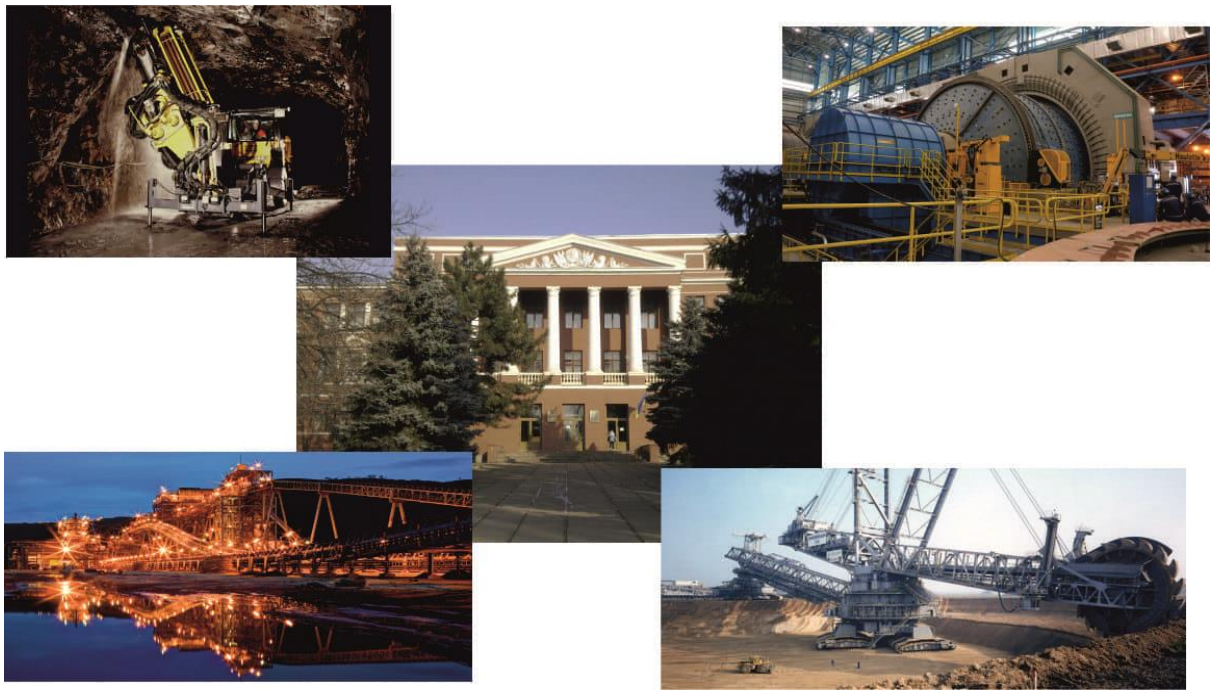
МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

ДВНЗ «КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ»

II Міжнародна науково-технічна інтернет-конференція

Матеріали конференції

«ІННОВАЦІЙНИЙ РОЗВИТОК ГІРНИЧОДОБУВНОЇ ГАЛУЗІ»



Кривий Ріг- 2017

ББК 33:34.3
УДК 622:669
І - 67

Редакційна колегія: Калініченко В.О., д-р, техн. наук, проф. (відповідальний редактор);
Чухарєв С.М., канд. техн. наук, доц. (заступник відповідального редактора);
Андреев Б.М., д-р техн. наук, проф.; Громадський А.С., д-р техн. наук, проф.;
Гурін А.О., д-р техн. наук, проф.; Жуков С.О., д-р техн. наук, проф.;
Олійник Т.А., д-р техн. наук, проф.; Федоренко П.Й., д-р техн. наук, проф.

Технічна обробка, комп'ютерний набір, верстка Самойлюк О.Г.

Редакційна колегія не несе відповідальності за авторські оцінки, добір та викладення фактів у матеріалах, які надійшли до редакції і наведені у випуску та друкуються в авторській редакції.

© Криворізький національний університет, 2017

ЗМІСТ

Секція «Відкрита розробка родовищ корисних копалин»

Вилкул Ю.Г., Украина. Приветствие участникам конференции в свете актуальных проблем современной горной науки 14

Жуков С.О., Кальчук С.В., Україна Аналітичні підходи в моделях субдинамічного режиму руйнування ... 16

Вінівітін Д.В, Собко Б.Ю., Панченко В.В., Шолох С.М., Україна. Удосконалення оперативного планування й управління гірничо-транспортними роботами в залізорудному кар'єрі 17

Николашин Ю.М., Пашкова И.А., Стоян Д.М., Украина. Обеспечение безопасного состояния устойчивости прибортовых отвалов карьера ЧАО «Полтавский ГОК» 18

Вусик О.О., Україна Застосування технології пошарового фрезерування кар'єрними комбайнами при розробці крутоспадних залізорудних покладів 19

Sobczyk W., Sobczyk E.J., Poland. Influence of the open pit brown coal mine on the environment 20

Скачков А.А., Жуков С.О. Україна. Концептуальні засади удосконалення БВР диференціацією зарядів 21

Sobczyk W., Kowalska A., Sobczyk E.J., Poland. Assessment of the environmental impact of the gravel mine – the opinion of experts 22

Sobczyk W., Glica M., Poland. Sustainable exploitation of mineral resources on the example of copper mine Robinson (USA) 23

Григор'єв І.Є., Григор'єв Ю.І., Міронов М.Д., Україна. Дослідження впливу конструкції техногенного родовища на його виробничу потужність при відпрацюванні 24

Nguyen Anh Tuan., Vietnam. Methodology the security and to optimize the production of dimencion stone quarries: case study to some quarries in Vietnam 25

Фролов О.О., Бабічев І.К., Кононович В.А., Україна. Методи розрахунку параметрів безлюдного виймання корисних копалин в бортах кар'єру із застосуванням Highwall Mining System 26

Фролов О.О., Горбань О.Д., Україна. Розміщення бойовиків у свердловиному заряді для проробки підошви уступу 27

Гріньов В.Г., Хорольский А.О. Україна. Оптимізація параметрів варіантів внутрішньокар'єрного транспорту на основі мережевих моделей 28

Debih A., Ouakdi E.H., Algeria. 6005 aluminium alloy in different precipitation hardening conditions 29

Ефремов Э.И., Никифорова В.А., Кратковский И.Л., Украина. Разрушение твердых сред зарядами ВВ переменного диаметра 30

Кавун С.С., Фролов О.О., Україна. Руйнування скельних гірських порід вибухом свердловинних зарядів в рукавах 31

Калиева А.П., Қазбек Ш.А., Казахстан. Техническое переворужение горных работ на Мугалжарском карьере диабазов в Актюбинсой области 32

Корнієнко В.Я., Романовський В.Я., Україна. Перспективи розробок бурштиновмісних родовищ гідромеханічним способом 33

Kratkovsky I.L., Logvina L.A., Nikolenko E.V. Ukraine. The use of the X-ray diffraction method for the estimation of dissipative losses in the rocks destruction by explosive and impact loads 34

Куляпіна А.В. , Україна. Раціональні режими короткоуповільненого підривання при руйнуванні скельних гірських масивів на кар'єрах 35

Куринной В.П., Гаркуша И.П. Украина. Механизм разрушения породы скважинными зарядами с промежутками инертных газов 36

Мальцева Ю.С., Фролов О.О., Україна. Проблема вибору діаметру свердловинних зарядів для ведення буропідривних робіт на кар'єрах 37

Малых Д.Ю., Тищенко С.В., Еременко Г.И. Украина. Моделирование процесса взрывного разрушения горного массива 38

Моденко В.Т., Фролов О.О., Україна. Сучасний стан досліджень механізму руйнування тріщинуватих скельних гірських масивів вибухом 39

Луценко С.А., Украина. Определение ширины рабочей площадки и длины фронта горных работ, обеспечивающих выполнение заданной производительности карьера по руде 40

Farsi C., Zaoui M., Zhukov S. Algeria/Ukraine. Experimental study of welded tubes joints for open pit conditions 41

Луценко С.А., Украина. Развитие горных работ в карьере при изменении потребности в железорудной продукции 42

Соколовська М.І., Фролов О.О., Україна. Забезпечення максимальної продуктивності екскаваторно-автомобільних комплесів кар'єрів 43

Мельников Д.В. Украина. Оценка изменения плотности химически сенсибилизированных эмульсионных взрывчатых веществ в зависимости от глубины скважины 44

Закусило Р.В. Украина. Исследование промежуточных детонаторов конической формы 45

Симоненко В.І., Черняєв О.В., Гриценко Л.С. Україна. Вплив гірничих робіт на екологію довкілля в умовах зменшеної санітарно-захисної зони та його зменшення при розробці нерудних родовищ 46
Луценко С.А. Украина. Совершенствование методов определения производительности карьера по горным возможностям 47
Николашин Ю.М., Богунов А.П., Украина. Оценка фактической устойчивости временно нерабочего восточного борта карьера №3 ПАО: «АМКР» 48
Луценко С.А., Украина. Обоснование области возможного регулирования режима горных работ, обеспечивающего достижение заданной производительности карьера по руде 49
Шустов О.О., Україна. Встановлення доцільних параметрів зон розкриття обводнених горизонтів глибоких буровугільних родовищ 50
Швец Д.В., Україна. Методика определения граничной глубины действующего карьера при его доработке 51
Стріха В.П., Стадник Ю.П., Юхимчук С.Я. Україна. Сучасний стан та перспективи розробки покладів вапняку в Хмельницькій області 52
Стріха В.А., Кучерук М.О., Киричик І.І., Україна. Екологічні перспективи використання торфодернових килимів при розробці торфових родовищ 53
Бекболат Д.К., Молдабаев С.К., Казахстан. Проблемы внедрения циклично-поточной технологии на железорудных карьерах Казахстана 54
Шкварун Д.М., Левицький В.Г. Україна. Автоматизація обліку складів готової продукції і відвалів на основі цифрової фотограмметрії і моделювання 55
Скачков А.А., Жуков С.О. ,Україна. Реалізація досліджень БВР з диференційованим енергонасиченням. 56
Адаменко М.А., Соболевський Р.В., Україна. Аналіз обсягів порушених територій гірничовидобувних підприємств в Житомирській області 57
Мартинюк М.В., Соболевський Р.В., Ломаков Г.М., Україна. Застосування сучасних інформаційних систем для оперативного контролю якості продукції блочних кар'єрів 58
Масюк Р.Л., Паскар К.П., Криворучко А.О., Україна. Районування кар'єрного поля по висаджуваності порід 59
Мосійчук Р.О., Іськов С.С., Кучерява Д.С., Україна. Геометризація родовищ природного каменю по рудоносності з використанням сучасних інформаційно-комп'ютерних технологій обробки відеоінформації 60
Панасюк А.В., Охота Т.Б., Україна. Аналіз методів оцінки стійкості бортів кар'єру в породному масиві .. 61
Піскун І.А., Україна. Перспективи застосування фрезерних машин при відпрацюванні порід середньої міцності 62
Чайківський А.О, Криворучко А.О., Ломаков Г.М., Україна. Дослідження експлуатаційних втрат при видобуванні блочного каменю 63
Hryhoriev Y.I., Ukraine. Formation of technogenic deposits as a promising direction in the waste rock management 64
Ніколашин Ю.М., Кебал Я.В., Україна. Ведення гірничих робіт при внутрішньому відвалоутворенні затопленого простору кар'єру в умовах зсувоутворення і осідання відвальної маси в заходці 65
Тухтамов И.А. Казахстан. Обоснование рациональной технологии открытой разработки месторождений железосодержащих руд 66
Тухтамов И.А., Казахстан. Повышение эффективности взрывных работ на горнодобывающих предприятиях с использованием современных взрывчатых веществ 67
Оника С.Г., Нарыжнова Е.Ю., Республика Беларусь. Построение цифровой модели поверхности с применением пакета Golden Software Surfer 68
Бондарець А.О., Жуков С.О., Україна. Розвиток моделювання виробничих систем у проектах ГМК 69
Оника С.Г., Нарыжнова Е.Ю., Республика Беларусь. Способы отработки вскрыши большой мощности с внутренним отвалообразованием 70
Халявкин Ф.Г., Республика Беларусь. Фильтрационные расчеты при проектировании и строительстве вертикального дренажа на карьерах 71
Астапенко Т.С., Республика Беларусь. Применение автоматизированных технологий для проектирования буровзрывных работ 72
Адамчук А.А., Україна. Обґрунтування доцільних схем розвантаження автосамоскидів в бункер при комбінованому автомобільно-конвеєрному транспорті 73
Козлов С.С., Мітюк Л.О., Україна. Підвищення ефективності вибухового подрібнення обводнених порід на кар'єрах 74
Касымбаев Е.А. Казахстан. Конвейерный транспорт в горной промышленности 75
Стрілець О.П., Пчолкін Г.Д., Чорний М.Ю. Україна. Прогнозування продуктивності великовантажних автосамоскидів в залежності від фракційного складу гірничої маси та довжини тимчасової частини автодороги 76
Стрілець О.П., Україна. Прогнозування сейсмічної дії вибуху на кар'єрах будівельної сировини в умовах зменшеної санітарно-захисної зони 77
Сандибеков М.Н., Куантай А.С., Казахстан. Целесообразность применения и эксплуатации 78

конвейерного транспорта на карьерах Казахстана .....
Куттыбаев А.Е., Орынтаев Д.К., Казахстан. Численное моделирование геомеханических процессов в отвальных массивах на полого-наклонном основании 79
Луценко С.А., Украина. Определение производительности карьера при установленном режиме горных работ 80
Азарян В.А., Жуков С.О., Україна. Розробка й обґрунтування критерію, враховуючого при доробці кар'єру співвідношення витрат на утримання власної РЗФ ГЗК і прибутку від реалізації збагаченої продукції 81
Луценко С.А., Украина. К вопросу обоснования взаимосвязи ширины рабочей площадки и длины фронта горных работ 82
Луценко С.А., Украина. Определение параметров системы разработки при концентрации горных работ 83
Лосьев К.В. Украина. Влияние профилактических ремонтных работ на снижение заболеваемости работников ТЭЦ ГОК 84
Slobodyanyuk Roman, Kucher Olena., Belgium/ Ukraine. Legal issues of subsoil usage in Ukraine 85
Стріха В.А., Довбенюк Д.В., Киричик І.І. Україна. Аналіз зміни технологічних показників при розробці торфових родовищ на прикладі державного підприємства «Волиньторф» 86
Слободянюк В.К., Україна. Классификация схем вскрытия по технологическим особенностям перегрузочных пунктов комбинированного транспорта 87
Баранов І.В., Швець Є.М., Федоренко С.О., Україна. Визначення оптимального співвідношення технологічних різновидів руди у транспортних вантажопотоках 88
Nebbar M.L., Farsi C., Lakhal A., Joukov S. Algerie/Ukraine. Particularité d'ecoulement critique dans un canal de forme en u dans les zones de travaux miniers à ciel ouvert 89
Nebbar M.L., Farsi C., Lakhal A., Joukov S., Algerie/Ukraine. Paramètres des canaux de drainage sur les mines à ciel ouvert 90
Камских А.В., Титов Д.А., Навитний Ю.М., Украина. Дифференцированная оценка коррозионной устойчивости декоративного камня по критериям морозо- и солестойкости 91
Баранов І.В., Швець Є.М., Україна. Технологічні схеми відвалоутворення при внутрішньокар'єрному складуванні розкривних порід на залізорудних кар'єрах 92
Швець Є.М., Баранов І.В., Україна. Встановлення необхідної площі вимірів при визначенні гранулометричного складу підірваних порід 93
Афанасьев Є.В., Ткаліченко С.В., Федоренко С.О., Україна. Математична база та логіка моделювання й оцінювання економічного ризику конверсії гірничих підприємств 94
Швець Є.М., Баранов І.В., Разкевич Ф.С., Україна. Встановлення витрат на підривання, залежно від якості подрібнення порід в умовах розробки крутоспадних залізорудних родовищ 95
Николашин Ю.М., Пашкова И.А., Стоян Д.М., Украина. Управление состоянием устойчивости обводненных уступов и бортов в песчано-глинистой толще Ристовского карьера 96
Николашин Ю.М., Подойницын И.П., Москаленко С.Д., Украина. Определение фактической степени устойчивости временно нерабочих бортов Первомайского карьера ЧАО «Северный ГОК» 97
Хорольський В.П., Хорольський К.Д., Україна. Інтелектуальна система антикризового управління гірничозбагачувальним підприємством 98
Мунтян А.Г., Стрилец А.П., Украина. Автоматизация методики моделирования декоративно-художественных изделий на примере джеспилитов железорудных карьеров Украины 99
Скачков А.А., Жуков С.О., Україна. Результати дослідження диференційованого енергонасичення 100
Хорольський В.П., Хорольський Д.В., Хорольський К.Д., Україна. Управління електроспоживанням гірничо-збагачувального комплексу підприємства 101
Азарян І.А., Жуков С.О. ,Україна. Алгоритмізація перенаправлення рудопотоку погашаємого кар'єру на інший ГЗК за критерієм рентабельності збагачення руди 102
Камских А.В., Титов Д.А., Навитний Ю.М., Україна. Дифференцированная оценка коррозионной стойкости декоративного камня по критерию химической устойчивости 103
Афанасьев Є.В., Ткаліченко С.В., Федоренко С.О., Україна. Стохастичні чинники в програмуванні гірничих підприємств 104
Кулинич А.Э., Олейник С.А., Шпак Д.В., Украина. Задачи, этапы и пути реструктуризации горного предприятия 105
Коверниченко Л.Н., Навитний Ю.М., Пашкова И.А., Украина. Эффективность карьерных транспортно-насыпных сооружений 106

Секція «Підземна розробка родовищ корисних копалин»

Ступнік М.І., Калініченко В.О., Федько М.Б., Кривохін Б.І. ,Україна. Коригування необхідної товщини стелини з урахуванням ступеня її порушеності пройденими виробками 108
Вдовиченко А.И.,Украина. Перспективы использования комплекса с гидротранспортом керна КГК-100 при освоении месторождений янтаря 109
Рудько Г.І., Литвинюк С.Ф., Бала В.В., Україна. Потенціал сировинної бази вугільних родовищ Львівсько-Волинського вугільного басейну та перспективи його подальшого розвитку 110

Юсупов Х.А., Меркенбаев Ж.Д., Казахстан. Причины возникновения кольматации при подземном скважинном выщелачивании урана 111
Saik P.B., Lozynskyi V.H., E. Caceres Cabana., Ukraine/Peru. Innovative prospects for domestic waste utilization in underground gasifiers 112
Хоменко О.Є., Україна. Підвищення стійкості виробок за рахунок енергії гірського тиску 113
Krzysztof Tomiczek, Poland. A note on the numerical research on the influence of joints density on the rock mass stability in the vicinity of longwall mining 114
Кушнерьов І.П., Кривенко Ю.Ю., Україна. Способи відпрацювання міжкамерних цілiків та стелин 115
Калініченко В.О., Ковбик К.М., Україна. Деформація масиву гірських порід під час ведення робіт по видобутку корисної копалини піздземним способом в складних гідрогеологічних умовах 116
Рахимбеков С.М., Казахстан. Адаптивное направление ведения подземных горных работ 117
Чухарєв С.М., Україна. Ефективна технологія відпрацювання крутопадаючих родовищ зближених рудних покладів 118
Гец А.К., Омшарук А.С., Кудравец А.А., Республика Беларусь. Имитационное моделирование технологического процесса горнодобычного комплекса методом вентильного преобразования ресурсов 119
Куандыков Т.А., Крупник Л.А., Карманов Т.Д., Казахстан. Восстановление дебита технологических скважин при подземном скважинном выщелачивании урана 120
Захарова Л.М., Україна. Фізичні основи еволюції дисипативних структур під час незворотного деформування масиву гірських порід після переходу у позамежний стан 121
Хухуудэй Мунхнасан, Бямбасурэн Тамир., Монголия. Гипотеза и вычисление вторичных напряжений, зависящих от высоты и ширины горизонтальных горных выработок в различных формах 122
Шепель О.Л., Україна. Аналіз лабораторних досліджень з встановлення умов випуску руди, що визначають способи покращення й удосконалення технології відпрацювання потужних рудних покладів системами підповерхового обвалення руди 123
G. Stoyanchev, Bulgaria. Advanced stoop-and-room system to the development of meta deposits in “ERMA REKA” mine, Republic of Bulgaria 124
Юсупов Х.А., Дарханұлы А., Казахстан. Влияние искривления скважин на технологию выщелачивания урана 125
Скипочка С.И., Паламарчук Т.А., Прохорец Л.В., Украина. Оценка параметров элементов камерно-столбовой системы разработки нерудных месторождений с учетом интенсификации горных работ 126
Яворский А.В., Русских В.В., Украина. Особенности проявления горного давления в высоконагруженных лавах 127
Тарасютін В.М., Косенко А.В. Україна. Фізичне моделювання технологічного процесу випуску руди для умов глибоких горизонтів шахт Кривбасу 128
Рязанцев М.О., Рязанцев А.М., Україна. Деформаційний передвісник руйнування гірських порід 129
Носач О.К., Кодунов Б.О., Україна. Системи розробки вугільних пластів і додаткові вимоги до них в умовах глибоких шахт 130
Кононенко М.М., Юрченко К.О., Україна. Використання гірничих виробок для отримання геоенергії 131
Стасевич Р.К., Іконніков М.Ю., Україна. Критерії вибухобезпечності метаноповітряної суміші при загазуванні та розгазуванні ізольованих гірничих виробок 132
Кушнерьов І.П., Україна. Шляхи удосконалення камерних систем розробки рудних родовищ 133
Lapko V., Fomychov V., Pochepov V., Ukraine. Modern technologies of bolting in weakly metamorphosed rocks 134
Кулакова С.Ю., Зотова О.М., Пшичкіна Н.Г., Україна. Організація виробництва як засіб скорочення циклу спорудження свердловини 135
Калініченко О.В., Грищенко Т.С., Грищенко М.А., Україна. Використання технології підземного збагачення залізних руд та закладки виробленного простіру хвостами збагачення 136
Рязанцев М.О., Рязанцев А.М., Україна. Напружений стан незайманого гірського масиву з урахуванням ауксетичних властивостей гірських порід 137
Макеєв С.Ю., Андреєв С.Ю., Рижов Г.О., Україна. Механізм дії фізико-хімічних розчинів на гірничий масив при управлінні його станом 138
Коровяка Е.А., Украина. К вопросу разработки золоторудных месторождений Приднепровья 139
Придатько І.В., Симивол В.О., Україна. Підтримка підготовчих виробок для їх повторного використання 140
Красовский И.С., Украина. Узел обработки данных для портативной измерительной аппаратуры 141
Пилат О.И., Федотова С.А., Республика Беларусь. Опыт применения бесцеликовых систем разработки на Старобинском месторождении калийных солей 142
Гец А.К., Пицуха А.Н., Кулик А.И., Республика Беларусь. Статистическая обработка выборки параметров технологических величин 143
Имансакипова Б.Б., Кожаев Ж.Т., Спицын А.А., Казахстан. Способ выявления ослабленных зон на поверхности месторождения 144
Юсупов Х.А., Буланов Г.В., Казахстан. Пути повышения отбойки с применением ярусного вруба 145
Абен Е.Х., Токтарулы Б.Т., Казахстан. К вопросу выемки маломощных рудных тел 146
Осенний В.Я., Ищенко К.С., Осенняя Н.В., Украина. Проходка восстающих выработок бессекционным взрыванием 147
Каменец В.И., Бутенко Д.В. Украина. Особенности подготовки и отработки 14-й восточной лавы пласта 148

С11 в слабых породах с увеличением глубины разработки в условиях ГП «Шахта им. Н.С. Сургая» .....
Рахматов А.А., Назарматов А.А., Саидов М.К., Республика Таджикистан. Анализ инновационного потенциала подземных разработок месторождений полезных ископаемых Республики Таджикистан и его повышения 149
Демчук Г.В., Пикало В.М., Україна. Моделювання напружено-деформованого стану масиву при суцільно-камерній системі розробки з управляючим обрушенням порід покрівлі 150
Мордик О.О., Україна. Безвідходне гірниче виробництво 151
Кушнерев И.П., Кривенко Ю.Ю.,Украина. Отработка сближенных пластов с неустойчивыми межпластовыми породами столбовыми системами 152
Фык М.И., Аббуд М.Х., Украина. Альтернативное схемно-технологическое решение интенсификации добычи геотермальных ресурсов нефтяных скважин 153

Секція «Шахтне і підземне будівництво»

Бровко Д.В., Хворост В.В., Украина. Надежность промышленных объектов на поверхности шахт с учетом квалиметрической оценки технического состояния 155
Кириченко А.Л., Соболев В.В., Куливар В.В., Украина. Некоторые физические особенности лазерного зажигания светочуствительных взрывчатых веществ 156
Осипов А.С., Украина. Параметры буровзрывных работ (БВР) при проходке Бескидского двохпутного железнодорожного тоннеля 157
Солодянкин А.В., Дудка И.В., Машурка С.В., Украина. Обоснование параметров способа охраны подготовительной выработки для повторного использования 158
Должиков П.Н., Фомин В.О., Украина. О деформациях закладочного материала в ликвидированных вертикальных стволах 159
Vakhytova L.M., N.A. Taran N.A.,Prydatko S.P. Ukraine. Nanoclays in fire retardant coating of intumescent type 160
Долошицький В.В., О.О. Фролов О.О., Є.А. Загоруйко Є.А., Україна. Удосконалення існуючих технологій будівництва підземних споруд великого поперечного перерізу 161
Куливар В.В., Соболев В.В., Кириченко А.Л., Україна. Использование явления взаимодействия лазерного излучения с высокоэнергетическими веществами в технике взрывного дела 162
Солодянкин А.В., И. А. Савостьянова И.А., Украина. К обоснованию параметров способа обеспечения устойчивости оползнеопасных склонов 163
Терещук Р.М., Україна. Визначення раціональної форми металевого рамного кріплення 164
Іконнікова Н.А., Яланський О.А., Україна. Контроль та моделювання накопичення пошкоджень в геотехнічних та геомеханічних системах 165
Соболев В.В., Куливар В.В., Кириченко А.Л., Украина. Первичные взрывчатые вещества для лазерных систем инициирования 166
Гого В.Б., Скрипник С.О., Україна. Модель технолого-енергетичного комплексу шахти 167
Солодянкин А.В., Стрельник И.В. Украина. Исследование подрывок пород почвы на состояние выработок 168

Секція «Маркщейдерська справа»

Федоренко П.Й., Долгіх Л.В., О.В. Долгіх О.В., Україна. Дослідження маркшейдерсько-геодезичних способів спостереження за процесами зсуву на відвалах 170
Мотыка З.М., Польша. Новые залежи коксующегося угля в новой руде 171
Алтаева А.А., Л.С. Шамганова Л.С., Казахстан. Проектирование и методы моделирования в горном деле с применением горно-геоинформационных программ 172
Sholokh M.V., Ukraine. Mine surveying support for internal career averaging of qualitative indicators of minerals in the quarry ore line 173
Федоренко П.Й., Переметчик А.В., Подойніцина Т.О., Україна. Визначальні фактори гірничо-геометричного прогнозування якісних показників залізистих кварцитів Кривбасу 174
Sholokh M.V., Ukraine. Variance in the ready-to-extract balance industrial deposits with a view of the planned performance of the producing units 175
Кожаев Ж.Т., Садыков Б.Б., Кидирбаев Б.И., Казахстан. Повышение точности лазерного сканирования 176
Шолох М.В., Україна. Методика визначення нормативних величин готових до видобування балансово-промислових запасів твердих корисних копалин 177
Долгіх Л.В., Долгіх О.В., Україна. Використання сучасних технологій при спостереженнях за процесами зсувів 178
Sholokh M.V., Ukraine. Methodology for the standardization losses of ready-to-extract solid minerals 179

