- і склоровігнгу. – К.: Мікрорегіон України, 2012. – 34с.
2. **Коваль П. М., Гримак О. Я.** Вплив малоциклових навантажень на роботу бетонних балок, армованих базальтопластиковою арматурою // *Мости та тунелі: теорія, дослідження, практика* : зб. наук. пр. / Дніпропетр. нац. ун-т залізн. трансп. ім. акад. В. Лазаряна. – Д., 2016. – №10. с. 35-42.
3. **Солдатченко, О.С.** Міцність, жорсткість та тріщиностійкість згинальних конструкцій зі склопластиковою і базальтопластиковою арматурою : дис....канд. техн. наук : 05.23.11 / Солдатченко Олександр Сергійович. – Київ, 2012. – 196 с.
4. **Mohamed, E.**, “Behaviour of continuous concrete slabs reinforced with frp bars”, PhD thesis, University of Bradford, UK, 2013, 177pp.
5. **Masmoudi, R., Béland, S., and Benmokrane, B.** 1999 . “Experimental evaluation of Kb factor for glass and carbon isorod FRP rebars”. Technical Report No. 02-1999, submitted to Pultrall Inc., Thetford Mines, Qué
6. **Habeeb, M. N., and Ashour, A. F.** 2008 . “Flexural behavior of continuous GFRP reinforced concrete beams.” *J. Compos. Constr.*, 12(2), 115–124.
7. **El-Mogy, M., El-Ragaby, A. and El-Salakawy, E.** 2010 . “Flexural Behaviour of FRP-Reinforced Continuous Concrete Beams.” *ASCE Journal of Composites for Construction*, 14(6), 486-497.
8. **Pouya, B.**, “Experimental investigation of the mechanical and creep rupture properties of basalt fiber reinforced polymer (bfrp)”, PhD thesis, University of Akron, the USA, 2011, 216pp.
9. **Mahroug, M., Ashour, A. F., and Lam, D.** (2013). Experimental response and code modelling of continuous concrete slabs reinforced with BFRP bars. *Composite Structures*, 107, 664-674.
10. **Ovitigala, T., and Issa, M.** (2013). Flexural behavior of concrete beams reinforced with basalt fiber reinforcement polymer (BFRP) bars. Paper presented at the 11th International Symposium on Fiber Reinforced Polymer for Reinforced Concrete Structures, Guimarães, Portugal.
11. **Pawłowski, D., & Szumigala, M.** (2015). Flexural behaviour of full-scale basalt FRP RC beams—experimental and numerical studies. *Procedia Engineering*, 108, 518-525.
12. **K. L. Kudryakov, V. S. Plevkov and A. V. Newskii** (2015), Strength and deformability of concrete beams reinforced by non-metallic fiber and composite rebar, *IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering* 71 /1/012030.
13. **Suzan A.A. Mustafa, Hilal A. Hassan** (2017), Behavior of concrete beams reinforced with hybrid steel and FRP composites, *HBRC Journal, Housing and Building National Research Center* [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <https://doi.org/10.1016/j.hbrj.2017.01.001>.
14. **Akiel Mohammad, El-Maaddawy Tamer, El Refai Ahmed.** Flexural tests of continuous concrete slabs reinforced with basalt fiber-reinforced polymer bars, *CSCE 2016 Resilient Infrastructure*, London, Ontario (June 1 - 4, 2016), 1-7.
15. **Aiello, M. A., and Ombres, L.** (2002). Structural performances of concrete beams with hybrid (fiber-reinforced polymer-steel) reinforcements. *Journal of Composites for Construction*, 6(2), 133-140.
16. **Leung, H., and Balendran, R.** (2003). Flexural behavior of concrete beams internally reinforced with GFRP rods and steel rebars. *Structural Survey*, 21(4), 146-157.
17. **Elsayed, T. A., Eldaly, A., El-Hefnawy, A., and Ghanem, G.** (2011). Behavior of Concrete Beams Reinforced with Hybrid Fiber Reinforced Bars. *Advanced Composite Materials*, 20(3), 245-259.

О.А. ЖУЧЕНКО, канд. техн. наук, доц., А.П. КОРОТИНСЬКИЙ, аспірант
Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»
ім. І. Сікорського, Київ, Україна

ПОСТАНОВКА ЗАДАЧІ КЕРУВАННЯ ПРОЦЕСОМ ВИПАЛЮВАННЯ У ВИРОБНИЦТВІ ВУГЛЕЦЕВИХ ВИРОБІВ

Мета. Для підвищення ефективності виробництва вуглецевих виробів як даної технологічної стадії, так і, як результат, всього виробництва вуглецевих виробів у цілому необхідне формулювання критерію оптимального керування та обмежень на технологічні параметри процесу та показників його якості.

Методи дослідження. Досліджено процес випалювання вуглецевих заготовок з метою створення системи оптимального управління. Проведено аналіз існуючих досліджень, визначені фактори та їх вплив на процес випалювання та тепловий баланс камери, розглянуті основні способи введення процесу випалювання, наведені переваги та недоліки кожного з способів.

Наукова новизна. Розглянуто та проаналізовано техніко-економічні показники, які можуть бути використані як критерії оптимального керування процесом випалювання вуглецевих виробів, а саме: рентабельність, прибуток від реалізації продукції, собівартість готової продукції, експлуатаційні витрати, продуктивність. Також розглянуто питання використання якісних показників як критеріїв оптимального керування, таких як: об'ємна щільність, питомий електричний опір, теплопровідність.

Практична значимість. Наведено переваги та недоліки приведених критеріїв, обрано складову експлуатаційних витрат як критерій оптимального керування процесом. Крім критерію оптимальності для постановки задачі керування процесом випалювання вуглецевих виробів сформульовано обмеження, які діють у процесі керування та проведена їх умовна класифікація. Показано, що у зв'язку з неможливістю контролювати показники якості виробів, що випалюються, безпосередньо під час процесу, для забезпечення їх заданої якості потрібно враховувати обмеження на температурний режим процесу, що є складною задачею, враховуючи їх взаємозв'язок. Сформульована постановка задачі керування процесом випалювання вуглецевих виробів.

Результати. Для розв'язання поставленої задачі керування у подальших дослідженнях потрібно розробити математичну модель процесу випалювання та метод врахування взаємозв'язаних параметричних обмежень.

Ключові слова: процес випалювання, вуглецеві заготовки, критерії управління, технологічні обмеження, оптимальне керування.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-174-179

Проблема і її зв'язок з науковими і практичними завданнями. В останні десятиліття практично у всіх галузях промисловості помітно зросла роль вуглеграфітових виробів. Вони знайшли своє застосування в металургії, машинобудуванні, енергетиці, хімічній промисловості.

Якість кінцевих виробів багато в чому визначається режимом проведення основних операцій виробництва вуглеграфітових виробів. Випалювання, термічна обробка «зелених» (спресованих) заготовок, при якій сполучний матеріал (пек) перетворюється в кокс та скріплює частинки наповнювача, є основною технологічною операцією, що вимагає істотних енергетичних витрат. На цій стадії переробки вихідних матеріалів закладається структура майбутнього виробу, що визначає його основні властивості. Отримання випалених заготовок відповідної якості обумовлюється суворим дотриманням значної кількості технологічних параметрів.

В процесі випалювання в вуглецевих заготовках через їх складний початковий склад відбуваються різні фізико-хімічні процеси, що супроводжуються зміною агрегатного стану (заготовка спочатку розм'якшується в зв'язку з розплавом сполучного пека, потім знову твердіє в результаті коксування останнього), зміна розмірів (розширенням та усадкою), втрати маси. Ці зміни заготовок можуть відбуватись в визначеній послідовності та одночасно супроводжують один одного. Результатом різноманітних впливів являється напруження в заготовках, що при несприятливому поєднанні технологічних параметрів може призвести до викривлення форми заготовок або до їх розтріскування.

Виходячи з вищезазначених обставин нагальною є задача створення такої системи керування процесом випалювання вуглецевих виробів, що призведе до підвищення ефективності як даної технологічної стадії, так і, як результат, всього виробництва вуглецевих виробів у цілому.

Аналіз досліджень і публікацій. Забезпечення форми, цілісності, однорідності структури і необхідних фізико-механічних властивостей випаленого матеріалу як в обсязі однієї заготовки, так і в усьому робочому обсязі камери випалювання залежить від температурного режиму нагріву

заготовок в окремих інтервалах температур; рівномірності нагріву по довжині і діаметру заготовок; схем завантаження заготовок в камери випалу і умов їх упаковки засипкою; швидкості охолодження обпалених заготовок (температури вивантаження заготовок з печі).[1]

У роботі [2] наведено вплив на процес випалювання та тепловий баланс камери виду наповнювача, його гранулометричного складу та поведінки сполучного матеріалу.

У роботі [3] з результатів експериментального дослідження газовиділення при різних швидкостях випалу зразків промислових електродів, отримані і проаналізовані залежності газовиділення від швидкості випалювання і температури.

Авторами [4] доведено, що при зниженні темпу випалювання, пік газовиділення зміщується в область більш низьких температур, кількість виходу коксу з сполучного збільшується. Рекомендований температурний інтервал зниження температури для досліджених електродів - 370...520 °С.

У роботі [5] приведена методика для розробки модернізованого регламенту випалювання електродних виробів, що дозволяє забезпечити необхідну швидкість нагріву заготовки в інтервалі температури створення напівкокс і узгодити мінімум швидкості зростання в заготовці з піком газовиділення. Нагрівання заготовок в печах здійснюється відповідно до температурних режимів. У роботі [6] пропонується проводити процес випалювання з різними темпами підводу теплоти для відповідного діапазону температур.

Відповідно до роботи [7] видно, що кількість повітря, що подається на горіння визначається, в основному, розрідженням на печі. Чим більше розрідження тим більше поступає гарячого повітря, це обмежує можливість теплового режиму печі. На практиці, зазвичай, використовують інший спосіб ведення процесу випалювання, коли газ споживається одночасно двох-трьох рядом розташованих камер. В даному випадку повітря на горіння в першу камеру поступає гарячим, а в другу-третю холодний з атмосфери. Цей спосіб введення процесу випалювання приводить до зниження КПД печі на 10 %.

Авторами [8] за допомогою експериментальних досліджень встановлено, що температура в газовому середовищі камери печі протягом процесу випалювання на 200-300 °С вище максимальної температури заготовок.

На підставі отриманих експериментальних даних, у праці [9] встановлено, що конструкція склепіння і муфельних каналів, схема завантаження печей і недосконалий технологічний регламент спричиняють значну нерівномірність температурного поля заготовок, samozапалення летких, неоднорідність фізичних властивостей випалених заготовок та ін., у результаті чого вихід бракованих виробів може становити до 15-20 %.

Результати експериментальних досліджень [10] свідчать, що максимальна температура електрода, пропорційна температурі в газовому середовищі і не залежить від тривалості підйому температури; при випалюванні різницю максимально досягнутих температур в завантаженні становить 50-90 °С, а різниця між максимальною температурою газового простору і температурою в завантаженні 250-350 °С.

З аналізу існуючих досліджень видно, що для отримання випалених заготовок відповідної якості необхідно дотримуватись великої кількості обмежень які.

Проведений аналіз експериментальних даних [11] по дослідженню теплових процесів в печі для випалення заготовок з вуглеграфітових матеріалів дозволяють зробити наступні висновки:

у всьому інтервалі температур випалу обмеженням процесу перенесення тепла є теплопередача через шар засипного матеріалу до заготовок, отже, піч для випалювання вуглеграфітових заготовок працює в так званому «кондуктивному» режимі і розташування заготовок. в шарі засипки істотним чином впливає на швидкість і рівномірність їх нагрівання;

розташування контейнера з заготовками в робочій камері обпалювальної печі не є раціональним, так як до його нижньої частини тепло практично не підводиться;

Стадію нагріву вуглецевих заготовок, при випалюванні, за характером фізико-хімічних процесів, що відбуваються в заготовках, ділять на кілька інтервалів. На основі досліджень [12-13] описуються основні процеси, що відбуваються при випалюванні «зелених» заготовок та їх вплив на температурне поле печі.

Постановка задачі. У праці [14] сформульована загальна задача оптимізації виробництва вуглецевих виробів. У відповідності до поставленої задачі потрібно сформулювати задачі керування технологічними процесами, що складають виробництво вуглецевих виробів. Одним з

таких процесів є процес випалювання. Постановка задачі керування процесом випалювання повинна включати формулювання критерію оптимального керування та обмежень на технологічні параметри процесу та показники його якості.

Таким чином, метою даної статті є формулювання постановки задачі керування процесом випалювання вуглецевих виробів.

Викладення матеріалу та результати. *Аналіз техніко-економічних показників як критеріїв оптимального керування процесом випалювання.*

Розглянемо та проаналізуємо техніко-економічні показники, які можуть бути використані як критерії оптимального керування процесом випалювання вуглецевих виробів.

Найбільш загальним показником ефективності процесу випалювання є його рентабельність за нормативний час (тиждень, місяць, рік)

$$R_B = Q_B / C_B, \quad (1)$$

де Q_B - прибуток від реалізації продукції, C_B - собівартість продукції.

Прибуток від реалізації продукції розраховується так

$$Q_B = \sum_{i=1}^N a_i F_i - \sum_{j=1}^M b_j S_j - Q_E, \quad (2)$$

де a_i, F_i - ціна одиниці та кількість одиниць i -го виду реалізованої продукції відповідно; b_j, S_j - відповідно ціна одиниці та кількість одиниць j -го виду сировини, що використовувалась у виробництві; N, M - кількість видів реалізованої продукції та сировини відповідно; Q_E - експлуатаційні витрати на виробництво. Собівартість продукції складається із вартості експлуатаційних витрат і сировини

$$C_B = Q_E + \sum_{j=1}^M b_j S_j. \quad (3)$$

Щодо використання рентабельності, як критерія оптимального керування процесом випалювання, слід зробити декілька зауважень. По-перше, процес випалювання не є початковим у виробництві вуглецевих виробів. Це означає, що у ціні заготовки, що поступає на випалювання, містяться витрати на попередніх технологічних стадіях, що ускладнює розрахунки за цим критерієм особливо в умовах зміни ціни на початкову сировину та енергоносії.

По-друге, процес випалювання є завершальним тільки для неграфітованої частини виробів. Тому фактично тільки для цієї частини можна говорити про ціну готової продукції, яка підлягає реалізації.

Названі вище причини вказують на недоцільність використання рентабельності процесу випалювання вуглецевих виробів, як критерія оптимального керування.

Прибуток від реалізації продукції та собівартість готової продукції можуть слугувати самостійними критеріями оптимального керування.

Прибуток від реалізації продукції згідно формули (2) містить у собі вартість експлуатаційних витрат, сировини та готової продукції.

Використання даного показника, як критерія оптимального керування процесом випалювання, має ті ж вади, які згадувалися при аналізі критерія рентабельності.

Характерною особливістю собівартості готової продукції (3), як критерія оптимального керування, є штучне зменшення складової, що визначається експлуатаційними показниками, тобто безпосередньо технологічними режимами виробництва. Це відбувається тоді, коли сировина стала або її зміна не пов'язана із зміною експлуатаційних показників і технологічних режимів виробництва. Тому критерій собівартості продукції доцільно застосовувати для оцінювання ефективності процесу випалювання за умов зміни вартості сировини.

Експлуатаційні витрати на процес випалювання Q_E вуглецевих виробів визначаються енерго- E та трудовитратами T

$$Q_E = E + T.$$

Вартість енерговитрат складається з вартості витрат палива та електроенергії, що витрачається вентиляторами подачі повітря $E = E_{\Pi} + E_B$.

Враховуючи, що $E_{\Pi} \ll E_B$, вартістю витрат електроенергії можна нехтувати.

Вартість витрат палива розраховується за формулою

$$E_{\Pi} = d S_{\Pi},$$

де d - теплотворна здатність одиниці витрати палива; S_{Π} - витрати палива.

Трудовитрати на ведення процесу випалювання визначаються так

$$T = T_1 + T_2 + T_3,$$

де T_1 - прямі трудовитрати; T_2 - цехові витрати (зарплатня цехового персоналу, амортизаційні відрахування, утримання виробничих приміщень тощо); T_3 - загальнозаводські витрати (зарплатня загальнозаводського персоналу, утримання заводських лабораторій тощо).

Трудовитрати є практично сталими величинами, які не залежать від технологічного режиму процесу випалювання.

Продуктивність процесу випалювання може вимірюватись кількісно (у штуках виробленої продукції)

$$P = \sum_{i=1}^n p_i,$$

де p_i - кількість виробленого i -го виду продукції, штук;
або масово (кг, т)

$$B = \sum_{i=1}^n p_i q_i,$$

де q_i - вага i -го виду продукції, кг.

При виборі одиниці вимірювання продуктивності процесу випалювання очевидно, що більш об'єктивним є оцінювання продуктивності масовим методом (кг, т). Однак цей підхід має свої вади, бо оцінювання продуктивності за масою виробленої продукції ускладнює подальше використання цього показника для розрахунку економічної ефективності процесу випалювання у зв'язку з тим, що різні види продукції мають різну вартість, яка формується на ринкових умовах. У цьому розумінні доцільніше використовувати кількісне (штук) оцінювання продуктивності.