Кодунов Б.А., О.А. Земелько О.А., Карабахцян Р.Т., Украина. Определение границ области сдвижения горных пород 180
Шолох М.В., Сергєєва М.П., Україна. Синтезування внутрішньо кар'єрного усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у потоці залізорудної маси 181
Земелько О.А., Украина. Проектирование точки с поверхности в шахту свободно падающим телом ступенчатым способом ориентирования 182
Подойніцина Т.О., Діхтяр С.В., Україна. Застосування повітряного лазерного сканування для виявлення зон впливу підземних пустот на земну поверхню 183
Єршова Н.М., Україна. Підвищення ефективності маркшейдерських зйомок на кар'єрах шляхом впровадження методів цифрової фотограмметрії 184
Шолох М.В., Україна. Дослідження залежності для розрахунку нормативу готових до видобування балансово-промислових запасів 185

Секція «Охорона праці»

Гурин А.А., Давыдчук Т.В., Украина. Ускоренная биологическая рекультивация отработанных хвостожранилищ 187
Щекин В.П., Ежов В.В., Украина. Подход к исследованию комплексного влияния выбросов предприятий горно-металлургического комплекса и предприятий малого и среднего бизнеса на экологическую обстановку Кривого Рога 188
Лапшин О.Є., Лапшин О.О., Лапшина Д.О., Украина. Очищення рудникового повітря за допомогою гідравлічних завіс 189
Бежанишвили А.Г., Арудашвили Н.В., Гочолеишвили А.Т., Грузия. Осуществление технического надзора на горных предприятиях Грузии 190
Кружилко О.Є., Сторож Я.Б., Полукаров Ю.О., Україна. Застосування показника виробничого ризику при плануванні профілактичних заходів на підприємстві 191
Янова Л.О., Україна. Аналіз процедури визначення ступеня втрати працездатності 192
Kabusongi K. J. République du Congo. Approche preventive de la sante et la securite dans les mines 193
Левченко О.Г., Ільчук О.С., Україна. Формування принципів побудови рейтингу рівня виробничого травматизму в галузі машинобудування 194
Гендлер С,Г., Шипика Е.С., Россия. Использование природных источников энергии для подогрева наружного воздуха в зимнее время на угольных шахтах 195
Минеев С,П., Кочерга В.Н., Янжула А.С. Украина. Методология прогноза импульсных метановыделений в забой очистных выработок при ведении горных работ вблизи геологических нарушений 196
Пищикова О.В., Україна. Актуальність управління виробничо-професійними стресами на підприємствах України 197
Гітуляр А.А., Мнухін А.Г., Мнухіна Н.О., Україна. Комплексна переробка породних відвалів гірської промисловості 198
Закусило Р.В., Украина. Логистические и правовые аспекты перехода Украины к стандартам Европейского Союза по перевозке опасных грузов 199
Кружилко О.Є., Майстренко В.В., Демчук Г.В., Україна. Удосконалення науково-методичних підходів до управління державним наглядом з охорони праці у вугільній промисловості 200
Молодець Ю.А., Україна. Нормування пилу в робочій зоні при відкритій розробці родовищ корисних копалин 201
Мілінський В.В., Харитонов О.О., Україна. Аналіз розробок систем підготовки керуючих рішень по профілактиці електротравматизму у гірничорудній промисловості 202
Чеберячко Ю.И., Чеберячко И.М., Україна. Исследования влияния выходного диаметра фильтрующей коробки на эффективность пылеулавливания респиратора 203
Лапшин О.Є., Гацький А.К., Гацький І.А., Україна. Запобіжна пересувна вишка для виконання монтажних робіт в гірничих виробках 204
Алтухова Т.В., Євдокімов О.М., Україна. Формування критеріїв ефективності охорони і безпеки праці в гірничій промисловості України 205
Яворська О.О., Україна. До питання підвищення ефективності провітрювання марганцевих шахт 206

Алексеєнко С.О., Масур Г.С., Леммер Ю.О., Україна. Розробка технічних засобів для гасіння пожеж на військових складах боєприпасів 207

.**Чеберячко С.І., Наумов М.М.,** Україна. Оцінка ризику виникнення професійних захворювань органів дихання при використанні фільтрувальних респіраторів 208

Рясний В.М., Україна. Проведення підняттєвих гірничих виробок: проблеми та рішення 209

Вентилевский О.С., Алексеенко С.А., Украина. Тушение пожаров в тупиковых выработках 210

Николашин Ю.М., Подойницын И.П., Украина. Организационно-технические мероприятия по защите рабочих площадок от скатывания и падения кусков породы с откосов уступа 211

Шум'яцький Б.В., Коляда П.М., Фірман Л.Ю., Україна. Організація охорони праці в галузі гірничодобувної промисловості 212

Лапшин О.О., Батир К.І., Україна. Удосконалення технічного діагностування підйомників 213

Чоботько И.И., Тынына С.В. Украина. Проблемы эксплуатации и методы предотвращения возгораемости породных отвалов 214

Конопелько Є.І., Україна. Про можливість прогнозування рівня травматизму у вугільній промисловості України формалізованими методами 215

Холодилов А.Н., Россия. Методология оперативного прогнозирования сейсмического действия массовых взрывов 216

Столбченко Е.В., Пугач С.И., Украина. Переработка отходов горнодобывающей промышленности 217

Часова Е.В., Мовчан В.В., Демчишина О.В., Україна. Вплив сполук цинку на навколишнє середовище та здоров'я людини 218

Лапшин О.О., Курілович О.С., Україна. Методика розгляду проектів зовнішніх протипожежних водогонів підприємства 219

Худик М.В., Україна. Класифікація пиловловлюючих апаратів та пристроїв для створення автоматизованої бази даних їх параметрів 220

Домнічев М.В., Нестеренко О.В., Білаш В.В., Україна. Рекомендації щодо організації викладання курсу БЖД 221

Тищук В.Ю., Ковальова І.Б. Україна. Засоби знешкодження шкідливих викидів у коксохімічному виробництві 222

Третякова Л.Д., Мітюк Л.О., Україна. Actuality of improving protective clothes for miners..... 223

Домнічев М.В., Дібров К.В., Україна. Безпека екстремальних ситуацій 224

Пищикова О.В., Кремер О.А., Україна. Проблеми забруднення повітряного середовища від виробничих підприємств Кривбасу 225

Тверда О.Я.. Україна. Підвищення рівня екологічної безпеки гірничопромислових комплексів з виробництва щебеню 226

Костенко Т.В., Україна. Удосконалення протитеплового захисту рятувальників 227

Голишев О.М., Деньгуб В.І., Коновалюк В.А., Україна. Дослідження ексергетичної ефективності швидкісних теплообмінників для гарячого водопостачання 228

Секція «Збагачення корисних копалин»

Олійник Т.А.,Скляр А.Ю. ,Україна. Аналіз структур піротину руд ПРАТ «ЦГЗК» 230

Baic I., Blaschke W. ,Poland. Research on the reduction of mercury content in coal using dry separation methods 231

Стуруа Р.И., Талахадзе Д.Г., Абшилава А.В., Грузия. Разработка технологии обогащения малосульфидных золотосодержащих руд БНЕЛИ–ХЕВСКОГО месторождения (Грузия) 232

Білецький В.С., Україна. Oil agglomeration of fine coal 233

Билан Н.В., Соболев В.В., Камчатный А.А., Украина. Изменение некоторых физических свойств углей, обработанных слабым электрическим полем 234

Маланчук З.Р., Васильчук О.Ю., Жомирук Р.В., Україна. Оцінка вмісту рідкоземельних елементів у зоні складування техногенного родовища фосфогіпсу 235

Кошербаев К.Т., Шаутенов М.Р., Аскарова Г.Е. Казахстан. Рассмотрение вопросов селекции полиметаллической руды медно-свинцово-цинково-пиритного концентрата 236

Мацуй А.М., Кондратець В.О., Україна. Підвищення ефективності роботи кульових млинів першої стадії подрібнення автоматичною стабілізацією розрідження пульпи» 237

Ефименко С.А., Шаханов А.М., Нургалиев Д.К., Казахстан. «On-line» контроль качества руд, поступающих на Жезказганские обогатительные фабрики №1 и №2 ТОО «Корпорация Казахмы» 238

Поликарпова Н.Н., Асташко Н.В., Винник А.А., Республика Беларусь. Применение микрофотографии для изучения нефти 239

Білецький В.С., Горобець Л.Ж., Україна. Перспективи використання тонкодисперсного вугілля та аморфного вуглецю 240

Олійник М.О., Бреславський В..В., Україна. Дослідження процесу тонкого подрібнення у вібраційному шарі куль при збагаченні магнетитових кварцитів 241

Умарова И.К., Бобов А.А., Республика Узбекистан. Особенности обогащения вольфрамсодержащей руды месторождения Сарыкуль 242

Скляр Л.В., Коваль Н.С., Україна. Удосконалення технології збагачення залізних «коричневих» руд 243

Сербул О.М., Кондратець В.О., Україна. Удосконалення однороликових стаціонарних систем контролю рухомої маси сипких середовищ 244

Умарова И.К., Абдуллаева В.Ж., Узбекистан. Исследование процесса флотации медно-молибденовых руд с применением новых реагентов 245

Скляр Л.В., Юрченко О.Ю., Україна. Вибір способу подрібнення при збагаченні геолого-технологічних різновидів магнетитових кварцитів Інгулецького родовища 246

Березовский Н.И., Воронова Н.П., Костюкевич Е.К., Республика Беларусь. Рациональное управление параметрами процессов обогащения сырья для производства топливных брикетов 247

Младецкий И.К., Украина. Идентификация средней крупности вкрапления железной руды 248

Шпильовий Л.В., Білецький В.С., Шпильовий К.Л., Україна. Збагачення рідкіснометалічних руд Мазурівського родовища 249

Levytskyi V.G., Tolkach O.M., Ukraine. Environmental features of crushed stone waste recycling 250

Поликарпова Н.Н., Даморад П.А., Республика Беларусь. Механизмы воздействия минеральных объектов на организмы 251

Умарова И.К., Шарифова Н., Узбекистан. Технологические исследование пробы полиметаллической руды месторождения Хандиза 252

Лобов В.Й., Лобова К.В., Україна. Керування термічною обробкою котунів на конвеєрній випалювальній машині 253

Рузіна М.В., Білан Н.В., Терешкова О.А., Україна. Аналіз рудоутворюючих і рудоконтролюючих факторів під час технологічної оцінки перспектив комплексних рудних формацій у метасоматично змінених гіпербазитових масивах 254

Кушнірук Н.В., Гаркуша М.С., Мацюк І.М., Україна. Розробка нової безвідходної технології переробки буровугільних шламів брикетних фабрик 255

Горобец Л.Ж., Верхоробина И.В., Украина. Теория и технология диспергирования гетерогенных материалов в высокоскоростных струях 256

Білецький В.С., Україна. Суміщені технологічні процеси в гірництві 257

Секція «Гірничі машини та обладнання»

Громадський А.С., Горбачов Ю.Г., Соколов С.Г., Україна. Вибір раціональних параметрів підшипникових вузлів вібромашин 259

Makharadze L.I., Georgia. Pressure Hydrotransport System Main Pipeline Strength Calculation Methodolody ... 260

Монастирський Ю.А., В. В. Потапенко В.В., Україна. Системний аналіз технологічного автотранспорту кар'єрів 261

Новік В.А., Попов С.О., Україна. Автоматизована система формування механізованих комплексів для розробки запасів магнетитових кварцитів підземним способом 262

Сахно С.І., Україна. Аналіз напруженого стану металевих конструкцій двобалочного мостового крана методом кінцевих елементів 263

Nestoruk N.A., Ukraine. Rotating electrical machines are the basis for creation electric drive 264

Почужевський О.Д., Кристопчук М.Є., Україна. Аналіз питання температурного нагріву великогабаритних шин кар'єрних автосамоскидів 265

Keita Daouda, Pozdnyakov Valerii, Bah Brahima, Rép.de Guinee. Recherche, revelation et application des «reserves cachees» dans la mine de bauxite de sangaredi – cbg (republique de guinee) en vue d'augmentation de l'efficacite de son activite. 266

Шевчук С.П., Зайченко С.В., Вапнічна В.В., Україна. Мехатронний внутрішньотрубний комплекс багатоцільового призначення 267

Громадський А.С., Хруцький А.О., Кузнецова А.К., Україна. Вплив форми твердосплавних штирів на ефективність ударно-обертального буріння 268

Казаченко Г.В., Нагорский А.В., Республика Беларусь. Математическая модель установившегося процесса бурения шпуров и скважин шнековыми буровыми установками 269

Громадський А.С., Горбачов Ю.Г., Мисник В.В., Україна. Створення та впровадження спеціальних типів стрічкових конвеєрів для крупношматкових скельних вантажів 270

Хруцький А.О., Краснюк В.О.,Україна. Обґрунтування раціональних параметрів тригранних стріл екскаваторів-драглайнів 271

Молодини Н.Ш., Молодини Р.Н., Грузия. Приводы трения с собственным тяговым фактором 272

Шкіца Л.Є., Яцишин Т.М., Сидоренко О.І., Україна. Вдосконалення нафтогазовидобувного обладнання для підвищення екологічної безпеки галузі 273

Горбачов Ю.Г., Пінькало В.І., Україна. Вибір раціональних параметрів хвильових віброживильників 274

Хруцький А.О., Юраш В.В., Україна. Дослідження пасивних перевантажувальних вузлів стрічкових конвеєрів 275

Чашко М.В., Денисюк Д.С., Україна. Сучасний стан регульованого електропривода 276

Горбачов Ю..Г., Хруцький А.О., Шевцов В.С., Україна. Оцінка робочих та конструктивних параметрів легких вібраційних пристроїв для випуску руди з дучок 277

Громадський В.А. Базаров А.А., Україна. Шляхи підвищення зносостійкості бурового інструменту верстатів шарошкового буріння 278

Нечаєв В.П., Тютюник А.А., Україна. Шляхи підвищення довговічності ґрунтових насосів 279

Горбачов Ю.Г., Хруцький А.О.,Снісаренко О.В., Україна. Вибір раціональних параметрів стрічково-візкових конвеєрів 280

Алтухова Т.В., Україна. Моніторинг стану та діагностика несправностей електромеханічного обладнання в умовах вугледобувних підприємств 281

Громадський А.С., Хруцький А.О., Руденко Д.І., Україна. Дослідження впливу конструкції бурового інструменту на очищення забою при бурінні шпурів 282

Придатько І.В., Михайлов О.І., Україна. Проблеми і перспективи автоматизації гірничої промисловості України 283

Замицький О.В., Шепеленко М.І., Україна. Аналіз методів підготовки стисненого повітря для пневмозабезпечення гірничого устаткування 284

Мельниченко Н.П., Волошина Ю.А., Україна. Про важливість розвитку технічної культури майбутніх фахівців 285

Горбачов Ю.Г., Заверейко А.Є. ,Україна. Вибір шляхів захисту конвеєрних стрічок гірничорудних підприємств від зношення та руйнування 286

Хруцький А.О., Чимирис М.В., Україна. Оптимізація робочого обладнання навантажувально-доставкових машин 287

Банзак Г.В., Україна. Разработка модели безотказности сложных технических объектов 288

Ергиев Г.Н., Лещенко О.И. Украина. Расчет активных пьезоэлектрических фильтров для систем автоматического контроля и управления 289

Нечаєв В.П., Реброва С.В., Україна. Критерії працездатності поліуретанових амортизаторів 290

Горбачов Ю.Г., Яновський Б.Г., Україна. Вибір параметрів опор ковзання в місцях завантаження стрічкових конвеєрів 291

Trofymova O.P., Ukraine. Le perfectionnement des noeuds de la fixation des glissières dans la cage de dépannage et sauvetage 292

Яцун В.В., Г.Б. Филимонихин Г.Б., Украина. Двухчастотные режимы движения вибромашины с вибровозбудителем в виде пассивного автобалансира 293

Хруцький А.О., Туліка О.В., Україна. Дослідження зношення штирових коронок для буріння свердловин 294

Горбачов Ю.Г., Бондар А.В., Україна. Аналіз ефективності магнітно-імпульсної системи для запобігання зводоутворень і очищення бункерів від налиплих сипких 295

Тарасов В.И., Украина. Анализ влияния регулирования скорости ленты конвейера на его энергоэффективность 296

Банзак О.В., Украина. Разработка имитационной статистической модели процессов технического обслуживания горного оборудования 297

Нечаєв В.П., Іванова О.Р., Україна. Вибір обладнання для швидкісної обробки деталей гірничих машин . 298

Чоботько І.І., Україна. Анализ фильтровального оборудования для обезвоживания тонкодисперсной суспензии 299

Алтухова Т.В., Скрипник С.О., Україна. Дослідження негативних факторів, що впливають на працездатність електромеханічного обладнання шахтних підприємств 300

Пахомов В.І., Україна. Проблеми експлуатації автосамоскидів у кар'єрах Кривбасу 301

Пристинский Н.Г., Пристинский С.Н., Украина. Целесообразность восстановления крупногабаритных шин 302

Степанкіна І.Б., Україна. Аналіз досвіду експлуатації кар'єрних самоскидів у автомобільно-конвеєрному комплексі кар'єрів 303

Зінов'єв С.М., Скрипник С.О., Україна. Режими роботи та аналіз геометрії струминного насосу 304

Замицький О.В., Омельчук Д.В., Україна. Дослідження сучасних тенденцій розвитку процесу сушіння тонкодисперсних матеріалів 305

Бондар О.В., Україна. Аналіз спеціалізованих програмних комплексів для планування та управління гірничим підприємством 306

Деміда Н.В., Бондар О.В., Кіяновський М.В., Україна. Впровадження концепції PLM на гірничо-збагачувальних підприємствах 307

Комнатний І.В., Бондар О.В., Кіяновський М.В., Україна. Відновлення зношених поверхонь деталей гірничого обладнання шляхом 3D сканування 308

Солодун О.О., Бондар О.В., Кіяновський М.В., Україна. Дослідження ступеню зносу деталей гірничих машин 309

Хорольський А.І. Бондар О..В., Кіяновський М..В., Україна. Дослідження процесу управління інженерними даними підприємства 310

Денищенко А.В., Егорченко Р.Р., Україна. Совершенствование шахтной путеочистительной техники 311

Савченко А.О., Коптовець О.М., Україна. Дослідження робочих процесів фрикційного гальма методом аналізу вимушених коливань колодки 312

Фафлей О.Я., Дейнега Р.О., Михайлюк В.В., Україна. Кінцево-елементний аналіз двоопорних замкових з'єднань бурильних труб 313

Громадський А.С., Кабіщер Е.Г., Україна. Шляхи підвищення технічного рівня процесу шарошкового буріння 314

Гірін І.В., Україна, Шляхи підвищення продуктивності та ефективності і автомобільного транспорту на глибоких кар'єрах України 315

Лях М.М., Дейнега Р.О., Концур І.Ф., Україна. Комплексний підхід до створення обладнання для якісного промивання свердловин в процесі їх буріння 316

Василькевич В.І., Ільїн С.Р., Україна. Випробування системи безперервного контролю плавності руху підйомних посудин в умовах вугільного скіпового підйому 317

Міщук Ю.С., Білецький В.С., Україна. Моделювання силової секції вибійного гвинтового двигуна 318

Осінній В.Я., Україна. Робочий орган гірничої машини на основі низькотемпературної плазми 319

Семенюк В.В., Україна. Вдосконалення навісного обладнання для видобутку бурштину віброгідравлічним способом 320

Нечаєв В.П., Сегеда Д.А., Україна. Плазмово-дугове зміцнення деталей гірничих машин 321

Секція
«Відкрита розробка родовищ корисних копалин»

УДК 378.1

Ю.Г. ВИЛКУЛ, д-р техн. наук, проф., президент Академии горных наук Украины,

ПРИВЕТСТВИЕ УЧАСТНИКАМ КОНФЕРЕНЦИИ В СВЕТЕ АКТУАЛЬНЫХ ПРОБЛЕМ СОВРЕМЕННОЙ ГОРНОЙ НАУКИ

В настоящее время Украина переживает тотальный кризис, который все глубже проникает во все структуры страны, связи между ними и жизнь общества. Ухудшаются все экономические показатели, уровень жизни граждан, среди которых работники науки и образования являются далеко не самыми высокооплачиваемыми трудящимися. К тому же сами условия труда ученого сейчас – далеки от комфортных, а престижность – все падает. В этих условиях само существование научной деятельности является, если не феноменальным, то уж парадоксальным – точно! Поэтому никак нельзя без глубочайшей благодарности говорить о наших талантливых ученых, относиться к проводимым ими полномасштабным научным форумам и приветствовать их.

Последние 2 года рынок железной руды пребывает в депрессионном состоянии. Цены на железорудное сырье достигли минимальных показателей за последние 10 лет. Снижение цен происходит на фоне роста избытка сырья на мировом рынке. Предприятия ГМК оказались в критической ситуации. А так как научная деятельность во многом зависит от их работы, то понятно, почему выполнение научно-исследовательских работ 2015 годов сократилось на ГОКах Кривбасса почти на 70%, а с 2016 года оно практически приостановлено. Горно-металлургические предприятия Украины в начале 2016 года сократили выручку от экспорта железорудного сырья в 1,9 раз, и она составила $107 млн. из-за падения мировых цен на железорудное сырье. Основными покупателями железорудного сырья стали Китай – 42,8% выручки, Австрия – 12,2%, Япония – 10,5%. Производство стали в 2015 г. составило лишь 23 млн. тонн, что на 29% меньше аналогичного показателя в далеко не лучшем для отрасли 2013 году. Не лучшие показатели и в 2016-2017 годах. Экспортные цены на основную продукцию отечественной металлургии снизились в среднем на 40% и достигли минимальных значений за последние 15 лет. Отрасль оказалась на грани выживания и генерирует многомиллиардные убытки. Максимальная цена на железную руду была зафиксирована в 2011 г. и составила 191,7 $/т, минимальная – в 1988 г. на уровне 10,51 $/т. Пики последних четырех циклов отстают друг от друга примерно на 30 лет. Каждый из них состоял из 10-летнего подъема, за которым следовал обвальный спад, продолжавшийся около пяти лет, который переходил в сравнительно плавное снижение, длившееся еще 15 лет. Пики зарегистрированы в 1917, 1951, 1980 и 2011 гг. Самые низкие точки пришлись на 1931, 1971, 2002 гг. Если текущий цикл будет повторять предыдущие, то следующий минимальный цикл или точка поворота придется на 2030 год.

Все инвестиционные составляющие в ВВП Украины сократились до исторического минимума в 12%. По оценкам международных экспертных организаций, по уровню инвестиционной активности Украина вышла на уровень самых бедных стран мира: Барбадос, Буркина-Фасо, Южный Судан. Она признана беднейшей страной Европы по доходам на душу населения, опередив Молдавию и Албанию. По уровню средней зарплаты находится на уровне таких отсталых африканских государств, как Габон и Сенегал. Спад в строительстве, машиностроении, судостроении привел к тому, что по итогам прошлого года внутреннее потребление стального проката в Украине упало до минимума – 3,12 млн. т. Потребление металла на душу населения составляет менее 90 кг, что более, чем в три раза ниже показателей России и Польши – 300 и 314 кг соответственно. В конце 80 гг этот показатель составлял 1,06 т на человека и был выше, чем в США, Канаде, Германии, России, Японии, Франции, Англии, Бразилии, Австралии и др. развитых странах. Такого кризиса, как сегодня, в истории украинского ГМК еще не было.

Сейчас главная задача предприятий – выжить. Если мы в конце года будем иметь тот же ГМК, что и в начале – это уже будет большой успех. Идет борьба за каждую гривну в себестоимости продукции, за каждое рабочее место.

Украина является уникально богатым регионом в мире по минеральным ископаемым. При площади республики приблизительно 0,03% от площади земной поверхноости, в стране добывается 5% мирового производства минеральных ресурсов. Страна входит в первую десятку стран великих производителей минерального сырья. Всемирно известны месторождения марганца и 80% его мирового производства, 14% железной руды, 7% каменного угля. Мы произво-

дили всего лишь несколько лет назад почти 90% титана, больше половины ртути, графита, 90% самородной серы, 70% облицовочного камня и др. Запасов у нас – достаточно. А главный вывод, который напрашивается при решении вопроса рационального использования недр страны, это то, что Кривбасс и сейчас, безусловно, как и раньше, остается базой железорудной промышленности Украины и главным здесь является комплексное использование руды и экология.

Недра Криворожского бассейна, к сожалению, используются нерационально. Несмотря на то, что в добытой рудной массе содержится несколько видов минерального сырья, используется только один - железная руда. Остальные отправляются в отходы и складируются в отвалах и хвостохранилищах, создавая новые – техногенные месторождения. В результате проведения горных работ в Кривбассе нарушено более 34 тыс. га земли. Из 585 км^2 территории почти на 40 км^2 расположены карьеры и зоны обрушения, на 70 км^2 – хвостохранилища с более 3 млрд. т горной массы. Более 70 км^2 находится под отвалами пустых пород – более 9 млрд. т вскрышных пород. Только для 5 ГОКов Кривбасса общая площадь земельного отвода составляет около 34 тыс. га. Высота отвалов уже – более 120 м, дамб хвостохранилищ – около 90 м. В регионе в результате деятельности ГМК в атмосферу выбрасывается свыше 600 тыс. т пыли и свыше 1 млн. м^3 вредных и высокотоксичных газов. Это приводит к тому, что во многих районах города концентрация пыли и вредных веществ намного превышает предельно допустимые нормы. К этому добавляется еще и сложнейшая проблема выработанных подземными горными работами практически не учитываемых пространств.

В связи с этим деятельность содружества наших горняков, координируемая Академией горных наук (АГН), предусматривает, прежде всего, разработку экологически чистых технологий добычи руд на глубоких карьерах Кривбасса. Ежегодно Академия участвует в реализации долгосрочной программы по решению экологических проблем Кривбасса и улучшению состояния окружающей природной среды на 2011-2022 годы. Становится крайне необходимой программа «Разработка техники и технологии рекультивации нарушенных горными предприятиями земель, что обеспечит использование их в народном хозяйстве Украины».

В 1993 году На ЦГОКе была предпринята попытка по обогащению окисленных руд с использованием обжиговых машин производительностью 3 млн. т концентрата в год. Однако этот способ оказался очень затратным и экологически вредным. В настоящее время ученными академии разработана новая технология обогащения окисленных кварцитов высокоградиентными магнитными сепараторами. Материальной базой для которой станут карьеры ЮГОКа и Арселор Миттал Кривой Рог. Запасы руд оцениваются в 2 млрд. т с содержанием железа 36,5%. Вот уже четыре года академия принимает участие в разработке и внедрении целевой региональной программы «Переход горнодобывающих предприятий, подконтрольных Криворожскому горнопромышленному территориальному управлению Госгорпромнадзора Украины, на бестротиловые экологически безопасные взрывчатые вещества». В 2015 г. по этой программе Академией совместно с предприятиями «СЕВГОК», «ИнГОК», «ЦГОК», КЖРК выполнено научно-исследовательских работ на сумму более 3,5 млн. грн. Ежегодно Академия принимает активное участие в подготовке и проведении Международной конференции "Сталий розвиток Кривбасу", которая проходит в Криворожском национальном университете. Академия проводит симпозиум по управлению качеством минерального сырья. Президиум Академии принимает меры по усилению и укреплению научно-производственных комплексов, отделений и центров ведущими учеными и руководителями предприятий. Международная деятельность Академии открыла возможность привлекать к нашей деятельности иностранных ученых из США, Китая, Польши, Румынии, Италии и других стран. Значительное внимание уделяется Академией подготовке кадров высшей квалификации. Большинство академиков и членов-корреспондентов Академии работают в сфере высшего горного образования. Это дает им возможность довести достижения горной науки при подготовке специалистов для горной промышленности.

Продолжая свою деятельность, Академия намечает проводить в ближайшее время научно-исследовательские работы в следующих основных направлениях: гидрогенезация бурых и каменных углей; повышение производительности нефтяных и газовых скважин; обогащение слабомагнитных руд; применение эмульсионных взрывчатых веществ при производстве взрывных работ; комбинированная открыто-подземная разработка месторождений полезных ископаемых.

Нет сомнения в том, что выполняемые вами, коллеги, НИИОКР позволят поднять на более высокий уровень развитие ГМК и других направлений народного хозяйства Украины.

УДК 239.42:622.35

С.О. ЖУКОВ, д-р техн. наук, проф., Криворізький національний університет
С.В. КАЛЬЧУК, канд. техн. наук, доц., Житомирський державний технологічний університет

АНАЛІТИЧНІ ПІДХОДИ В МОДЕЛЯХ СУБДИНАМІЧНОГО РЕЖИМУ РУЙНУВАННЯ

Існуючі розрахунки технології направленого розколу порід переважно базуються на теорії статичного руйнування, що є перешкодою для розрахунку ефективних параметрів технології видобування каменю методами, відмінними від статичних. Тому розробка математичної моделі, що адекватно описує протікання процесів направленого руйнування каменю в субдинамічному режимі, та визначення основних етапів цих процесів має вельми актуальне значення. На відміну від руйнування металів та інших відносно однорідних матеріалів, руйнування природного каменю характеризується іншими динамічними та статичними особливостями. Враховуючи зазначене, постає необхідність у математичному описі процесів направленого руйнування каменю, які об'єднують процеси мікро- та макроруйнування, а також росту магістральних тріщин в субдинамічній постановці задачі. У разі кристалічних порід з неоднорідною структурою, а тому – анізотропних, аналітично модель руйнування можна представити у вигляді певного розподілу. Для крихких гірських порід найбільш адекватним є розподіл Вейбулла.

За умови постійного навантаження породи в процесі мікроруйнування бере участь тільки частина міжмінеральних зв'язків, міцність яких дорівнює, або є меншою, ніж напруження, зумовлене зовнішнім впливом. Виходячи з цього, більшому зовнішньому навантаженню відповідає більша кількість елементарних міжмінеральних звязків, що залучаються до процесу руйнування. Дане положення повністю узгоджується з явищем динамічної міцності, тобто короткотривалої здатності витримувати більші навантаження, ніж при статичних випробуваннях.

Дія статичного навантаження протягом відносно більш тривалого часу зумовлює мікроруйнування і зменшення площі контакту (накопичення пошкоджень). При зменшенні площі контакту та постійному значенні дії сили зростають внутрішні напруження за рахунок зменшення площі, на яку діє ця сила. Виходячи з цього, за певних значень руйнуючої сили, накопичення мікродефектів зі зменшенням площі контакту дійде до межі, коли залишаться лише найбільш міцні міжмінеральні контакти в породі, тобто виникне стан рівноваги і процес мікроруйнування зупиниться. При незначному збільшенні навантаження – продовжиться подальший процес втрати площі контакту зі збільшенням напруг на ній, при цьому порода в кінцевому підсумку буде зруйнована повністю, а руйнування буде мати наростаючий неконтрольований характер. Умова рівноважного стану буде забезпечуватися у випадку рівності сил, що діють на породу ззовні, та сил протидії мінеральних зв'язків. За певного значення σ виникає стан критичної рівноваги. У випадку перевищення цього рівноважного значення відбудеться некероване остаточне руйнування каменю: $\sigma_{\lim} = (\sigma + d\sigma)$.

Щодо технологічної реалізації процесу слід зауважити, що векторно виколювання блоків жорстко обумовлюється просторовою орієнтацією природних первинно-пластових та субвертикальних системних тріщин, у зв'язку з чим в інженерних розрахунках вноситься поправка, яка залежить від параметрів системної тріщинуватості породного масиву, речовинного заповнення та стану тріщин, від чого залежать сили опору зсуву (F_R) блоку при його відділенні від масиву.

Оскільки загальний процес спрямованого руйнування кристалічних порід складається з ряду складних процесів мікро- та макроруйнування, які протікають паралельно, але, разом з тим, є взаємозалежними, а також з найбільш значимого в даному контексті процесу росту магістральних тріщин, і ці процеси протікають за різними законами в звичайній та субдинамічній постановці задачі руйнування, їх доцільно описувати аналітично з комплексно-системним використанням енергетичної теорії руйнування, статистичного розподілу та теорії безструктурних моделей. Разом з тим означений підхід щодо аналітичного опису процесу субдинамічного руйнування порід вимагає в подальшому встановлення невідомих поки що допустимих границь застосування кожної окремої аналітичної залежності, відповідно до етапів і динаміки навантаження та напруження середовища, аж до повного його руйнування для забезпечення адекватності такого моделювання.

УДК 622.271

Д.В. ВІНІВІТІН, інженер, Полтавський гірничо-збагачувальний комбінат,
Б.Ю. СОБКО, д.т.н., проф., В.В. ПАНЧЕНКО, к.т.н., доц., Національний гірничий університет,
С.М. ШОЛОХ, канд. техн. наук, доц., Криворізький національний університет.

УДОСКОНАЛЕННЯ ОПЕРАТИВНОГО ПЛАНУВАННЯ Й УПРАВЛІННЯ ГІРНИЧО-ТРАНСПОРНИМИ РОБОТАМИ В ЗАЛІЗОРУДНОМУ КАР'ЄРІ

Як свідчить практика, необхідною умовою ефективного оперативного планування та управління гірничо-транспортними роботами є, в першу чергу, застосування достатньо досконалого методичного забезпечення.

Наразі розробка такого методичного забезпечення стримується недоліками традиційної формалізації вказаних функціональних задач (пріоритет математичного апарату, а не технологічних вимог; орієнтація на "об'єктивні" математичні моделі), нездатність традиційних "об'єктивних" математичних моделей використовувати просторові об'єкти і дані, недостатній рівень реалізації системного підходу (емпіричний характер формування множини функціональних задач, недостатня (не доведена) узгодженість математичних моделей за критеріями оптимальності та обмеженнями).

Відповідно вказаним недолікам були визначені напрямки удосконалення оперативного планування й управління гірничо-транспорними роботами в залізорудному кар'єрі:

формування повної множини функціональних задач оперативного планування та управління шляхом системної декомпозиції загальної задачі за типовими факторами (часовим, функціональним, організаційним); така декомпозиція, як відомо, супроводжується узгодженням функціональних задач за критеріями оптимальності та обмеженнями; цей етап є початковим, а не останнім, як при емпіричному підході; наступна формалізація виконується в межах встановленого таким чином складу та структури підсистеми оперативного планування та управління гірничо-транспортними роботами з урахуванням множини функціональних та інформаційних зв'язків;

перехід від "об'єктивних" моделей математичного програмування до моделей прийняття рішень в умовах невизначеності (комбінація "об'єктивних" і "суб'єктивних" моделей, тобто залучення людей, що приймають рішення (ЛПР), до процесу прийняття планових та керуючих рішень); відповідно, відбувається підвищення пріоритету технологічного аналізу поточної виробничої ситуації та вибору базової математичної моделі, що визначає область пошуку раціонального планового та керуючого рішення, і стадії аналізу отриманих багатокритеріальних рішень та вибору з них раціонального (компромісного); таким чином припиняється "підгонка" технологічної суті функціональних задач під вимоги, наприклад, лінійного програмування, що приводить до неадекватності його моделей, та розширюються функції ЛПР;

використання моделюючого підходу для просторової прив'язки отриманих планових об'ємно-якісних показників видобувних і транспортних робіт: моделюється просторова геометрична фігура виймального блоку, розташування блоку на горизонті, розкрій виймального блоку на екскаваторні заходки та послідовність їх відпрацювання різними способами (селективним, валовим (з перегоном екскаватора в початок наступної заходки і без перегону); повздовжніми, поперечними або діагональними заходками); для визначених таким чином фігур (контурів) виймання гірничої маси за планові часові інтервали на основі блочної геологічної моделі геоінформаційної моделі K-MINE розраховуються об'ємно-якісні показники; якщо вони порушують обмеження вихідної базової математичної моделі, то ЛПР може скоригувати модель просторової геометричної фігури виймального блоку, розташування блоку на горизонті, розкрій виймального блоку на заходки; в разі необхідності, ЛПР може скоригувати, як числові значення обмежень базової моделі, так і саму модель.

Вказані напрямки удосконалення реалізуються в умовах кар'єру Полтавського ГЗК, в тому числі і на урівні оперативного управління гірничо-транспортними роботами (з урахуванням його специфіки). Розрахунки показали приріст об'єму видобутку гірничої маси до 6,1% та підвищення коефіцієнту використання устаткування, що на 7,0% вище досягнутих значень.

УДК 622.271.3

Ю.М. НИКОЛАШИН, д-р техн. наук, проф., И.А. ПАШКОВА, ассистент,
Д.М. СТОЯН, магистрант. ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНОГО СОСТОЯНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ПРИБОРТОВЫХ ОТВАЛОВ КАРЬЕРА ЧАО «ПОЛТАВСКИЙ ГОК»

Ключевые слова: прибортовой отвал, слабое основание, параметры отвала, статистическая нагрузка, противооползневые мероприятия, горно-строительные работы.

Проблема и её связь с научными и практическими задачами. Наращивание высоты и повышение углов наклона бортов отвала вскрышных мягких и скальных пород на бортах глубоких карьеров небезопасно из-за возможности возникновения нарушения устойчивости откосов в условиях обводненного песчано-глинистого основания отвала и верхних горизонтов уступов карьера. Для обоснования безопасного состояния прибортового отвала при постановке уступов карьера верхних горизонтов на постоянный контур необходимо получение для проектирования решения научно-практической задачи по определению устойчивости откосов, соответствующих нормативным требованиям, с установлением оптимальных показателей: высоты и углов наклона бортов отвала и карьера на участке их сопряжения; минимально допустимого безопасного состояния нижней бровки отвала от верхней бровки карьера с учетом применения противооползневых мероприятий. При этом необходимо осуществлять геолого-маркшейдерский мониторинг за проявлением опасных деформаций горно-строительного сооружения «прибортовой отвал – карьер».

Анализ исследований и публикаций. Особым условием предельного равновесия откосов в схеме «прибортовой отвал – карьер» является рассмотрение баланса действующих удерживающих и сдвигающих сил в общей призме возможного оползания.

Обобщение опыта сооружения временных прибортовых отвалов на железорудных карьерах «Кривбасса» показывает, что длительное стояние отвалов приводит к изменению горнотехнических и инженерно-геологических условий: увеличивается высота участка борта в мягких породах, повышается обводненность толщи за счет аккумулирования отвалом атмосферных осадков, повышающих влажность пород, которая снижает сопротивление сдвигу призмы возможного оползания. Так, в условиях Ингулецкого месторождения при подвигании северо-восточного борта карьера к предельному контуру на участке прибортового отвала № 3 высотой до 60 м, произошел оползень в 1993 г. объемом до 9 млн. м^3, «язык» которого распространился в карьере от горизонта плюс 26 до минус 75 м.

Анализ результатов ранее выполненных исследований устойчивости откосов и опыт отсыпки отвала № 2 Ингулецкого ГОКа на водонасыщенное основание показал, что при росте нагрузок от массы отвальных пород в пределах достижения высоты отвала 60 м с углом наклона борта 20-23º возникают катастрофические деформации отвального массива. Поэтому в дальнейшем при конструировании профиля борта была принята «плоско-вогнутая» его форма взамен «выпуклой», позволяющая значительно снизить влияние сил сдвига в призме упора.

При исследовании устойчивости откосов «прибортовой отвал – карьер» использованы возможности моделирования на основе модуля программного обеспечения в геоинформационной системе K-MINE. В алгоритмах выполнения моделирования были заложены положения теории предельного равновесия откосов по наиболее слабым поверхностям скольжения призм оползания, реализуемые инженерными методами расчета устойчивости.

Выводы и результаты. Для использования при проектировании прибортовых отвалов карьера ЧАО «Полтавский ГОК» рекомендованы максимально допустимые углы наклонов бортов, равные 14º при общей высоте 140 м, высоте ярусов до 20 м и ширине предохранительных берм от 50 до 100 м, в т.ч. с разделительной предохранительной бермой между нижней бровкой отвала и верхней бровкой борта карьера, шириной не менее 50 м. Кроме того, устойчивость отвалов обеспечивается противооползневой защитой с использованием в его подошве контрфорсов из пород скальной вскрыши по его периметру.

УДК 622.232.72:622.34

О.О. ВУСИК, аспірант.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ЗАСТОСУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ПОШАРОВОГО ФРЕЗЕРУВАННЯ КАР'ЄРНИМИ КОМБАЙНАМИ ПРИ РОЗРОБЦІ КРУТОСПАДНИХ ЗАЛІЗОРУДНИХ ПОКЛАДІВ

Традиційні шляхи можливості покращення й удосконалення технологічного гірничотранспортного обладнання та технології розробки корисних копалин відкритим способом характеризуються незначним прогресом.

Сучасна класична технологія відкритої розробки залізорудних покладів при відпрацюванні напівскельних та скельних гірських порід має реальну перспективу бути безвибуховою, що досягається шляхом застосування кар'єрних комбайнів фрезерного типу.

Враховуючи досвід закордонних підприємств використання безвибухової технології можна покращити роботу комплексу гірничотехнічних засобів для підвищення технічного рівня гірничовидобувного підприємства в складних гірничо-геологічних та гірничотехнічних умовах розробки кар'єрів на значних глибинах, в межах 350-450 м.

Розроблена технологія пошарового фрезерування забезпечує зменшення собівартості видобутку руди і підвищення обсягів її видобутку, що відбувається без збільшення численності працівників. За рахунок досягнення технологічного прогресу і застосування принципово нової техніки і технології ведення гірничих робіт забезпечується підвищення продуктивності праці робочих.

Вивчення сучасного стану й основних науково-технічних напрямків розвитку техніки і технології відкритих гірничих робіт в умовах кар'єрів Кривбасу свідчить про можливість відпрацювання залізорудних покладів комбайновим способом без вибухової розробки.

Кар'єрні комбайни фрезерного типу цілком успішно застосовують в багатьох країнах при розробці родовищ бокситів, вугілля, вапняку, фосфатів і – найцікавіше – залізної руди значної міцності [1-5].

Для ефективного використання технології розробки гірських порід фрезерними комбайнами на залізорудних кар'єрах як складової технології відпрацювання залізорудних покладів, вона потребує перетворень, пов'язаних з адаптацією до діючих технологічних процесів, у чому й полягає мета дослідження.

На основі аналізу теоретичного та практичного використання безвибухової розробки створено підстави для обґрунтування впровадження поточної технології гірничих робіт із економічно ефективним застосуванням кар'єрних комбайнів.

З метою удосконалення та підвищення ефективності технології ведення відкритої розробки залізорудних родовищ виконана значна кількість досліджень. Але вибраний напрямок досліджень потребує критеріїв економічної оцінки, котрі враховують витрати впровадження технології пошарового фрезерування та собівартості технологічних процесів виробництва при відсутності буро-підривної підготовки порід до виймання.

Список літератури

1. **Pikhler M.** Wirtgen Surface Miner 2200 SM pilot-industrial operation at the Dzhtgutinsky limestone open-pit mine / **M. Pikhler, V. Guskov, Y. Pankevich, M. Pankevich** // Russian Mining. – 2005. – № 3. – P. 19–23.

2. **Анистратов К.Ю.** Комбайн непрерывного действия 2600SM на карьере. Юбилейная АК «Алмазы России – Саха» / **К. Ю. Анистратов, С. В. Луцишин, Г. Хартманн** // Горная промышленность. – 1994. – № 1. – С. 8–9.

3. **Пихлер М.** Комбайны Wirtgen Surface Miner на разработке месторождений фосфоритов Республики Узбекистан / **М. Пихлер, Ю.Б. Панкевич, С.П. Леу** // Горная промышленность. – 2009. – № 1. – С. 13–17.

4. **Palei S.K.** Optimization of productivity with surface miner using conveyor loading and truck dispatch system / **S.K. Palei, N.C. Karmakar, P. Paliwal, B. Schimm** // International Journal of Research in Engineering and Technology. – 2013. – Vol. 02, is. 09. – P. 393–396.

5. **Вусик О.О.** Стан і перспективи застосування безвибухового способу відпрацювання гірського масиву на залізорудних кар'єрах / **О.О. Вусик, А.М. Пижик** // Сталий розвиток промисловості та суспільства: міжнар. наук.-техн. конф.: тези доп. – Кривий Ріг, 2017. – С. 61.

UDC 622.271

W. SOBCZYK, PhD D.Sc. Eng. Professor, AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering, Department of Environmental Engineering and Raw Materials Processing, Cracow, Poland
E.J. SOBCZYK, PhD D.Sc. Eng. Professor, The Mineral and Energy Economy Research Institute of the Polish Academy of Sciences, Cracow, Poland

INFLUENCE OF THE OPEN PIT BROWN COAL MINE ON THE ENVIRONMENT

The Bełchatów brown coal mine is Europe's largest open-pit mine, which has an area of 3800 ha, with a depth of approximately 300 meters. It is located in the center of Poland in Bełchatów, 150 km west of the capital. Bełchatów mine is an open pit mine which occupy a huge area about 40 km^2. That have very big impact on lithosphere and on hydrosphere by changing water table, because it is necessary to conduct drainage. It also highly impact biosphere, because it was agriculture and forest area before mine was established. Direct to mine are located some small villages, so pit have average impact on anthroposphere. Creating such big hole increasing vulnerability for some natural hazards, e.g. landslides.

Mine took large territory of forest area, till now it is 2350 ha and ultimately it is going to be much more about 2900 ha. After exploitation at the post mining area dominates forest direction of reclamation, so about 5500 ha will be turn back into forest. Destruction of areas of forest cover have huge impact on wildlife and reduce biodiversity because it destroy their habitat. Deforestation generally impact soil by increasing rate of soil erosion what could result in higher risk of landslides. The mine posses also a dump with useless wastes, located at the southern edge of the inner dumping ground. The total area designated for the landfill is 1.55 hectares. Storage of dumps has major influence on lithosphere. It occupy surface and change the landscape. Also badly made dumps could cause a great natural hazards like landslides.

In Bełchatów mine the noise and vibration emission is mainly caused by the excavators, stacking machines, belt conveyors and its transmission and mainly influent on atmosphere and biosphere - disappearance of flora in surroundings area. There are also a local noise sources like from auxiliary equipment (dozers, selfpropelled lifts, graders), but they have small influence on surroundings in aspect of highy-acting basic equipment. Noise and vibration measurements are executing separately for each field every 2 years. Results have never crossed the ruling standards.

At present reclamation of Bełchatów Mine is mainly focused on development of dumping grounds and base on seeding grasses, planting shrubs, trees, which has great influence on biosphere.

Reclamation of Bełchatów mine in future will be also consist of developing huge open pit. It is planned to partly refill this excavation and pour there water, which change the water condition in that area.

The greatest impact has occupation of surface, because of type of exploitation – it is an open pit mine. Also storage of dumps, infrastructure of mining plant and deforestation have prominent influence on surroundings. Less important in comparison with huge effect of other actions has air conditions.

Summing up, the influences on environment in Bełchatów Brown Coal Mine is significant and reclamation of this area will be carrying out for tens of year.

My whole-hearted thanks go to Dorota Pietruszka, Bartosz Piotrowski, Dawid Szefler, Tomasz Piątek for their help in collecting materials.

List of References

1. **Biedrawa A., Sobczyk W.** AHP (Analitic Hierarchy Process) – Multicriteria method of solving decision tasks / Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Opolskiego Inżynieria procesowa w ochronie środowiska [dokument elektroniczny]: monografia // 2010 b. - 3–10

2. **Kasztelewicz Z., Kaczorowski J.** Rekultywacja i rewitalizacja kopalń węgla brunatnego na przykładzie kopalni "Bełchatów" / Górnictwo i Geoinżynieria // 33, 2, 2009.

3. **Sobczyk W., Biedrawa-Kozik A., Kowalska A.** Threats to Areas of Natural Interest / Annual Set The Environment Protection // 14, 2012. - 262-273

4. www.kwbbelchatow.pgegiek.pl/index.php/ochrona-srodowiska.

УДК 622.235

А.А. СКАЧКОВ, інженер, директор департаменту, ООО «МЕТІНВЕСТ ХОЛДИНГ»
С.О. ЖУКОВ, д-р техн. наук, проф., Криворізький національний університет

КОНЦЕПТУАЛЬНІ ЗАСАДИ УДОСКОНАЛЕННЯ БВР ДИФЕРЕНЦІАЦІЄЮ ЗАРЯДІВ

На кар'єрах, де ведуть розробку скельних гірських порід, комплекс БВР є початковим, тому якість його виконання визначає ефективність усіх технологічних процесів видобутку і переробки сировини. Разом з тим, він є найбільш витратним, що зумовлює активний пошук шляхів його вдосконалення й актуальність обраної теми даної дисертації.

Тривалі авторські спостереження за процесом підривання породних масивів у залізорудних кар'єрах переконують, що очевидною є енергетична перенасиченість порід вибухового блоку, яка найбільш динамічно проявляється на породних оголеннях покрівлі й укосу уступу, де вкрай небажане переміщення великих мас гірських порід на значні відстані ілюструє масштаби витрат енергії вибуху на таку негативну роботу за рахунок цільового дроблення. Особливо нераціонально енергія витрачається при підриванні складноструктурних масивів, з вираженою системною тріщинуватістю та блочністю, які є найбільш типовими для більшості кар'єрних полів.

Мета даного дослідження – зниження питомої витрати ВР з підвищенням рівномірності дроблення породи шляхом комплексного підходу, що передбачає суміщене операційно й у часі: 1) формування нових зон та поверхонь розмежування активнохвильових середовищ; 2) випереджаюче знеміцнення породи в межах впливу парно взаємодіючих рядів вибухових свердловин, у кожному з яких – різні міжсвердловинні відстані, параметри та конструкції зарядів, чим реалізується диференційоване енергонасичення масиву); 3) просторова орієнтація створюваних граничних зон та рядів вибухових свердловин відносно системної тріщинуватості з урахуванням акустичної анізотропії масиву, що піддається підриванню, та суперпозиції пружних хвиль.

Для досягнення зазначеної мети ставляться та розв'язуються наступні задачі:

аналіз сучасних методів вибухової підготовки порід свердловинними зарядами ВР;

дослідження процесу вибухового руйнування гірських порід свердловинними зарядами ВВ і його вплив на характер розподілу енергії вибуху в диференційовано енергонасиченому породному масиві з урахуванням випереджаючого знеміцнення породи в межах впливу парно взаємодіючих рядів вибухових свердловин;

аналіз і обґрунтування процесу формування нових зон та поверхонь розмежування активнохвильових середовищ;

теоретичні дослідження взаємодії хвиль напружень (їх суперпозиції) від близько розташованих зарядів ВР з метою пошуку резервів їх енергії;

аналіз суперпозиції хвиль напрудень за умов застосування в одному блоці зарядів ВР, наближених за дією до камуфлетних, а поряд з ними зарядів рихлення;

розробка способів виконання БВР, в яких зі зміною порядку підривання свердловинних зарядів ВР зменшуються витрати їх енергії;

експериментальні дослідження та промислові випробування розроблених способів з уточненням мас зарядів, що взаємодіють, та інтервалів сповільнення між ними;

аналіз ефективності упровадження нової технології.

Ідея роботи полягає у більш повному використанні енергії вибуху за рахунок випереджаючого підривання ослаблених зарядів у другому від укосу уступу ряді свердловин, недостатніх для переміщення масиву, але достатніх для утворення наскрізної в площині свердловин «відрізної» щілини, яка стає додатковою відбиваючою поверхнею та межею субсиметричного напівпростору для першого ряду свердловин. За цих умов пружна хвиля проходить вдвічі більшу відстань, у порівнянні з першим рядом, і її енергія витрачається на 60-75% на попереднє знеміцнення вміщуючого перший ряд свердловин масиву, полегшуючи зарядам цього ряду руйнування знеміцненої породи, що забезпечує підвищення рівномірності її дроблення, а в окремих випадках – додаткове зниження питомої витрати ВР. Ідея також передбачає підвищення однорідності гранскладу подрібненої гірничої маси за рахунок максимально рівномірного енергонасичення масиву шляхом взаємної відповідності просторового розташування свердловин в ряді та системної тріщинуватості, зумовлюючої анізотропію масиву, та активну суперпозицію пружних хвиль.

UDC 622.271

W. SOBCZYK, PhD D.Sc. Eng. Professor, AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering, Department of Environmental Engineering and Raw Materials Processing, Cracow, Poland
A. KOWALSKA, PhD Eng., Associate Professor, The National Higher Vocational School, Department of Environmental Protection, Institute of Mathematics and Natural Sciences, Tarnow, Poland
E.J. SOBCZYK, PhD D.Sc. Eng. Professor, The Mineral and Energy Economy Research Institute of the Polish Academy of Sciences, Cracow, Poland

ASSESSMENT OF THE ENVIRONMENTAL IMPACT OF THE GRAVEL MINE – THE OPINION OF EXPERTS

Assessment of the environmental impact exerted by mining of natural aggregates depends on the proper selection of features (factors) that affect the problem. In this article much weight is put on the content-related selection of features that has been performed by the experts. The criteria have been chosen in such a way as to facilitate describing the issue in question comprehensively. On the basis of the selected features, a hierarchical model has been established to assess the environmental impact of natural aggregates mining. The environmental impact assessment of natural aggregates mining was performed with the participation of experts whose competences covered all the elements of assessment of the problem under analysis.

The assessment of impact of the mining facility on the local environment was performed using a simplified form of the Leopold's matrix (the so-called matrix of impacts). The applied method is one of the techniques used in assessing environmental impact. With this method, the types of impact that affect the elements of the environment can be identified and quantified. As a result of multiplying the magnitude of impacts and importance of particular environmental elements and by summing of all impacts subsequently, a total value of the assessment of environmental impact exerted by the facility has been established.

The effect of the types of impact on particular environmental items in the Klaj deposit is very limited, except for the formation of the conical pit (1,132) as a result of resources bailing (0,641) and removal of additional fill (0.506). Other analysed impacts on environment elements are of little significance.

In the Klaj deposit, an impact of mining activity on the lithosphere (1,798) and hydrosphere (1,338) was recorded. The items that are particularly susceptible to impact are ground waters (1,249), landforms and landscape (0,618).

An interesting point is the lack of any impact on fauna (0,000) and flora (0,000). Other items under analysis are subject to small impact of mining activity.

The impact assessment of mining activities carried out in the deposit in question shows that the lithosphere is the most vulnerable to mining activities from among all of the environmental items. Fairly strong pressure is observed in the hydrosphere, mainly in surface waters. Changes in the atmosphere, anthroposphere and in the susceptibility of the environment to natural hazards are very small or insignificant. In the Klaj deposit, no negative changes in the biosphere were observed. The overall conclusion is that the impact of sand and gravel mining in Klaj – due to the large distance between the site and Natura 2000 area and due to the objects of protection – is small.

List of References

1. **Biedrawa A., Sobczyk W.** AHP komputerowe wspomaganie podejmowania złożonych decyzji / Rocznik Naukowy Edukacja - Technika – Informatyka // 1, 2010 a. - 285-291 c.

2. **Biedrawa A., Sobczyk W.** AHP (Analitic Hierarchy Process) – Multicriteria method of solving decision tasks / Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Opolskiego Inżynieria procesowa w ochronie środowiska [dokument elektroniczny]: monografia // 2010 b. - 3–10

3. **Sobczyk W., Biedrawa-Kozik A., Kowalska A.** Threats to Areas of Natural Interest / Annual Set The Environment Protection // 14, 2012. - 262-273

4. **Sobczyk W. & Kowalska A.** The impact of opencast exploitation of natural aggregates on the environment including areas for the program of Natura 2000 / Przegląd Górniczy // 69, 3, 2013. - 136-141 c.

UDC 622.271

W. SOBCZYK, PhD D.Sc. Eng. Professor, AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering, Department of Environmental Engineering and Raw Materials Processing, Cracow, Poland
M. GLICA, M.Sc., PPD Poland Sp. z o.o. Research and development in the field of other natural and technical sciences, Warszawa, Poland

SUSTAINABLE EXPLOITATION OF MINERAL RESOURCES ON THE EXAMPLE OF COPPER MINE ROBINSON (USA)

Mining is considered the foundation of world economic development for two reasons: it ensures energy security and resource security. For decades, people's attention was turned mainly on the acquisition and supply of raw materials, and the problem of the environment and the negative effects of mining treated marginally. The article describes how the open pit mine Robinson in Nevada in the United States of America impacts impact on the environment. The most important mineral resources acquired in this area include: copper, lead, zinc, silver, gold, tungsten, manganese, antimony, molybdenum and platinum. In addition, resources are exploited nonmetallic sand, gravel, stone, clay, limestone, silica, fluorite, magnetite, garnet and brown coal. Robinson Mine includes three large pits *Liberty*, mining re-commenced in 2013, *Tripp-Veteran* (closed) and currently operated *Ruth*. The complex also includes a A concentrating plant and a tailings pond. Mining copper ore includes: extraction using blasting materials dump vehicles, loading, transport to the processing plant, crushing and ore flotation. The resulting concentrate is subjected to a thickening and filtration, and then exported to copper smelters.