Як самостійний критерій оптимального керування продуктивність зазвичай застосовують у таких випадках:

якщо з метою оптимізації використовувати способи, за яких продуктивність процесу випалювання вуглецевих виробів зростає, а решта техніко-економічних показників (якість готового продукту, енерговитрати тощо) не погіршуються; якщо процес випалювання, що входить до складу технологічного комплексу виробництва вуглецевих виробів, є «вузьким місцем» і тому з метою підвищення ефективності роботи всього комплексу ставиться однозначна задача отримання максимальної продуктивності процесу незалежно від зміни інших її економічних показників або за їх обмежень.

У процесі випалювання вуглецевих виробів у значній мірі формуються показники якості готової продукції, які теж можуть бути використані як критерії оптимальності керування даним процесом. Згідно з ТУ 1913-001-00200992-95 до показників якості вуглецевих виробів відносяться:

об'ємна щільність, питомий електричний опір, міцність на вигин, питомий опір стисненню, теплопровідність, повітряна проникність, реакційна здатність в струмі CO_2 , реакційна здатність в струмі повітря, зміст домішок:

сірка, кремній залізо, ванадій, натрій.

Постановка задачі керування. Проведений вище аналіз техніко-економічних показників, які можуть бути використані як критерії оптимального керування процесом випалювання вуглецевих виробів показує, що у найбільшій мірі ефективність ведення технологічного процесу випалювання можна оцінити за допомогою змінної складової експлуатаційних витрат для кожної кампанії випалювання

$$C_j = E_{\text{л}}. \quad (4)$$

Після завершення кампанії випалювання може виникнути потреба у визначенні експлуатаційних витрат на кожну одиницю виробів, що випалювались (наприклад, для розрахунку собівартості продукції). Точно оцінити цю величину практично неможливо. Це пояснюється тим, що під час проведення кожної кампанії випалювання у піч завантажуються нова комбінація різних видів продукції. Теоретично можливо виконати відповідні розрахунки за допомогою математичної моделі процесу випалювання. Але такий підхід не забезпечить великої точності розрахунків при тому, що для їх виконання потрібний значний час.

Тому оцінювати величину експлуатаційних витрат C_{ij} на одиницю i -го виду виробів під час j -ї кампанії випалювання пропонується за формулою

$$C_{ij} = \gamma_{ij} c_j / l_{ij} ,$$

де l_{ij} - кількість одиниць i -го виду продукції, яка випалювалась під час j -ї кампанії; γ_{ij} - ваговий коефіцієнт, який обчислюється як масова частина i -го виду продукції від загальної маси M_j виробів, що випалювались у j -й кампанії

$$\gamma_{ij} = \sum_{i=1}^{n_j} m_i / M_j ,$$

де n_j - кількість видів продукції, що випалювалась під час j -ї кампанії; m_i - маса одиниці i -го виду продукції.

Крім критерію оптимальності (4) для постановки задачі керування процесом випалювання вуглецевих виробів потрібно сформулювати обмеження, які діють у процесі керування. Ці обмеження умовно можна поділити на дві групи: обмеження, що пов'язані з показниками якості виробів, що обробляються, та параметричні обмеження, обумовлені особливостями технології випалювання.

Вимоги до показників якості вуглецевих виробів сформульовані у ТУ 1913-001-00200992-95. До основних з них відносяться щільність, електричний опір, теплопровідності. На жаль, контролювати ці величини безпосередньо під час проведення випалювання неможливо. Тому, як вказують результати досліджень [1-10], для забезпечення заданих показників якості виробів після випалювання потрібно жорстко дотримуватись встановленого температурного режиму для кожної стадії процесу випалювання, тобто

$$T_{зад}^{\min}(\tau) \leq T(\tau) \leq T_{зад}^{\max}(\tau) , \quad (5)$$

де $T_{зад}^{\min}(\tau)$, $T_{зад}^{\max}(\tau)$ - вектори заданого відповідно мінімального та максимального температурного режиму; $T(\tau)$ - вектор поточної температури випалювання; τ - поточний час.

Вектор $T(\tau)$ має таку структуру

$$T(\tau) = \begin{bmatrix} T_1(\tau) \\ T_2(\tau) \\ \dots \\ T_l(\tau) \end{bmatrix} ,$$

де T_1, T_2, T_3 - температури у характерних точках процесу.

Відповідну структуру мають і вектори $T_{зад}^{\min}(\tau)$ та $T_{зад}^{\max}(\tau)$.

Задача забезпечення виконання умови (5) не є тривіальною, враховуючи взаємний вплив температур у різних точках процесу випалювання.

Таким чином, задача керування процесом випалювання вуглецевих виробів включає у себе критерій оптимальності (4) та обмеження (5).

Висновки і напрямок подальших досліджень. На основі проведеного аналізу техніко-економічних показників, які можуть бути використані у системі керування процесом випалювання вуглецевих виробів, обґрунтовано вибір змінної складової експлуатаційних витрат як критерія оптимального керування процесом.

Показано, що у зв'язку з неможливістю контролювати показники якості виробів, що випалюються, безпосередньо під час процесу, для забезпечення їх заданої якості потрібно враховувати обмеження на температурний режим процесу, що є складною задачею, враховуючи їх взаємозв'язок.

Сформульована постановка задачі керування процесом випалювання вуглецевих виробів.

Для розв'язання поставленої задачі керування у подальших дослідженнях потрібно розробити математичну модель процесу випалювання та метод врахування взаємозв'язаних параметричних обмежень.

Список літератури

1. Санников А. К. Производство электродной продукции [Текст] / А. К. Санников, А. Б. Сомов, В. В. Ключников и др. - М.: Металлургия, 1985 г. - 129 с. - Библиогр.: с. 128. - 1230 экз.
2. Пулинец И. В. Влияние технологических параметров процесса обжига на Качество углеграфитовых заготовок / И. В. Пулинец // Энерготехнологии и ресурсосбережение. - 2012. - № 6. - С. 59-62.
3. Исследование газовой выделении при обжиге электродного образца / Шилович Т.Б., Соколов М.Ю. «Металлургическая теплотехника». Выпуск 3 (18), 2011 УДК 662.749.39
4. Газовыделение образцов электродной массы при термообработке Панов Е.Н., Шилович Т.Б., Лелека С.В., Шилович Я.И., Национальный технический университет Украины «Киевский политехнический институт»

5. Совершенствование регламентов обжига с учетом динамики газовыделения обжигаемых заготовок **Карвацкий А.Я. Лелека С.В.** Восточно-Европейский журнал передовых технологий 6/5 (54) 2011 УДК 536.2
6. **И. В. Пулинец, Е. Н. Панов, А. Я. Карвацкий, С. В. Лелека, Т. В. Лазарев, Т. В. Чирка** Теплообмен в многокамерных печах обжига углеродистых изделий монография Киев НТУУ «КПИ» 2014
7. Печи электродных заводов / **Чалых Е.Ф., Пащенко Л.Ф.** Учебное пособие. - Москва: МХТИ им. Д.И. Менделеева, 1983. - 76 с.
8. Усовершенствование технологии обжига электродных материалов / **В. П. Фокин, А. А. Малахов, С. А.** // Цветные металлы. — 2002. — № 4. — С. 48—51
9. **Пулинець І. В.** Підвищення ефективності роботи печей випалу вуглеграфітових виробів автореф. дис. на здобуття наук. ступеня канд. техн. наук спец. 05.17.08 «Процеси та обладнання хімічної технології»/ Київ – 2013 – 20с.
10. **Сошкин Г. С.** Исследование процесса обжига электродной продукции в многокамерных печах и разработка системы управления технологическим режимом автореф. дис. на здобуття наук. ступеня канд. техн. наук Спец. 05.13.06 – «Автоматизация и управление технологическими процессами и производствами» / Владикавказ - 2012–24с.
11. **Шибалов С. Н.** Совершенствование тепловых процессов с целью повышения качества обжига заготовок из углеродистых материалов автореф. дис. на здобуття наук. ступеня канд. техн. наук Спец. 05.16.02 «Металлургия черных, цветных и редких металлов» / Москва 2004– 36с.
12. **Молокова Т.Л., Харламповин Г.Ж., Сухорукое И.Ф.** - Химия твердого топлива, 1977, № 6, с. 114-120.
13. **Сухорукое И.Ф., Агминский А.И., Львова О.К. и др.** - Цветная металлургия, 1965, №20, С. 51-55.
14. **Жученко О.А.** Statement of the optimization problem of carbon products production // Міжнародний науково-виробничий журнал «Автоматизація технологічних і бізнес-процесів» Vol. 8, issue 2/2016. С. 39-44
- Рукопис подано до редакції 17.03.17

УДК 622.233.05

А.С. ГРОМАДСКИЙ, д-р техн. наук, проф., **Д.И. КУЗЬМЕНКО**, ассистент,
Криворожский национальный университет

РАЗРАБОТКА ШТЫРЕВЫХ КОРОНОК ДЛЯ БУРЕНИЯ КОМПЕНСАЦИОННЫХ СКВАЖИН

Цель. Целью данной работы является разработка штыревых коронок для бурения компенсационных скважин. Применение компенсационных шпуров и скважин обеспечивает возможность повышения мощности взрыва на каждом единичном шпуре (скважине), что позволяет снизить общее количество пробуренных шпуров в проходческом забое и уменьшить количество ВВ, патронов боевиков, медных проводов при зарядании забоя. Однако буровой инструмент для формирования компенсационных шпуров и скважин далеко несовершенен.

Методы исследования. Рассматривалась эффективность передачи энергии ударного импульса в буровом инструменте с учетом его геометрических параметров, что способствовало передаче энергии к породоразрушающим элементам буровой коронки с минимальными потерями и значительно повысило эффективность разрушения горной породы.

Научная новизна. Решение данной задачи складывает актуальность работы. Ее целью является моделирование прохождения ударного импульса через буровой инструмент с поиском рациональных геометрических параметров бурового инструмента.

Практическая значимость. Полученные авторами аналитические зависимости для определения геометрических параметров коронки, которые позволяют спроектировать коронки-расширители для бурения компенсационных взрывных скважин, скорость бурения которых повышена на 45 %.

Результаты. В результате применения эмпирических зависимостей была спроектирована коронка для бурения компенсационных скважин в одну стадию, скорость бурения которой в 1,9 раз выше, чем у коронки-расширителя КРР-65, а удельный износ в 1,5 раз меньше. Одним из наиболее эффективных путей, обеспечивающих увеличение КИШ, является применение компенсационных скважин;

Полученные авторами аналитические и экспериментальные зависимости для определения геометрических параметров коронки; Используя полученные взаимосвязи между параметрами корпуса коронки влияющих на процесс передачи энергии ударного импульса и результаты исследований Эйгелеса Р.М., Протасова Ю.И. и Прядко Ю.А., Хруцкого А.А. были разработаны коронки для бурения компенсационных скважин диаметром от 65 мм до 85 мм.

Ключевые слова: буровая коронка, компенсационная скважина, скорость бурения, коронки-расширители, крепость породы.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-179-183

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Наиболее распространенным и эффективным способом разрушения горных пород средней и высокой крепости являются буровзрывные работы [1-4].

Наиболее сложным и трудоемким процессом является проходка подэтажных выработок. Сложность проведения таких выработок обуславливается специфическими условиями, в которых осуществляется этот процесс, а именно зажимом забоя выработки при малой плоскости забоя, малый размер свободного пространства выработки, который не позволяет применять мощное буровое оборудование. Соответственно и эффективность взрывных работ в таких условиях относительно невысокая. Установлено, что коэффициент использования шпура (КИШ) при стандартной схеме проходки забоя сечением 5,7 м² ш. им. Ленина по породам средней крепости $f=10-12$ составляет 0,75, а по крепким породам $f=15-18$ – 0,92. Это имеет серьезные негативные экономические последствия в связи с неэффективным использованием ресурсов, которые теряются на буровзрывные работы.

Анализ исследований и публикаций. Одним из наиболее эффективных путей, обеспечивающих увеличение КИШ, является применение компенсационных скважин [2-8]. Применения этих скважин дают такие возможности:

- повышение мощности взрыва на каждом единичном шпуре. Это позволяет снизить общее количество пробуренных шпуров в проходческом забое и уменьшить количество ВВ, патронов боевиков, медных проводов;

- получается более гладкий и правильный по форме забой после взрыва;

- уменьшается выход негабарита и разброс породы при взрыве;

- образование оконтуривающих шпуров с максимальным уменьшением прочности на контуре выработки благодаря снижению монолитности компенсационными скважинами.

Зарубежные фирмы выпускают ряд конструкций коронок - расширителей для формирования компенсационных скважин диаметром от 57 до 203 мм для различных горнотехнических условий. Недостатками этих коронок является сложность конструкции и образование компенсационных скважин в две стадии.

Постановка задачи. Целью настоящей работы является разработка штыревых коронок для бурения компенсационных скважин диаметром 65-85 мм для увеличения КИШ буровзрывных работ при проведении подэтажных подземных горных выработок в условиях железорудных шахт.

Изложение материала и результаты. Бурение компенсационных скважин Ø 60–85 мм параллельными врубами с подготовкой забоев для взрыва в горизонтальных подземных горных выработках шпурами Ø 40-42 мм на глубину 1,5-1,6 м является весьма актуальным [5-6]. Особенно на подэтажах, на которые невозможно доставить мощную буровую технику. Например, в Криворожском железорудном бассейне на такие выработки приходится до 60 % от всех горизонтальных выработок. Для повышения эффективности проходки таких выработок в различных частях забоя бурят несколько компенсационных скважин Ø 65 мм. В компенсационные скважины взрывчатка не закладывается, однако благодаря этим скважинам увеличиваются глубина отбойки и коэффициент использования шпуров. Забой после взрыва получается гладкий, правильной формы и практически без недозорванных стаканов.

Формирование компенсационных скважин осуществляется в 2 стадии: бурение обычного шпура и его расширение.

Рис. 1. Общий вид коронки KPP-65



Известна коронка-расширитель (рис. 1) предназначена для расширения ранее пробуренных шпуров с целью превращения их в компенсационные скважины.

Однако к недостаткам данного способа образования компенсационных скважин следует отнести необходимость бурения в две стадии. В первой стадии бурится шпур коронкой Ø40-42 мм, а затем осуществляется расширение скважины до Ø 65 мм коронкой с расширяющей частью KPP-65. У нее низкая эффективность передачи ударных импульсов от буровой штанги, по которой наносит удары поршень – ударник перфоратора.

Ударные импульсы трансформируются в волну напряжения, которая пройдя буровую штангу через конусное сопряжение штанга-коронка, передается на корпус KPP-65 и далее на ее расширяющую часть. На этом участке происходят основные потери энергии ударных импульсов из-за несовершенной формы перехода корпуса коронки на ее расширяющую часть

(рис. 2), так что на породоразрушающих лезвиях напряжение < 50 МПа, а также несовершенной лезвийной формы ее породоразрушающих элементов и нерациональной треугольной формой пазов для выноса шлама.

Такая форма пазов не только не обеспечивает необходимую очистку забоя от шлама, который повторно измельчается твердосплавным вооружением коронки, увеличивая износ всех элементов коронки, но и снижает передачу энергии ударов поршня перфоратора на лезвия коронки.

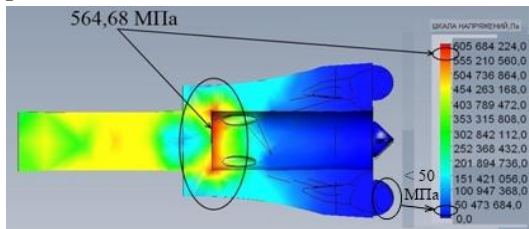


Рис. 2. Компьютерные исследования прохождения ударной волны через корпус расширителя КРР – 65

Кроме того направляющий стержень вследствие того, что он не прижат к забою, а находится в уже пробуренном шпуре под действием ударных волн, проходящих через коронку, часто отсоединяется от коронки и остается в расширенной скважине.

Это происходит потому, что волна напряжения, проходящая через корпус расширяющей части коронки, на несколько микрон увеличивает его в размере и, соответственно, увеличивает диаметр внутреннего конуса в нем.

Поэтому натяг конусного сопряжения постепенно ослабляется и направляющий стержень отсоединяется от корпуса в среднем 1 раз после расширения двух шпуров. Для его извлечения непроизводительно тратится время, снижая эффективность процесса расширения шпуров.

Поставленная задача реализуется за счет того, что у выпуклой боковой поверхности расширяющей части, форма которой подобна форме изгиба лепестков цветка лотоса, оптимальный радиус изгиба R принимают с помощью эмпирической зависимости $\sigma_{max} = k_{1D} - 0,019 \cdot R$, где k_{1D} – эмпирический коэффициент диаметра D расширяющей части (ноу-хау авторов). Коронку снабжают четырьмя пазами для выноса бурового шлама радиусом r мм так, что обеспечивают максимальные напряжения σ_{max} на породоразрушающих штырях расширяющей части.

Оптимальную длину L мм расширяющей части принимают из эмпирической зависимости $\sigma_{max} = k_{2D} - 0,13 \cdot L$, МПа, где k_{2D} – эмпирический коэффициент диаметра расширяющей части коронки. Это обеспечивает максимальные напряжения на породоразрушающих штырях расширяющей части.

Оптимальную длину l шейки конуса от расширяющей части до опережающей коронки принимают равной l_{opt} , мм в зависимости от эмпирического коэффициента k_d (ноу-хау авторов) диаметра опережающей коронки так, что обеспечивают максимальные напряжения $\sigma_{max} = k_d + 1,47 \cdot l$ на породоразрушающих штырях опережающей коронки.

При этом для коронок диаметром больше 65 мм в расширяющей части со стороны буровой штанги выполняют глухое резьбовое отверстие, которое снабжают закругленной верёвочной резьбой, а наружный торец буровой штанги снабжают такой же резьбой и обеспечивают натяг с внутренней плоскостью глухого отверстия коронки, которую выполняют перпендикулярно оси коронки.

На рис. 3 показаны графики изменения напряжений σ , МПа, на штырях расширяющей части коронки в зависимости от радиуса закругления R (график 1) боковой поверхности и её длины L (график 2), где обозначено

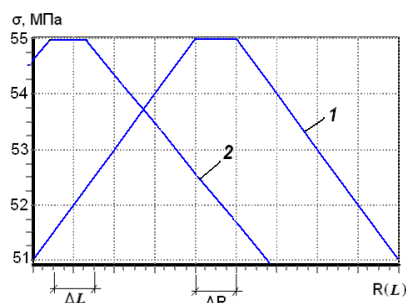


Рис. 3. Напряжения на штырях расширяющей части коронки в зависимости от радиуса закругления R боковой поверхности и её длины L

$\Delta R(\Delta L)$ – диапазоны оптимальных радиусов и длин, обеспечивающих максимальные напряжения на породоразрушающих штырях.

На рис. 4 показан трехмерный график к определению оптимального количества пазов n для выноса шлама и радиуса r закругления этих пазов, на котором обозначено: σ – напряжение на породоразрушающих штырях, МПа; $n=4$ – оптимальное количество пазов при котором напряжение на породоразрушающих штырях максимально; r мм – радиус закругления пазов, при котором напряжение на породоразрушающих штырях максимально σ_{max} .

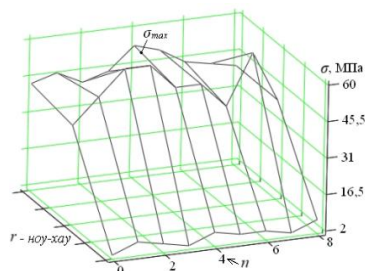


Рис. 4. График оптимального количества пазов n для выноса шлама и радиуса r закругления этих пазов

На рис. 5 показан график изменения напряжений σ , МПа, на породоразрушающих штырях опережающей коронки в зависимости от длины шейки конуса l , на котором обозначено: $l_{\text{опт}}$, мм - оптимальная длина шейки конуса (ноу-хау авторов), при которой напряжение на породоразрушающих штырях максимально σ_{max} .

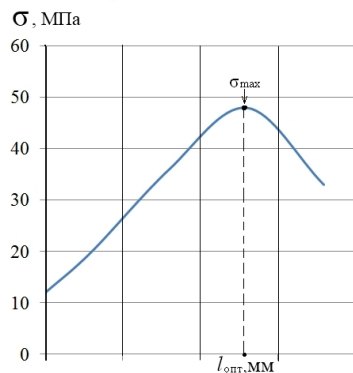


Рис. 5. Напряжения на породоразрушающих штырях опережающей коронки в зависимости от длины шейки конуса l

На рис. 6а показана интенсивность передачи напряжений на элементы предлагаемой коронки при ее соединении со штангой треугольной упорной резьбой, из которого видно, что напряжение на всех штырях $\sigma_{\text{треуг}} \approx 13$ МПа.

На рис. 6б показана интенсивность передачи напряжений на элементы предлагаемой коронки при ее соединении со штангой круглой веревочной резьбой, из которого видно, что напряжение на всех штырях $\sigma_{\text{верев}} > 57$ МПа, т.е. значительно больше чем с треугольной резьбой.

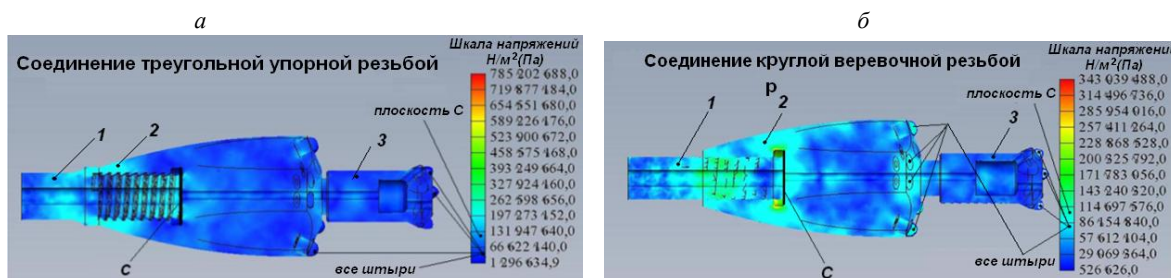


Рис. 6. Соединения коронки с буровой штангой: а – треугольной упорной резьбой; б – круглой веревочной резьбой; 1 – буровая штанга; 2 – расширяющая часть коронки; 3 – опережающая коронка; С – внутренняя плоскость на глухого резьбового отверстия расширяющей части коронки

Используя полученные взаимосвязи между параметрами корпуса коронки влияющих на процесс передачи энергии ударного импульса и результаты исследований Эйгелеса Р.М. [7], Протасова Ю.И. [8] и Прядко Ю.А. [9], Хруцкий А.А. [10] были разработаны коронки для бурения компенсационных скважин диаметром от 65 мм до 85 мм (см. рис. 7).

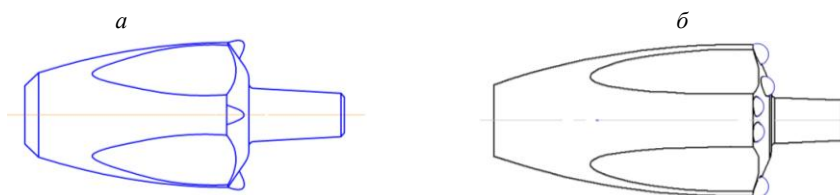


Рис. 7. Коронки для бурения компенсационных скважин: а) – с конусным соединением со штангой $\varnothing 65$ мм для ручных перфораторов на пневмоподдержках; б) – с резьбовым соединением со штангой $\varnothing 90$ мм для колонковых перфораторов ПК – 60 на буровых каретках

Коронка (рис. 7а) была испытана на ш. им. Ленина КЖРК. Установлено, что она обеспечивает скорость бурения в 1,9 раза больше, чем у коронки КРР – 65, а удельный износ в 1,5 раз меньше.

Выводы. Одним из наиболее эффективных путей, обеспечивающих увеличение КИШ, является применение компенсационных скважин.

Полученные авторами аналитические и экспериментальные зависимости для определения геометрических параметров коронки.

В результате применения эмпирических зависимостей была спроектирована коронка для бурения компенсационных скважин в одну стадию, скорость бурения которой в 1,9 раз выше, чем у коронки-расширителя КРР-65, а удельный износ в 1,5 раз меньше.

Список литературы

1. Каварма И.И. Новый штыревой породоразрушающий инструмент для бурения скважин на шахтах Кривбас-са / И.И.Каварма, А.А.Хруцкий // Разраб. рудн. месторожд. - Кривой Рог, 2002. - КТУ. - Вып. 78.
2. Чувилин А.М., Ермаов Г.Т., Соколов Н.П. и др. Применение коронок – расширителей для бурения компенса-ционных скважин на проходческих работах / А.М. Чувилин, Г.Т. Ермаов, Н.П. Соколов и др. // Минцветмет СССР, ЦНИИ экономики и информации цветной металлургии. Обзорная информация. Вып. 6. М. 1988. 39 с.
3. Рабинович М.И. Введение в теорию колебаний и волн / М.И. Рабинович, Д.И. Трубецков. – М.: Регулярная и хаотическая механика, 2000. – 560 с.
4. Жуков И.А. Формирование упругих волн в волноводах при ударе по ним полукатеноидальными бойками: Автореф. дисс. канд. техн. наук. – Томск, 2005. – 132 с.
5. Рындин В.П. Определение энергетических параметров и совершенствование динамики ударных систем бу-рильных машин: Автореф. ... дисс. докт. техн. наук. – Кемерово, 2005. – 330 с.
6. Губанов Е.Ф. Ударное разрушение хрупких сред при использовании в них отверстий без поворота инстру-мента: Автореф. дисс. ... канд. техн. наук. – Томск, 2003. – 22 с.
7. Эйгелес Р.М. Пути использования результатов экспериментального исследования единичных актов разру-шения горных пород для решения некоторых задач бурения / Р.М.Эйгелес, Ю.А.Боксерман // Разрушение горных пород. - М. : ВНИИБТ, 1975. - Вып. 33. - С.200-209.
8. Протасов Ю.И. Теоретические основы механического разрушения горных пород / Ю.И.Протасов. - М. : Недра, 1985. - 242 с.
9. Прядко Ю.А. Разработка методики проектирования коронок с цилиндросферическими твердосплавными вставками для штангового бурения: автореф. дис. на соискание ученой степени канд. тех. наук: спец. 05.05.06 «Гор-ные машины» / Ю.А.Прядко. - ИГД СО АН СССР. – Новосибирск, 1988. – 21 с.
10. Хруцкий А.А. Методика проектирования штыревых коронок для бурения скважин / Вісник Криворізького технічного університету, 2008. – Кривий Ріг. – КТУ. – Вып. 20. – С.98-102

Рукопись поступила в редакцию 17.03.17

УДК 622.7.622.341.1

О.В. БУЛАХ, канд. техн. наук, доц., Криворізький національний університет

ВДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ЗБАГАЧЕННЯ ЗМІШАНИХ РУД

Мета. Метою даної роботи є визначення можливості та необхідності збагачення змішаних руд в Україні та за-кордоном та вдосконалення технології їх переробки. Технологічна і економічна оцінка найбільш ефективної та еко-логічно чистої технології збагачення змішаних залізних руд, яка забезпечить отримання високоякісного концентрату при мінімальних втратах заліза з хвостами. Отримання високоякісних концентратів зумовлено складною рудної ба-зою розроблюваних родовищ і невисокою їх конкурентоспроможністю, що можливо досягти завдяки розвитку тех-нологій та обладнання при збагаченні залізних руд.

Методи дослідження. Аналіз раніше виконаних досліджень і розробок з переробки змішаних залізних руд в Україні, СНД і країнах далекого зарубіжжя. При аналізі технологій переробки змішаних залізних руд, що дозволя-ють отримувати високоякісні концентрати з'ясовано, що найбільш перспективним напрямком робіт з підвищення якості концентрату є зниження вмісту шламів, утворених при рудопідготовці, які в подальшому погіршують якість магнітного продукту.

Наукова новизна. Ефективність комплексної переробки змішаних (напівокислених) залізних руд досягається шляхом оптимізації глибини їх збагачення, дозволяючи визначити граничні умови механічних методів розділення на основі розкриття, знешламлювання, магнітної сепарації мінеральних компонентів. Вибір оптимального технологіч-ного обладнання для збагачення змішаних руд здійснюється на основі показників ефективності розділення.

Практична значимість. Поліпшення ефективності процесів подрібнення і магнітної сепарації завдяки оп-тимізації глибини збагачення, визначених граничних умов застосування механічних способів переробки змішаних залізних руд та на основі поліпшення параметрів розкриття і сепарації мінеральних компонентів.

Результати. Показано, що у вітчизняній практиці переробка змішаних залізних руд відсутня, у зарубіжній практиці застосовується, більшою мірою, технологія гравітаційно-флотаційного збагачення. На підставі досвіду ро-боти передових зарубіжних фабрик, що переробляють аналогічну сировину, а також на основі власних експеримен-тальних досліджень визначено технологічні можливості магнітного збагачення змішаних залізних руд з попереднь-ою підготовкою сировини до збагачення. Використання операції знешламлення руди перед збагачувальним пе-реділом значно покращує технологічні показники їх магнітного збагачення, що в комплексі дозволить отримувати концентрати з вмістом заліза більше 65%.

Ключові слова: змішані залізні руди, технологія збагачення, рудопідготовка, шламоутворення, магнітна сепа-рація, концентрат.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-183-187

Проблема та її зв'язок з науковим і практичним завданням. В останні роки мінерально-сировинний комплекс України забезпечує близько 40% доходів держбюджету. Істотну частку валютних надходжень Україна отримує за рахунок експорту первинної мінеральної сировини, насамперед, залізорудного концентрату, агломерату, окатишів.

В надрах України зосереджена значна частина світових розвіданих запасів залізних руд. При загальній чисельності населення України, що становить приблизно 0,65% загальної чисельності населення Землі, країна забезпечує близько 15% світового видобутку залізорудної сировини. Видобуток і переробка залізорудної сировини становить основу економіки України.

У багатьох регіонах країни залізорудні підприємства, а також обслуговуючі організації, є містоутворюючими і забезпечують до 80% робочих місць. Криворізький залізорудний басейн є основою всієї гірничодобувної галузі промисловості. В ньому широкими темпами видобуваються і переробляються на п'ятих гірничо-збагачувальних комбінатах магнетитові кварцити, а руди, що мають часткове окиснення, з масовою часткою магнетиту в межах 5-15%, в даний час складаються, створюючи при цьому складну екологічну обстановку в місті.

Більшість залізорудних родовищ утворилися в результаті магматогенних, седиментаційних (екзогенних) і метаморфічних процесів. Вони характеризуються, виключно, різноманітністю по геологічному віку, генетичним і морфологічними типами, розмірами та умовами залягання, а також по речовинному складу, збагачуваності і металургійним властивостям руд.

Основними мінералами, які визначають промислову цінність залізорудних родовищ є магнетит, гематит, мартит, гетит. У змішаних (напівокислених) залізних рудах співвідношення головних рудних мінералів коливається в широких діапазонах в залежності від фізико-хімічних процесів метаморфогенного рудоутворення. Промислового використання цих руд, як сировинної бази для підприємств України немає.

Аналіз досліджень і публікацій. Проблема регулювання процесу надрокористування в Україні та країнах СНД обговорювалася неодноразово з різних точок зору. Це пов'язано з тим, що в останні роки накопичений значний науково-технічний потенціал в області технологій з переробки залізорудної сировини різного мінерального складу. У вітчизняній практиці залізорудну сировину з масовою часткою заліза магнетитового до 15% практично не переробляється, а складається у відвали.

У країнах Далекого зарубіжжя зростають масштаби збагачення бідних змішаних руд різного мінерального складу. Причому, на багатьох підприємствах США, Канади, Китаю, видобувають і збагачують дані руди різного речовинного складу, вкрапленості і текстурно-структурних особливостей, ніж в Україні і країнах СНД.

Відомі випробування з процесу мокрої магнітної сепарації в слабкому і сильному полях при переробці магнетитово-гематитових токовкращених таконітів, а також напівтаконітів шт.Міннесота і Мічиган. Ці руди потребують для розкриття рудних мінералів дуже тонкого подрібнення і, як правило, містять землистий гематит і гетит. При їх рудопідготовці, зазвичай утворюється велика кількість шламів, що погіршують показники збагачення. Це пов'язано з тим, що гематит (мартит) часто містить сліди магнетиту, але гетит (більш слабomagнітних мінерал ніж гематит), як правило вільний від феромагнітних мінералів. Тому селективність процесу магнітної сепарації порушується і отримати, концентрат високої якості при достатньому вилученні, не представляється можливим [1,2].

Змішані крупно вкращенні магнетитово-спекулярітові руди з переважанням більш крупновкращеного гематиту над тонковкращеним магнетитом в зарубіжній практиці збагачують за гравітаційно-магнітними схемами із застосуванням гвинтових сепараторів для отримання гематитового концентрату. Хвости гвинтових сепараторів доподрібнюються і подаються на магнітну сепарацію. Ці руди збагачують на фабриках Уобуш, КеролЛейк (Канада), БонгРейндс (Ліберія) [3,4].

Крім того, на фабриці Уобуш для доподрібнення більш тонкоподрібнених слабomagнітних мінералів із хвостів гвинтових сепараторів використовують високоградієнтні сепаратори Джонса, а для доведення гематитового концентрату гвинтових сепараторів – електричну сепарацію [5-7]. Гематитові концентрати на цих фабриках містять 65-66% заліза, магнетитові – 66-69% заліза залежно від ступеня подрібнення руди. Складність реалізації даних практичних результатів при переробці змішаних залізних руд в Україні та країнах СНД пов'язано насамперед з багатостадійністю і великою різноманітністю технологічних процесів та апаратів несумірних по

продуктивності.