Robinson Nevada Mining Company (RNMC) is required to maintain safety in all aspects of its business and uses the best practices in order to minimize damage to the environment, local communities, employees and contractors. Mine Robinson as the largest employer in the region contributes to the sustainable development of cities of Ely and Ruth, both in the areas of economic, environmental and social.

Due to the high legal requirements reclamation and revitalization, and the forthcoming closure of the mines, RNMC continuously updates a Closure and Reclamation Plan, in order to meet the requirements with the least amount of investment and interference in the environment. Currently (at the time of Sep 2015) the mine is working on the introduction of the System Monitoring and measuring the volume of water, recycled to the grinding process. Rock dumps can be seen from a distance of several kilometers and they impair the aesthetics of the landscape, leaving its imprint in less populated and close to natural. On the other hand, the nearby towns were created thanks to the development of mining in the area.

RNMC whereas that is working in the areas of historic mining, is trying to keep the heritage of the past, for example. mine shafts used in the past are protected. Also takes action to remove the old components that may negatively affect the environment.

At the core of economic development is a mining, where sustainability is a major global challenge for the contemporary world. The development of this industry should be the key to the security of raw materials and energy sector of each country. Sustainable development of mining requires constant exchange of experience in the field of knowledge, methods and technologies to achieve the development of socially acceptable present and future generations.

List of References

1. **Poros M., Sobczyk W.** Kierunki rekultywacji terenów pogórniczych obszaru chęcińsko-kieleckiego w kontekście ich wykorzystania w aktywnej edukacji geologicznej / Annual Set The Environment Protection. Rocznik Ochrona Środowiska // 16, 2014. - 386-403 c.

2. **RNMC.** Robinson Nevada Mining Company / Documentary materials of KGHM // 2015.

3. **Sobczyk E.J., Kicki J., Sobczyk W. i Szuwarzynski M.** Support of mining investment choice decisions with the use of multi-criteria method / Resources Policy // 3, 2017. - 94-99 c.

4. **Sobczyk W., Kowalska A.** Działalność górnicza a środowisko. Studium przypadku / Wydawnictwa Naukowe AGH, Kraków // 2015. – 177 cc.

УДК 622.271

І.Є. ГРИГОР'ЄВ, канд. техн. наук, зам. директора з економіки, ДП «ДПІ «Кривбаспроект»,
Ю.І. ГРИГОР'ЄВ, канд. техн. наук, асистент, ДВНЗ «Криворізький національний університет»,
М.Д. МІРОНОВ, начальник гірничого відділу, ДП «ДПІ «Кривбаспроект»

ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ КОНСТРУКЦІЇ ТЕХНОГЕННОГО РОДОВИЩА НА ЙОГО ВИРОБНИЧУ ПОТУЖНІСТЬ ПРИ ВІДПРАЦЮВАННІ

Необхідність підвищення ефективності відкритої розробки залізорудних родовищ обумовлюється необхідністю підтримання прийнятного рівня конкурентоздатності гірничо-збагачувального комбінату. Враховуючи високу динаміку ринку мінеральної сировини, таке підвищення має відбуватися періодично у відповідь на зміну зовнішніх – цінових та нецінових – факторів ринку, а також внутрішніх факторів виробничої системи «кар'єр – техногенні родовища». У числі основних проблем підвищення ефективності виробництва відносяться проблеми розвитку сировинної бази підприємств, управління виробничою потужністю підприємств та охорони навколишнього середовища. Дані проблеми можуть бути вирішені шляхом формування техногенних родовищ тимчасово некондиційних корисних копалин та подальшого їх відпрацювання у періоди підвищення попиту.

У роботах [6-7] пропонувалася конструкція техногенного родовища із закладанням в його товщі системи горизонтальних і вертикальних кріплень виробок. Однак, ґрунтуючись на даному підході, взаємне розташування цих кріплень може бути варіативним. Тому було виконано дослідження з визначення оптимальної конструкції техногенного родовища, що забезпечить максимальну виробничу потужність виробничої системи «техногенне родовище».

В ході дослідження було виявлено, що квадратна форма основи техногенного родовища сприяє максимізації землемісткості. Однак для скорочення витрат на закладання кріплень виробок пропонується застосовувати прямокутну форму основи із закладанням тунелів вздовж короткої сторони.

У попередніх дослідженнях рекомендувалася технологія відпрацювання техногенного родовища із застосовуванням колісних навантажувачів, що виймають і доставляють корисну копалину до усть вертикальних колодязів, яка далі перепускається вібраційними живильниками до залізничного транспорту.

В дослідженні визначено, що виробнича потужність техногенного родовища обмежується сумарною пропускною здатністю вібраційних живильників. Тому для збільшення виробничої потужності системи «техногенне родовище» при його відпрацюванні пропонується влаштування вібраційних живильників максимальної продуктивності (ЛВШ-3.35, ПШВ-4.75). При цьому їх геометричне розташування має забезпечувати одночасне навантаження декількох думпкарів одночасно: для цього відстань між ними вздовж вісі руху залізничного транспорту має бути кратною довжині одиниці рухомого складу залізничного транспорту.

Список літератури

1. **Панченко В.В.** Перспективи розвитку концепції стратегічного управління для залізорудних кар'єрів / В.В. Панченко, В.В. Загубинога // Матеріали міжнародної конференції "Форум гірників – 2014". – Д.: ДВНЗ "НГУ", 2014. – С. 106-113.

2. **Григорьев И.Е.** Исследование влияния цикличности цен минеральных ресурсов на определение рациональных решений при проектировании горнодобывающих предприятий / И.Е. Григорьев, А.А. Китов // Вісник Криворізького національного університету : зб. наук. пр. – 2014. – Вип. 37. – С. 294–299.10.

3. **Григор'єв Ю.І.** Дослідження впливу динаміки ціни товарної продукції на пріоритет видобування видів корисних копалин при комплексному освоєнні родовищ / М.М. Пижик, Ю.І. Григор'єв // Вісник Криворізького національного університету : зб. наук. праць. – 2013. – Вип. 34. – С. 266–270.

4. **Григор'єв Ю.І.** Аналіз теоретичних основ і методології оцінки сумісної комплексної розробки техногенних і геогенних родовищ / Ю.І. Григор'єв // Геотехнічна механіка : міжвідомчий зб. наук. праць. – 2013. – Вип. 110. – С. 58–68.

5. **Григор'єв Ю.І.** Визначення основних методичних принципів цілеспрямованого формування техногенних родовищ при комплексному освоєнні надр / Ю.І. Григор'єв // Гірничий вісник : наук.-техн. збірник. – 2014. – Вип. 97. – С. 267–271.

6. Патент на винахід України №92077. Спосіб формування техногенного родовища / **Григор'єв Ю.І.** - 2014.-Бюл. №14.

7. **Grigoryev Yulian.** Dry raw material technogenic deposits formation and development technique / Nikolay Pyzhik, Yulian Grigoryev // Metallurgical and Mining Industry. – 2015. – № 3. – P. 298–302.

UDC 622.271

NGUYEN ANH TUAN, PhD (Engineering),
Hanoi University of Mining and Geology, Vietnam

METHODOLOGY THE SECURITY AND TO OPTIMIZE THE PRODUCTION OF DIMENCION STONE QUARRIES: CASE STUDY TO SOME QUARRIES IN VIETNAM

For the development of an integrated computer-aided design and planning methodology for dimension stone quarries (granite, marble, gabbro), we have developed and used a decision support system based on a database program, a modeling and mine planning software for visualization.

Discontinuities of the nature stone appeared to be of decisive influence on the design and efficiency of dimension stone quarries.

Develop a methodology elaborated ways to optimize the layout of the recent experimental site mine excavation based on the orientation of the measured fracture sets in the quarries.

This technology allows predicting the investing expenditure with the most effect and safety in the quarry. Therefore, this could recover the most blocks with the sizes which suit to the market demands.

Keywords: Discontinuities, Modeling, Dimension stone quarry, Mining optimization, Stability analyses.

List of References

Heliot, D. Generating a blocky rock mass. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, 25(3), 1988. Pages 127–138.

Hoek, E. & Bray, W. Rock Slope Engineering civil and mining 4th ed. C. D. Wyllie & C. W. Mah, eds., London and New York, 2004.

Laego-École des Mines de Nancy-INERIS. RESOBLOK, Manuel d'utilisation V5.03, , 2008.

Merrien-Soukatchoff, V., Korini, T. & Thoraval, A. Use of an Integrated Discrete Fracture Network Code for Stochastic Stability Analyses of Fractured Rock Masses. Rock Mechanics and Rock Engineering, 45(2), 2012. Pages 159–181.

Nguyen, A.T. et al. Grouping discontinuities in representative sets: influence on the stability analysis of slope cuts. Bulletin of Engineering Geology and the Environment, 75(4), 2016. Pages 1429–1444.

Nguyen, A.T., Merrien-Soukatchoff, V. & Vinches, M. Grouping discontinuities of fractured rock mass into main sets : consequences on the stability analysis of open pit benches. In D. 2014, ed. DFNE 2014. Vancouver, Canada, 2014. Pages 1–8.

Nguyen, T.A. Stability conditions of jointed rock slope with contact dynamics method, 2016. Pages11–19.

Nguyen Anh Tuan, Pham Van Viet, Le Van Quyen. "Modelling of the rock mass and discontinuity structure aided design and planning methodology for marable Thung Khuoc quarries, Vietnam". Advances in Mining and Tunneling (ICAMT 2016), 2016. Pages 66-74.

Priest, S. Discontinuity analysis for rock engineering, Chapman & Hall, 1993.

Rockscience Inc, 2003. DIPS.

Thoraval, A. Aide au dimensionnement de l'exploitation de marbre en carrieres southerraines par modelisation numerique. In Institut National de l'Environnement Industriel et des Risques (INERIS), ed. Séminaire de restitution et de valorisation des travaux INERIS -réseau des LPC. Paris, France, 2005. Pages 159–168.

Verdel, T. Le logiciel STAF, Nancy, France, 1999.

Warburton, P.M. Vector stability analysis of an arbitrary polyhedral rock block with any number of free faces. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts, 18(5), 1981. Pages 415–427.

Exploratory report of Thung Khuoc quarry in Quy Hop Town, Thung Nang Commune, Quy Hop District, Nghe An Province, 2012.

Thoraval. "Analysis of the fracturation from the underground quarries of Levigliani, Lasa, and Dionyssomarble", Brite/Euram Project BE-5005, INERIS report 21036/RN02, 2005.

УДК 622.271.3

О.О. ФРОЛОВ, д-р техн. наук, проф., І.К. БАБІЧЕВ, аспірант, В.А. КОНОНОВИЧ, студент,
НТУ України «Київський політехнічний інститут ім. Ігоря Сікорського»

МЕТОДИ РОЗРАХУНКУ ПАРАМЕТРІВ БЕЗЛЮДНОГО ВИЙМАННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН В БОРТАХ КАР'ЄРУ ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ HIGHWALL MINING SYSTEM

Основними технологічними параметрами безлюдного виймання корисних копалин в бортах кар'єру із застосуванням Highwall mining system є розміри міжблокових і міжкамерних циліків та розміри прольотів між ними. Науковці, які досліджують питання ефективної розробки прибортових запасів, рекомендують різні методи розрахунку міжблокових та міжкамерних циліків для забезпечення, як безпечного ведення гірничих робіт, так і з метою досягнення високого коефіцієнту видобутку корисної копалини. При цьому питання подальшої поведінки бортів кар'єру після виймання з них корисних копалин майже не розглядається.

В основі будь-якого методу розрахунку міжкамерних циліків закладено, зазвичай, декілька гіпотез, а саме: склепіння, плит та балок, тріщинуватого середовища та механіки пружного середовища [1, 2]. На сьогодні існує декілька методів для розрахунку параметрів циліків, коротку характеристику яких наведено в [3]. Зокрема, метод Турнера (ґрунтується на гіпотезі, згідно з якою гірничий тиск в циліках при камерно-стовповій системі розробки визначається вагою стовпа порід, обмеженого в плані осями симетрії прилеглих до цілика камер або просіків); метод Гупієра (навантаження складається із ваги розташованої вище товщі порід і власної ваги цілику); метод Грюнера (на цілик, крім власної ваги, впливає вага розташованих вище товщ); метод Шевякова (найбільше можливе навантаження на цілики створює вага певної товщі гірських порід до земної поверхні; вертикальні напруження в горизонтальних перерізах цілика вважаються розподіленими рівномірно); метод Вєтрова (комплексний підхід до вирішення питання щодо визначення параметрів систем камери – міжкамерні цілики та міжблокові цілики) та ін.

Провівши детальний аналіз існуючих найбільш відомих методів розрахунку параметрів циліків, можна зробити висновок, що в кожному з них є певні недоліки. Зокрема, метод Турнера є простим у використанні, проте – далеким від фактичних даних. Найбільш точними є методи Модестова та Вєтрова, але їхнім основним недоліком можна вважати складність розрахунку. Хоча, коли мова йде про безпеку ведення гірничих робіт та економічні показники гірничовидобувного підприємства, то метод розрахунку параметрів системи розробки відіграє важливу роль і саме цим обумовлюється складність проведення розрахунку.

До загального недоліку проаналізованих методів можна віднести відсутність розрахунку щодо терміну експлуатації охоронного цілику, що є актуальним для пластових родовищ, які розробляються тривалий період часу. Відсутні також методики розрахунку параметрів циліків в небезпечних складних умовах (диз'юнктивні, геологічні розломи, карсти та тріщини), не враховуються і гідрогеологічні умови родовища. На кар'єрах параметри циліків розраховуються у відповідності до «Інструкцій щодо безпечного ведення гірничих робіт на шахтах», використовуючи експериментальні дані родовища. Вищезазначені методи розрахунку використовуються лише для перевірки отриманих результатів.

Список літератури

1. **Зубов В.П.** Направления совершенствования технологии разработки угольных пластов с использованием комплексов глубокой разработки пластов / **В.П. Зубов, Д.В. Осминин** // Горный информационно-аналитический бюллетень МГГУ №5, 2008, – с. 25-29.

2. **Нецветаев А. Г.** Алгоритм расчета геомеханических параметров, обеспечивающих безопасность технологии безлюдной добычи угля с применением КГРП / **А.Г. Нецветаев, А.А. Григорян, Д.И. Пр**ужина // Уголь. – 2015. – № 1. – С. 25-29.

3. **Фролов О.О.** Аналіз існуючих методів розрахунку технологічних параметрів розробки прибортових запасів корисних копалин з застосуванням HIGHWALL MINING SYSTEM **/ І.К. Бабичев, О.О. Фролов** // Енергетика. Екологія. Людина. Наукові праці НТУУ «КПІ ім. Ігоря Сікорського», ІЕЕ. – Київ: НТУУ «КПІ ім. Ігоря Сікорського», ІЕЕ, 2017. – С. 390-394.

УДК 622.235

О.О. ФРОЛОВ, д-р. техн. наук, професор, О.Д. ГОРБАНЬ, студент, Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»

РОЗМІЩЕННЯ БОЙОВИКІВ У СВЕРДЛОВИНОМУ ЗАРЯДІ ДЛЯ ПРОРОБКИ ПІДОШВИ УСТУПУ

Одним з основних факторів, які визначають якість буропідривних робіт, є проробка підошви уступу. Для підсилення дії вибуху в нижній частині заряду вибухової речовини (ВР) застосовують розширення нижньої частини свердловини, виконують підривання комбінованих зарядів і використовують ефект взаємодії детонаційних хвиль (ДХ). Перші два способи потребують значних матеріальних та грошових витрат і їх застосування не завжди можливе за технічними і технологічними причинами.

Спосіб використання ефекту взаємодії ДХ – найбільш простий і не потребує додаткових витрат. Сутність його полягає в розташуванні верхнього і нижнього бойовиків таким чином, щоб детонаційні хвилі, які поширюються по ВР від цих бойовиків, зустрілися на рівні підошви уступу. В місці зустрічі цих хвиль відбувається взаємодія енергетичних потоків від кожного з джерел детонації, що супроводжується значним підвищенням тиску. Зокрема встановлено, що при зустрічі ДХ можливо досягти підвищення тиску в 2,6 рази в напрямку, перпендикулярному лінії з'єднання джерел утворення детонаційних хвиль [1]. Теоретично це питання також розглянуто в [2], де було досліджено вплив розміщення точок ініціювання на ефективність передачі енергії вибуху в напрямку, перпендикулярному лінії з'єднання цих точок.

Однак, аналіз параметрів неелектричних систем ініціювання показує, що їхній найменший інтервал внутрішньосвердловинних сповільнень становить 25 мс. При такому сповільненні неможливо розмістити верхній і нижній бойовики таким чином, щоб досягти ефекту взаємодії ДХ на рівні підошви уступу. Зокрема, якщо прийняти висоту заряду 10 м і довжину перебуру – 2 м, то при розміщенні верхнього бойовика у верхній максимально допустимій, з технологічної точки зору, частині заряду на відстані від рівня підошви уступу – l=7,5 м, та розміщенні нижнього бойовика в перебурі на відстані від рівня підошви уступу h=1,5 м, максимально можливий час сповільнення при підриванні Анеміксу 70 буде становити $t_{сп}$=3,1 мс [3].

У зв'язку з цим пропонується необхідні інтервали сповільнення між ініціюванням проміжних детонаторів досягати шляхом регулювання різниці довжин хвилеводів, тобто при фіксованих значеннях місць розміщення верхнього l та нижнього h детонаторів відносно рівня підошви уступу для різних швидкостей детонації ВР можна встановити додаткову довжину хвилеводу, необхідну для ініціювання верхнього бойовика. Ця довжина хвилеводу повинна залишатися на поверхні в місці з'єднання з поверхневою мережею хвилеводів.

Аналіз розрахункових даних з [3] показує, що для взаємодії енергетичних потоків на рівні підошви уступу додаткова довжина хвилеводу повинна змінюватися від 3,96 до 6,48 м в залежності від швидкості детонації ВР відповідно з 2500 до 5000 м/с. Таке з'єднання на поверхні може створювати незручності при монтажу поверхневої вибухової мережі. Для того, щоб уникнути вказаних недоліків можливе розміщення проміжних детонаторів відносно рівня підошви уступу (точки зустрічі детонаційних хвиль) на мінімально припустимій відстані. Цю відстань пропонується визначати з умови стабілізації ДХ, які поширюються від бойовиків. За умов рівності відстаней від верхнього та нижнього детонаторів до підошви уступу додаткова довжина хвилеводу на поверхні буде дорівнювати відстані між цими бойовиками.

Список літератури

1. **Дубынин Н.Г.** Изменение давления продуктов детонации на стенки зарядной камеры / Н.Г. Дубынин, Н.Е. Труфакин // Взрыв. дело. - М.,1972. –№71/28. – С. 66-74.

2. **Фролов О.О.** Використання ефекту зустрічі детонаційних хвиль для підсилення дії вибуху на рівні підошви уступу / О.О. Фролов // Вісник НТУУ "КПІ". Серія "Гірництво": Зб. наук. праць. –2001. – Вип. 6. – С. 63-65.

3. **Фролов О.О.** Обґрунтування місця розміщення проміжних детонаторів в свердловинному заряді для підсилення дії вибуху в підошві уступу / О.О. Фролов, І.О. Копка, В.Г. Кравець, О.М. Клеван // Вісник ЖДТУ / Технічні науки. – 2015. – №4(75). – С. 117-122.

УДК 622+622.6:519.1:51-3

В.Г. ГРІНЬОВ, д-р. техн. наук, проф., А.О. ХОРОЛЬСКИЙ, аспірант
Інститут фізики гірничих процесів НАН України

ОПТИМІЗАЦІЯ ПАРАМЕТРІВ ВАРІАНТІВ ВНУТРІШНЬОКАР'ЄРНОГО ТРАНСПОРТУ НА ОСНОВІ МЕРЕЖЕВИХ МОДЕЛЕЙ

Сьогодні одним із напрямів зниження витрат на видобуток і збагачення сировини на гірничорудних підприємствах Кривбасу є наукове обґрунтування економічно доцільних зон застосування і перспективного розвитку залізничного і автомобільного транспорту, а також їх комбінацій в загальних транспортних схемах кар'єрів. Реалізація застосування різних видів внутрішньокар'єрного технологічного транспорту і реконструкції транспортних схем кар'єрів на основі циклічно-потокової технології видачі залізної руди з глибоких горизонтів кар'єрів дозволила забезпечити зниження витрат на видачу гірничої маси з кар'єрів на 30 % [1, 2]. Складні завдання вибору параметрів цієї технології з декількома рівнями горизонтів нині вирішуються [3, 4] шляхом підготовки комплексних проектів за варіантами можливих реконструкцій схем кар'єрів для відробки глибоких горизонтів. Варіант для подальшого розгляду та розробки приймається найкращий, але не оптимальний – на підставі проведення порівняння обраних варіантів.

Перспективнішими методами для оптимізації параметрів при рішенні таких завдань являються підходи і класичні прийоми дискретної математики. У авторів даної роботи є досвід рішення складних прикладних багатопараметричних задач, які часто зустрічаються у гірників, енергетиків і металургів в процесі отримання кінцевої продукції [5, 6]. Якщо, таку задачу можна представити за допомогою графів, то, перетворивши їх у відповідні мережі, можна оптимізувати за допомогою класичних алгоритмів [7, 8].

Можливі варіанти циклічно-потокової технології для умов глибоких горизонтів кар'єрів із застосуванням різних видів внутрішньокар'єрного технологічного транспорту і комбінованих схем транспортування гірничої маси до місць її переробки або складування можна представити альтернативними графами. Тільки такий підхід дозволить реально оптимізувати технологічні параметри внутрішньокар'єрного транспорту за будь-яким заданим критерієм.

У ІФГП НАН України розроблено і зареєстровано службовий твір «Програма оптимізації мережевих моделей». Комп'ютерна програма призначена для оптимізації мережевої моделі. На основі класичних алгоритмів пошуку найкоротшого шляху між двома виділеними вершинами графа програма розраховує оптимальне значення необхідного параметру [9].

Список літератури

1. **Четверик М.С.** Циклично-поточная технология на глубоких карьерах. Перспективы развития/ **М.С. Четверик, В.В. Перегудов, А.В. Романенко, А.П. Левицкий, Е.Г. Удод, К.А. Федин** - Кривой Рог: Дионис. - 2012. -356 с.

2. **Несмашный Е.А**. Совершенствование транспортной системы карьера ПАО «ЮГОК»/ **Е.А. Несмашный, К.А. Федин, В.В. Перегудов, А.В. Романенко** // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2015 -№6. - С. 74-80

3. **Короленко М.К.** Совершенствование транспортных схем выдачи руды для условий ОАО «Южный ГОК»/ **М.К. Короленко, В.В. Перегудов, К.А. Федин, А.В. Романенко, В.П. Протасов** - Кривой Рог: Дионис. - 2012. - 344 с.

4. **Перегудов В.В.** Современная методология формирования горнотранспортной системы карьера с использованием ГИС K-MINE на примере карьера ОАО «Южный ГОК»/ **В.В. Перегудов, А.В. Романенко, И.А. Гамалинский, К.А. Федин** // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2013 -№7. - С. 126-130

5. **Гринев В.Г**. Решение проблем разработки рудных месторождений Севера. – Новосибирск: Наука, СО РАН. – 1992. – 205 с.

6. **Гринев В.Г.** Решение горных задач на ЭВМ при освоении рудных месторождений/ **В.Г. Гринев, В.П. Зубков, В.Ю. Изаксон, С.П. Шкулев** - Новосибирск: Наука, СО РАН – 1999. – 215 с.

7. **Гринев В.Г.** Алгоритм оптимизации сетевых моделей для выбора рациональных технологических цепочек очистного оборудования / **В.Г. Гринев, П.П. Николаев** // материалы III межд. конф. «Техногенные катастрофы: модели, прогноз, предотвращение». – Днепропетровск. – 2013. – НГУ. – С 90-95.

8. **Гринев В.Г.** [моногр.] Графы и сети для выбора горно-шахтного оборудования /**В.Г. Гринев**. – Днипро: Пороги. - 2016. – 247 с.

9. **Хорольський А.О.** Вдосконалення структури технологічних ланцюжків очисного обладнання на основі оптимізації мережевих моделей / **А.О. Хорольський, В.Г. Гріньов, О.П. Каліущенко** // Форум гірників – 2017: матеріали міжнар. конф., 4 – 7 жовтня 2017 р., м. Дніпро. – Д.: Національний гірничий університет, 2017. – С. 55-61.

UDC 622.271

A. DEBIH, Department of mechanics - Faculty of technology, University of M'sila, Algeria;
E.H. OUAKDI, PMMM laboratory, IOMP, University Farhat Abbas of Sétif 1, Algeria

6005 ALUMINIUM ALLOY IN DIFFERENT PRECIPITATION HARDENING CONDITIONS

The aluminum alloy AA6005 was heat treated for natural and artificial hardening after quenching, in two different cooling rates. Then, the samples are subjected to tensile, hardness and fatigue tests to determine their mechanical properties. These mechanical characteristics, static and dynamic, showed a significant divergence in terms of treating conditions.

Experiments were conducted to illustrate the effect of the different treatment parameters; sensitivity to quenching rates, the state of pre-precipitation and age hardening temperature on the behavior of the alloy. The effect of the microstructure changes on the various properties were evaluated by optical microscopy (OM), Microhardness, Scanning Electron Microscopy (SEM) combined with X-ray analysis (EDS), Differential Scanning Calorimetry (DSC) and the X-ray Diffraction (XRD).

The effect of heat treatments on the static and dynamic properties of the studied samples were compared and discussed on the basis of the properties of non-treated samples.

The contribution of the current study is to investigate the effect of different heat treatments with two cooling rates, associated to the quenching environments and the temperature of age hardening, on the mechanical properties, fatigue behavior and microstructural development of the AA6005 alloy. Thereby, microstructure evolution during the different heat treatments was studied, and the influence of microstructural morphologies on mechanical properties of AA6005 alloy was analyzed.

The aluminum wrought alloy Al-0.69 Mg-0.40 Si-Mn (AA6005) with an Mg-Si ratio of (1.69) was received in the annealed temper and in form of bars with 25 mm diameter. The chemical composition determined by spectrometry of this alloy. Samples of (Ø25×90) and (Ø25×230) were cut from the extruded bars, and then heat treated according to the time-temperature sequences described in Fig. 1. All samples have been heated at 520°C for one hour in a circulating air furnace, and then they were divided in two categories. The first category was quenched immediately to Room Temperature "RT" (25°C) by Water Quenching (WQ), and the second one was Air Quenched (AQ) in controlled compressed air cooler at a rate of (45°C min-1).

Half of the (WQ) samples were aged immediately at 180 °C for 8 hours, which will be designated as T6 for Artificial aging, the second half was aged at 40 °C for 336 hours and quoted as T4 for Natural aging. The same procedure was applied to the (AQ) samples, where half of them were aged at 180 °C for 8 hours, designated as T5 Artificial aging, and the second half was aged at 40 °C for 336 hours and named T1 for Natural aging. Tensile cylindrical specimens with a diameter of 8 mm and a length of 75 mm (Fig. 2a), and fatigue specimens with a diameter of 8mm and a length of 145 mm, were prepared. The loading direction during tensile corresponds to the extrusion direction of the bar. All specimens for tensile and fatigue tests were polished parallel to the specimens axis with abrasive paper grade 1200, in length leading to avoid any machining effects. The surface roughness of the specimens was about 0.2 μm. For microstructural analysis, hardness, DSC and DRX tests the samples were cut from the bars then treated according to the treatment sequences presented in Fig. 1. Using standard procedure, the metallographic sections were prepared according to metallographic standards. Namely, they were grounded, polished and etched using Keller's reagent.