Широкий діапазон магнетитових властивостей рудних мінералів, що складають гематито-магнетитові руди значно ускладнює завдання комплексної переробки даної сировини [8].

Збагачуваність руд і масова частка заліза в кінцевих концентратах залежить від їх фізичних властивостей, що визначають розкриття рудних і нерудних мінералів у процесах дроблення і подрібнення і обумовлюють застосування тих чи інших методів збагачення.

Застосовувані в даний час технології переробки залізорудної сировини в Україні та СНД вимагають вдосконалення, що зумовлено складною рудною базою розроблюваних родовищ і невисокою конкурентоспроможністю одержуваних концентратів.

Рішенням цієї задачі є збільшення повноти і комплексності використання залізорудної сировини, зниження витрат на її переробку шляхом впровадження нових технологій та економічних рішень, що часто буває, їх поєднання.

Головна умова використання нових технологічних рішень при переробці змішаних залізних руд знаходиться в області дослідження закономірностей їх подрібнення, розкриття рудних і нерудних мінералів, магнітної сепарації для знаходження оптимальних режимів та параметрів цих процесів для забезпечення максимального вилучення всіх рудних мінералів.

Методологічною основою вирішення проблеми підвищення ефективності використання напівокислених залізних руд є фундаментальні дослідження процесів подрібнення, магнітної сепарації в слабкому і сильному полях, удосконалення технології переробки руд на кращих збагачувальних підприємствах країн ближнього і далекого зарубіжжя.

Постановка завдання. На підставі вищевикладеного, були виконані дослідження з розробки екологічно безпечної і високоефективної технології переробки змішаних (напівокислених) залізних руд з одержанням концентрату, що відповідає вимогам європейської якості.

Викладення матеріалу та результати досліджень. Для експериментальних досліджень були представлені проби змішаних залізних руд Кривбасу. Вже на першому етапі досліджень у пробах, подрібнених до крупності 3-0 мм спостерігається підвищення утворення шламів. Масова частка шламів коливається від 5,1% до 8,6%. Більшою мірою до шламоутворення схильні магнетит-гематитові різновиди руд.

При подрібненні проб до прийнятої крупності першої стадії рудопідготовки 70 % класу - 0,074 мм масова частка шламистих частинок у пробах збільшилася до 15-19 %, а при подрібненні до крупності 95-96% класу - 0,044 мм, масова частка дисперсних частинок збільшується до 25-26%. Відомо, що утворені дисперсні частинки рудних і нерудних мінералів негативно впливають на подальший збагачувальний переділ [9,10].

Результати мінералогічного і хімічного аналізів досліджуваних проб свідчать про те, що магнетит асоціює з певною частиною кварцу, що значно ускладнює технології одержання високоякісного концентрату, з магнетитової, так і окисленої частин залізорудної сировини.

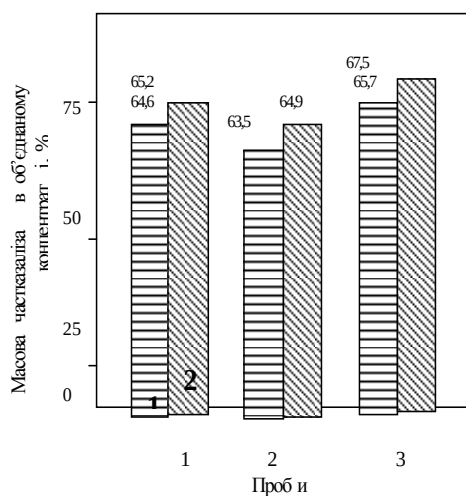


Рис. 1. Гістограми якісних показників магнітного аналізу проб пристадійній (1) і сумісній (2) стадій сепарації. Проби: 1 - гематит-магнетитова; 2 - магнетит - гематитова; 3 - гематит-силікат-магнетитова

З метою визначення особливостей технологічних властивостей проб змішаних залізних руд використовувалися наступні варіанти: рудоподготовка з послідовним подрібненням і збагаченням; подрібнення і класифікація до граничної крупності кінцевого продукту з подальшим збагаченням.

Звертає на себе увагу та обставина, що при стадіальному магнітному аналізі знешламлених проб масова частка заліза в об'єднаних магнітних продуктах на 0,6-1,8% нижче порівняно з масовою часткою об'єднаного магнітного продукту, отриманого за другим варіантом (рис. 1).

Це підтверджує, що магнітні флокули, утворені після першої стадії сепарації значно погіршують подальший процес як рудопідготовки, так і магнітного розділення. Крім того, наявність дисперсного магнетиту в нерудних і малорудних зернах зумовлює порушення селекції при сепарації.

Отже, основним і визначальним чинником, що ви-

кликає порушення селекції при збагаченні змішаних (напівокислених) залізних руд у слабкому та сильному магнітних полях є текстурно-структурні особливості сировини - наявність зростків залишкового магнетиту з гематитом, мартитом, кварцом.

На розподільчий процес мінеральних частинок змішаних руд в магнітному полі впливає їх крупність. Зі зменшенням крупності матеріалу тривалість його закріплення пропорційно зростає, внаслідок чого зменшується вилучення заліза в магнітний продукт.

Виділення сильномагнітних мінеральних частинок з підготовленої сировини досить ефективно при використанні сепараторів типу ПБМ.

Для вибору найбільш ефективного магнітного сепаратора при збагачення слабомагнітних мінеральних частинок випробовувалися апарати з горизонтальним і вертикальним напрямком вектора індукції магнітного поля. Напрямок вектора індукції магнітного поля в сепараторі впливає на процес розділення змішаних залізних руд, так як може збігатися або не збігатися з напрямком подачі вихідного живлення. У разі збігу цих векторів зменшується ймовірність перекриття робочих зазорів сепараторів сильномагнітними частками (магнетиту), які присутні в живленні. При розбіжності векторів індукції поля та подачі вихідного живлення небезпека заростання робочих зазорів збільшується.

Для проведення випробувань магнітного збагачення змішаних залізних руд з горизонтальним напрямком вектора індукції магнітного поля використано стендовий роторний сепаратор, створений ТОВ „НТЦ МАГНІС ЛТД“, робочі матриці якого виконані у вигляді зубчатих пластин. З вертикальним напрямком вектора індукції магнітного поля використовувався високоінтенсивний магнітний сепаратор LGS WHIMS компанії LONGI (Китай), робочі матриці якого являють собою стрижневі ферозаповнювачі. Крім того, в робочій зоні даного сепаратора встановлений пульсатор, що забезпечує періодично, з заданою частотою, повернення пульпи в матрицю, що сприяє підвищенню точності процесу поділу.

Як показали результати досліджень (табл. 1) застосування в технології збагачення високоградієнтних сепараторів LONGI окисленої гілки схеми сприяє отриманню більш якісного концентрату при значних скорочення втрат заліза у хвостах. Це досягається за рахунок низького розсіювання магнітного потоку, рівномірність індукції магнітного поля в робочій зоні сепаратора. Крім цього, при подачі вихідного живлення і змивна вода розходяться в протилежних напрямках стосовно матриць, сприяючи само розвантаженню досить великих часток рудної маси, що не пройшли крізь зазори в матриці.

Таблиця 1

Порівняльні випробування збагачення змішаних залізних руд на сепараторах ЕРЛ та LONGI

Вихідний продукт, сепаратор	Масова-частка Fe _{заг} , %	Магнітний продукт, %			Немагнітний продукт, %		
		вихід	масова частка заліза	вилучення	вихід	масова частка заліза	вилучення
Магнетит-гематитова руда, сепаратор ЕРЛ	28,7	28,9	62,7	63,1	71,1	14,9	36,9
Магнетит-гематитова руда, сепаратор LONGI	28,7	30,1	63,8	66,9	69,9	13,6	33,1
Гематит-магнетитова руда, сепаратор ЕРЛ	23,4	17,9	61,1	46,7	82,1	15,2	53,3
Гематит-магнетитова руда, сепаратор LONGI	23,4	18,1	62,4	48,3	81,9	14,8	51,7
Гематит-силікат-магнетитова руда, сепаратор ЕРЛ	26,3	18,1	60,8	41,8	81,9	18,7	58,2
Гематит-силікат-магнетитова руда, сепаратор LONGI	26,3	22,8	62,5	54,2	77,2	15,6	45,8

На підставі досвіду роботи передових зарубіжних фабрик, що переробляють аналогічну сировину, а також на основі власних експериментальних досліджень визначено технологічні можливості магнітного збагачення змішаних залізних руд з попередньою підготовкою сировини до збагачення.

Операція знешламлення сприяє високоєфективному веденню процесу магнітного збагачення, як в сильному, так і слабкому магнітних полях.

Рекомендована технологія збагачення змішаних руд дозволить отримувати сумарний това-

рний концентрат з масовою часткою заліза загального 66,2% при вилученні 75,1%. Така технологія буде сприяти комплексної переробки залізорудної сировини та забезпечить конкурентоспроможність товарної продукції.

Висновки і напрямки подальших досліджень. Виконані дослідження дозволили розробити і рекомендувати до впровадження нові технічні рішення комплексної переробки змішаних (напівокислених) залізних руд, забезпечуючи при цьому, отримання високоякісного товарного концентрату з масовою часткою заліза 65-66,2%.

Список літератури

1. Остапенко П.Е. Теория и практика обогащения железных руд. – М.: Недра, 1985. – 207 с.
2. Звягинцев А.Г. Новые методы магнитной обработки пульпы при обогащении железосодержащих руд / А.Г. Звягинцев, А.Н.Чеманев, В.В.Шархов, О.В. Горячко // VIII Конгресс обогатителей стран СНГ. – II том. – М.: МИСиС, 2011. – С. 46-49.
3. Ломовцев Л.А., Нестерова Н.А., Дробченко Л.Л. Магнитное обогащение сильномагнитных руд. – М.: Недра, 1979. – 235 с.
4. Кравцов В.Н. Новые решения по обогащению железорудного сырья/ В.Н. Кравцов, Г.Г.Тимофеев, Н.К.Кравцов // VIII Конгресс обогатителей стран СНГ. – II том. – М.: МИСиС, 2011. – С. 49-51.
5. Авдохин В.М. Современное состояние и основные направления развития процессов глубокого обогащения железных руд / В.М. Авдохин, С.Л.Губин // Горный журнал. – 2002. – №2. – С. 58-64.
6. Джонс Д.Х. Сепаратор для мокрой магнитной сепарации слабомагнитных материалов / Д.Х. Джонс // Международный Конгресс по обогащению полезных ископаемых. – М.: Госгортехиздат, 1963. – С. 424-436.
7. Ломовцев Л.А., Кравец Б.А., Давыдов Ю.А. Оборудование для магнитного обогащения слабомагнитных руд за рубежом. – М.: 1985. – Сер.обогатение руд. – Вып. 2. – 23 с.
8. Масленицкий Н.Н., Беликов В.В. Химические процессы в технологии переработки труднообогатимых руд. – М.: Недра, 1983. – 384 с.
9. Грицай Ю.Л.Исследования по закреплению дисперсных рудных минералов на поверхности кварца при измельчении железистых кварцитов / Ю.Л. Грицай, М.В. Педан, З.Ф. Герасимова// Обогащение руд черных металлов. – М.: Недра, - 1980. – С.3-9.
10. Тарасенко В.Н. Совершенствование процесса извлечения рудных минералов при магнитном обогащении гипергенно-измененных железистых кварцитов Кривбасса / В.Н. Тарасенко, В.Н.Кравцов, Н.К. Кравцов// Геолого-мінералогічний вісник. – Кривий Ріг: КТУ. – 2000. - № 1-2 (3-4). С. 100-104.

УДК 622.272

С.В. ТИЩЕНКО, д-р техн. наук, Г.И. ЕРЕМЕНКО, канд. техн. наук,
Криворожский национальный университет
Д.Ю. МАЛЫХ, ПАО «ИНГОК»

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИМПУЛЬСНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА СКВАЖИННОГО ЗАРЯДА НА РАЗРУШАЕМЫЙ ГОРНЫЙ МАССИВ

Цель. При моделировании импульсного воздействия взрыва скважинного заряда на разрушаемый горный массив, сплошную среду, в виде горного массива, рассматривают как абсолютно несжимаемую, пренебрегая изменением ее объема. Вторым условием является допущение, что, взрыв скважинного заряда происходит мгновенно.

Методы исследования. Энергия, выделяющаяся при взрыве, имеет конечную величину, поэтому и кинетическая энергия среды также будет конечной. Это обуславливает конечные значения скоростей частиц среды. При условии мгновенного действия взрыва частицы среды лишь получают некоторую начальную скорость, с которой будут двигаться уже после того, как закончится фаза импульсного действия взрыва.

Научная новизна. Установлено, что образование поля скоростей и связанного с ним количества движения, должно отвечать импульсу внешних сил. Так как при взрыве скважинного заряда взрывчатого вещества передается конечное количество кинетической энергии, то и образующееся количество движения, а, следовательно, и импульс взрыва имеют конечные значения.

Результаты. На поверхности заряда значение i можно считать постоянным. Это условие выполняется, если зарядная камера равномерно заполнена взрывчатым веществом и детонация последнего приближается к мгновенной. В этом случае давление от взрыва оказывает одинаковое воздействие на все участки поверхности зарядной камеры скважинного заряда. Численное значение удельного импульса взрыва определяется по балансу энергии, сообщаемой взрывом среде. Полученны закономерности импульсного воздействия взрыва, связанного с общим балансом энергии сообщаемой разрушаемой среде. Они могут служить шкалой оценки эффективности разрушающего действия скважинных зарядов, взрывааемых одновременно или через определенное замедление.

Установлена зависимость между плотностью энергии и начальным полем скоростей в разрушаемой среде.

Ключевые слова: удельный импульс, скважинный заряд, горный массив, взрыв, баланс энергии.

Проблема и ее связь научными практическими заданиями. На железорудных карьерах ежегодно увеличивается удельный вес ведения горных работ на нижних горизонтах, а соответственно и буровзрывных работ.

Анализ исследований и публикаций. Существующие методы ведения взрывных работ на железорудных карьерах в некоторой степени позволяют достичь необходимого качества взорванной горной массы. Этого достигают путем изменения параметров буровзрывных работ и увеличения удельного расхода взрывчатых материалов. При этом, в отдельных случаях, наблюдаются увеличение выхода негабаритной фракции и увеличение мелкой фракции за счет неэффективного использования энергии взрыва. Поэтому совершенствование буровзрывных работ для улучшения качества дробления горной массы и повышения эффективности всех звеньев горного производства являются весьма актуальными.

Сплошную среду, в виде горного массива, будем рассматривать как абсолютно несжимаемую, пренебрегая изменением ее объема. Вторым условием является допущение, что взрыв скважинного заряда происходит мгновенно.

Энергия, выделяющаяся при взрыве, имеет конечную величину, поэтому и кинетическая энергия среды также будет конечной. Это обуславливает конечные значения скоростей частиц среды. При условии мгновенного действия взрыва частицы среды лишь получают некоторую начальную скорость, с которой будут двигаться уже после того, как закончится фаза импульсного действия взрыва.

Рассмотрим в прямоугольной системе координат, вокруг произвольной точки среды, элементарный прямоугольный параллелепипед, ребра которого расположены параллельно осям координат декартовой системы и равны соответственно dx, dy, dz . Пользуясь методикой, изложенной в работе [1,2], координаты вектора начальной скорости для произвольной точки обозначим $\bar{U}_0(u_x, u_y, u_z)$.

Постановка задачи. Рассмотрим движение среды в объеме рассматриваемого параллелепипеда. На его грани, которые расположены перпендикулярно оси OX , при взрыве будет действовать импульсное давление. На ближнюю грань давление P , на грань, расположенную и находящуюся от нее на расстоянии dx : $P + (\partial p / \partial x)$. Поскольку площади этих граней равны dy, dz , то силы, действующие на эти грани, соответственно будут равны

$$F_1 = P \cdot dy \cdot dz ;$$

$$F_2 = \left(P + \frac{\partial P}{\partial x} \right) \cdot dy \cdot dz .$$

Отсюда равнодействующая F этих сил определяется как

$$F = F_1 - F_2 = \frac{\partial P}{\partial x} dx \cdot dy \cdot dz . \quad (1)$$

Изложение материала и результаты. Рассмотрим ускорение, возникающее в среде в результате импульсного воздействия взрыва.

При этом отметим, что масса, заключенная внутри рассматриваемого объема среды, равна $m = \rho dx dy dz$,

где ρ - плотность среды; dx, dy, dz - объем параллелепипеда.

Ускорение в направлении оси OX равно изменению в единицу времени скорости du_x / dt . Так как сила равна произведению массы на ускорение, то с учетом формул (1), (2)

$$\frac{\partial P}{\partial x} = \rho \frac{du_x}{dt} \quad \text{или} \quad \frac{du_x}{dt} = \frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial P}{\partial x} . \quad (3)$$

Аналогично рассуждая, рассматривая грани, перпендикулярные осям OY и OZ , получим

$$\frac{du_y}{dt} = \frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial P}{\partial y} \quad (4)$$

$$\frac{du_z}{dt} = \frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial p}{\partial z} . \quad (5)$$

Уравнения (3)-(5) проинтегрируем по времени. Рассмотрим уравнение (3). В момент времени $t=0$, т.е. до взрыва, среда находится в покое.