CONCLUSIONS : The Fatigue behavior of AA6005 under different treatment conditions can be predicted from (HSC) and strain hardening exponent (n). The investigated alloy AA6005 shows cyclic hardening in T4, T1 and AS-R co ditions whereas the T6 and T5 conditions show cyclic softening in stress-controlled fatigue tests at room temperature. As rate quenching increased, the recrystallized grain size became smaller, and enhancing the strength and hardness. The microscopic and X-ray analysis proved the presence of two types of precipitates, Mg2Si and (Si, Mn, Fe) Al. The cooling rate is a determinant factor for the amount of precipitation vacancies. The preliminary presence of precipitates GP can delay the formation of the metastable precipitates β"and β'. The precipitation sequence can be reported and accepted as: [α (sss) → GP zones→ β"→ β'→ β (Mg2Si)] for T6 and T5 conditions. Whereas, for T4 and T1 conditions the precipitation sequence was reported as [α (sss) → β"→ β'→ β (Mg2Si)]. Natural ageing can have a negative effect on the characteristics of AA6005, if the latter will undergo a later artificial ageing.

УДК 622.235.5

Э.И. ЕФРЕМОВ, д-р техн. наук, проф., В.А. НИКИФОРОВА, канд. техн. наук,
И.Л. КРАТКОВСКИЙ, канд. техн. наук,
Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины

РАЗРУШЕНИЕ ТВЕРДЫХ СРЕД ЗАРЯДАМИ ВВ ПЕРЕМЕННОГО ДИАМЕТРА

Наиболее эффективное разрушение твердых сред под действием динамических нагрузок происходит в полях напряжений, отличающихся сильной неоднородностью и нестационарностью. Такие условия обеспечиваются при взрыве удлиненных зарядов переменного диаметра по их высоте, в которых чередуются расширенные и зауженные участки.

В том случае, когда заряды сформированы в цилиндрических зарядных полостях, на расширенных участках заряда взрывчатое вещество (ВВ) плотно прилегает к стенкам зарядной полости, контактируя с разрушаемой средой. На зауженных участках заряда между ВВ и стенками зарядной полости образуются инертные (воздушные или водные) кольцевые зазоры.

При разрушении твердых сред зарядами ВВ переменного диаметра в среде, прилегающей к участкам инертных кольцевых зазоров, давление на стенки зарядной полости ниже, чем при непосредственном контакте с ВВ, что обеспечивает ее разноградиентное нагружение и возникновение сдвиговых усилий, разрушающее действие которых менее энергоемко, чем сжимающими нагрузками.

Теоретическая оценка давлений на расширенных и зауженных участках удлиненных зарядов показала, что давление на стенки зарядной полости на зауженных участках в 5 раз ниже, чем при непосредственном контакте ВВ со стенками полости.

Экспериментальные исследования эффективности предлагаемых конструкций скважинных зарядов ВВ были проведены в полигонных условиях предприятия ЧАО «Промвзрыв» на песчано-цементных моделях (в форме параллелепипеда) размерами 200×300×200 мм с двумя цилиндрическими полостями диаметром 16 мм, в которых в бумажных гильзах формировались заряды переменного сечения по их длине. Условия взрывного нагружения материала моделей менялись при размещении расширенных и зауженных участков в смежных зарядных полостях в шахматном порядке и напротив друг друга.

На основе анализа гранулометрического состава разрушенных взрывом моделей было установлено, что при взрыве удлиненных зарядов переменного диаметра, сформированных в цилиндрических полостях, и размещении ВВ в смежных зарядных полостях на зауженных и расширенных участках в шахматном порядке по сравнению с размещением их напротив друг друга, на 25 % снижается выход крупных фракций и уменьшается размер среднего куска, но при этом на 19 % увеличивается выход мелких фракций.

Как следует из результатов исследований, создание неоднородного взрывного нагружения не только по высоте заряда, но и в объёме разрушаемой среды позволяет повысить качество ее дробления при уменьшенном удельном расходе ВВ.

Вместе с тем, эффективность предлагаемой конструкции скважинных зарядов ВВ с позиции качества дробления пород и экономии ВВ необходимо рассматривать с учетом типа полезных ископаемых. Если при разработке железорудных месторождений фактор переизмельчения пород при взрыве является положительным фактором, то при разработке нерудных полезных ископаемых переизмельченная порода – это потери полезных ископаемых.

Таким образом, выбор конструкции скважинного заряда ВВ обусловлен не только технологическими, но и экономическими требованиями к разрабатываемым полезным ископаемым.

Список литературы

1. **Ефремов Э.И.** Способы взрывной отбойки горных пород удлиненными зарядами переменного сечения/**Э.И. Ефремов, В.А. Никифорова, К.С. Ищенко** / Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва // Науково-виробн. збірник, Кременчук: КДПУ, 2008. – Вип. 1/2008(1). – С. 7-11.

2. **Ефремов Э.И**. Выбор рациональных конструкций скважинных зарядов и типов ВВ при разрушении пород сложной структуры / **Э.И. Ефремов, И.Л. Кратковский** // Качество минерального сырья / Сб. науч. трудов. Кривой Рог: ГВУЗ «Криворожский национальный университет», 2017. – С. 642-650.

УДК 622.235

С.С. КАВУН, студент, О.О. ФРОЛОВ, д-р. техн. наук, проф.,
НТУ України «Київський політехнічний інститут ім. Ігоря Сікорського»

РУЙНУВАННЯ СКЕЛЬНИХ ГІРСЬКИХ ПОРІД ВИБУХОМ СВЕРДЛОВИННИХ ЗАРЯДІВ В РУКАВАХ

В сучасних умовах України розвиток економіки нерозривно пов'язаний з видобутком і переробкою мінерально-сировинних ресурсів на гірничих підприємствах. При цьому підвищення ефективності роботи підприємств може бути досягнуто за рахунок різкого зниження витрат на виконання вибухових робіт як одного з основних технологічних процесів гірничого виробництва.

Пріоритетним напрямком зменшення цих витрат є збільшення обсягів використання вибухових речовин (ВР) місцевого приготування, вартість яких істотно нижче промислових ВР. При використанні ВР місцевого приготування вирішуються проблеми механізації робіт та зменшуються обсяги зовнішніх і внутрішніх перевезень небезпечних вибухових матеріалів.

Загальновідомо, що основними способами підвищення корисної роботи вибуху є типи ВР і конструкція заряду на їх основі. Тому останнім часом отримали розвиток найпростіші неводостійкі ВР місцевого приготування з різними у своєму складі добавками і формуванням зарядів в поліетиленових рукавах як при заряджанні обводнених свердловин, так і сухих.

Введення до складу ВР різних добавок розширює можливості найбільш ефективного підвищення енергетики вибуху [1]. Це дуже важливо при руйнуванні обводнених і різного ступеня міцності гірських порід. У свою чергу, створення таких ВР і конструкцій зарядів на їх основі вимагає наукового обґрунтування фізико-хімічних характеристик і характеристик безпеки, розширення галузі використання рідких активних добавок, використання в якості корисного компонента у складі ВР води за рахунок різних способів впливу на неї. Крім того, удосконалення конструкцій зарядів в оболонках зумовлює наявність в свердловині радіального зазору з різним заповнювачем (повітря, вода, інертний матеріал). При цьому сукупність геометричних і технологічних параметрів, представлених формою заряду і зарядної камери, параметрами ініціатора, а також співвідношенням активної і неробочої (забійка) частин свердловини визначають енергетичну та екологічну ефективність заряду.

Незважаючи на досягнуті позитивні результати в розробці конструкцій зарядів ВР, коефіцієнт корисної дії вибуху все ще залишається низьким. Зокрема, витрати енергії на руйнування і переміщення гірських порід не перевищують 8% потенційної енергії ВР. Все це свідчить про необхідність пошуку нових, більш ефективних шляхів підвищення коефіцієнту корисного використання енергії вибуху при руйнуванні масивів гірських порід.

Розвиток теорії і практики з обґрунтування ефективності дії вибуху зарядів у поліетиленових рукавах, що формують у свердловинах з радіальним зазором і які мають різний наповнювач, набуло в роботі [2]. Показано, що при величині зазору 0,15...0,30 радіуса свердловини зона руйнування скельних порід збільшується на 17...30%. Дослідження виконані на прикладі застосування найпростіших неводостійких ВР.

Таким чином, вищенаведене свідчить про можливість підвищення коефіцієнту корисного використання енергії вибуху за рахунок застосування свердловинних зарядів в рукавах. Однак, враховуючи сучасні вимоги, ці технології потребують подальшого розвитку як з технічної, так і з екологічної та економічної точок зору, що обумовлено створенням нових типів ВР, засобів механізації, нових підходів до проектування, організації та виробництва вибухових робіт.

Список літератури

1. **Прокопенко В.С.** Влияние жидких добавок холодного приготовления на свойства промышленных взрывчатых веществ / В.С. Прокопенко, К.В. Лотоус // Вісник НТУУ "КПІ". Серія "Гірництво". – Зб. наук. праць. – К: НТУУ "КПІ". – 2004. – Вип. 10. – С. 54–59.

2. **Прокопенко В.С.** Физико-технические основы разрушения скальных пород взрывами скважинных зарядов взрывчатых веществ в рукавах // Дис…докт. техн. наук: 05.15.11. – Нац. НИИ охраны труда. – К: 2003. – 376 с.

УДК 622.35.095

А.П. КАЛИЕВА, SatbayevUniversity, Казахстан.
Ш.А. ҚАЗБЕК, магистрант, SatbayevUniversity, Казахстан.

ТЕХНИЧЕСКОЕ ПЕРЕВООРУЖЕНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ НА МУГАЛЖАРСКОМ КАРЬЕРЕ ДИАБАЗОВ В АКТЮБИНСОЙ ОБЛАСТИ

В связи с развитием горнорудной, химико-металлургической, нефтегазовой, энергетической, гидротехнической промышленности, гражданского и транспортного строительства, с начала 60-х годов XX века в западном регионе Казахстана резко увеличилась потребность в высококачественном фракционированном щебне. Для решения возникшего вопроса в 1962 году на станции Мугалжар была начата переработка диабазового камня Мугалжарского месторождения на небольших дробильно-сортировочных установках, а в 1972 году был принят в эксплуатацию Мугалжарский щебеночный завод годовой производительностью 1 млн 400 тысяч кубометров фракционированного щебня. Подсчитаные и утвержденные в 1968 году ТКЗ ЗККГРЭ запасы месторождения составляют по категориям: А – 9 873 тыс. $м^3$; В – 11 763 тыс. $м^3$; С – 63 486 тыс. $м^3$, А+В+$С_1$ – 85 122 тыс. $м^3$.

Щебень диабазов месторождения, является высокопрочным (1200-1400 $кг/см^2$), морозостойким (до 400), кислото-щелочестойким и применяется в качестве заполнителя напряженных железобетонных конструкции, балластного слоя железнодорожных путей, в строительстве гидротехнических и энергетических сооружений, при строительстве и ремонте автомобильных дорог, а также для изготовления теплоизоляционной минеральной ваты.

В 1992 году Мугалжарский щебеночный завод был преобразован в акционерное общество «Коктас».

Основными потребителями продукции завода являются отечественные заводы, выпускающие теплоизоляционные минеральные ваты, различные строительные компании в том числе автомобильных и железных дорог, нефте-газовые предприятия региона и многие другие.

Применяемые на заводе технологические средства: буровые установки СБШ-250, электрические экскаваторы типа ЭКГ-5А, автосамосвалы БелАЗ-548, бульдозері Т-130, Т-330, некоторые узлы дробильных установок – физический и морально устарели.

В соответствии с Программой «Казахстан - 2030», основным направлением дальнейшего развития горнодобывающей промышленности является повышение производительности труда за счет технического перевооружения предприятий на базе новой высокопроизводительной техники и внедрения передовой технологии горных работ. Возросший спрос на продукцию завода и изношенность ее технологического оборудования вызывает необходимость обновления машинно-тракторного парка завода и отдельных узлов технологических линии на современные высокопроизводительные и экономичные технологии.

Исходя из финансового состояния завода и возросшего спроса на продукцию завода, предлагается оптимизация добычи строительного щебня внедрением современной техники и технологии на Мугалжарском месторождении диабазов без привлечения сторонних инвестиций. Достаточно высокие капитальные затраты на приобретение оборудования компенсируются низкими их эксплутационными расходами. Снижение эксплуатационных расходов оборудования и высокие их гарантийные сроки эксплуатации приведут к экономии дефицитных горюче-смазочных и других материалов и высокой рентабельности добычных работ.

Список литературы

1. АО «Коктас». Техническая документация по добыче щебня диабазов на Мугалжарском месторождении.

2. Горное оборудование и электромеханика. № 2, 2017. **Комиссаров А. П., Лагунова Ю. А., Лукашук О. А., Телиман И. В**. Обоснование рабочей характеристики карьерного экскаватора. – С. 7-10.

3. Горное оборудование и электромеханика. № 2, 2017. **Яковлев В. Л., Журавлев А. Г., Бахтурин Ю. А., Черепанов В. А.** Особенности решения транспортных проблем на современном этапе развития горного производства. – С. 11-18.

УДК 622.232.5:622.2

В.Я. КОРНІЄНКО, канд. техн. наук, доц.,
В.Я. РОМАНОВСЬКИЙ, аспірант
Національний університет водного господарства та природокористування, Рівне

ПЕРСПЕКТИВИ РОЗРОБОК БУРШТИНОВМІСНИХ РОДОВИЩ ГІДРОМЕХАНІЧНИМ СПОСОБОМ

При розробці родовищ бурштину в Рівненській та Волинській областях застосовуються механічний і гідравлічний способи. Ці способи мають свої недоліки. Основними є великі експлуатаційні витрати, неповне вилучення бурштину та негативний вплив на навколишнє середовище.

При застосуванні гідромеханічного способу зменшуються в декілька разів експлуатаційні витрати, на 90-95% здійснюється вилучення бурштину з родовища та відсутній негативний вплив на навколишнє середовище [1, 2].

Суть наведеного способу полягає в тому, що масив, насичений водою, активізується шляхом механічного збудження (віброзбудження) до утворення суцільного суспензного шару такої густини, при якій виникає виштовхувальна сила, яка піднімає бурштин на поверхню родовища. Тобто механічною дією за наявності в масиві води доводимо його до повної втрати зв'язків між частинками, вивільнення бурштину та досягнення середовищем суспензного стану з густиною, яка – більша від питомої сили тяжіння бурштину, що дозволяє останньому спливати на поверхню родовища за рахунок архімедової сили.

Спосіб реалізується наступним чином: в бурштиноносний масив вібраційним методом занурюються штанги у вигляді труб, із яких подається вода і на яких закріплені віброзбуджувачі. При цьому масив насичується водою і віброзбуджувачами приводиться в коливальний рух. Бурштин звільняється від зв'язків з середовищем і спливає на поверхню.

Реалізація способу при повному вилученні з родовища бурштину дозволяє виключити вихід мінеральної породи на поверхню родовища, а тим і зменшити негативний техногенний вплив на навколишнє середовище, підвищити продуктивність праці зі зменшенням загальних економічних витрат.

Для реалізації гідромеханічного способу можливо використовувати віброснаряд [3, 4], який включає збудник коливань і рознесені на вертикальних стрижнях (які виконані пустотілими) біконічні вібровипромінювачі.

Використання віброснаряда для видобутку бурштину з родовищ дозволяє досягти повного вилучення бурштину з родовища, збільшити продуктивність праці, зменшити енергоємність та негативний техногенно-екологічний вплив на навколишнє середовище.

В зв'язку з тим, що об'єми видобутку постійно ростуть, то застосування високоефективного способу, при якому в декілька разів зменшуються експлуатаційні витрати та на 90-95% здійснюється вилучення бурштину з родовища з відсутнім негативним впливом на навколишнє середовище, має перспективу застосування при розробках бурштиновмісних родовищ.

Список літератури

1. **Malanchuk Z.** Results of experimental studies of amber extraction by hydromechanical method in Ukraine. / **Malanchuk Z., Korniyenko V., Malanchuk Ye., Khrystyuk A.//** Eastern-European Journal of Enterprise Technologies, volume 3, № 10(81), 2016 pp. 24-28 DOI: 10.15587/1729-4061.2016.72404

2. **Z. Malanchuk, Ye. Malanchuk** Mathematical modeling of hydraulic mining from placer deposits of minerals. Mining of Mineral Deposits. – National mining university, 2016. – Vol.10 (Issue 2). – pp. 18-24. DOI: 10.15407/mining10.02.018

3. Патент на корисну модель №115313. **Корнієнко В.Я., Руденко Г.В., Маланчук Є.З., Загоровський В.Н., Ігнатюк І.З., Маланчук З.Р.** Вібропристій для видобування бурштину. ДСІВ України, Київ, 2017р. Бюл. №7.

4. Патент на корисну модель №84108. Вібропристрій. /**Корнієнко В. Я., Романовський О.Л., Хітров І.О., Мачук Е.Ю.**// ДСІВ України, Київ, 2013р. Бюл. №19.

УДК 622.235.5

I.L. KRATKOVSKY, PhD (Tech.), Senior Researcher,
L.A. LOGVINA, Junior research assoc., E.V. NIKOLENKO, Junior research assoc.
Institute of geotechnical mechanics by N.S. Polyakov NAS of Ukraine

THE USE OF THE X-RAY DIFFRACTION METHOD FOR THE ESTIMATION OF DISSIPATIVE LOSSES IN THE ROCKS DESTRUCTION BY EXPLOSIVE AND IMPACT LOADS

The dissipative losses due to the destruction of strong rocks (ferruginous quartzite, granites) by dynamic high-efficiency loads (explosion, high-speed impact) are mainly expressed by the formation of infinitesimal particles, the size of which is 0-50 microns.

This process is due to the peculiarities of the mechanism of the explosion/high-speed impact in polyminerals media. In this case, the nature destruction of such an environment is mainly influenced by two factors.

The first factor is the ramification of the growing microcracks at the wave stage of the dynamic load, when the crack growth rate exceeds $0.6C_s$, the velocity of the transverse wave in the rock being destroyed [1]. The second factor is the presence of structural defects in mineral grains of rocks in the form of intragranular and intergranular microcracks, planes of minerals cleavage, intergranular contacts and various inclusions (the smallest bubbles of gas and liquid) along which newly formed fracture surfaces develop. Dissipative losses in the destruction of rocks by explosion/high-speed impact significantly reduce the energy transfer coefficient of explosion/high-speed impact to the environment being destroyed, lead to contamination of mine workings with tiny, often silicoses' hazardous particles.

Dissipative losses in the destruction of rocks can be reduced in two ways: by improving the design of borehole charges and rock cutting tools, as well as weakening the rocks with surfactants. Their effectiveness can be qualitatively evaluated by studying dust particles under a microscope, comparing the granulometric characteristics, morphology and mineralogical composition of fragments with sizes of 0-50 microns.

However, with a large increase (of the 3500× order), chromatic and spherical aberrations caused by the wave nature of light do not allow for the diagnostics of mineral composition and adequate measurements of particles smaller than 1 micron in optical constants. This, in turn, does not allow an accurate assessment of the dissipative losses due to the super-grinding at the contact «explosive-rock» and «rock-cutting tool-rock».

The X-ray diffraction method, as is well known [2], is one of the excellent diagnostic methods for crystals. At the same time, when studying the smallest crystal particles, for example, particles of quartz dust, the so-called zone of "amorphization" clearly stands out on the X-ray spectrum. The more ultra-small particles present in the analyzed sample, the higher the intensity, measured, usually, in pulses per second, reflected from the particle of the X-ray beam.

On the X-ray diffraction diagrams, the zone of "amorphization" associated with ultra-small particles of rock dust on the abscissa axis is limited by the values of the angle $2\theta = 5\text{-}20^{\circ}$. Our assessment of the ultra-small particles volume in the destruction products of strong rocks by X-ray diffraction analysis as a whole showed that the greatest total intensity of the reflected X-ray beam in the zone of "amorphization" ($2\theta = 5\text{-}20^{\circ}$), showing the dissipative losses level, is observed for dry (not surfactants processed) samples destroyed by the explosion and high-velocity impact.

Bibliography

1. **Thomson, R.M.** The structure of solids. / **R.M. Thomson, F. Seitz** // Fracture. An advanced treatise – School of Engineering and Applied Science. The George Washington University, Washington, D.C.: Acad.Press. New York and London, 1968. – Volume 1. Microscopic and macroscopic fundamentals. – P.15-111.

2. **Petch, N. J.** Metallographic aspects of destruction / **N.J. Petch** // Fracture. An advanced treatise – School of Engineering and Applied Science. The George Washington University, Washington, D.C.: Acad.Press. New York and London, 1968. – Volume 1. Microscopic and macroscopic fundamentals. – P.375-420.

УДК 622.235

А.В. КУЛЯПІНА, студентка,
НТУ України «Київський політехнічний інститут ім. Ігоря Сікорського»

РАЦІОНАЛЬНІ РЕЖИМИ КОРОТКОУПОВІЛЬНЕНОГО ПІДРИВАННЯ ПРИ РУЙНУВАННІ СКЕЛЬНИХ ГІРСЬКИХ МАСИВІВ НА КАР'ЄРАХ

Короткоуповільнене підривання (КСП) є одним з найбільш ефективних способів підготовки гірничої маси до виймання на кар'єрах, оскільки в порівнянні з одночасним підриванням забезпечує можливість збільшення масштабів проведення масових вибухів. При цьому підвищується якість руйнування в результаті взаємодії енергетичних потоків при вибухах суміжних свердловинних зарядів. Однак, виконаний аналіз попередніх досліджень показав, що інтервали сповільнень, які рекомендують дослідники, мають дуже значне розкидання значень – від декількох до десятків мілісекунд [1]. Це пов'язано з тим, що існуючі засоби моделювання дії масового вибуху не повній мірі враховують послідовність руйнування гірського масиву, що в свою чергу спричиняє значні втрати енергії вибуху.

У зв'язку з цим пропонується на основі вивчення механізму взаємодії хвиль напружень, що утворюються від вибухів окремих зарядів, з урахуванням фізико-механічних властивостей порід та всіх технологічних факторів вибуху, дослідити найбільш ефективні режими КСП.

При одночасному підриванні двох суміжних зарядів в початковий період часу розвитку вибуху область однакових значень напружень концентрується навколо кожного з зарядів. В подальшому поля напружень починають взаємодіяти між собою, з'являється сумісна область рівних напружень. Напруження з кожного вибухів концентруються по лінії, перпендикулярній до лінії розташування зарядів, створюючи тим самим найбільш сприятливі умови для руйнування масиву в цьому напрямку. При КСП суміжних свердловинних зарядів вибухових речовин (ВР) також відбувається взаємодія хвиль напружень під час вибуху кожного з зарядів та їх поширення по гірському масиву. В результаті цієї взаємодії формується певна діаграма направленості енергетичного потоку, яка характеризується спрямованою концентрацією напружень.

В [2] проведено дослідження з визначення оптимального часу сповільнення між зарядами при якому об'єм руйнувань порід буде максимальним. За результатами розрахунків отримано залежність між часом сповільнення вибухів свердловинних зарядів ВР та об'ємом руйнувань масиву. Аналіз вихідних та отриманих даних показав, що інтервал сповільнення між вибухами зарядів, при якому отримане максимальне значення руйнування, визначається відношенням відстані між зарядами до швидкості поширення повздовжніх хвиль напружень в масиві.

Однак на кар'єрах, зазвичай, здійснюють підривання значної кількості свердловинних зарядів, які формують у певні групи за фактором безпечної сейсмічної дії. Переважна більшість вчених вважають, що при виборі оптимального інтервалу сповільнень між групами зарядів необхідно керуватися значеннями лінії найменшого опору та пружними властивостями порід. З урахуванням цього та на підставі аналітичних досліджень запропоновано формулу, за якою рекомендовано визначати оптимальний інтервал уповільнення між підриванням груп зарядів і яка пов'язує основні показники буропідривних робіт та властивості гірських порід [3].

На підставі результатів досліджень схеми підривної мережі запропоновано формувати з урахуванням інтервалів уповільнень, як між групами свердловинних зарядів, так і для суміжних зарядів, розміщених в одній групі. В цьому разі перспективним виглядає електронне підривання, при якому кожен свердловинний заряд має необхідний час підривання.

Список літератури

1. **Лапшов А.А.** Повышение эффективности метода многорядного короткозамедленного взрывания горных пород на карьерах / Дис. ... канд. техн. наук: 25.00.22. – Екатеринбург, 2011. – 132 с.

2. **Фролов О. О.** Керування енергетичними потоками при вибуховому руйнуванні різноміцнісних масивів гірських порід на кар'єрах / Дис. ... докт. техн. наук: 05.15.03. – К., 2014. – 369 с.

3. **Фролов О.О.** Встановлення закономірностей руйнування гірських порід вибухом свердловинних зарядів зі сповільненням / О. О. Фролов, В.З. Ващук, В.Т. Моденко, А.В. Куляпіна // Вісник НТУУ "КПІ". Серія "Гірництво": Зб. наук. праць. –2017. – Вип. 32. – С. 44-51.

УДК 622.235

В.П. КУРИННОЙ, д-р техн. наук, проф., И.П. ГАРКУША, канд. физ.-мат. наук, проф.
ДВНЗ «Национальный горный университет».

МЕХАНИЗМ РАЗРУШЕНИЯ ПОРОДЫ СКВАЖИННЫМИ ЗАРЯДАМИ С ПРОМЕЖУТКАМИ ИНЕРТНЫХ ГАЗОВ

Коэффициент использования энергии взрывчатого вещества (ВВ) весьма мал. Один из способов его увеличения есть использование зарядов, рассредоточенных промежутками из инертного вещества (вода, гравий, глина, воздух и др.). Механизм действия таких зарядов недостаточно изучен.

Анализ волновых процессов в скважинных зарядах при массовом взрыве позволяет сделать заключение об отсутствии стадии квазистатического действия. Установлено, что, когда скорость детонации ВВ больше скорости волн напряжений, в породе растут радиальные трещины, перпендикулярные фронту волны. Если скорость детонационной волны меньше скорости волн напряжений, в породе действуют сжимающие напряжения, направления которых совершают повороты в радиальных плоскостях по- и против часовой стрелки. Кроме того, при неблагоприятных условиях, в результате откольных явлений, средняя часть скважины может детонировать в режиме недосжатой волны или отказывать.

Как ранее показано авторами, порода эффективно разрушается и разупрочняется в неоднородном нестационарном поле напряжений заданных величин. Современные ВВ не создают такое поле. Например, при детонации бризантных ВВ модуль градиента поля напряжений в породе достигает значений 1012-1013 Па/м. При этом образуется зона смятия, и большая часть энергии ВВ расходуется на образование пыли, измельчение и нагрев породы. Кроме этого, в поле напряжений сплошного скважинного заряда растут преимущественно радиальные трещины.

Используя ранее полученные авторами выражения для ударных адиабат многокомпонентных сред [1, 2], оценены параметры ударных волн (УВ) в промежутках из частиц в воде и воздухе при давлениях во фронте детонационной волны (ДВ) 4,6-7,5 ГПа и пористости 0,2-0,4. Показано, что ширина фронта УВ в промежутках из частиц может быть на порядки больше, чем в ДВ, что во столько же раз увеличивает минимальный размер частиц при разрушении породы.

В результате оценки параметров волновых процессов, протекающих при взрыве (ударных волн в промежутке, сильных волн сжатия в породе, волн разряжения в ПВ и волн разгрузки в промежутке) можно заключить, что энергия, излучаемая в породу инертными промежутками из конденсированных веществ за время формирования зон смятия ($t \approx 0{,}1$ мс), меньше энергии, излучаемой промежутками ВВ такой же длины, в несколько раз. Кроме того, массовые скорости породы у промежутков могут быть в 2-3 раза меньше, чем у ВВ. В случае воздушных промежутков за первые 0,1 мс среднее давление в промежутке – меньше 50 МПа.