При импульсном воздействии взрыва, скорость получает значение $\bar{U}_0$. Преобразуем выражение (3)

$$u_x = \frac{1}{\rho_0} \int_0^t \frac{\partial p}{\partial x} dt. \quad (6)$$

Меняя порядок интегрирования и дифференцирования в выражении (6), получим

$$u_x = \frac{\partial}{\partial x} \left(\frac{1}{\rho_0} \int_0^t P dt \right). \quad (7)$$

Интеграл, стоящий в правой части формулы (7), определяет величину удельного импульса взрывного воздействия на среду $i = \int_0^t P dt$.

$$\text{Следовательно имеем, что } u_x = \frac{\partial}{\partial x} \left(\frac{1}{\rho} i \right).$$

А так как мы рассматриваем абсолютно несжимаемую среду, то в этом случае плотность среды остается постоянной вокруг каждой движущейся частицы $\rho = \text{const}$. Поэтому окончательно имеем $u_x = \frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial i}{\partial x}$.

Аналогично рассуждая, получим и остальные координаты вектора $\bar{U}_0$

$$u_y = \frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial i}{\partial y}; \quad u_z = \frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial i}{\partial z}.$$

Следовательно, координаты вектора начальной скорости $\bar{U}_0$ для произвольной точки среды, воспринявшей действие импульсной взрывной нагрузки, могут быть определены как

$$\bar{U}_0 = (i'_x, i'_y, i'_z).$$

Тогда величина начальной скорости определяется как

$$\bar{U}_0 = \sqrt{i'^2_x + i'^2_y + i'^2_z}.$$

Таким образом, образование поля скоростей и связанного с ним количества движения, должно отвечать импульсу внешних сил. Так как при взрыве скважинного заряда взрывчатого вещества передается конечное количество кинетической энергии, то и образующееся количество движения, а, следовательно, и импульс взрыва имеют конечные значения. На поверхности заряда значение i можно считать постоянным. Это условие выполняется, если зарядная камера равномерно заполнена взрывчатым веществом и детонация последнего приближается к мгновенной. В этом случае давление от взрыва оказывает одинаковое воздействие на все участки поверхности зарядной камеры скважинного заряда. Численное значение удельного импульса взрыва определяется по балансу энергии, сообщаемой взрывом среде.

Исследуем взаимосвязь между распределением энергии взрыва в среде и величиной удельного импульса взрывной энергии. Кинетическая энергия среды образуется исключительно за счет энергии, сообщаемой разрушаемой среде взрывом скважинного заряда ВВ. Энергия, сообщаемая среде взрывом заряда, согласно закону сохранения, должна быть равна работе, произведенной при передаче энергии. Если обозначить элемент поверхности скважинного заряда через dS , а давление во взрывной камере через P , то сила, действующая на рассматриваемую поверхность, будет равна $P \cdot dS$. Соответственно элементарная работа dA будет определяться как $dA = P h dL$, где h - соответствующие смещения. С учетом продолжительности действия взрыва t последнее выражение примет вид

$$dA = P t \frac{h}{t} dL. \quad (8)$$

Так как произведение $P \cdot t$ равно локальному удельному импульсу i , частное h/t равно среднему значению нормальной составляющей скорости $u/2$, то выражение (8) можно записать как

$dA = \frac{i\nu}{2} dL$. Скорость ν может быть определена как производная от i по нормам $\bar{n}$ и поверхности L , т.е. $\nu = \frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial i}{\partial n}$, и тогда окончательно имеем

$$dA = \frac{i}{2\rho} \cdot \frac{\partial i}{\partial n} dL. \quad (9)$$

Поверхностный интеграл по всей поверхности L , $Q = \int_L dA$ дает полную энергию среды и с учетом формулы (9) значение кинетической энергии, полученной средой, может быть определено как

$$Q = \frac{i}{2\rho} \int_L \frac{\partial i}{\partial n} dL. \quad (10)$$

Исследуем распределение энергии взрыва в среде. Плотность энергии q согласно [3,4,5] определяется как

$$q = \frac{\rho}{2} (\dot{\varphi}_x^2 + \dot{\varphi}_y^2 + \dot{\varphi}_z^2). \quad (11)$$

Принимая во внимание, что $\varphi = i/\rho$ и $\rho = \text{const}$ для конкретной среды имеем

$$q = \frac{1}{2\rho} (\dot{i}_x^2 + \dot{i}_y^2 + \dot{i}_z^2). \quad (12)$$

Формула (12) устанавливает взаимосвязь между плотностью энергии аккумулированной средой после взрыва и величиной начального удельного импульса в любой точке с координатами x, y, z . Так как величина начальной скорости, возникающей в среде после взрыва, непосредственно связана с импульсом внешних сил, то формула (12) может быть записана в виде

$$q = \frac{\rho}{2} |\bar{U}_0|^2. \quad (13)$$

Из выражения (13) следует, что плотность энергии в произвольной точке разрушаемой среды, прямо пропорциональна квадрату величины начальной скорости в этой точке, полученной в результате импульсного взрывного воздействия заряда взрывчатого вещества.

Графически зависимость (13) представлена на рис. 1, где $c_i = c(\rho)$ функционально зависит от плотности рассматриваемой среды [3].

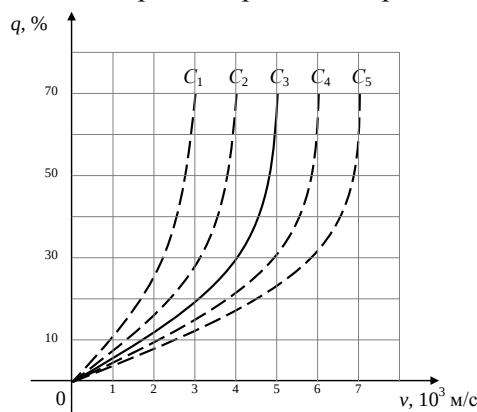


Рис. 1. Зависимость между плотностью энергии и начальным полем скоростей в разрушаемой среде

Согласно [5,7,8,9] величина энергии дробления при изменении размера куска от X до x равна

$$W = A \int_x^X x^{-\kappa} dx.$$

Выводы. Полученны закономерности импульсного воздействия взрыва, связанного с общим балансом энергии сообщаемой разрушаемой среде. Они могут служить шкалой оценки эффективности разрушающего действия скважинных зарядов, взрывааемых одновременно или через определенное замедление.

Установлена зависимость между плотностью энергии и начальным полем скоростей в разрушаемой среде.

Список литературы

1. Физика взрыва / Баум Ф.А., Орленко Л.П., Станюкович К.П. и др. / Под. ред. К.П. Станюковича. - М.: Наука, 1975. - 407 с.
2. Жуков С.А., Тищенко С.В. Физические процессы взрывных геотехнологий / С.А. Жуков, С.В. Тищенко. - Кривий Ріг: Минерал, 2007. - 212 с.
3. Родионов В.Н. К вопросу о повышении эффективности взрыва в твердой среде / В.Н. Родионов // М.: Изд-во ИГД АН СССР, 1962. - 29 с.
4. Ханукаев А.Н. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом. - М.: Госгортехиздат, 1962. - 200 с.

5. Ханукаев А.Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом / А.Н. Ханукаев // М.: Недра, 1974. - 224 с.
6. В.Н. Мосинец, А.В.Абрамов. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород / Мосинец В.Н., Абрамов А.В. // М.: Недра, 1982. - 248 с.
7. Демидюк Г.П. Современное представление о действии взрыва в среде / Г.П. Демидюк // Буровзрывные работы в горной промышленности. - М.: Госгортехиздат, 1962. - С. 223-240.
8. Демидюк Г.П. К вопросу управления действием взрыва скважинных зарядов / Г.П. Демидюк // Взрывное дело. - М.: Недра, 1964. - Вып. 54/11. - С. 174-185.
9. Кутузов Б.Н. Взрывное и механическое разрушение горных пород / Б.Н. Кутузов // М.: Недра, 1973. - 210 с.
10. Тищенко С.В., Жуков С.О. Вплив енергії вибуху на процес тріщиноутворення у гірському масиві / С.В. Тищенко, С.О. Жуков // Вісник ЖДТУ. - Житомир: ЖДТУ, 2003. - № 2(26). - С. 232-234.

Рукопис подано до редакції 16.03.17

УДК 62-52:621.61

В. Й. ЛОБОВ, канд. техн. наук, доц., К.В. ЛОБОВА, О. І. ДОНЧЕНКО, студенти
Криворізький національний університет

АВТОМАТИЗОВАНЕ КЕРУВАННЯ ТУРБОМЕХАНІЗМОМ

Мета. Теоретичне обґрунтування, розробка та дослідження роботи системи автоматизованого керування механізмами, що відносяться до турбомеханізмів та реалізують спосіб, який дозволяє зменшити кількість спожитої електроенергії з мережі живлення.

Методи дослідження. Для аналітичних досліджень використані підходи, що визначають основні математичні вирази для напруги на статорі електродвигуна турбомеханізму після відключення від живлячої мережі. Використовуючи математичні залежності за допомогою додатку Mathcad оцінено вплив параметрів на роботу системи.

Наукова новизна. Для зменшення кількості спожитої електроенергії з мережі живлення турбомеханізмом запропоновано автоматизовану систему управління, до складу якої входять: перетворювач частоти, програмований контролер, комутатор, датчики тиску газоповітряного потоку і напруги живлення на генераторі. Уперше запропоновано використовувати технологічні особливості турбомеханізму, який має канал для відводу повітря і газу, що дозволяє виробляти електричну енергію, перетворюючи механічну енергію від потоку відпрацьованих, вивільнених або видуваних газів та повітря технологічної установки.

Практична значимість. Використання запропонованого способу знижує споживання електроенергії з живлячої мережі технологічною установкою за рахунок врахування особливостей її роботи. Результати досліджень, схема повітряного тракту технологічного об'єкта та структура автоматизованої системи управління турбомеханізмом може бути використана проектною організацією або при впровадженні в діючі промислові установки.

Результати. Запропонований метод економії електричної енергії, суть якого полягає в тому, що він дозволяє зменшити кількість спожитої електроенергії з мережі живлення електродвигуном за рахунок використання енергії газозовдушного потоку відпрацьованих, вивільнених або видуваних турбомеханізмів технологічної установки, що перетворюється за допомогою генератора в електричну енергію. Представлені теоретичні дослідження та отримані математичні залежності для визначення електрорухомої сили, яка з часом зменшується по абсолютній величині та частоті, часу вибігу турбомеханізму після відключення статора електродвигуна від живлячої мережі, що залежить від кутів швидкості та зміни фазового кута зміщення струму й зсуву фазового кута від сумарної напруги.

Ключові слова: турбомеханізми, мережа живлення, повітряний потік, електродвигун, генератор, програмований контролер, комутатор, повітряний гвинт, датчик тиску.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-191-196

Постановка проблеми. До турбомеханізмів відносять вентилятори, насоси, повітрорудки, димососи, компресори та ці машини знаходять масове застосування. Їх використовують для нагнітання або видалення повітря в шахтах, у кар'єрах, або підприємствах, небезпечних по пилу і газу, або для допоміжного провітрювання їх ділянок (крил, панелей та ін.), конвеєрних випалювальних машинах на фабриках огрудування, у житлово-комунальному господарстві в системах водопостачання, водовідливу і теплозабезпечення, а також застосовують сільському господарстві та побуті. Їх відносять до технологічних об'єктів, які споживають значну частину електроенергії, що виробляється в країні, та в основному витрачається на електричний привід цих механізмів. Так, як турбомеханізми є енергоємними порівняно з іншими технологічними об'єктами і агрегатами підприємства, тому вони потребують економії електроенергії. Один із шляхів зниження споживання електроенергії з мережі може бути досягнута за рахунок оптимізації технологічного процесу засобами електроприводу. Технічна досконалість і економічність

електроприводів турбомеханізмів у технологічному процесі в значній мірі визначають їх раціональне використання електроенергії. Економічність електроприводу дозволяє турбомеханізмам виробляти роботу, необхідну за технологічними умовами, з високими енергетичними показниками та найменшими енергетичними затратами. Особливо важливим є те, що вартість енергоносіїв постійно зростає, тому існує проблема енергозбереження, яка повинна вирішуватись всіма засобами, у тому числі, і засобами електропривода. Один із шляхів зниження споживання електроенергії з мережі може бути досягнений за рахунок раціонального споживання основної електричної енергії та використання особливостей роботи турбомеханізмів. Тому тема статті є актуальною і має наукове і практичне значення.

Аналіз досліджень та публікацій. Тема енергозбереження та енергоефективності при роботі турбомеханізмів є однією з основних тем, що в даний час обговорюються фахівцями. Так вирішенню цієї проблеми присвячено підготовлений НАН України праця «Стратегія енергозбереження в Україні ...», яку видано в 2006 році та вказано, що важлива роль у вирішенні цієї проблеми належить електроприводу, що споживає близько 70% всієї вироблюваної електроенергії [1]. У рішенні проблеми енерго-ресурсозбереження в Україні засобами електроприводу взяли участь провідні технічні вузи країни, багато підприємств та організацій. Для зниження споживання електроенергії ними запропоновані різні способи та пристрої для реалізації. Велика робота з розвитку теорії та створення систем енергоефективного управління технологічними комплексами в різних галузях на основі сучасних систем автоматизованого електроприводу і автоматики проведена в інституті електродинаміки Національної академії наук України, Національному технічному університеті України «Київський політехнічний інститут», Національному гірничому університеті України (НГУ України), Національному технічному університеті «Харківський політехнічний інститут», Донецькому національному технічному університеті, Національному університеті «Львівська політехніка», та інших [2-4]. У роботах цих навчальних закладах показано застосування в електроприводах турбомеханізмів перетворювачів частоти, що дозволить регулювати кількість обертів електродвигунів турбомеханізмів, тим самим істотно скорочуючи споживану ними електроенергію. З додаткових плюсів такої системи є зменшення рівня шуму системи, зниження пускових струмів, підвищення ресурсу роботи електродвигунів, тощо. Найбільш часто використовуються перетворювачі частоти фірми Schneider Electric типу Altivar [5].

Існує інший спосіб отримання електроенергії у метрополітені, який включає операції по створенню повітряних потоків, перетворенню механічної енергії, вимірюванню та передачі струму на відстань, що перетворення механічної енергії в електричну здійснюється шляхом штучного створення повітряних потоків від електропоїзда, що рухається, подачі їх через повітровід, камеру на лопаті вентилятора, обертовий момент котрого одночасно приводить у дію вал електрогенератора, що виробляє електроенергію [6]. Недоліком даного способу є те, що не повністю використовується потік повітряних мас, котрі виникають у наслідок руху електропоїзда, що знижує ефективність отримання електроенергії. При реалізації цього способу необхідно додатково формувати потік повітряних мас на лопаті вентилятора (турбіни), що суттєво знижує коефіцієнт корисної дії перетворення повітряних мас у механічну енергію та додатково потребує матеріальних і фінансових витрат.

Як показує аналіз відомих способів і пристроїв для керування електроспоживання, кількість публікацій збільшується. Більших із них використовуються для зниження непродуктивних витрат електроенергії побутовими і виробничими споживачами [7-10]. Відомий спосіб роботи вітроенергетичної системи, який полягає в тому, що в башті системи формують конфузори каналом в вертикальному каналі висхідний вихровий вітровий потік, який в подальшому обертає в цьому каналі щонайменше одне вітроколесо перетворювача енергії. За цим способом передача теплової енергії вітровому потоку в вертикальному каналі та його конфузори каналом здійснюється розпилюванням в них краплинок нагрітої в резервуарі води [11]. Основним недоліком цього способу роботи вітроенергетичної системи є недостатня ефективність використання вітрового потоку, що обумовлено його низькою кінетичною енергією при формуванні вітрового потоку в вертикальному каналі вихровим, який потребує велику швидкість зовнішнього вітрового потоку. А це також обумовлює низьку температуру вітрового потоку в нижній частині витяжних труб, і як наслідок цього, низьку швидкість його і відповідно низьку кінетичну енергію при проходженні до вітроколес відповідно в першій та другій витяжних трубах.

Формулювання мети роботи. Метою даної статті є надати варіант розробки та досліджень роботи системи автоматизованого керування механізмами, що відносяться до турбомеханізмів та реалізують спосіб, який дозволяє зменшити кількість спожитої електроенергії з мережі живлення, забезпечуючи виконання вимог, що пред'являються до технологічних об'єктів.