Оценено время распада промежутка. В случае промежутков из конденсированных веществ в породе у промежутков зона смятия (раздавливания) существенно меньше, а неоднородность поля напряжения в породе существенно больше, чем в случае сплошного заряда. Т.е. заряды с инертными промежутками заметно повышают коэффициент использования энергии взрыва, а заряды с воздушными промежутками, срезая породу у промежутков, могут обеспечить хорошую проработку подошвы уступа.

Список литературы

1. **Куринной В.П.** Определение коэффициентов в уравнении Тэта для многокомпонентных конденсированных сред / В.П. Куринной, И.П. Гаркуша, В.Н. Мандрикевич, И.И. Усик // Сучасні ресурсозберігаючі технології гірничого виробництва. Науково-виробничий журнал. Кременчуцький нац.. ун-т ім.. М. Остроградського. – Кременчук, 2012. – Вип. 10(12). – С. 52 - 59.

2. **Куринной В.П.** Оценка параметров ударных волн в пористых средах / В.П. Куринной, И.П. Гаркуша, В.Н. Мандрикевич, И.И. Усик // Днепропетровск, ИГТМ НАН Украины, Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. трудов. – 2012. – Вып. 105. – С. 240–244

УДК 622.235

Ю.С. МАЛЬЦЕВА, студентка, О.О. ФРОЛОВ, д-р. техн. наук, проф.,
НТУ України «Київський політехнічний інститут ім. Ігоря Сікорського»

ПРОБЛЕМА ВИБОРУ ДІАМЕТРУ СВЕРДЛОВИННИХ ЗАРЯДІВ ДЛЯ ВЕДЕННЯ БУРОПІДРИВНИХ РОБІТ НА КАР'ЄРАХ

Управління якістю руйнування гірських порід вибухом є однією з найважливіших наукових та практичних задач у гірничовидобувній промисловості. Її рішення забезпечує зменшення енерговитрат на вибухову відбійку, зниження об'єму виходу негабариту та виходу переподрібнених фракцій, що обумовлює втрати корисних копалин і зменшення негативного впливу на оточуюче середовище.

Практика показує, що підвищення інтенсивності вибухового дроблення гірських порід тільки за рахунок збільшення витрат енергії вибухових речовин (ВР) є нераціональним, оскільки призводить до зростання обсягу переподрібнених фракцій та погіршення характеристик міцності товарної продукції.

Це зумовлює необхідність розробки раціональних способів регулювання вибухового навантаження, що дозволяють без збільшення енерговитрат отримувати необхідне дроблення порід [1]. Тому розробка способів управління дробленням порід вибухом за допомогою вибору діаметра заряду є актуальним завданням.

Для встановлення закономірностей щодо вибору ефективного діаметру свердловин для руйнування скельних гірських масивів вибухом на кар'єрах виконано аналіз існуючих досліджень у даній сфері гірництва та проведена чисельна обробка результатів обчислень для конкретних гірничо-геологічних умов. Зокрема прийнято, що свердловинні заряди грамоніту 79/21 підриваються в середньотріщинуватих гранітах. Висота уступу становить 13 м, глибина свердловини – 15 м, величина забійки – 5 м, проектна питома витрата ВР – 0,9 кг/м^3, щільність заряджання – 950 кг/м^3, лінія опору по підошви уступу – 6 м, в якості виймально-навантажувального обладнання прийнято ЭКГ-5А [2].

Аналіз отриманих даних показав, що значення діаметрів свердловини для однакових умов підривання коливається від 105 до 337 мм. Цей діапазон містить усі типорозміри бурових коронок на верстатах, що застосовуються в Україні. За отриманими значеннями діаметрів навіть не можливо встановити певну закономірність, тобто розподіл можна назвати ймовірнісним.

Виконавши аналіз наукових досліджень, можна дійти висновку, що питання вибору ефективного діаметру свердловинного заряду ВР для руйнування скельних гірських порід на кар'єрах досліджено не повною мірою, оскільки існують різноманітні підходи до цього питання і, відповідно, отримуються різні результати. У зв'язку з цим пропонується для вибору ефективного діаметра свердловинного заряду ВР на кар'єрах використовувати методику, яка ґрунтується на техніко-економічній оцінці показників буріння і підривання з урахуванням властивостей масиву гірських порід (тріщинуватість і міцність) і застосовуваного бурового устаткування [3].

Таким чином, можна стверджувати, що в кожному конкретному випадку доцільність застосування певного діаметру свердловини для ведення буропідривних робіт повинна ґрунтуватися на особливостях гірничо-геологічних умов розробки та техніко-економічних розрахунках з урахуванням необхідного ступеня дроблення породи, проробки підошви уступу, продуктивності бурового обладнання і вартісних показниках буріння і підривання.

Список літератури

1. **Фролов О.О.** Керування енергетичними потоками при вибуховому руйнуванні різноміцнісних масивів гірських порід на кар'єрах / Дис. ... докт. техн. наук: 05.15.03. – К., 2014. – 369 с.

2. **Фролов О.О.** Щодо вибору ефективного діаметру свердловинних зарядів на кар'єрах / О. О. Фролов, А.В. Хлановський // Вісник НТУУ "КПІ". Серія "Гірництво": Зб. наук. праць. –2017. – Вип. 33. – С. 15-21.

3. **Кутузов Б.Н.** Выбор рационального диаметра взрывных скважин на карьерах / Б. Н. Кутузов, А. А. Вареничев // Горн. журн. – 1976. – № 8. – С. 47-51.

УДК 622.272

Д.Ю. МАЛЫХ, главный инженер. ПАО «Ингулецкий горнообогатительный комбинат»,
С.В. ТИЩЕНКО, д-р техн. наук, проф., Г.И. ЕРЕМЕНКО, канд. техн. наук, доц.,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет».

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНОГО МАССИВА

Качество дробления взорванной горной массы – это один из основных показателей эффективной работы буровзрывного комплекса. Оно зависит от технологии ведения взрывных работ, включающей в себя способы размещения, формирования и инициирования скважинных зарядов ВВ. Эти составляющие технологии ведения взрывных работ в значительной степени предопределяют характер распределения энергии взрыва в разрушаемом массиве горных пород. Моделирование зависимости между этими процессами – одна из задач теории разрушения твердых тел при взрыве.

Схемы построения математических моделей взрывного разрушения твердой среды основаны на качественном анализе рассматриваемого явления. Причем, при необходимости сложные процессы расчленяются на отдельные предельно простые блоки, учитывающие только самые основные черты явления. Составляющие технологии ведения взрывных работ в значительной степени предопределяют характер распределения энергии взрыва в разрушаемом массиве горных пород. Определение зависимости между этими процессами – одна из задач теории разрушения твердых тел при взрыве.

Практическая значимость работы состоит в исследовании закономерности импульсного воздействия взрыва, связанного с общим балансом энергии, сообщаемой разрушенной среде. Моделирование зависимости между этими процессами – одна из задач теории разрушения горного массива при взрывной отбойке горных пород.

В современных условиях добыча сырья осуществляется из глубоких железорудных карьеров. При изменившихся горнотехнических параметрах ведения горных работ, разрушение горного массива энергией взрыва усложняется из-за увеличения удельного веса в разработке крепких, обводненных горных пород.

Во взрывном деле разработано много технологических приемов, позволяющих управлять действием взрыва в зависимости от конкретных горно-геологических условий ведения взрывных работ. Для получения необходимого результата варьируют пространственным расположением зарядов ВВ в горном массиве, временем их последовательного взрывания, конструкцией зарядов. Установлено, что на современном этапе разработаны и используются разные методы управления энергией взрыва. Среди них виделяются методы управления процессом разрушения горного массива с помощью эффекта прямого взаимодействия скважинных зарядов ВВ разных конструкций. При этом широкое использование простейших взрывных смесей, определяют основу для дальнейшего совершенствования технологии ведения взрывных работ, включающей в себя конструкции зарядов, способы их формирования и размещения в разрушаемом массиве горных пород, а также порядок их инициирования.

Многие традиционные методы ведения взрывных работ, хорошо зарекомендовавшие себя при использовании гранулированных ВВ. не всегда эффективны с учетом потенциала новых взрывчатых материалов в условиях новых реалий состояния горных работ на железорудных карьерах Кривбасса, является актуальним в развития взрывного дела. Определение закономерности импульсного воздействия взрыва, связанного с общим балансом энергии, сообщаемой разрушенной среде, которые могут служить на практике шкалой оценки эффективности разрушающего действия скважинных зарядов, взрываемых одновременно или через определенное замедление при создании новых или усовершенствованных традиционных технологий ведения взрывных работ.

Схемы построения математических моделей взрывного разрушения твердой среды основаны на качественном анализе рассматриваемого явления. Причем при необходимости сложные процессы расчленяются на отдельные предельно простые блоки, учитывающие только самые основные черты явления. После строгой формулировки отдельные блоки сводятся в одно решение поставленной задачи в целом.

УДК 622.235

В.Т. МОДЕНКО, студент, О.О. ФРОЛОВ, д-р. техн. наук, проф.,
НТУ України «Київський політехнічний інститут ім. Ігоря Сікорського»

СУЧАСНИЙ СТАН ДОСЛІДЖЕНЬ МЕХАНІЗМУ РУЙНУВАННЯ ТРІЩИНУВАТИХ СКЕЛЬНИХ ГІРСЬКИХ МАСИВІВ ВИБУХОМ

Вивченню механізму руйнування тріщинуватих гірських масивів присвячено значна кількість наукових досліджень, в яких зазначається, що тріщинуватість гірських масивів суттєво впливає на процес і результати вибухового подрібнення скельних порід. При цьому руйнування таких середовищ обумовлено насамперед дією хвиль напружень, що поширюються в гірському масиві під час вибуху, і поршневою дією продуктів детонації. Особливість дії вибуху в тріщинуватих гірських масивах полягає у тому, що енергія хвилі напруження зменшується за рахунок відбиття від поверхонь тріщин. Разом з тим тиск продуктів детонації, які проникають в існуючі тріщини, швидко падає та скорочує тривалість їхньої дії на породу, що погіршує умови руйнування. Таким чином, наявність тріщин послаблює дію вибуху.

О.М. Ханукаєв довів, що тріщина шириною 2 мм, яка заповнена повітрям, знижує інтенсивність напружень в 25 разів порівняно з монолітним середовищем. При заповненні тріщини водою напруження становлять 0,85-0,9 величини напружень монолітного середовища, тобто за наявності в тріщинах води хвиля поширюється без істотних втрат енергії. Зі збільшенням радіусу заряду вибухової речовини і зменшенням відстані від місця вибуху до тріщини інтенсивність і тривалість дії хвилі на тріщину збільшується. У цьому випадку хвиля напружень поширюється по гірському масиву без значних втрат.

У роботі [1] відзначається, що в тріщинуватих масивах від проходження хвиль напружень, при найбільш сприятливих умовах, можливі руйнування тільки в межах найближчих однієї-двох природних окремостей до заряду. А збільшення об’єму руйнування, ймовірно, обумовлено передачею енергії вибуху послідовним співударенням окремостей, що складають тріщинуватий масив. Результати дії вибуху у тріщинуватому масиві гірських порід показали, що руйнування крупноблочних масивів зі слабо розвинутою тріщинуватістю характеризується в кілька разів більш високим виходом великих фракцій у порівнянні з руйнуванням сильно тріщинуватих порід. Роль дії газів вибуху в тріщинуватих масивах зводиться до розділення нероздроблених частини на природні окремості.

Як зазначено у роботі [2], найважливішим питанням при руйнуванні тріщинуватих масивів є дослідження особливостей формування поля напружень, а також розрахунок величини критичної ширини тріщин між блоками, при якій передається енергія хвиль напружень.

Автори [3] довели, що ефективність вибухового руйнування тріщинуватих скельних масивів залежить від міцнісних і структурних характеристик гірських порід та особливостей формування, взаємодії та поширення хвиль напружень в середовищі. Для опису процесу руйнування тріщинуватих гірських порід вибухом запропоновано використовувати коефіцієнт інтенсивності напружень. Отримані результати об’ємів руйнування в залежності від тріщинуватості гірського масиву розділено на три групи гірських порід.

Таким чином, аналіз наукових досліджень свідчить про те, що ефективність вибухового руйнування тріщинуватих скельних масивів залежить насамперед від міцнісних і структурних характеристик гірських порід та особливостей формування і взаємодії енергетичних потоків вибухів, зумовлених поширенням хвиль напружень в скельному середовищі.

Список літератури

1. **Турута Н.У.** Исследование процесса разрушения трещиноватых пород и действия массовых взрывов при современной технологии взрывных работ на карьерах / Н.У.Турута // Автореф.дис.канд.техн.наук. – Свердловск, 1972. – 32 с.

2. **Усик И.Н.** Определение критической ширины трещин и ее роль при разрушении блочных пород взрывом / И.Н.Усик, Ф. К. Касумов // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 1976. – № 6. – С. 68-69.

3. **Фролов О.О.** Встановлення закономірностей руйнування тріщинуватих гірських порід вибухом / О. О. Фролов, Ю.О. Бритвин // Вісник НТУУ "КПІ". Серія "Гірництво": Зб. наук. праць. –2015. – Вип. 27. – С. 81-89.

УДК 622.271.33-027.235

С.А. ЛУЦЕНКО, канд. техн. наук, доц.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет».

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ШИРИНЫ РАБОЧЕЙ ПЛОЩАДКИ И ДЛИНЫ ФРОНТА ГОРНЫХ РАБОТ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩИХ ВЫПОЛНЕНИЕ ЗАДАННОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА ПО РУДЕ

Нормальные условия для добычи полезного ископаемого требуют формирования рабочей зоны карьера рабочими площадками, включающими нормативные запасы скальной горной массы, готовые к выемке. Размер резервной полосы и соответственно ширины рабочей площадки определяется продолжительностью периода, на который создаются готовые к выемке запасы, и зависит от производительности карьера по руде и длины активного фронта горных работ. При изменении производительности карьера по руде соответственно будут изменяться и параметры системы разработки.

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.

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, которое заключается в том, что при увеличении ширины рабочей площадки длина фронта уменьшается.

Для выполнения исследований был рассмотрен пример условного карьера, разрабатывающего месторождение, подобное по условиям залегания и технологии открытой разработки мощным месторождениям бедных железистых кварцитов, которые отрабатываются карьерами Кривбасса, и выполнен горно-геометрический анализ карьерного поля при работе с различной шириной рабочей площадки.

Ширина рабочей площадки зависит от производительности карьера по руде и длины активного фронта горных работ. В свою очередь анализ графиков зависимости длины фронта горных работ от ширины рабочей площадки показывает, что длина активного фронта горных работ определяется шириной рабочей площадки. Это свидетельствует о том, что производительность карьера по руде необходимо определять не только с учетом длины активного фронта горных работ, но и с учетом влияния на фронт ширины рабочей площадки.

Очевидно, что длина фронта горных работ является зависимой переменной. Поэтому установлены основные факторы, влияющие на изменение длины активного фронта горных работ, которые необходимо учитывать при определении производительности карьера по руде.

Для рассматриваемого карьера было установлено изменение длины активного фронта горных работ в зависимости от ширины рабочей площадки при уменьшении активной площади рабочей зоны карьера.

Исследования изменения удельных условно-переменных затрат на добычу руды и длины фронта горных работ от ширины рабочей площадки при различных значениях производительности карьера по руде свидетельствует о наличии оптимальных значений ширины рабочей площадки и длины активного фронта горных работ.

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.

Разработана методика определения оптимальных значений ширины рабочей площадки и длины активного фронта горных работ, удовлетворяющих требованиям нормируемых запасов, для различных вариантов производительности карьера по руде.

UDC 622.516

C. FARSI, Ph.D., M. ZAOUI, Ph.D, University of M'sila, Algeria
S. ZHUKOV, Dr. Sc., Prof., Kryvyi Rih National University, Ukraine

EXPERIMENTAL STUDY OF WELDED TUBES JOINTS FOR OPEN PIT CONDITIONS

At present, mining works are carried out at great depths. Under these conditions, the mine dewatering pipes are under high pressure. In accordance with this, an applied analogy of the previously developed method for investigating pipe welds used in mines.

The pressure pipes of water reactors are made of A48 steel tubes and welded together. These welded joints are always preferred areas for the occurrence of defects and the requirement in terms of security for such facilities, thus making it essential to study their fracture. Comprehensive approaches such as the J integral of Rice, are used to analyze the harmfulness of defects in welds. This work has explored the various parameters involved at the same time, to explain the phenomena of ductile tearing in a welded joint in order to develop an analytical method suitable for this type of junction. The tear tests showed the influence of volume fraction on the values of toughness and resistance to crack propagation J-Δa. The fatigue tests showed that the fatigue strength of welded joints depends not only on the properties of base metal and filler metal used but also the presence of construction defects and internal defects. On the other hand, the study of the influence of welding conditions on toughness of welded joint steel Stainless steels, showed that the solder joint is obtained austenitic ferritic structure with a ferrite content appropriate This leads to the mechanical properties desired, move closer to the best of the middle of the band dispersion than the base metal. The numerical simulation of ductile tearing performed using the Rice-Tracey model based on the growth of voids, has highlighted the importance of parameters related to the model: in the case of a rate overmatching Importantly, the mechanical properties of the base metal has a pervasive effect on the overall behavior of such structures and the growth rate of cavities R/R0 is sensitive to changes in the fields of stress and strain at the bottom of the crack.

Our study focuses on a C-Mn steel A48 used in the manufacture of gas tanks and the live steam main circuits. The welding processes are used, the manual welding with coated electrodes and automatic welding arc. Tensile tests were conducted to determine characteristics of conventional and rational traction in all three zones forming the welded joint, the tests were performed at room temperature, on samples taken in accordance with the AFNOR standards. In order to be able to perform tests on full thickness in the HAZ, it was necessary to make joints in K and X joints. These tests were on a universal machine réaliséss test electro-hydraulic servo IBERTEST capacity 4000 daN and 3300 daN static to dynamic.

The simulations of rupture tests implemented experimentally have been made using the code "CASTEM. The type specimen is modeled Senba (three point bending). The mesh is made with mesh Quadrilateral 8 knots for deeming the condition of plane strain (CPS8). In the crack tip, it is particularly refined approach to modeling local. The evaluation of the integral J take place on 6 contours, such as a / w = 0.5. Finally, the regressions mesh are scheduled to avoid sudden changes in mesh size and the elements too distorted.

This study on the tear of the carbon manganese steel (grade A48), which is based on extensive experimental database has yielded interesting results in both experimental models. This work has explored the various parameters (related to the mechanical properties of materials, geometry of the weld and specimen geometry) that occur at the same time, to explain the phenomena of ductile tearing and provide contribution to the study of the ductile tearing in a welded joint in order to develop an analytical method, adapted to this type of junction. The experimental study allowed us to experimentally determine the mechanical properties and resistance to ductile tearing at room temperature, the metal base (MB), molten metal (MF) and the heat affected zone (HAZ) taken from a weld produced in conditions representative of industrial manufactures. Numerical modeling has highlighted the complexity of the characterization of ductile tearing in the case of welded joints. Nevertheless, this work has allowed us to conclude that the growth rate of cavities R/R0 is sensitive to changes in the fields of stresses and strains in the bottom crack. The local approach seems be a valid alternative for the study of ductile tearing in the case of welded joints. This approach requires a calculation taking into account the heterogeneity of the structure.

УДК 622.271.33

С.А. ЛУЦЕНКО, канд. техн. наук, доц.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет».

РАЗВИТИЕ ГОРНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРЕ ПРИ ИЗМЕНЕНИИ ПОТРЕБНОСТИ В ЖЕЛЕЗОРУДНОЙ ПРОДУКЦИИ

Разработка железорудных месторождений на современном этапе развития открытых горных работ заключается в том, что горнодобывающие предприятия работают с постоянной производственной мощностью, в то время, как на рынках минерального сырья наблюдается существенное колебание цен и спроса на железорудную продукцию. Предусмотреть эти колебания в долгосрочной перспективе практически невозможно, потому что они в основном зависят от состояния мировой экономики, политической ситуации в стране и т.д. В этих условиях главные параметры карьера должны регулироваться в соответствии с изменяющимися внешними условиями на протяжении всего срока его эксплуатации.

В результате выполненного анализа научных публикаций было установлено, что существующая научно-методическая база в области проектирования и планирования открытых горных работ не позволяет обеспечивать гибкое реагирование на колебания потребности в добываемом сырье. Современные подходы к планированию развития горных работ основаны на допущении, что параметры внешней и внутренней среды будут относительно постоянными, а следовательно, не предусматривают изменения главных параметров карьера в длительной перспективе. Это свидетельствует об актуальности разработки новых и корректировки существующих методов определения главных параметров карьера и планирования развития горных работ, особенно в условиях рыночных экономических отношений, требующих надежных оптимальных проектных решений.

С точки зрения проектирования, важно знать не только возможное значение производительности карьера по руде или горной массе, но и каким образом следует планировать развитие карьерного пространства. Поэтому своевременное регулирование главных параметров карьеров в соответствии с изменением спроса на железорудную продукцию может осуществляться посредством управления развитием горных работ.

Поэтому существенно повысить экономическую эффективность разработки реально возможно за счёт реализации гибкого изменения главных параметров карьера при изменении спроса на добываемую продукцию, что достигается обоснованной корректировкой развития горных работ путем изменения размеров, параметров и конструкции активной части рабочей зоны карьера.

Разработана методика планирования развития горных работ в карьере при изменении спроса на железорудную продукцию. В основу методики планирования развития горных работ положена идея – концентрировать горные работы на отдельных участках карьерного поля (активной части рабочей зоны) протяженность которых определяется оптимальными значениями ширины рабочей площадки и длины активного фронта горных работ, обеспечивающими нормативный объем готовых к выемке запасов для заданной производительности карьера по руде. Регулировать производительность карьера по руде предлагается за счет изменения угла наклона рабочего борта карьера на участках концентрации горных работ, а также протяженности и количества данных участков. При этом, благодаря изменению порядка отработки участков концентрации горных работ, можно обеспечить работу карьера с минимальным текущим коэффициентом вскрыши.

Разработанная методика планирования развития горных работ в карьере отличается от известных возможностью регулировать главные параметры карьера в условиях изменяющегося спроса на железорудную продукцию, а также учитывает взаимосвязь параметров системы разработки, обеспечивающих в карьере нормативный запас руды, готовый к выемке. Данная методика обеспечивает:

работу с заданной производительностью по руде;

работу карьера с минимальными текущими коэффициентами вскрыши при максимальной степени концентрации горных работ.

УДК 622.271

М.І. СОКОЛОВСЬКА, аспірант, О.О. ФРОЛОВ, д-р техн. наук, проф.,
НТУ України «Київський політехнічний інститут ім. Ігоря Сікорського»

ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ МАКСИМАЛЬНОЇ ПРОДУКТИВНОСТІ ЕКСКАВАТОРНО-АВТОМОБІЛЬНИХ КОМПЛЕСІВ КАР'ЄРІВ

Видобування корисних копалин на потужних кар'єрах здійснюється зазвичай із застосуванням технологічних комплексів, в основу яких покладено переміщення гірничої маси автотранспортом. Комплекс обладнання, що складає структуру комплексної механізації, формується на їхній якісній і кількісній взаємодії. Основним обладнанням в технологічному процесі видобутку є навантажувальні і транспортні машини. В таких комплексах гірнича маса навантажується мехлопатами у автосамоскиди і перевозиться до приймальних пунктів.

На кінцевий результат роботи екскаваторно-автомобільного комплексу впливає основний його параметр – співвідношення між об'ємом кузова автосамоскида V_a і об'ємом ковша екскаватора E. Оскільки навантаження і транспортування в кар'єрі являють собою єдиний технологічний процес, який забезпечується різним обладнанням єдиного комплексу, то зазначені параметри машин повинні бути тісно пов'язані між собою.

Аналіз літературних джерел свідчить про те, що серед дослідників немає єдиного погляду щодо визначення раціонального співвідношення параметрів екскаваторно-автомобільного комплексу. Тому встановлення найбільш оптимального співвідношення між об'ємом кузова автосамоскида і об'ємом ковша екскаватора для досягнення максимальної продуктивності комплексу при розробці родовищ корисних копалин відкритим способом є актуальним.

Для встановлення оптимального співвідношення між об'ємом кузова автосамоскида і об'ємом ковша екскаватора в роботі [1] розглянуто продуктивності обладнання з точки зору досягнення їхніх максимальних значень. Згідно [2] повна технологічна узгодженість у роботі екскаваторно-транспортного комплексу настане у тому випадку, коли відносні значення продуктивності екскаватора і продуктивності автосамоскида будуть рівні між собою.

За результатами проведених досліджень отримана аналітична і графічна залежності між співвідношенням V_a/E та середньою тривалістю рейсу автосамоскиду для різних значень коефіцієнту наповнення ковша екскаватора $k_н$, який характеризує тип гірничої маси. Середня тривалість циклу екскавації породи прийнята $t_ц$=0,5 хв., середня тривалість обміну автосамоскидів під завантаження становить t_o=1 хв. З досліджень випливає, що при тривалості рейсу 2 хв. оптимальне співвідношення V_a/E в середньому становить 4 для всіх типів порід. При збільшенні тривалості рейсу до 30 хв. для $k_н$=1,05 (пісок, супісок) найбільш доцільним буде V_a/E=12, а для $k_н$=0,9 (скельні розпушені породи) – V_a/E=10.

Таким чином, співвідношення між об'ємом кузова автосамоскида і об'ємом ковша екскаватора коливається в межах від 4 до 12 при зміні часу транспортування від 2 до 30 хв. відповідно. При незначній тривалості рейсу кількість ковшів у кузові автосамоскида буде однаковим для всіх типів порід. При збільшенні тривалості рейсу оптимальне співвідношення V_a/E для сипучих порід буде більшим, ніж при транспортуванні розпушених скельних порід.

Отримані результати дозволяють планувати гірничотранспортні роботи таким чином, щоб місця розвантаження гірничої маси були розміщені на відстанях, при яких максимально ефективно використовувався екскаваторно-автомобільний комплекс. Перспективним є подальші дослідження, які будуть спрямовані на детальний розгляд особливостей виконання рейсу автосамоскида в конкретних гірничо-геологічних умовах та визначення його тривалості.

Список літератури

1. **Фролов О.О.** Обґрунтування технологічної узгодженості параметрів екскаваторно-автомобільного комплексу / О.О. Фролов, М.І. Соколовська, А.В. Хоменюк // Вісник Криворізького національного університету: Зб. наук. праць. –2017. – Вип. 44. – С. 3-7.

2. **Кулешов А.А.** Мощные экскаваторно-автомобильные комплексы карьеров / А.А. Кулешов. – М.: Недра, 1980. – 317 с.

УДК 662.252; 662.215.3

Д.В. МЕЛЬНИКОВ, инженер І-й категории, ГП «НПО «Павлоградский химический завод»

ОЦЕНКА ИЗМЕНЕНИЯ ПЛОТНОСТИ ХИМИЧЕСКИ СЕНСИБИЛИЗИРОВАННЫХ ЭУЛЬСИОННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ГЛУБИНЫ СКВАЖИНЫ

Эмульсионные взрывчатые вещества (ЭВВ), изготавливаемые на местах ведения взрывных работ, обладают рядом преимуществ по сравнению с другими видами промышленных взрывчатых веществ. Так одним из преимуществ является технология изготовления, позволяющая снизить до минимума непосредственный контакт персонала с ЭВВ, поскольку чувствительность к инициирующему импульсу приобретается непосредственно в скважине.

Простейшее ЭВВ представляет собою инвертную эмульсионную матрицу, не чувствительную к инициирующему импульсу от штатных средств взрывания и газогенерирующий компонент. После введения и диспергирования газогенерирующего состава в эмульсии проходит химическая реакция с выделением газообразных продуктов. В течение примерно десяти минут заряд ЭВВ насыщается пузырьками с газом, которые сенсибилизируют заряд, при этом плотность эмульсионной матрицы снижается с 1300±300 кг/м^3 до 1150±100 кг/м^3. При инициировании скважинного заряда ЭВВ промежуточным детонатором пузырьки с газом разогреваются и образуют так называемые «горячие точки», обеспечивающие равномерный и стабильный режим распространения детонации по высоте заряда ВВ. Таким образом, пористая структура ЭВВ обеспечивает условия распространения детонации в штатном режиме.

Экспериментально установлено, что, в зависимости от физико-химических свойств исходного сырья и полуфабрикатов, значения пористости ЭВВ будут находиться в диапазоне П=3,9...34,4%. При этом анализ данных, представленных в [1], показал, что максимальные значения скорости детонации будут соответствовать пористости ЭВВ П=20±5%.

После газогенерации ЭВВ может находиться в метастабильном состоянии до 10 сут. По окончанию гарантийного срока хранения пузырьки будут диффундировать в атмосферу, при этом ЭВВ десенсибилизируется [2]. Кроме этого известно, что на колонку заряда в скважине заметное воздействие оказывают силы тяжести. Так газовые пузырьки в донной части скважины подвергаются наиболее высокому давлению со стороны вышележащих слоев заряда ВВ. Так для скважин высотой 10...25 м гидростатическое давление составит (1...3)×10^5 Па. В случае заряжания ЭВВ с низкой пористостью в глубокие скважины с течением времени может наблюдаться переуплотнение взрывчатого вещества вплоть до значения критической плотности.

Для эффективного энергонасыщения горного массива, снижения воздействия факторов, влияющих на уменьшение бризантного воздействия ВВ, и повышения качества дробления горной массы в работе рекомендуется в оценках плотности ЭВВ учитывать не только пористость, но и коэффициент, зависящий от глубины скважины при l = 5…25 м. С увеличением глубины скважины плотность будет снижаться. Например, рациональное значение плотности заряда ЭВВ для скважин l = 10…20 м будет составлять 1150…1100 кг/м^3 соответственно.

Предложенная методика оценки изменения плотности ЭВВ в зависимости от глубины скважины позволяет учитывать значения пористости структуры ЭВВ, что нельзя было достигнуть, например, в [3].

Методика оценки изменения плотности в зависимости от глубины скважины, предложенная в данной работе, имеет дискуссионный характер.

Список литературы

1. **Соболев В.В., Шиман Л.Н.** Оценка возможной опасности взрыва в процессе газогенерации эмульсионных взрывчатых веществ // Вісник КДПУ імені Михайла Островського. – 2009. – Вип. 6/2009(59) частина 1. – С. 164–168.

2. **Шиман Л.Н.** Безопасность процессов производства и применения эмульсионных взрывчатых веществ взрывчатых веществ с компонентами утилизируемых вооружений Монография. // **Шиман Л.Н., Устименко Е.Б., Голинько В.И. Соболев В.В.**-Днепропетровск: «Лира», 2013. - 526с. ISBN 978-966-383-503-7.

3. Патент RU 2462689 C1 Россия, МПК F 42D 1/08 (2006.01). Способ зарядки глубоких скважин эмульсионными взрывчатыми веществами / **Торопов Андрей Николаевич** / Россия, г. Кирово-Чепецк, №2011111449/03; Заявл. 25.03.2011; Опубл. 27.09.2012, Бюл. № 27.

УДК 552.678.742.2

Р.В. ЗАКУСИЛО, канд. техн. наук,
Шосткинский институт Сумского государственного университета

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОМЕЖУТОЧНЫХ ДЕТОНАТОРОВ КОНИЧЕСКОЙ ФОРМЫ

Исследование инициирующей способности промежуточных детонаторов конической формы с безопасной рецептурой взрывчатого вещества, изготавливаемой на местах проведения открытых взрывных работ – актуальная научно-практическая задача. Проведены исследования по влиянию конструкции ПД на их инициирующую способность скважинных зарядов. Рассмотрены усеченные конические конструкции ПД с углом конусности от 15^{o} до 45^{o} с переходом в цилиндрическую форму в усеченной части.

В конусном заряде при инициировании с широкой торцевой части детонационная волна распространяется перпендикулярно к боковым образующим конуса, то есть ее направление практически перпендикулярно углу боковой поверхности конуса ПД. Это создает повышенное давление между боковой поверхностью конусного заряда ПД и стенкой скважины подрываемого заряда. Силовые линии детонационной волны, сужаясь от угла конуса ПД, охватывают весь столбик подрываемого заряда, ограниченного стенкой скважины. Это позволяет сконцентрировать импульс детонационной волны промежуточного детонатора по всему сечению скважинного заряда вдоль его оси. При увеличении угла конусности диаметр ПД приближается к диаметру инициированного взрывчатого вещества скважинного заряда, что способствует инициированию всего диаметра заряда. Силовые линии детонационной волны, фокусируясь вдоль оси ПД и пристеночного заряда, охватывают всю его площадь и подобно силовым линиям кумулятивного заряда создают повышенное давление. Таким образом, вся энергия инициирующего взрывчатого вещества переходит в рабочее ВВ и не выходит за пределы его объема.

При испытаниях конусных зарядов на металлических пластинах установлено, что детонационная волна оставляет вмятину шириной примерно равной нижней цилиндрической части конусного ПД, находящейся в непосредственном соприкосновении с пластиной. Вокруг этой вмятины наблюдается дополнительное повреждение пластины, равной диаметру широкой конусной части ПД, передающееся по воздушному пространству. Таким образом, конструкция промежуточного детонатора обеспечивает повышенную инициирующую энергию при взрыве вдоль оси скважинного заряда.

Для подтверждения этого заключения проведены испытания заряда гранулита 79/21 насыпной плотности диаметром 80 мм и длиной 600 мм. Заряды инициировали электродетонатором ЭД-8 совместно с промежуточными детонаторами: штатным ТГ- 400Г и конусным ПД с углом конусности 25^{o} массой 200 г. Замер скорости детонации осуществляли методом Дотриша на расстоянии 100 мм от ПД и на расстоянии 500 мм от ПД.

При инициировании заряда гранулита 79/21, как мощным ПД шашкой Т-400Г (в режиме пересжатой детонации), так и низкой мощности конического ПД (в режиме недосжатой детонации) выход на стационарную скорость детонации получен практически на одинаковом расстоянии от точки инициирования. Это еще раз подтверждает, что конический заряд ПД при срабатывании обеспечивает повышенное давление продуктов детонации вдоль оси инициирующего заряда, а соответственно и повышенную инициирующую способность. Как следствие при использовании ПД конической формы величина «разгона» до устойчивой детонации инициируемого заряда, даже при меньшей его массе, – ниже, чем для ПД цилиндрической формы.

Планируется более широкое исследование конических промежуточных детонаторов в промышленных условиях.

Список литературы

1. **Закусило Р.В.** Влияние конической формы промежуточных детонаторов на их инициирующую способность / **Р.В. Закусило, В.Р. Закусило** / Вісник Національного техн. університету «Київський політехнічний інститут». Сер. «Гірництво» № 32, 2017. С. 27-33.

УДК 622.271

В.І. СИМОНЕНКО, д-р техн. наук, проф., ДВНЗ «НГУ»
О.В. ЧЕРНЯЄВ, с.н.с. Інститут з проектування гірничих підприємств ДВНЗ «НГУ»
Л.С. ГРИЦЕНКО, с.н.с. Інститут з проектування гірничих підприємств ДВНЗ «НГУ»

ВПЛИВ ГІРНИЧИХ РОБІТ НА ЕКОЛОГІЮ ДОВКІЛЛЯ В УМОВАХ ЗМЕНШЕНОЇ САНІТАРНО-ЗАХИСНОЇ ЗОНИ ТА ЙОГО ЗМЕНШЕННЯ ПРИ РОЗРОБЦІ НЕРУДНИХ РОДОВИЩ

Згідно з Державними санітарними правилами планування й забудови населених пунктів (ГСП 173-96) промислові об'єкти, що є джерелом забруднення навколишнього середовища хімічними, фізичними й біологічними факторами, повинні відокремлюватися від житлових забудов санітарно-захисними зонами (СЗЗ). За роз'ясненням Мінохорони здоров'я України, отриманим ДВНЗ «НГУ» 14.11.07 (лист № 05.01.03-0-1177), СЗЗ розміром 1500 м до границь житлових забудов, споруд, будинків та ін. об'єктів від джерел забруднення (кар'єрів, дробильно-сортувальних підприємств та іншого окремо розташованого на борту переробного устаткування) встановлена також для усіх нерудних кар'єрів незалежно від категорії гірничих робіт при фактичному застосуванні буровибухових робіт для видобутку корисних копалин відкритим способом.

В деяких конкретних випадках розміри нормативної СЗЗ можуть бути скориговані в порядку, встановленому п.п. 5.7, 5.9. ГСП 173-96, за умови відповідності об'єкта вимогам п. 5.4 щодо неперевищення на зовнішній границі (контурі) СЗЗ гранично припустимих рівнів (концентрацій) факторів несприятливого впливу на здоров'я й умови життєдіяльності населення. За результатами наших досліджень в Україні серед 261 нерудних кар'єрів (вапняки, доломіти – флюсові, граніти, гнейси, вапняки будівельні, кварцитовидні пісковики, крейда, мергель, андезит, гіпс, ліпарит й інш.) близько 30,2 % (79 кар'єрів) розташовані в межах нормативної СЗЗ. При цьому, до 300 м від межі джерела забруднення знаходиться 18 досліджених кар'єрів (понад 6,8 %), 300-500 м - 24 (9,2 %), 500-800 м - 6 (2,3 %), 800-1000 м - 21 (8,04 %) та 1000 – <1500 м - 10 (3,8 %).

З урахуванням викладеного ці кар'єри функціонують в умовах знижених розмірів СЗЗ. Подальші дослідження виявили, що в зазначених умовах найбільша маса шкідливих речовин, які регламентуються нормативами ГСП 173-96 припадає на окис вуглецю (38-42 %). Інший ранжируваний ряд викидів становлять речовини: вуглеводні граничні (36-37 %); пил неорганічний (3-14 %); ангідрид сірчистий (4-5 %); азоту двуокис (0,7-0,8 %); альдегіди бензойні (0,7-0,76 %); бензопирен (0,00011-0,00014 %); сажа (4,06-4,44 %).

З метою зниження розмірів СЗЗ на нерудних кар'єрах при забезпеченні належних умов експлуатації житлових будинків і проживання населення, поряд з відомими, що застосовуються, необхідно передбачувати такі заходи:

зі сторони населених пунктів формувати видовжені зовнішні відвали розкриву та висаджувати на них дерева й іншу рослинність – зниження шумового, вібраційного впливу і ударно-повітряних хвиль;

застосовувати потужну водостійку емульсійну вибухівку з нульовим кисневим балансом – зменшення викидів шкідливих газів і пилу, неелектричні системи ініціювання зарядів (типу «Нонель» та їх аналогів) – безпека промислових і житлових об'єктів від дії ударно-повітряних хвиль;

застосування водних та інш. (інертний матеріал) проміжків в зарядних колонках ВР з уповільненням верхнього проміжного детонатору стосовно нижнього – зниження виділення газів СО та сейсмічної дії вибухів;

попередньо зволожувати технологічний блок перед підриванням – зменшення пилогазових викидів; прийняти технологічну схему з розміщенням першої і другої стадій подрібнення в кар'єрі (на площадці, на дні) – зниження поширення пилу за межу кар'єра;

транспортування продукції та гірської маси з кар'єру на поверхню здійснювати конвеєрами з електроприводом – зниження поширення пилу.

УДК 622.271:622.7.012

С.А. ЛУЦЕНКО, канд. техн. наук, доц.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДОВ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬСТИ КАРЬЕРА ПО ГОРНЫМ ВОЗМОЖНОСТЯМ

Производительность по руде – один из основных параметров карьера, определяющих экономические показатели открытой разработки любого месторождения полезных ископаемых. В современных экономических условиях, особенно на месторождениях с большими запасами, наибольший экономический эффект достигается при производственной мощности карьера, максимально возможной по горнотехническим факторам и условиям сбыта продукции.

Выполнен анализ существующих исследований в области определения производительности карьеров по руде. Анализ показал, что существующие методы определения производительности карьера по горным возможностям учитывают только длину активного фронта горных работ, при этом ширина рабочей площадки, обеспечивающая нормативный запас руды, готовый к выемке, и ее влияние на длину фронта горных работ и производительность карьера не учитывается. Так при развитии горных работ с минимальной шириной рабочей площадки производительность карьера по максимальной интенсивности развития горных работ и, исходя из количества добычных экскаваторов, будет максимальной. Однако, если исходить из резерва готовых к выемке запасов (*горные работы на уступе с минимальной рабочей площадкой должны быть приостановлены до создания необходимого резерва готовых к выемке запасов горной массы, что достигается определенным подвиганием верхнего уступа*), то производительность карьера должна быть равна нулю.

Установлено, что производительность карьера должна определяться не только, исходя из максимальной интенсивности развития горных работ (максимальной расстановки добычных экскаваторов), но и с учетом взаимосвязи ширины рабочей площадки и длины активного фронта горных работ, которые обеспечивают в карьере необходимый объем готовых к выемке запасов.

Исследование взаимосвязи ширины рабочей площадки и длины фронта горных работ показали, что при минимальном значении ширины рабочей площадки длина фронта горных работ имеет максимальное значение, а объем готовых к выемке запасов - минимальное. При увеличении ширины рабочей площадки длина активного фронта горных работ уменьшается, а запас руды готовый к выемке увеличивается. В результате была установлена зависимость возможной производительности карьера по руде от ширины рабочей площадки для различных методов определения производительности: исходя из максимальной интенсивности развития горных работ и исходя из резерва готовых к выемке запасов.

Исследование изменения максимально возможной производительности и длины активного фронта горных работ при увеличении ширины рабочей площадки с помощью графических методов горно-геометрического анализа карьерного поля позволило определить максимально возможную производительность карьера по руде и соответствующую ей ширину рабочей площадки, которая обеспечивает в карьере нормативный запас руды, готовый к выемке.

Выведены формулы для определения ширины рабочей площадки, обеспечивающей достижение максимально возможной производительности карьера по руде.

Разработан метод определения максимально возможной производительности карьера по руде по горнотехническим условиям, который учитывает взаимосвязь параметров системы разработки (ширины рабочей площадки и длины фронта горных работ), обеспечивающих в карьере нормативный запас руды, готовый к выемке.

Согласно разработанному методу уровень максимально возможной производительности карьера по руде определяется точкой пересечения кривых, отражающих изменение производительности карьера при увеличении ширины рабочей площадки, исходя из максимальной интенсивности развития горных работ, а также из обеспеченности нормативов готовых к выемке запасов руды.

УДК. 622.271.3

Ю.М. НИКОЛАШИН, д-р техн. наук, проф., А.П. БОГУНОВ, магистрант
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОЦЕНКА ФАКТИЧЕСКОЙ УСТОЙЧИВОСТИ ВРЕМЕННО НЕРАБОЧЕГО ВОСТОЧНОГО БОРТА КАРЬЕРА №3 ПАО: «АМКР»

Ключевые слова: устойчивость откосов, обратная задача, математическое моделирование, геомеханика, меры безопасности горных работ, оползневая защита.

Проблема и её связь с практическими задачами. Эффективность технологических схем отработки железнорудных залежей крутонаклонными слоями достигается за счет увеличения углов наклона участков бортов при их постановке во временно нерабочее положение при самообрушении и сдваивании, страивании и т.д. рабочих уступов. При этом формируется поверхность открытого выработанного пространства, состоящего из нарушенных и зауженных предохранительных берм (зачастую наблюдается полное отсутствие берм) и поверхностей откосов, часто самозаоткосившихся по поверхностям систем тектонических трещин большой протяженности.

Существенным фактором, влияющим на степень фактической устойчивости откосов, является нарушенность законтурного массива горных пород и снижение его прочности технологическими взрывами. В связи с чем возникает необходимость решения научно-практической геомеханической задачи о подтверждении соответствия степени фактической устойчивости временно нерабочих бортов нормативному показателю запаса устойчивости относительно предельного равновесия призм возможного сползания.

Анализ публикаций и исследований. При оценке устойчивости откосов на карьерах используются отраслевые нормы, правила, инструкции, методические указания, которые применяются при наличии геологической, инженерно-геологической, гидрогеологической и геомеханической баз данных, накопленных при освоении устойчивости откосов. Большая часть времени приходится на обработку исходных данных и аналитические расчеты с использованием математического моделирования на базе автоматизированных геоинформационных систем.

Внедренный на комбинате в практику обеспечения безопасного ведения открытых горных работ (по условию устойчивости откосов на карьерах ГОКов) современный комплекс программного обеспечения «K-MINE» с модулем «Расчет устойчивости откосов методом многоугольника сил», позволил выполнить многовариантные решения прямых и обратных задач по определению оптимальных технологически достижимых углов наклона бортов для ряда карьеров ГОКов с учетом различных инженерно-геологических, гидро-геологических и горнотехнических условий.

Горнотехнические условия восточного борта карьера №3 ПАО «АМКР» Валявкинского железорудного месторождения характеризуются следующим: сложноблочным строением массива горных пород с внутриблоковой тектонической трещиноватостью интенсивностью от 1,96 до 2,70 на пог. м.

Выводы и результаты. Применение модуля ГИС «K-MINE» при моделировании Валявкинского месторождения и анализ автоматизированного построения эпюр действующих сдвигающих и удерживающих сил в призмах возможного обрушения при фактическом положении контуров восточного борта карьера №3, позволили установить, что получение значения коэффициентов запаса устойчивости откосов соответствуют нормативным показателям при сроке службы более 3 лет: на временно нерабочих участках при высоте групп уступов от 50 до 148м углы наклона – от 34,5 до 46º – коэффициент запаса устойчивости от 1,2 до более 2,0; на участках с рабочими и временно нерабочими уступами и разрушенными бермами при высоте уступов от 24 до 43 м и углах откосов от 36,1 до 44,6º – коэффициенты запаса – от 2,3 и более; при дальнейшем подвигании фронта горных пород максимально допустимы углы наклонов участков временно нерабочего восточного борта могут приняты до 60º при высоте не более 75 м при условии снижения сейсмического воздействия на временный законтурный массив и защитных мероприятий от скатывания обломков скальных пород в рабочие зоны.

УДК 622.2:622.271.32-027.235

С.А. ЛУЦЕНКО, канд. техн. наук, доц.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет».

ОБОСНОВАНИЕ ОБЛАСТИ ВОЗМОЖНОГО РЕГУЛИРОВАНИЯ РЕЖИМА ГОРНЫХ РАБОТ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩЕГО ДОСТИЖЕНИЕ ЗАДАННОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА ПО РУДЕ

Производительность по руде – один из основных параметров карьера, определяющих экономические показатели открытой разработки любого месторождения полезных ископаемых. Какова бы не была потребность в полезном ископаемом, ее стремятся удовлетворить с минимальными затратами на вскрышные работы.

Снижение текущих коэффициентов вскрыши можно достичь за счет уменьшения ширины рабочей площадки до минимальной ее величины. При этом считают, что достигается максимальное значение производительности карьера по руде. Известно, что увеличение ширины рабочей площадки приводит к снижению количества рабочих уступов, т.е. к снижению производительности. Вместе с тем при работе с минимальной шириной рабочей площадки практически исчезает резерв запасов полезных ископаемых и пород, готовых к выемке. А учитывая то, что режим горных работ должен обеспечить достижение заданной производительности карьера по руде, возникают сомнения в возможности работы карьера с заданной производительностью при минимальной ширине рабочей площадки.

Проектной практикой и многими исследованиями доказано, что экономически целесообразно производительность по полезному ископаемому и горной массе выдерживать постоянной в течение длительных периодов работы карьера. Поэтому возникает необходимость в усреднении объемов вскрышных работ по периодам разработки. Для этого в процессе работы карьера необходимо регулировать угол откоса рабочего борта. Большое внимание многими учеными уделяется влиянию угла откоса рабочего борта карьера на объемы вскрышных работ. При этом не учитывается влияние угла откоса рабочего борта карьера на производительность по руде.

Исследование взаимосвязи ширины рабочей площадки и длины фронта горных работ показали, что при минимальном значении ширины рабочей площадки длина фронта горных работ имеет максимальное значение, а объем готовых к выемке запасов – минимальное. При увеличении ширины рабочей площадки длина активного фронта горных работ уменьшается, а запас руды готовый к выемке увеличивается. Это говорит о том, что производительность карьера должна определяться не только, исходя из максимальной интенсивности развития горных работ (максимальной расстановки добычных экскаваторов), но и с учетом взаимосвязи ширины рабочей площадки и длины активного фронта горных работ, которые обеспечивают в карьере необходимый объем готовых к выемке запасов.

Обосновано, что область возможных решений по определению и усреднению эксплуатационных коэффициентов вскрыши должна определяться, исходя из тех углов наклона рабочего борта карьера, которые обеспечивают заданную (плановую) производительность по руде. При этом, чем больше производительность по руде, тем меньше область регулирования режима горных работ.

Установлено, что при определении области регулирования режима горных работ необходимо исходить не только из углов откоса рабочих бортов карьера, обеспечивающих нормальные условия производства горных работ, но и учитывать возможность достижения заданной производительности карьера по руде. В общем случае область возможного регулирования режима горных работ ограничивается на графике $V = f(P)$ кривыми, построенными для случаев работы карьера с шириной рабочей площадки, обеспечивающей заданную производительность по руде, исходя из максимальной интенсивности развития горных работ и из обеспеченности нормативов готовых к выемке запасов.

Доказано, что при развитии горных работ с минимальной шириной рабочей площадки производительность карьера, исходя из резерва готовых к выемке запасов, будет значительно ниже максимально возможного ее значения.

УДК 622.271

О.О. ШУСТОВ, канд. техн. наук, асистент, ДВНЗ “Національний гірничий університет”

ВСТАНОВЛЕННЯ ДОЦІЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ ЗОН РОЗКРИТТЯ ОБВОДНЕНИХ ГОРИЗОНТІВ ГЛИБОКИХ БУРОВУГІЛЬНИХ РОДОВИЩ

Оскільки найбільш представницьким прикладом глибокозалягаючих буровугільних родовищ є Ново-Дмитрівське, що розташоване на півдні Харківської обл., при визначенні доцільної технології його розкриття принципове значення має розрахунок параметрів формування воронки депресії в межах кар'єрного поля.

Згідно встановленого порядку розкриття родовище можна поділити на 3 зони: *обводнену*, *зневоднену* та *осушену*.

Етапність їх формування залежить від інтенсивності поглиблення розрізної траншеї за допомогою засобів гідромеханізації. При цьому зони розкриття обмежуються контурами депресійної кривої.

Радіус її впливу залежить від задіяного осушувального устаткування. Дослідження дозволили встановити наступні параметри виділених зон розкриття.

Обводнена зона (*нижня частина*). Розташована в межах абсолютних позначок –200 – -295 м. Характеризується значними обсягами підземних вод.

Слід відмітити, що формування обводненої зони починається при виявленні рівня підземних вод (позн. +5 м) з достатніми об’ємами для надійної роботи земснарядів.

Оскільки водоприпливи в даній частині родовища складають 2200 – 2400 м^3/год, то для боротьби з підземними водами необхідно задіяти два земснаряди з відповідною продуктивністю по твердому та воді, що відкачується сумісно з порушеною породою. Другий земснаряд буде використовуватися у якості резервного.

При цьому спостерігається переміщення ліній воронки депресії у часі й за глибиною. Остаточне формування зон розкриття співпадає з досягненням кінцевої глибини кар’єру.

Зневоднена зона (*середня частина*). Розташована в межах позначок +65÷-295 м. Характерною особливістю є наявність значних об’ємів зневодненої гірничої маси. У якості виймально-навантажувального устаткування задіяні драглайни типу ЕШ-20/90 з навантаженням гірничої маси на стрічковий конвеєр.

Кількість екскаваторів залежить від об’ємів розносу робочого борту кар’єру, оскільки система розкриття й підготовки до експлуатації Ново-Дмитрівського родовища передбачає інтенсивність посування фронту гірничих робіт зі сторони неробочого борту у північно-західному напрямку до протилежного борту кар'єрного поля.

У даній зоні розкриття зосереджена переважна концентрація робіт з виймання, перевантаження і транспортування гірничої маси до пунктів її приймання на поверхні.

Осушена зона (*верхня частина*). Відноситься до позначок +125÷+5 м і охоплює два верхні розкривні горизонти. Характеризується стійкими осушеними породами та великою несучою здатністю, придатною для розміщення й експлуатації потужних роторних комплексів типу SRs-6300. У цій частині родовища зосереджений переважний обсяг суглинків, які будуть використовуватись для будівництва дамб водосховищ.

Транспортування гірничої маси передбачено стрічковими конвеєрами, як і в зневодненій зоні розкриття.

Розширення зони відбувається до встановлених границь кар’єру. Довжина фронту гірничих робіт складає 1800-2400 м.

Конструктивні особливості роторних екскаваторів дають змогу відпрацьовувати уступи висотою до 50-60 м, тобто на всю потужність зони, що розкривається.

Висновок. Кожна зона має свою встановлену глибину, яка може змінюватись по мірі переміщення депресійної воронки.

Використання наведених параметрів стало основою для розробки нових способів розкриття обводнених горизонтів глибоких буровугільних родовищ.

УДК 622.271.012.3:004.94

Д.В. ШВЕЦ, аспирант, ИГТМ им. Н.С. Полякова НАН Украины,
ведущий инженер-проектировщик ООО «ТУРСТРОЙ-УКРАИНА»

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГРАНИЧНОЙ ГЛУБИНЫ ДЕЙСТВУЮЩЕГО КАРЬЕРА ПРИ ЕГО ДОРАБОТКЕ

Определение изменения возможных направлений ведения открытых горных работ с учетом взаимосвязи сформированных параметров системы разработки в действующем карьере и экономической целесообразности вовлечения в разработку балансовых запасов месторождения под существующими транспортными коммуникациями путем выполнения моделирования проектных промежуточных контуров карьера необходимо осуществлять согласно приведенной методической последовательности:

Построение максимально возможного контура карьера в отработанном виде с целью полного извлечения геологических запасов полезного ископаемого согласно имеющейся горно-геологической информации погоризонтных планов действующего карьера, разрабатываемого крутопадающую залежь железной руды.

Определение зацеличенных геологических запасов полезного ископаемого в бортах карьера по направлениям возможного перспективного развития открытых горных работ от существующего фактического положения контура карьера до максимально возможного проектного контура карьера в отработанном виде.

Выявление «узких» мест примыкания к существующей грузотранспортной системе доставки горной массы в карьере, «увязка» проектной «подвижки» бортов карьера по направлениям с генпланом местности промплощадки горнодобывающего предприятия (наличие транспортных и инженерно-технических коммуникаций, смежных санитарно-защитных зон, внешних отвалов вскрышных пород и т.д.).

Моделирование промежуточных этапных контуров карьера по выявленным в п. 2) данной методики направлениям ведения открытых горных работ (например, «подвижка» северного борта до СЗЗ железнодорожного пути ПАО «Украинская железная дорога»; переэкскавация внешнего отвала вскрышных пород с целью реконструкции транспортной схемы по западному борту карьера; ликвидация целика комплекса ЦПТ подземного исполнения; разработка южного борта карьера под железнодорожной станцией и/или перегрузочным пунктом с автотранспорта на железнодорожный транспорт).

Графические построения и «увязку» промежуточных этапных контуров карьера с фактическим положением и друг с другом необходимо предусматривать, как в результате самостоятельного достижения одного этапа от другого, так и в комплексном переходе от одного промежуточного контура к другому в определенном периоде разработки крутопадающего месторождения действующим карьером.

Определение выявленных законсервированных геологических запасов полезного ископаемого в полученных промежуточных этапных контурах карьера путем выполнения моделирования по направлениям развития ведения открытых горных работ в действующем карьере.

Сравнение полученных подсчетов коэффициентов вскрыши промежуточных этапных контуров карьера между собой с целью выявления рационального первоначального направления ведения открытых горных работ в действующем карьере в заданный промежуток времени сформированной отпускной цены железорудного сырья на мировом рынке.

Прогнозирование необходимости вовлечения в разработку геологических запасов законсервированных под транспортными коммуникациями с/без дальнейшего понижения глубины разработки месторождения.