Викладення матеріалу та результати досліджень. Прагнення до створення, надійного, простого і економічного за енергетичними показниками електродвигуна для управління турбомеханізмом призвело до розробки імпульсного методу для економії електричної енергії. Суть методу полягає в тому, що він дозволяє зменшити кількість спожитої електроенергії з мережі живлення електродвигуном за рахунок використання енергії газоздушного потоку відпрацьованих, вивільнених або видуваних турбомеханізмів технологічної установки, що перетворюється за допомогою генератора в електричну енергію. Представлена автоматизована система управління турбомеханізмом, який формує в каналі потік для відводу повітря і газу через тракт технологічного об'єкта та за допомогою програмованого контролера і комутаторами керують електроспоживання балансується турбомеханізму від мережі живлення і від генератора енергії. При цьому використовується датчик тиску, який фіксує значення тиску в каналі відведення повітря і газу, в який встановлений також повітряний гвинт механічно пов'язаний з ротором генератора, обертаючись з певною частотою обертання перетворює механічну енергію в електричну [12-14].

Момент електродвигуна періодично змінюється від деякого значення, що перевищує статичний, до значення меншого статичного таким чином, що в усталеному русі середнє значення моменту двигуна одно статичному моменту турбомеханізму. Періодичні зміни моменту електродвигуна, супроводжуються змінами швидкості в певних межах. При цьому середня швидкість підтримується на деякому заданому рівні. Необхідне значення середньої швидкості електродвигуна забезпечується зміною співвідношенням тривалості його роботи з різними параметрами напруги живлення статора за час повного циклу.

Для дослідження роботи автоматизованої системи управління турбомеханізмом розглянемо спрощену схему повітряного тракту технологічного об'єкта, що надана на рис.1,а, та роботу системи керування, що пояснюється тахограмою – на рис.1,б, на якому позначено: ω_{min} , ω_{max} – мінімальна й максимальна швидкості обертання ротора та $P_{ам}$ й $P_{аг}$ – активна потужність, що споживається від мережі з час $t_{ам}$, та активна потужність, що споживається від генератора за час $t_{аг}$ асинхронним електродвигуном. Час $t_{ам}$ складається з часу роботи електродвигуна $t_{роб\ дв}$ і часу паузи $t_{паузи\ дв}$, коли він відключений від живлячої мережі, а час $t_{аг}$ також має час роботи генератора $t_{роб\ гн}$ і час паузи - $t_{паузи\ гн}$.

Газоповітряний тракт технологічного об'єкта складається з труби 1 і каналу 2 для відводу повітря та газу. У канал 2 встановлені: турбомеханізм 3 механічно з'єднаний з електроприводом 4, який має асинхронний електродвигун, що управляється перетворювачем частоти, повітряний гвинт 5, який механічно пов'язаний з виходом генератора 6 змінного струму, вихід якого через датчик 7 напруги підключений до входу комутатора 8. У систему також входить датчик 9 тиску повітряного потоку, який одночасно з датчиком 7 напруги підключені до входів програмованого контролера 10, що керує роботою комутатора 8. Електропривод 4 живиться через комутатор 8 від мережі або генератора 6.

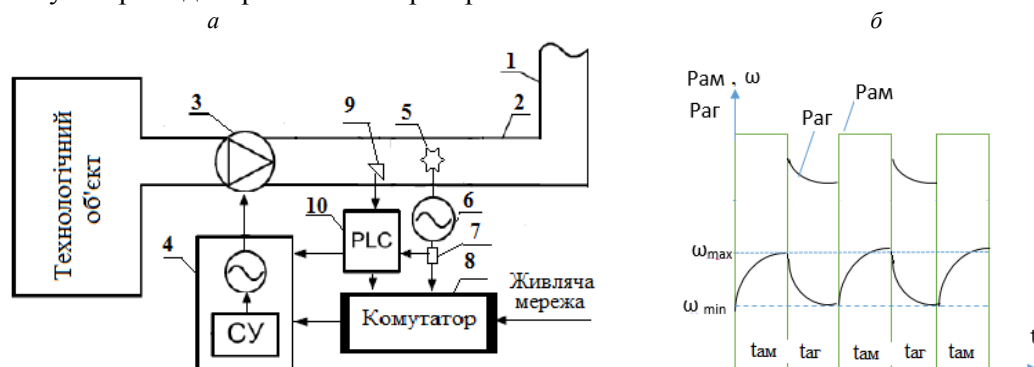


Рис. 1. Схема повітряного тракту технологічного об'єкта а та робота системи керування б

Автоматизована система управління турбомеханізм 3 працює наступним чином. З початку

напруга живлення з електричної мережі через комутатор 8 подається на електропривод 4 турбомеханізму 3, який створює в каналі 2 газо-повітряний потік. У каналі 2 датчик тиску 9 повітряного потоку фіксуватиме збільшення його тиску. Газоповітряний потік спричинить механічні обертання повітряного гвинта 5 встановленого в каналі 2. При збільшенні швидкості обертання у повітряного гвинта 5 автоматично вибирається найкращий кут атаки лопатей, що дає змогу максимально збільшити швидкість його обертань. Повітряний гвинт 5 механічно з'єднаний з валом ротора генератора 6, який обертається з частотою обертання повітряного гвинта 5, перетворюючи механічну енергію в електричну. Програмований контролер 10 обробляє сигнали отримані від датчиків 7 напруги і тиску 9 повітряного потоку та формує сигнали управління для комутатора 8, який по черзі переключаче подачу напруги живлення на перетворювач частоти електропривода 4 чи від живлячої мережі, чи від генератора 6. При відключенні електропривода 4 від живлячої мережі ротор асинхронного електродвигуна продовжує обертатися, тобто він має час вільного вибігу та переходить в генераторний режим. Процес роботи автоматизованої системи управління турбомеханізмом 3 пояснюється осцилограмами виконаними за допомогою додатку Mathcad і наданими на рис. 2. Тут позначене: $F1(t)$ – осцилограма при живленні електродвигуна від мережі, $F2(t)$ – осцилограма вихідної напруга генератора, $F3(t)$ – осцилограма живлячої напруги електродвигуна, $t_{роб\ дв}$, $t_{роб\ гн}$ – відповідно час роботи електродвигуна та генератора, $t_{паузи\ дв}$, $t_{паузи\ гн}$ – відповідно час паузи відключення електродвигуна та генератора. Якщо змінювати фазовий кут зміщення струму генератора 6, наприклад на 60° (рис. 2а), то як видно з осцилограми $F4(t)$ сумарна напруга на статорі електродвигуна суттєво змінюється. Чим більше буде зсув фазового кута струму генератора, тим менша буде сумарна напруга. На рис. 2б надана залежність зсуву фазового кута від сумарної напруги генератора та турбомеханізму 3. Для зрівняння обрано напруги з амплітудою у 100В, 150В, 220В і $380\text{В} \cdot \sqrt{2}$ та зсув фазового кута струму 0, 45, 90, 120, 135 та 180° . За його допомогою можна обрати задовільний режим роботи для електродвигуна.

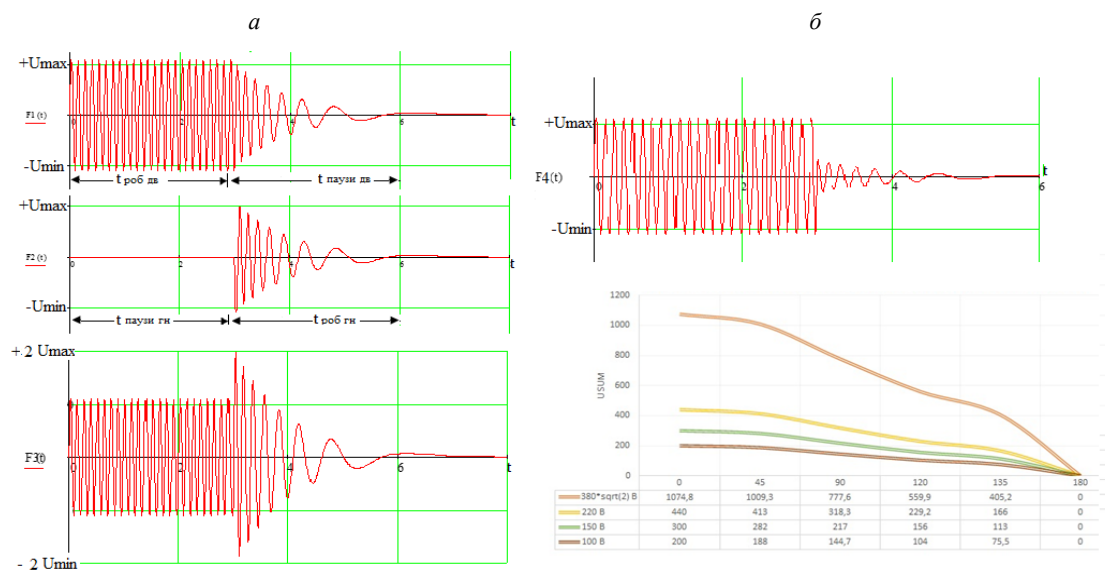


Рис. 2. Зміна фазового кута зміщення струму а та залежність зсуву фазового кута від сумарної напруги б

Під час подачі номінальної синусоїдальної напруги живлення з мережі на електродвигун електропривода 4 ($F1(t)$) в канал відводу 2 турбомеханізм нагнітає повітря, створюючи газоповітряний потік, який контролюється датчиком тиску 9. Цей потік призведе до руху гвинта 5, який встановлений в каналі 2 і з'єднаний механічно з генератором змінного струму 6. Генератор перетворює повітряну енергію в електричну ($F2(t)$), що видно з осцилограми, наданої на рис. 1а. При досяганні необхідного тиску на датчику тиску 9 і достатньому рівня напруги на виході генератора, контролер 10 фіксує ці значення, та здійснює управління комутацією. Для цього комутатор 8 відключає електродвигун від живлячої мережі та переключаче його обмотки на напругу від генератора ($F2(t)$), яка складається з ЕРС електродвигуна, що працює на вибігу.

Напруга на статорі електродвигуна турбомеханізму 4 після відключення від живлячої ме-

режі не зникає, так як на обмотках статора електродвигуна існує ЕРС, яка з часом зменшується по абсолютній величині та частоті ($F1(t)$). Одночасно зменшується повітряний потік у каналі 2, внаслідок зменшується змінна напруга, що знімається з генератора 6 ($F2(t)$).

Вибір від кутової швидкості $\omega_1=(1-s_1)\omega_0$ до $\omega_2=(1-s_2)\omega_0<\omega_1$, тобто залежить від кутової швидкості та визначається наступним чином [14]

$$t_{виб} = \frac{T_j}{M_{мех}} [s_2 - s_1 + b_c s_{кр} (\ln \frac{s_2^2 - 2b_c s_{кр} s_2 + s_{кр}^2}{s_{ycm} - 1}) + \frac{2b_c (\varphi_2 - \varphi_1)}{\sqrt{1-s_c^2}}], \quad (1)$$

де $M_{мех}$ - момент робочого опору турбомеханізму 3; T_j - постійна інерції агрегату, яка визначається сумою махових моментів асинхронного електродвигуна і механізму турбомеханізму 3; $b_c = b/M_{мех}$, а $b = MmU^2 f_o^2 / (MU_o^2 f^2)$; $S_1, S_2, S_{кр}$ - відповідно ковзання, що відповідають першій та другій швидкості обертання ротора, та критичне ковзання, що визначається відношенням активного до індуктивного опорів обмоток статора електродвигуна.

Усталене ковзання залежить від критичного ковзання та визначається так

$$s_{ycm} = s_{кр} / (b_c + \sqrt{b_c^2 - 1}), \text{ а інше ковзання } - s_{\phi} = b_c + \sqrt{b_c^2 - 1}.$$

Для (1) фазові кути φ_1 і φ_2 знаходимо так

$$\varphi_1 = \arctg \frac{s_1 / s_{кр} - b_c}{\sqrt{1-b_c^2}} \quad \varphi_2 = \arctg \frac{s_2 / s_{кр} - b_c}{\sqrt{1-b_c^2}}$$

Повторне підключення електродвигуна до живлячої мережі (відновлення живлення), як і попереднє, приводить до його повторного пуску. Час розгону t_p від кутової швидкості $\omega_1=(1-s_1)\omega_0$ до $\omega_2=(1-s_2)\omega_0>\omega_1$ визначається так [5]

$$t_p = \frac{T_j}{M_{мех}} [\frac{b_c}{\sqrt{b_c^2 - 1}} (s_{\phi} \ln \frac{s_{\phi} - s_{ycm} - 0,01}{s_{ycm} - 1}) + s_{ycm} \ln 100(1 - s_{ycm}) + (s_2 - s_1)]. \quad (2)$$

При цьому програмований контролер 10 забезпечує подачу цих напруг живлення на обмотки електродвигуна електропривода 4 синхронізовано по частоті з урахуванні ЕРС, що виникає в обмотках електродвигуна в паузах між перемиканнями. В асинхронному двигуні, внаслідок швидкого загасання ЕРС, гальмівний момент практично не викликає додаткового гальмування, тому в розрахунках не враховується. Додатковим фактором на механічні обертання повітряного гвинта 5, встановленого в каналі 2, впливає природна тяга, величина якої залежить від технічних параметрів і конструктивних особливостей газоповітряного тракту технологічного об'єкту. ЕРС обертання електродвигуна, індукована в статорі обертовим полем струмів ротора, визначається зі співвідношенням

$$E_{об} = \frac{L_m}{L_p} j(1-S)\omega_0 \psi_0 p^{-\frac{t}{T_p}} e^{j\omega_0(1-s)t}, \quad (3)$$

де L_m, L_p – відповідно індуктивності головного потоку і повна індуктивність ротора електродвигуна; S, ω_0 - ковзання і синхронна частота обертання ротора.

Постійна загасання вільного струму ротора, обумовлює характер зниження ЕРС обертання АД і визначається виразом

$$T_p = L_p / r_p = U_{\phi} K_H / I_0 r_p \omega_0,$$

де r_p - активний опір обмотки ротора електродвигуна; U_{ϕ}, I_0 - відповідно фазна напруга статора в режимі холостого ходу і струм холостого ходу електродвигуна; K_H - коефіцієнт, що враховує насичення магнітної системи електродвигуна.

Висновки. Запропонований спосіб автоматизованого керування механізмами, що відносять до турбомеханізмів, частково живиться від мережі та одночасно, коли він відключений від неї, використовує електричну енергію генератора, що виробляється від потоку відпрацьованих, вивільнених або видуваних газів та повітря турбомеханізмом технологічної установки. Для зменшення кількості спожитої електроенергії з мережі живлення турбомеханізмом запропоновано автоматизовану систему управління, до складу якої входять: перетворювач частоти, програмований контролер, комутатор, датчики тиску газоповітряного потоку і напруги живлення на генераторі.

Список літератури

1. Барский В.А., Бешта А.С., Горбачев Н.В., Загирняк М.В., Клепиков В.Б., Лозинский О.Ю., Пересада С.М., Садовой А.В., Толочко О.И. / Электропривод как энергосберегающий фактор в промышленности и ЖКХ Украины // Энергосбережение. Энергетика. Энергоаудит. – Харьков, 2013. – № 9(115). – С. 2–11.
2. Стратегия энергосбережения в Украине: аналитически-справочные материалы в 2-х томах. Общие основы энергосбережения/ за ред. В.А. Жовтнянського, М. М. Куліка, Б. С. Стогнія – К.: Академперіодіка, 2006. – Т. 1. – 510 с.
3. Сургаєв В.М., Сургаєв В.В., Осадчук Ю.Г., Батраков Д.В., Герасимчук О.В., Заміцький О.В. Підвищення енергоефективності турбомеханізмів в енергоємних технологіях гірничо-металургійного комплексу. /Вісник Криворізького національного університету, вип. 30, 2012
4. Бешта О. С., Півняк Г. Г. та ін. Економічні й екологічні аспекти комплексної генерації та утилізації енергії в умовах урбанізованих територій. Монографія. – Дніпропетровськ, НГУ, 2013. – 220 с.
5. Altivar 212. Преобразователи частоты для асинхронных двигателей [электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.powergroup.com.ua>, вільний.
6. Тимофеев М. І., Семко Ю. М., Галанін Ю. М. Спосіб отримання електроенергії у метрополітені. Патент України № 28997, МПК F01B 1/00, F03B 13/12, F03D 1/02). Оpubл. 16.10.2000, Бюл. № 5, 2000 р.
7. Романов В. І. Спосіб преобразования тепловой энергии в механическую работу в газопаротурбинной установке. Патент України № 15127 А, МПК F02, C6/18. Оpubл. 30.06.1997, бюл. № 3.
8. А.с. РФ № 93048739/29, кл. 6F01 B 1/00, 1993, Бюл. №14, 1996.
9. А.с. РФ № 93034879/06, кл. 6F03D1/02, 1/04, 1993. Бюл. № 17, 1996.
10. Пристрій для автоматичного керування електроспоживанням. Патент України № 62126, кл. H02J13/00.
11. Спосіб передачі акумульованої теплової енергії в вітровій енергоустановці та вітрова енергоустановка з акумулюванням енергії. Патент України № 76279. МПК (2006) F03D 9/00. Оpubл. 17.07.2006, Бюл. No 7, 2006 р
12. Спосіб отримання електроенергії. Патент України № 105303. МПК F03D 1/04 (2006.01), F03D 9/25 (2016.01)
13. Пристрій для автоматичного керування електроспоживанням. Патент України № 109979. МПК (2016.01) H02J 13/00. Оpubл. 26.09.2016, Бюл. № 18.
14. Спосіб отримання електроенергії. Патент України № 110298. Оpubл. 10.10.2016, Бюл. № 19
15. Эрнст А.Д. Самозапуск асинхронных электродвигателей: Учебн. пособие. Омск: Изд-во ОмГТУ, 2006. 48.

Рукопис подано до редакції 21.03.17

УДК 622.8

N.Yu. SCHWAGER, D.Sc. (Engineering), prof., D.P. ZAIKINA, post-graduate student
SHEI «Kryvyi Rih National University»

THE WORKING CONDITIONS AND OCCUPATIONAL DISEASES RESEARCH AT KRYVBAS MINING ENTERPRISES

Purpose. Analysis of occupational diseases at mining enterprises of Kryvbas is to determine the future directions identification procedure and hazards assessment threats, which will minimize injuries at the place of production.

Research methods. Generalization and analysis of literary sources and static information on the working conditions in iron-ore mines.

Originality. It is substantiated the necessity in the reconstruction and equipping the state-of-the-art equipment of a number of industries, as the production assets are characterized by over-limit wear and outdated technology and equipment. Depreciation of fixed production-related assets including machines and equipment at many enterprises comes to 60-70 and even 90%.

Practical value. The statistical analysis of occupational disease is necessary for the subsequent choice of methods of analysis-detected reasons and other circumstances

Results. It is required to solve main outstanding issues of occupational diseases, to improve conditions in the workplace by implementing modern technologies; to attract the scientific potential of the city to address the problem of improving working conditions; to develop modern complex plans at health measures in the production of the specific indicators of occupational diseases; to improve the quality of the occupational pathology help at the working population.

The industrial dislocation and defects, which were listed in the article, indicate the necessity of: the correct formulation of the occupational safety and health management system; the development of new methods of training managers of enterprises; conducting special surveys and studies to identify problems in the organization of safe work the employees at mining industry.

Keywords: harmful working conditions, health and safety policy, occupational diseases, industrial pathology, unforeseeable case, industrial processes, identification procedure and risk management.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-196-200

The problem and its connection with the scientific and practical tasks. Occupational disease is a pathology that occurs under the influence of adverse factors of production environment and labour process [1-10]. The share of professional pathology among other nosology forms of diseases is much lower, but this does not diminish its social importance. The emergence of the disease in working age do not only leads to lower employment of potential employee, but also to a number of social, moral and economic issues. Often the development of professional pathology leads to sustained disability of the patient.

Research and publications analysis. The analysis of occupational diseases for the period from 2007 to 2014 years at mining enterprises of Kryvbas, a typical process, production areas (shops) and equipment specific to this industry was carried out. Materials for analysis were proposed from the State Statistics Service of Ukraine and scientific - production magazine «To assist labour protection specialist». All data on occupational diseases are of relative values (10 000 employees) [1-10].

Formulation of the problem. The occupational disease - a pathology that occurs under the influence of adverse factors of production environment and workflow [1-10].

The relative density of professional pathology among other nosology forms of diseases is much lower, but this does not reduce its social importance. The emergence of the disease in working age leading not only to lower employment potential of employee, but also to a number of social, moral and economic issues. Often the development of professional pathology leads to sustained disability of the patient.

Presentation of the material and results. According to the State Statistics Service of Ukraine, the results of periodic medical examinations of workers engaged in hard work, work in harmful or dangerous conditions for 2011- 2012 years of Kryvyi Rih in harmful conditions in industrial Kryvbas is 62 thousand workers, more than 13,000 women, representing 46% of workers in industrial cities.

In particular, in the dusty conditions 22-23% work of people, higher noise levels - 25-27%, vibration - 7%, in conditions of harmful microclimate – 12,4%, exceeding chemicals - 7-8%, severity and intensity of the work process - 22-23%.

In addition, there is a combined effect of the above factors, which increases their harmful properties.

On average, in the industrial city every worker is operating under the conditions of excess of at least of three different factors of production environment and labour process [1-10].

As is known, harmful and difficult conditions in the workplace are gradually causing changes in an organism of employees, so it is necessary to consider the fact that the diagnosis of occupational disease isn't established during periodic medical examinations, while the direct call to hospitals [10].

Urgent occupational diseases mainly appear in the short-term impact of adverse factors such as blennosis of eyes that arise from exposure to the ultraviolet rays a of voltage arc.

Chronic occupational diseases lead to development of workers chronic dust bronchitis, pneumoconiosis, silicosis, bronchitis, lumbar-sacral radiculopathy, de-

forming arthrosis, sensorineural hearing loss and etc.

A significant excess level of noise and vibration can lead to development of workers in occupational vibration disease and cochlear neuritis. The main diseases in combination to include chronic dust bronchitis - 40% of disease support - skeletal system (diseases of the musculoskeletal system (lumbar-sacral radiculopathy, deforming arthrosis) - 33% sensorineural hearing loss - 25%, vibration disease - 13% [10].

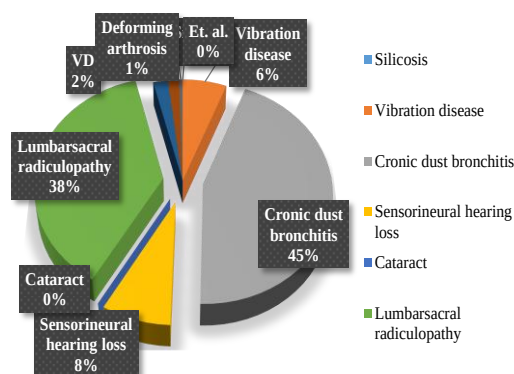


Fig. 1. - The state of occupational diseases for the nine months of 2014 at the mining enterprises of c. Krivoy Rog

Analysis of occupational diseases for the last 9 years (2009-2016 y.) indicates the absence stable trends of growth or decline.

In 2009-2015 years in underground mining, steel, coke, ferroalloy, pipe manufacturing, non-ferrous metal, manganese industry as well as the ancillary businesses at risk about the possible detection of occupational diseases are workers between 26 and 29 years, and employees with experience from 3 to 9 years, depending on the action of harmful factors on the workers. The occupational diseases basically are got by workers in age from 30 to 60 years, and workers with experience from 9 to 25 years or more [10].

Analysis of injury statistics show, that a significant increase in incidence was observed in 2011 and from 2013 to 2015, namely during underground mining such as silicosis, siderosilicosis at enterprises PISC «KZRK», PISC «CVRAZ SUKHA BALK»; vibration disease - PISC «KZRK», PISC «CVRAZ SUKHA BALK», Batkivschina mine; dust bronchitis - PISC «KZRK», PISC «CVRAZ SUKHA BALK», Batkivschina mine; sensorineural hearing loss - PISC «CVRAZ SUKHA BALK», Batkivschina mine; Jovtneva mine, Gvardiiska mine; lumbar-sacral radiculopathy - PISC «CVRAZ SUKHA BALK», Batkivschina mine.

The reasons for such a sharp increase in occupational diseases can be: work in extreme conditions, complex action intense, harmful and dangerous factors; uniformity of work; repetitive movements by restricted muscle groups; awkward position of the body, the rapid pace of work; deepening of mining operations; using more powerful instruments; a decrease in the efficiency of ventilation; increasing intensity of labour; time of the shift; presence of night shift and more.

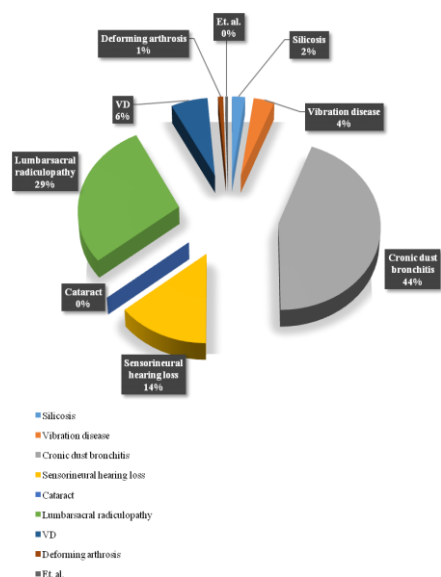


Fig. 2. - The state of occupational diseases for the nine months of 2015 at the mining enterprises c. Krivoy Rog

Availability of a complex adverse factors, which present in the production process is accompanied by risks and increases the probability of damage to the health of the workers during the performance of work duties.

Under the definition of risk not only a thorough examination of all existing in the enterprise factors that could harm workers or to other people are understood, but also the opportunity to determine whether all restrictive measures are taken or should be taken additional steps to prevent danger.

As required by art 6 by Act of Ukraine "On occupational health and safety", employees are entitled to occupational health and safety during the work. Moreover, in art 13 by Act of Ukraine «On occupational health and safety»: "The employer must create a workplace in each structural unit in accordance with the conditions of regulations, and to ensure observance of legislation on the rights of workers in field of occupational health and safety" [11].

To monitor the risks it's, necessary to develop a process to identify and control operations and, in some cases, local instructions to reduce the risk.

The instruction should describe how to implement the relevant types of work operations transitions. If necessary - to include in their for workers criteria, such as acceptable levels of noise, vibration and M.A.C.

The procedures also should specify what action should be committed in excess of such criteria. It is important to develop a system based on officially established requirements (according to established norms - requirements § 4.3.3 by.

The Standard OHSAS), because for workers criteria's (their numeric value) it is recommended to set slightly below officially acceptable levels. In this case, if there is excess of the acceptable level and at the enterprise there will remain possible to perform actions to support officially established compliance.

If the workers criteria's coincide with officially established, the enterprise will break officially established responsibility before beginning any action.

In working criteria there must also support the basic parameters of safety and continuously manage them. Basic security options the parameters, exceed the level that paralyzes working model of security.

Conclusions. Therefore, summing up, one can state the following:

Despite the reconstruction and rigging of the modern, many enterprises the main production assets are characterized by over-limit wear and outdated technology and equipment.

Depreciation of industrial assets including of machinery and equipment at many enterprises attain for 60-70 and even 90% [15].

The complex of harmful factors in its entirety is determined at underground mining of iron-ore.

By professions that are in areas with the most harmful factors they include shaftmen, drivers of the drill rig, stope miners, timbermen. Among the most hazardous factors are : dust, noise, vibration, gravity labour and humidity [13].

Conducted the statistical analysis of occupational disease, is necessary for the subsequent choice of methods of analysis-detected reasons and other circumstances [12].

References

1. Державна служба статистики України.// <http://www.ukrstat.gov.ua>
2. «На допомогу спеціалісту з охорони праці»: Наук. - виробн. журнал. К.: ДП «Редакція журналу «Охорона праці» . - 2007-2015. - №№1-12.
3. **Риженко С.А., Лисий А.Ю., Капшук В.Г., Грузін І.І., Ткач Л.А.** Особливості професійної захворюваності опорно-рухового апарату робочих промислових підприємств Кривбасу. Матеріали науково-практичної конференції з нагоди 85-річчя кафедри гігієни праці і професійних хвороб НМУ ім. О.О. Богомольця та 120-річчя від дня народження професора В.Я. Підгасцького «Пріоритетні проблеми гігієни праці, професійної та виробничо-зумовленої захворюваності в Україні». Київ, 2008.
4. **Риженко С.А., Лисий А.Ю., Грузін І.І., Погорелова Л.О., Слюта Т.В., Ткач Л.А., Громик Т.М.** До питання оптимізації моніторингу шкідливих речовин в виробничих приміщеннях промислових підприємств Кривбасу. Сборник материалов 12-й итоговой региональной конференции. Эпидемиология, экология и гигиена. Харьков, 2009.
5. **Глембоцька А.** Своєчасне запобігання профзахворюванням у сучасних реаліях. СЕС.Профілактична медицина, Київ, № 2, 2011.
6. **Ткач Л.А.** Проблемні питання професійної захворюваності працівників промислових підприємств Кривбасу: Медицина праці та профпатології. - Кривий Ріг.
7. <http://cyberleninka.ru/article/n/analiz-sostoyaniya-professionalnoy-zabolevaemosti-i-proizvodstvennogo-travmatizma-gornometallurgicheskogo-kompleksa#ixzz3z8Y3tXOg>
8. **Wrightson, I.** (2014). Occupational health and safety management systems. [WWW document]. URL http://www.rsc.org/images/Occupational-Health-and-Safety-Management-Systems_tcm18-240421.pdf
9. Health and Safety Executive (HSE) (2015). Health and Safety Statistics 2014/15. [WWW document]. URL <http://www.hse.gov.uk/statistics/overall/hssh1415.pdf>
10. http://dnop.kiev.ua/web/index.php?option=com_content&task=view&id=6387&Itemid=137
11. «Охорона праці і пожежна безпека»: Виробн. - прак. журнал. К.: Вид. дім «МЕДІА-ПРО», – 2014. – № 2. – с. 21-23.
12. **Давыдов А.В.** Разработка интегрированной системы управления профессиональными рисками при подземной добыче железных руд: дис. ...кандидата тех. наук : 05.26.01 / **Давыдов Андрей Владимирович.** – Кривой Рог, 2013. - 171 с.
13. Разработка и реализация первоочередных мер по снижению критических рисков травмирования в основных подразделениях ОАО «Высокогорский ГОК» / **Лагутин К.И., Напольских С.А., Кузнецов А.В. и др.** // Библиотека горного инженера-руководителя. – М.: Горная книга, Вып.11. – 2011. – 48 с.
14. Отчета о корпоративной ответственности ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» за 2012 год (2014, Январь 14) [WWW document]. URL <http://static.globalreporting.org/report-pdfs/2014/952b935fb06722b960d4b6390ba621a6.pdf>
15. **Цанг Н. В.** Научное обоснование организационных мероприятий по совершенствованию системы профпатологической медицинской помощи жителям Севера, работающим на горнодобывающих предприятиях : дис. ... кандидата мед. наук : 14.02.03, 14.02.04 / **Цанг Наталия Владимировна.** – СПб., 2014. – 137 с.

Рукопис подано до редакції 20.03.17

ВІТРОЕНЕРГЕТИЧНА УСТАНОВКА ДЛЯ ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА

Мета. Розробка та дослідження роботи шахтної вітроенергетичної установки, що працює від газо-повітряного потоку, що видувається вентилятором головного провітрювання із шахти.

Методи дослідження. Аналіз структурної схеми автоматизованої системи керування вітроенергетичною установкою, елементами якої управляє мікроконтролер по сигналам датчиків. Запропонувати методику підбору оптимального розташування повітряного гвинта від кордону перетину до виходу газоповітряного потоку з вентилятора головного провітрювання. Для дослідження використовувати SCADA-система, яка забезпечує в реальному часі моніторинг та управління вітроенергетичною установкою.

Наукова новизна. Використання вентиляційних газо-повітряних потоків вентиляторами головного провітрювання шахт із перетворенням цих потоків енергії в електричну дає реальну можливість генерувати і використовувати електричну енергію для власних потреб гірничих підприємств.

Практична значимість. Розробка й реалізація на практиці запропонованої вітроенергетичної установки дозволить здійснювати автономне живлення низки приймачів електричної енергії гірничих підприємств, що вирішить питання зменшення собівартості видобутку корисних копалин.

Результати. Обґрунтована доцільність розробленого способу використання шахтної вітроенергетичної установки, що працює від газо-повітряного потоку і видувається вентилятором головного провітрювання шахти. Показано реальну можливість перетворення газо-повітряного потоку енергії в електричну, генерувати її і додатково використовувати для власних потреб гірничих підприємств. Встановлено, що вихідна напруга електродвигуна виникає за рахунок дії постійного газо-повітряного потоку, при цьому додаткового підвищення продуктивності вентилятора головного провітрювання практично не потребує, тому що вона залежить від розташування газо-повітряного гвинта до кордону виходу вентиляційного потоку з вентилятора головного провітрювання. Визначено коефіцієнт, який враховує втрати повітря через відстань розташування повітряного гвинта від кордону перетину до виходу газоповітряного потоку з вентилятора головного провітрювання. Як показали дослідження, цей коефіцієнт змінюється від 1,12 до 1,0 і залежить від статичного тиску в робочій зоні.

Ключові слова: гірниче підприємство, вентилятор головного провітрювання, повітряний потік, електродвигун, генератор, контролер, комутатор, повітряний гвинт, датчик.

doi: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-200-204

Постановка проблеми. Гірничі підприємства, до яких відносяться залізрудні та вугільні шахти, неможливо без використання примусової вентиляції. Подача повітря в гірничі виробки шахти повинна бути безперервною і в достатньому обсязі, а її припинення приводить до зупинки технологічного процесу. Видобуток корисних копалин приводить до того, що в атмосфері гірських виробок виділяється велика кількість шкідливих речовин у вигляді газів і пилу та ця ситуація значно посилюється додатковим виділенням тепла й газів із корисної копалини і порід, тому з'являється необхідність боротьби з цими шкідливими явищами шляхом їх розрідження до безпечних концентрацій подачею повітря у шахтні виробки. Це вимагає провітрювання шахти, що виконується за допомогою вентиляторів головного провітрювання (ВГП), які забезпечують роботу машин і механізмів, безпеку і життя людей, які працюють в шахті.

Сучасні залізрудні та вугільні шахти провітрюються різними типами ВГП, що утворюють з внутрішньошахтними виробками схему провітрювання. Як відомо, на електричний привід ВГП витрачається до 10 % від усієї електроенергії, що йде на обслуговування шахти. У зв'язку з цим, актуальними питаннями, що вимагають вирішення, є дослідження, присвячені зниженню споживання електроенергії з мережі ВГП, враховуючи не тільки її раціональне споживання, а й використання особливостей роботи вентилятора.

Сьогоднішня - стійка тенденція щорічного зростання цін на виробництво електричної енергії, а також впливом екологічних обмежень, що постійно зростають, то актуальнішим постає завдання збільшення обсягів її отримання. Тому тема статті є актуальною, має наукове і практичне значення.

Аналіз останніх досліджень та публікацій. Як показує аналіз науково-технічної і патентної літератури, кількість публікацій збільшується в напрямку зниження непродуктивних витрат електроенергії побутовими і виробничими споживачами [1-3].

Для зниження споживання електроенергії використовують відомі способи та пристрої для їх реалізації [4-8]. Велика робота з розвитку теорії та створення систем енергоефективного управління технологічними комплексами в різних галузях на основі сучасних систем електроприводу і автоматики проведена в університетах України [9] та знайшла відображення в законах України про електроенергетику [10]. Інші автори пропонують для зниження електроенергії при часткових навантаженнях змінювати швидкості обертання колеса турбомеханізму, або використовувати направлені апарати, які при постійній швидкості обертання впливають на гідравлічну його роботу [11,12].

Інші роботи пропонують способи, що використовують вітроенергетичні установки (ВЕУ) та інші [13-18]. Основним недоліком відомих способів роботи вітроенергетичних установок є не ефективне використання вітрового потоку, що обумовлено його низькою кінетичною енергією та потребує велику швидкість зовнішнього вітрового потоку.

Існує також відомий спосіб роботи вітроенергетичної установки, який полягає в тому, що в башті установки формують конфузорними каналами в вертикальному каналі висхідний вихровий вітровий потік, який в подальшому обертає в цьому каналі щонайменше одне вітроколесо перетворювача енергії. По цьому способу передачу теплової енергії вітровому потоку в вертикальному каналі та його конфузорних каналах здійснюють розпилюванням в них краплинок нагрітої в резервуарі води [19], тому використання в промислових умовах проблематично.

У патенті [20] пропонується спосіб отримання електроенергії у метрополітені, який включає операції по створенню повітряних потоків, перетворенню механічної енергії, вимірюванню та передачі струму на відстань, що перетворення механічної енергії в електричну здійснюється шляхом штучного створення повітряних потоків від електропоїзда, що рухається, подачі їх через повітровід, камеру на лопаті вентилятора, обертовий момент якого одночасно приводить у дію вал електрогенератора, що виробляє електроенергію.

Недоліком даного способу є те, що не повністю використовується потік повітряних мас, які виникають у наслідок руху електропоїзда, що знижує ефективність отримання електроенергії.

Як показує аналіз відомих способів, що очікуваний ефект від впровадження можливо досягти лише за умови використання та впровадження ВЕУ в промисловості, сільському господарстві та побуті.

Цікавим в цьому напрямку можуть бути вентилятори головного провітрювання шахт, де згідно з технологією ведення гірничих робіт постійно присутній сформований чітко направлений газо-повітряний потік з його сталими параметрами.

Формулювання мети роботи. Метою даної статті є надання варіанту розробки та досліджень роботи системи автоматизованого управління шахтною ВЕУ, що працює від газо-повітряного потоку, що видувається ВГП із шахти та живить виробленою електричною енергією споживачів шахти з розробкою теоретичних аспектів та практичних рішень.

Викладення матеріалу та результати досліджень. ВЕУ використовує газо-повітряні потоки при роботі ВГП, що працює в режимі всмоктування цих потоків із шахти. За результатами дослідження в межах ВГП виділено характерний перетин 0-0 в потоці газ-повітря, що є кордоном між вентиляційної установкою та атмосферою. Для ефективного функціонування ВЕУ газо-повітряний потік, що відсмоктується ВГП із шахтної мережі, направляються на повітряний гвинт, що розташований в перетині 0-0 та який механічно пов'язаний з ротором синхронного генератора з постійними магнітами. Тому необхідно враховувати вплив на загальну роботу ВГП при встановленні повітряного гвинта в перетині 0-0 в потоці газ-повітря. Депресія ВГП визначається наступним виразом

$$h_B = h_{шм} + h_{ВГП} + h_{0-0}. \quad (1)$$

У виразі (1) позначено: h_B - депресія вентилятора, Па; $h_{шм}$ - депресія шахтної мережі, Па; $h_{ВГП}$ - втрата тиску у вентиляційній установці, Па; h_{0-0} - втрата тиску на перетині 0-0, Па.

Продуктивність ВГП повинна забезпечувати провітрювану шахту необхідною кількістю повітря, компенсувати втрати останнього через надшахтні будівлі вентиляційні канали ВГП та втрати на використання ВЕУ

$$Q_B = Q_{шм} + Q_{вгб} + Q_{ВЕУ}, \quad (2)$$

де $Q_{\text{шм}}$ - витрата кількості повітря для забезпечення ВГП шахтної мережі, $\text{м}^3/\text{с}$; $Q_{\text{вуб}}$ - втрати кількості повітря у вентиляційних каналах ВГП і через надшахтну будівлю; $Q_{\text{ВУЕ}}$ - втрати кількості повітря на роботу ВЕУ.

Необхідна для провітрювання шахти кількість повітря встановлюється розрахунком при проектуванні. Детальна методика розрахунку потреби в повітрі наведена в літературі [21].

Зовнішні втрати повітря $Q_{\text{вуб}}$ і $Q_{\text{ВУЕ}}$ для виразу (2) враховуються відповідними коефіцієнтами, в цьому випадку необхідна продуктивність вентилятора визначається за формулами

$$Q_B = Q_{\text{шм}} K_{\text{вуб}}; \quad Q_B = Q_{\text{шм}} K_{\text{ВУЕ}}. \quad (3)$$

Перший коефіцієнт $K_{\text{вуб}}$ у виразі (3) враховує втрати повітря через вентиляційні канали установки і надшахтну будівлю. Він приймається для ВГП, встановленого на скіповому стволі, рівним 1,25, клітьовому - 1,20, вентиляційному стволі (шурф), використовуваному для підйому і спуску вантажів - 1,30, вентиляційному стволі (шурф) без підйомних установок - 1,10 і штільнях без транспортування вантажів - 1,10 [21]. Другий коефіцієнт $K_{\text{ВУЕ}}$ у виразі (3) враховує відстань L розташування повітряного гвинта від кордону перетину 0-0 до виходу газоповітряного потоку з ВПГ. Як показали дослідження, цей коефіцієнт змінюється від 1,12 до 1,0 і залежить від статичного тиску в робочій зоні - $P_{\text{ст}}$. На рис. 1 представлені залежності коефіцієнту $K_{\text{ВУЕ}}$ від відстані L при зміні тиску $P_{\text{ст}1} < P_{\text{ст}2} < P_{\text{ст}3} < P_{\text{ст}4}$.

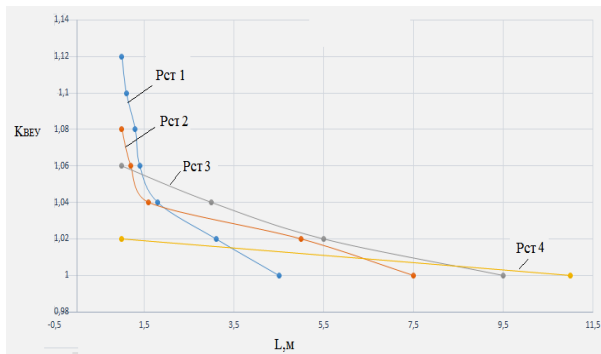


Рис. 1. Залежність коефіцієнту $K_{\text{ВУЕ}}$ від відстані L при зміні тиску

Швидкість руху повітряних мас із ВГП визначається типом вентилятора та для її розрахунку використовується його продуктивність і параметри площини перетину вихідного каналу установки та може досягати до 10 м/с.

Для забезпечення технологічного процесу шляхом використання шахтного газоповітряного потоку для ВЕУ розроблено структурну схему автоматизованої системи керування (АСК) (рис. 2).

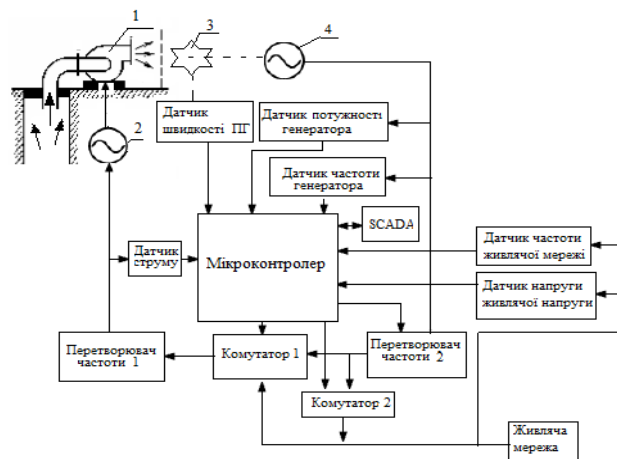


Рис. 2. Структурна схема автоматизованої системи керування

До складу ВЕУ входять: електропривод ВГП, що управляється від перетворювача частоти, повітряний гвинт, який з'єднаний валом із генератором змінного струму з постійними магнітами, підключений до другого перетворювача частоти, комутатори, які забезпечують подачу вихідної напруги від другого перетворювача до першого перетворювача або в живлячу мережу, якщо потужність генератора буде більш достатньою. Управляє елементами автоматизованої системи мікроконтролер по сигналам датчиків, які визначають навантаження

електропривод ВГП, швидкість повітряного гвинта, потужність і частоту вихідної напруги генератора. Одночасно для забезпечення синхронізації з роботою генератора та безперебійності електропостачання споживачів використовуються датчики напруги та частоти живлячої мережі. При цьому за допомогою другого перетворювача частоти виконується регулювання частоти і вихідної напруги якого стабілізується рівень електроспоживання підключених до нього споживачів та живлення системи управління першого перетворювача частоти, включеного в ланцюги асинхронного електродвигуна ВГП.

В АСК входить SCADA-система, яка забезпечує в реальному часі моніторинг та управління відроенергетичною установкою, забезпечуючи споживачів живлячої мережі стабільною напругою з постійною частотою незалежно від зміни параметрів у будь-якій ланці системи. Для цьо-

го запропоновано спеціальний алгоритм керування технологічним процесом при якому мікро-процесор здатний підтримувати постійні вихідні параметри ВЕУ.

Висновки. Використання вентиляційних газо-повітряних потоків ВГП шахт із перетворенням цих потоків енергії в електричну є реальна можливість генерувати і використовувати електричну енергію для власних потреб гірничих підприємств. Розробка й реалізація на практиці запропонованої ВЕУ дозволить здійснювати автономне живлення від них низки приймачів електричної енергії гірничих підприємств, що дозволить зменшити собівартість видобутку корисних копалин. Розроблений спосіб управління вихідною напругою синхронного генератора з постійними магнітами в складі ВЕУ за рахунок дії постійного газо-повітряного потоку додаткового підвищення продуктивності ВГП практично не потребує, тому що вона залежить від розташування газо-повітряного гвинта до кордону виходу вентиляційного потоку з ВГП. При цьому плавно регулювання значень вихідної напруги та її частоти автоматизована система керування буде відчувати при найменших змінах швидкості потоків або величини навантаження.

Список літератури

1. Сінчук О. М. Автономна вітроенергетичної установи для підземних гірничих виробок залізрудних шахт / **О. М. Сінчук, С. М. Бойко** // Вісник Вінницького політехнічного інституту. 2014. № 1. - С. 70 -72.
2. Патент на корисну модель МПК F03D 1/04 (2006.01), F03D 9/25 (2016.01). Спосіб отримання електроенергії [Текст] / **В.Й., Лобов, К.В., Лобова**; заявник і патентовласник Державний вищий навчальний заклад «Криворізький національний університет». - № 105303 U, опубл. 10.03.2016, Бюл. № 5.
3. **Бешта О. С., Півняк Г. Г.** та ін. Екологічна та економічна складові використання геотехнічних систем України. Монографія. - Дніпропетровськ, НГУ, 2013.
4. **Горелов Д. Н.** Аэродинамика ветроколес с вертикальной осью вращения [Текст] / **Д. Н. Горелов.** - Омск: Полиграфический центр КАН, 2012. - 68 с.
5. **Климко В.** Алгоритм роботи комбінованої автономно-мережевої системи електроживлення окремого об'єкта [Текст] / **В. Климко** // Енергетика та системи керування. Матеріали IV Міжнародної конференції молодих вчених ЕРЕС-2013 (21-23 листопада, 2013 р., м. Львів). - 2013.- С. 84-86.
6. **Твайделл Д.** Возобновляемые источники энергии [Текст] / **Д. Твайделл, А. Уэйр**; Пер. С англ. - Москва: Энергоатомиздат, 1990. - 392 с.
7. **Барский В.А., Бешта А.С., Горбачев Н.В., Загирняк М.В., Клепиков В.Б., Лозинский О.Ю., Пересада С.М., Садовой А.В., Толочко О.И.** / Электропривод как энергосберегающий фактор в промышленности и ЖКХ Украины // Энергосбережение. Энергетика. - Харьков, 2013. - № 9(115). - С. 2-11.
8. **Щур І. З.** Енергетична ефективність різних способів відбору потужності від синхронного генератора з постійними магнітами у вітроенергоустановці [Текст] / **І. З. Щур, О. Р. Турленко** // Електроенергетичні та електро-механічні системи. Вісн. Націон. ун-ту "Львівська політехніка". - 2009. - № 654. - С. 272-277.
9. Стратегия энергосбережения в Украине: аналитически-справочные материалы в 2-х томах. Общие основы энергосбережения/ за ред. **В.А. Жовтнянського, М. М. Куліка, Б. С. Стогнія** - К.: Академперіодіка, 2006. - Т. 1. - 510 с.
10. Закон України про електроенергетику - Верховна рада України, Законодавство [Електронний ресурс] - Режим доступу до ресурсу: <http://zakon5.rada.gov.ua/laws/main/575/97-%D0%B2%D1%80>.
11. **Емельянов А.П.** Энергосберегающие алгоритмы управления электроприводом // Электроприводы переменного тока: тр. XV Междунар. конф. - Екатеринбург, 2012. - С. 201-205.
12. **Козярук А. Е., Васильев Б. Ю.** Повышение энергоэффективности электропривода переменного тока // Горное оборудование и электромеханика. - 2011. - № 1. - С. 16-21.
13. **Игорь Соларов.** Ветрогенератор своими руками [Електронний ресурс] - Режим доступу до ресурса: http://radioskot.ru/_fr/36/-_.pdf
14. **Янсон Р.А.** Ветроустановки: Учеб. пособие по курсам "Ветроэнергетика", "Энергетика нетрадиционных и возобновляемых источников энергии", "Введение в специальность" / Под ред. **М.И. Осипова.** - М.: Изд-во МГТУ им. Н.Э. Баумана, 2007. - 36 с.
15. **Морозов, Д. А.** Синтез ветроустановки малой мощности с вертикальной осью вращения: дис. ...канд. техн. наук/ Ижевский гос. техн. ун-т. - Ижевск, 2011. - 140 с
16. **Серебряков Р. А., Бирюк В. В.** Энергопреобразователь, использующий низкопотенциальные воздушные, тепловые и гидравлические потоки // Вестник аграрной науки Дона. Выпуск № 32 / том 4 / 2015. - С.83-88.
17. Патент на корисну модель МПК (2016.01), H02J 13/00. Пристрій для автоматичного керування електроживленням. [Текст] / **В.Й., Лобов, Л.І., Єфіменко, М.П., Тиханський, М.С., Чернюк**; заявник і патентовласник Державний вищий навчальний заклад «Криворізький національний університет». - № 109979, опубл. 26.09.2016, Бюл. № 18.
18. Патент на корисну модель МПК(2016.01), G03D 5/00, F01B 1/00. Спосіб отримання електроенергії [Текст] / **В.Й., Лобов, К.В., Лобова, Т.А., Кривенко**; заявник і патентовласник Державний вищий навчальний заклад «Криворізький національний університет». - № 110298, опубл. 10.10.2016, Бюл. № 19.
19. Патенту України № 76279 C2, опубл.2006.07.17, МПК 7 F03D9/00.
20. Патент України № 28997, кл. F01B1/00, F03B13/12, F03D1/02.
21. **Ивановский И.Г.** Шахтные вентиляторы: Учеб. пособие. - Владивосток: Изд-во ДВГТУ, 2003. - 196 с.

Рукопис подано до редакції 20.03.17