Важно также понимать, что отсутствие учета и объемов консервации балансовых запасов под существующими транспортными коммуникациями влечет к некорректному определению контурного коэффициента вскрыши, что не учитывается ни одним из существующих методов определения граничной глубины карьера в проектировании горнодобывающих предприятий.

УДК 622.331

В.А. СТРІХА, канд. техн. наук, доц., Ю.П. СТАДНИК, С.Я. ЮХИМЧУК, студенти,
Національний університет водного господарства та природокористування (м. Рівне)

СУЧАСНИЙ СТАН ТА ПЕРСПЕКТИВИ РОЗРОБКИ ПОКЛАДІВ ВАПНЯКУ В ХМЕЛЬНИЦЬКІЙ ОБЛАСТІ

Вапня́к— осадова гірська порода, що складається головним чином з кальциту з домішками глинистого матеріалу, кремнезему, оксидів заліза та ін. Вапняк широко застосовується як будівельний матеріал. Випал вапняку дає негашене вапно. Одним з основних будівельних матеріалів, одержуваних з вапняку, є вапняковий щебінь, який широко використовується в дорожньому будівництві та при виробництві бетону.

При видобутку вапняку завдання полягає в тому, щоб зруйнувати гірську породу до розмірів що дозволяє забезпечувати виїмку, транспортування і подальшу переробку. На даний час підготовка покладу до виймання виконується за допомогою буро-вибухових робіт. Комплекс буро-вибухових робіт проводиться з метою руйнування гірських порід в межах проектного перерізу стовбура начорно на задану глибину заходки методом свердловиних зарядів. У комплексі буропідривних робіт послідовно виконуються буріння свердловин, заряджання та підривання свердловиних зарядів.

Виймально-навантажувальні роботи проводяться за допомогою екскаваторів які навантажують гірничу масу у автосамоскиди. Транспортування здійснюється за допомогою автосамоскидів і транспортується до дробарок.

На вапняковому кар'єрі «Вербка-Південна» (який розташовується в с. Вербка, Хмельницької обл., Кам'янець-Подільського р-ну) пропонується використати комбайновий спосіб виймання вапняку.

На відмінну від традиційного способу відділення вапняку від масиву за допомогою буровибухових робіт, комбайновий спосіб не потребує буріння, заряджання і забивку свердловин та їх підривання, а виймання і виймально навантажувальні роботи будуть виконуватись самим комбайном. Навантаження відбувається відразу на автосамоскиди, після чого автосамоскид транспортує корисну копалину до дробарки.

Основною технологічною особливістю цього способу для відкритої розробки обладнання, є те, що вибоєм служить не уступ (як при традиційній технології), а поверхня горизонтального, або слабко похилого майданчика, де здійснюється тонкошарова виїмка комбайном що дає можливість навантаження вапняку на транспорт безпосередньо по навантажувальному конвеєру.

Перевагою технології відкритої розробки з допомогою кар'єрних комбайнів порівняно з застосуванням буро-вибухових робіт є можливість навантаження вапняку на вантажний транспорт безпосередньо по високопродуктивному навантажувальному конвеєру. На практиці використовують і інші варіанти відвантаження. Наприклад, якщо потрібен матеріал для тимчасового зміцнення укосів, кар'єрні комбайни зсипають зрізаний вапняк в сторону у відвал. Перевагою такого способу є також те, що процес різання здійснюють цілковито незалежно від навантаження на вантажний транспорт.

Відсутність буровибухових робіт дозволяє ліквідувати негативний вплив на довкілля наслідків проведення вибухових робіт.

Кар'єрні комбайни залишають після себе точні, стабільні укоси і рівні, добре придатні для проїзду майданчики.

Комбайни Wirtgen 2100 SM і Wirtgen 2200 SM відрізняються високою мобільністю і можливістю роботи в обмежених умовах. Основним недоліком даного методу є можливість застосування лише в м'яких породах та породах середньої міцності.

При міцних породах застосування комбайнового методу неможливе, що певною мірою обмежує їхню універсальність.

Використання кар'єрних комбайнів дозволить: скоротити кількість працівників; не буде викидів в атмосферу шкідливих хімічних речовин; зникне необхідність у створенні навколо кар'єру вибухонебезпечної зони, що обмежує відробку розвіданих запасів; усунути нерівномірність гранулометричного складу відбитих від масиву порід.

УДК 622.331

В.А. СТРІХА, канд. техн. наук, доц., М.О. КУЧЕРУК, І.І. КИРИЧИК, студенти,
Національний університет водного господарства та природокористування, (м. Рівне).

ЕКОЛОГІЧНІ ПЕРСПЕКТИВИ ВИКОРИСТАННЯ ТОРФОДЕРНОВИХ КИЛИМІВ ПРИ РОЗРОБЦІ ТОРФОВИХ РОДОВИЩ

За комплексом властивостей торф суттєво відрізняється від інших корисних копалин. Хімічний склад та властивості торфу коливаються в широкому діапазоні в залежності від типу, виду, ступеня розкладу, кислотності, зольності, тощо, тому напрями його використання надзвичайно різноманітні.

На даний час значна частина видобутого в Україні торфу використовується як паливо. Сучасні технології, дозволяють торфу вийти на новий рівень, як екологічно чистого палива для отримання енергії.

Торф використовують для виготовлення різних добрив, субстратів, при виготовленні посадочних сумішей під газони. Торф вносять у грунт, щоб покращити його властивості, він також має бактерицидні й газопоглинальні властивості, завдяки чому оздоровлює грунт, знищує кількість нітратів, стимулює ріст рослинності.

У медицині торф застосовується для грязелікування. Простота методики торфолікування при його високій ефективності зробила цей метод досить цінним лікувальним засобом у практичній медицині.

В будівництві торф використовується як теплоізоляційний матеріал, адже він має високу вологостійкість. З нього також виготовляють плити для теплоізоляції.

В хімічній промисловості торф використовують для отримання горючих газів, дьогтю, коксу, етилового спирту, штучного воску, і багато іншого.

Торфодерновими килимами (ТДК) укріплюють кювети доріг, озеленюють комплекси житлових та промислових будівель.

Пропонується розглянути використання ТДК з екологічної точки зору. У наш час автотранспорт є основним джерелом забруднення повітря у населених пунктах. Під час роботи автомобільних двигунів внутрішнього згоряння джерелами викидів шкідливих речовин є: відпрацьовані гази; картерні гази; випаровування із системи живлення.

Серед цих джерел основним є відпрацьовані гази, які мають складний хімічний склад. У відпрацьовані гази входить більше 1000 різних шкідливих речовин, які негативно впливають на людину і довкілля, 200 з них розпізнано. Забруднення поверхні землі транспортними і дорожніми викидами відбувається поступово, в залежності від кількості автотранспорту і зберігається дуже довго.

Вміст шкідливих речовин у вихлопних газах залежить від ряду умов: режиму руху автотранспорту, рельєфу дороги, технічного стану авто та ін. Найбільші викиди шкідливих речовин відбувається на регульованих та нерегульованих перехрестях, що призводить до накопичення цих речовин в придорожніх газонах та клумбах.

В даній роботі пропонується застосовувати ТДК в екологічному аспекті, а саме для покращення екологічного стану в населених пунктах на придорожніх територіях.

По мірі накопичення викидів шкідливих речовин в ТДК і при досягненні граничної норми пропонується зняття торфодернових килимів і заміна їх на нові, «екологічно чисті», килими. «Забруднені» килими відправляються на утилізацію. Для зняття килимів може використовуватись обладнання підприємства по виробництву ТДК. Процес заміни килимів контролюється екологічними службами населених пунктів. Інформація по потребі в килимах (площа) і термінах їх заміни надається торфопідприємству. На основі даної інформації підприємством розробляються графіки портреби в колимах і термінів їх заміни. Таким чином підприємство планує свою діяльність по розробці покладу на кожен рік роботи. Позитивним моментом є також те що для виробництва ТДК можна використовувати площі так званих «окрайків». Це площі де довжина карти менша ніж 150 метрів внаслідок чого вони не придатні для видобування фрезерного торфу, а для виробництва ТДК таких обмежень немає.

УДК 622.68

Д.К. БЕКБОЛАТ, магистрант, Satbayev University, Казахстан.
С.К. МОЛДАБАЕВ, научный руководитель – д.т.н., профессор, Satbayev University, Казахстан.

ПРОБЛЕМЫ ВНЕДРЕНИЯ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ НА ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КАРЬЕРАХ КАЗАХСТАНА

В отличие от ближайших стран, России и Украины, на открытой разработке железорудных месторождений Казахстана до сих пор не внедрена циклично-поточная технология (ЦПТ). Основные причины связаны с большими сроками окупаемости комплексов ЦПТ из-за неполного использования проектных мощностей конвейеров и дороговизны передвижных дробильно-перегрузочных комплексов, а также отсутствия средств конвейерного крутонаклонного подъема горной массы для крепких абразивных пород. Стесненные условия глубоких карьеров ограничивают маневренность груженных самосвалов в пунктах перегрузки на конвейерные подъемники.

Это одна из причин неполного использования их проектных мощностей. Необходимость дробления кроме руды в карьере еще и вскрышных пород до крупности 300-400 мм также ограничивает применение ЦПТ в глубоких и сверхглубоких карьерах (глубиной более 640 м, как на Качарском карьере).

Решению проблем эффективного применения ЦПТ на железорудных глубоких карьерах посвящено достаточно много работ. Это еще раз подчеркивает стратегическое направление ЦПТ в развитии геотехнологии и геотехники. Из последних трудов по ЦПТ в разрезе задач данного проекта следует отметить работы Горного института НИТУ «МИСиС» совместно с ТУ Фрайбергской горной академией, ИПКОН РАН, Горного института Кольского научного центра, УроРАН, украинских и дальнего зарубежья ученых.

В этих трудах приведены результаты исследований и оценен опыт работы горных предприятий, на которых применяется ЦПТ с использованием автомобильно-конвейерного транспорта. Основной вывод заключается в целесообразности ее применения на действующих и внедрения на новых горных предприятиях.

В настоящее время целый ряд крупных горнодобывающих предприятий выполняют предпроектные проработки на предмет внедрения ЦПТ и реализуют новые решения по повышению эффективности как данной технологии, так и в целом ведения открытых горных работ. Такие работы выполняет и НАО «КазНИТУ имени К.И. Сатпаева» совместно с профессором А.Ю. Дриженко с НГУ.

Анализ разработок и опытно-промышленных испытаний нового подъемно-транспортного оборудования в глубоких карьерах позволил выделить созданные в последние годы вагонеточно-конвейерную систему компанией «Thyssenkrupp Fördertechnik», трубчатые конвейера компании «Beumergrop» и крутонаклонные конвейера (КНК) с прижимной лентой ПАО «Новокраматорский машиностроительный завод» (КНК-270 внедрен на карьере «Мурунтау», а КНК-315 создается для Михайловского ГОКа).

Поскольку от принятия решения до ввода в эксплуатацию комплексов ЦПТ потребуется не менее 3-5 лет, нами предложена стратегия реализации этой технологии для глубоких железорудных карьеров Казахстана.

На первом этапе предусматривается переход на бункерную перегрузку с автомобильного на железнодорожный транспорт на границе плотных и крепких пород с поочередной ликвидацией промежуточных складов и прирезка нового технологического слоя отработки по коренным крепким породам с переходом на развитие рабочих зон вдоль крутых бортов в зоне использования автомобильного транспорта.

Это позволит увеличить объемы добычи руды и создаст благоприятные условия для перехода на ЦПТ с сооружением конвейерного подъемника в стационарном положении в заранее пройденной разрезной траншее до конечного контура карьера в наиболее устойчивых горных породах.

УДК 65.011.56: 528.7

Д.М. ШКВАРУН, магістр, В.Г. ЛЕВИЦЬКИЙ, канд. техн. наук, доц.
ДВНЗ «Житомирський державний технологічний університет», Україна

АВТОМАТИЗАЦІЯ ОБЛІКУ СКЛАДІВ ГОТОВОЇ ПРОДУКЦІЇ І ВІДВАЛІВ НА ОСНОВІ ЦИФРОВОЇ ФОТОГРАММЕТРІЇ І МОДЕЛЮВАННЯ

Основними показниками в сучасних умовах вимірювання й обліку складів, відвалів та іншої продукції є швидкість виконання роботи і точність проведення вимірів. Широке застосування наземної фотограмметрії в сукупності з сучасними автоматизованими програмами може скоротити витрати часу і збільшити точність на відміну від традиційних методів обліку готової щебеневої продукції та відвалів. Основною задачею автоматизації є збільшення ефективності наземної фотограмметрії як методу вимірювання, виконавши аналіз існуючих методів цифрової зйомки і практичних навиків роботи з автоматизованими програмами, такими, як Pix4D, Geovast3D, 3Dsurvey, AgiSoft Photoscan, а також експериментально перевірити способи цифрової наземної зйомки відвалів і складів щебеневої продукції з малих відстаней.

Метою дослідження є розробка й удосконалення методів фотограмметричної зйомки при високоточних цифрових побудовах за допомогою автоматизованих програм. В роботі поставлено задачу виконати теоретичні дослідження в галузі прикладної фотограмметрії, що дозволяє сформувати теоретичний базис для технологічних досліджень методів зйомки й удосконалення існуючих мереж фототріангуляції, а в сукупності з сучасним програмним забезпеченням для обробки знімків зможе збільшити ефективність автоматизації робіт

У наземному фотограмметричному зніманні точність визначення просторових координат суттєво залежить від великого діапазону зміни віддалення точок від базису знімання, на відміну від аерознімання, де цей діапазон значно менший і виникає лише при картографуванні високогірних районів. Враховуючи цей факт, для забезпечення необхідної точності виконання наземного фотограмметричного знімання проводять розрахунок параметрів знімання – базисів, відстаней, фокусної відстані та формату кадру фотокамери. Розрахунок базису та відстаней виконують, виходячи з умови забезпечення заданої точності визначення віддалення, оскільки його отримують з більшою похибкою, ніж координати *X* і *Z*. Для фотографування обирають станції з хорошим оглядом об’єкту, щоб під час знімання було якнайменше "мертвих" зон, коли об'єкти ближнього плану затуляють дальній. Під час знімання оптична вісь фотокамери може займати різне положення відносно горизонту та лінії базису. Залежно від установлених кутових елементів зовнішнього орієнтування знімків розрізняють такі випадки знімання: нормальний, рівномірно-відхилений, конвергентний, рівномірно-нахилений, суміщений і загальний. Найпоширенішими у практиці наземного фотограмметричного знімання є нормально і рівномірно відхилене знімання. Інші випадки використовують досить рідко, головним чином – при визначенні координат аналітичним методом, коли основні види знімання за тих чи інших обставин не забезпечують виконання завдання. Розвиток за останні десятки років обчислювальних потужностей центральних і графічних процесорів зробило можливим появу фотограмметричного програмного забезпечення, яке здатне перетворити набір фотознімків об’єкта (відвалу) в тривимірну модель і самостійно обрахувати задані параметри без втручання персоналу і отримати точні результати за короткий термін в залежності від об’єктів зйомки.

На основі аналізу існуючих фотограмметричних програм, що значно спрощують роботу з фотознімками, розроблено методику якісної фотограмметричної зйомки складів готової продукції і відвалів щебеневих кар’єрів. Розглянута можливість впровадження цифрових методів зйомки на інших об’єктах. Розширення фотограмметрії приведе до широкого використання науки у гірництві, будівництві, архітектурі, маркшейдерії, побудові 3D моделей важко доступних об’єктів і отримання високоточних результатів.

Список літератури

1. **Levytskyi, V.** Decorative stone block quality control based on surface digital photogrammetry / **V. Levytskyi, R. Sobolevskyi** // Scientific Bulletin of National Mining University. – 2014. – Vol. 6. – pp. 58–66.

2. **Левицький, В.Г.** Дослідження впливу кута і відстані цифрової фотограмметричної зйомки на точність побудови тривимірних моделей об’єктів кар’єру декоративного каменю / **Левицький, В.Г., Соболевський, Р.В., Панасюк, А.В.** // Наук. праці ДонНТУ: Серія гірничо-геологічна. Випуск 9(143). – Донецьк: ДонНТУ, 2009. – С. 147-151.

УДК 622.235

А.А. СКАЧКОВ, інженер, директор департаменту, ООО «МЕТІНВЕСТ ХОЛДИНГ»
С.О. ЖУКОВ, д-р техн. наук, проф., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

РЕАЛІЗАЦІЯ ДОСЛІДЖЕНЬ БВР З ДИФЕРЕНЦІЙОВАНИМ ЕНЕРГОНАСИЧЕННЯМ

На першому етапі розробки методів диференційованого підривання скельних порід було здійснено огляд і аналіз сучасних методів і напрямків удосконалення БВР, створення нових ВР і методів ініціювання зарядів. Але огляд сукупності досліджень свідчить про те, що частка енергії вибуху, яка використовується на здійснення корисних форм його роботи, по теперішній час залишається незначною. При цьому стає очевидним, що більшість наукових праць присвячено параметрам БВР, конструкціям зарядів і режимам їх підривання. Висновки з виконаного аналізу опублікованих досліджень, світового досвіду, звітності гірничих підприємств, а також багаторічні власні спостереження дозволили сформулювати ідею даної роботи, мету та задачі, а також методи досліджень.

На другому етапі досліджень вивчалися особливості вибухового руйнування при диференційованому енергонасиченні масиву гірських порід. Аналізуючи хід і результати аналітичного дослідження формування силових полів руйнування під час вибуху свердловинного заряду вибухової речовини, ми встановили залежність процесу розвитку тріщин від швидкості поширення хвиль напружень у породному середовищі, схему структури області руйнування циліндричного заряду вибухової речовини, основні параметри силового поля за тривалий проміжок часу та характеристику силового поля заряду вибухової речовини.

Далі було проведено математичне моделювання динаміки вибуху одиночного заряду, згідно якому розглядалось розповсюдження вибухової хвилі у тривимірному просторі, як розв'язок відповідного диференціального рівняння з нульовими початковими умовами і граничною умовою непроникності на твердій нерухомій межі. Враховуючи, що розглядалося точкове джерело вибуху, було знайжено потенціал швидкості вибухової хвилі. Далі – залежності координат точки перетину фронтів хвиль розрідження у безрозмірному вигляді та модуль її безрозмірної швидкості. Узагальнено результати досліджень взаємодії хвиль розрідження, а саме: траєкторії точки перетину двох хвиль, які розраховані за наведеними формулами, а також зміну швидкості цієї точки, залежно від часу.

Встановлено характер тріщиноутворення від спрацювання вертикального або ж похилого заряду у першому ряду, тобто за загальноприйнятою практикою виконання робіт: від зарядної порожнини у всі боки проростають радіальні тріщини, а в розтягнутій біля поверхні породного уступу – зустрічні їм, після чого інтенсивність тріщиноутворення різко зменшується, оскільки їх з'єднанням починається витік продуктів детонації та зумовлене цим розвантаження масиву в зоні дії бувшого заряду ВР. Від вибуху близько розташованих джерел енергії – сусідніх зарядів у породу послідовно випромінюються хвилі напружень у режимі додавання, створюючи чисельні повторні імпульсні навантаження масиву в одному напрямку, сприяючи розвитку тріщин, утворених попередніми хвилями і суперпозиція хвиль позитивно позначається на руйнуванні масиву. В інших випадках бажано її уникати, або ж ослаблювати її, змінюючи інтервал між спрацюванням зарядів, включених схемою монтажу вибухової мережі в одну серію.

Наступним аналітичним кроком було дослідження внутрішньої структури хвилі руйнування. Встановлену залежність розміру осколків від ваги заряду і відстані від центру заряду.

Далі виконувалося математичне моделювання процесу вибухового руйнування гірського масиву при взаємодії двох свердловинних зарядів ВР. Розглядався процес взаємодії пари суміжних свердловинних зарядів ВР при ініціюванні їх через певне уповільнення і поведінку гірського масиву, укладеного між ними. Причому першим підривали свердловинний заряд ВР, починаючи з другого ряду, а потім – суміжний з ним заряд першого ряду. Встановлено характер перетворення енергії, що переходить в ударну хвилю, як частина загальної енергії ВР. Зони пластичних деформацій і міцнісний опір середовища в оцінці умов переходу енергії вибухового розкладання ВВ в енергію ударної хвилі мають визначальне значення. Уточнено залежність енергії, що пройшла в середовище, від швидкості детонації ВР, а також енергію ударної хвилі, зміну швидкості масового зсуву і напружень в часі та залежність напружень від відстані, залежність між міцністю середовища, що руйнується, і величиною накопиченої потенційної енергії.

УДК 622.236

М.А. АДАМЕНКО, магістр, Р.В. СОБОЛЕВСЬКИЙ, д-р техн. наук, доц.
ДВНЗ «Житомирський державний технологічний університет»

АНАЛІЗ ОБСЯГІВ ПОРУШЕНИХ ТЕРИТОРІЙ ГІРНИЧОВИДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВ В ЖИТОМИРСЬКІЙ ОБЛАСТІ

Житомирська область розташована в межах південно-західної частини Українського щита. Геологічна будова території характеризується докембрійськими кристалічними, в основному, магматичними породами та молодими осадовими утвореннями юрського, крейдового, палеогенового, неогенового та четвертинного віку.

Мінерально-сировинний потенціал представлений 524 родовищами, які нараховують понад 26 видів корисних копалин. Це – титанові руди, рідкісні метали та рідкісні землі, декоративний й облицювальний камінь, п'єзокварц, пірофіліт, бурштин, сировина для виробництва скла та будівельних матеріалів, торф тощо.

На території Житомирської області розвідані поклади лабрадоритів, гранітів і габро складають 86% запасів всієї України. Унікальним є родовище кварцитів, де сконцентровано майже 84% всіх державних запасів цієї сировини. Проводився видобуток кольорового напівкоштовного каменю – берилу, топазу, кварцу.

Крім того, є родовища високоякісного пірофіліту, п'єзокварцу. Житомирщина забезпечує потреби держави в титановому концентраті. Рудні масиви, крім титану, містять рідкісні метали – ванадій, скандій, тантал, ніобій. У більшості ільменітових родовищ зустрічаються апатити, їх поклади становлять понад 85% розвіданих запасів даної сировини в Україні. Намітки на алмази зустрічаються на півночі області, там є й інше каміння – сировина для ювелірної промисловості: фенакіт, бурштин, яшма.

Мінерально-сировинна база Житомирської області складається з:
корисних копалин паливно-енергетичного комплексу (вугілля буре, торф) – 35.6 %,
сировини для виробництва будівельних матеріалів – 52.5 %,
руди кольорових та рідкісних металів – 2.6 %,
гірничорудні корисні копалини – 1.4 %,
нерудні корисні копалини для металургії – 0.4 %,
гірничо-хімічні корисні копалини – 0.2 %.

Земельний фонд Житомирської області складає 2982,7 тис. га. Землі під відпрацьованими розробками та кар'єрами, що не експлуатуються, займають 3,3 тис. га. До цих земель входять кар'єри, що відпрацьовані, та шахти, що закриті, а також відвали та терикони. За 2008-2013 роки порушено земель на площі 887 га. За цей період відпрацьовано земель на площі 354 га, а проведено рекультивацію на площі 324 га.

В таблиці 1 наведено дані, що характеризують площі порушених земель при видобуванні різних видів корисних копалин в Житомирській області.

Таблиця 1

Видобування корисних копалин в Житомирській області.

Корисна копалина	Кількість кар'єрів		Площа, га		
	всього	розроб.	від	до	$\Sigma_{розроб.}$
Вугілля буре	2	2	2080	2812	4892
Пегматит	2	2	1,4	4,16	5,56
Каолін	5	3	0,54	37,5	45,4
Кварцит	2	2	54,4	107,5	161,9
Суглинки	9	5	8,27	110	211,87
Пісок	31	6	2,69	138,9	216,9
Камінь облицювальний	110	77	1,1	77,5	488,4
Камінь будівельний	36	36	4	134	1694,6

У результаті виконаних досліджень наведено обсяги порушених територій при видобуванні корисних копалин відкритим способом в Житомирській області.

УДК 622.1

М.В. МАРТИНЮК, магістр, Р.В. СОБОЛЕВСЬКИЙ, д-р техн. наук, доц.,
Г.М. ЛОМАКОВ, інженер.
ДВНЗ «Житомирський державний технологічний університет», Україна

ЗАСТОСУВАННЯ СУЧАСНИХ ІНФОРМАЦІЙНИХ СИСТЕМ ДЛЯ ОПЕРАТИВНОГО КОНТРОЛЮ ЯКОСТІ ПРОДУКЦІЇ БЛОЧНИХ КАР'ЄРІВ

При видобуванні блоків декоративного каменю перед інженерною службою кар'єра постає задача в оперативному управлінню якістю блочної продукції. Основною проблемою даного процесу є відсутність повної інформації про якість сировини, розташованої на певній ділянці кар'єру.

Як правило, вихідними даними для управління якістю масиву є дані візуального огляду уступу, та опис найближчих розвідувальних свердловин, відстань до яких становитиме в середньому 50 м.

Очевидним є, що ефективність управління за таких вихідних даних буде низькою. Тому актуальність розробки методики експрес-аналізу якості покладу не викликає сумнівів.

Якість блочної сировини визначається дефектністю, енергоємністю обробки, декоративністю і корозійною стійкістю виробів, що будуть вироблені з неї. Тому за основу оцінки якості блочної сировини доцільно взяти очікувано якість полірованої плитки, яка з неї виготовлятиметься.

Згідно діючих вимог для проведення оцінки якості найбільш доцільним буде використання зразків декоративного каменю, розмірами, не менше 4 см. Для відбору зразків в роботі пропонується використовувати ручну кутову шліфувальну машину в комплекті з відрізним диском максимально допустимого діаметру 230 мм.

В результаті ми можемо отримати зразки розміром 80 мм. Зразок даного розміру дозволить з високим ступенем надійності оцінити основні якісні характеристики масиву блочного каменю.

Основою оцінки якості є визначення площі рудних мінералів, орієнтування мінералів і дефектів та колірних координат відібраних зразків. Для оцінки всіх вищезазначених показників необхідна наявність полірованої фактури, яка буде надаватися відібраним зразкам габроїдних порід на основі обробки шліфувально-полірувальними верстатами (ручними або стаціонарними консольного типу при обробці касет, сформованих із зразків). Для оцінки просторової зміни якісних характеристик пропонується обов'язкове маркування відібраних зразків за допомогою фарби та визначення координат місця відбору проби за допомогою теодоліта Т30 та мірної стрічки або нівелірної рейки РН-3.

Відстань між відібраними пробами залежить від однорідності масиву, наявності певних дефектів і масштабу креслення. Враховуючи очікувану точність отриманих координат точок та точність нанесення їх на план, відстань між місцями відбору проб може знаходитись в межах від 5 м до 25 м

Подальша обробка отриманих проб полягала в скануванні відібраних зразків за допомогою сканера ЕПСОН ІП1500. Отримане зображення на основі накладання певних масок обробляється в програмі MdiStones. де в колірній системі RGB за допомогою накладання маски визначалися відносні площі зони рівномірно чорного забарвлення.

Рівномірне чорне забарвлення вибрано в якості критерію оцінки ступеня декоративності, так як ступінь чорноти габро визначає, як ринкову вартість каменю, так і основні естетичні показники виробів з нього.

За відносними площами і координатами зразків можна виконати геометризацію декоративності за допомогою ГІС систем.

Список літератури

1. **Levytskyi, V.** Decorative stone block quality control based on surface digital photogrammetry / **V. Levytskyi, R. Sobolevskyi** // Scientific Bulletin of National Mining University. – 2014. – Vol. 6. – pp. 58–66.

УДК 622.1

Р.Л. МАСЮК, магістр, К.П. ПАСКАР, магістр, А.О. КРИВОРУЧКО, канд. техн. наук, доц.
«Житомирський державний технологічний університет», Україна

РАЙОНУВАННЯ КАР'ЄРНОГО ПОЛЯ ПО ВИСАДЖУВАНОСТІ ПОРІД

Районування масивів гірських порід по висаджуваності являє собою виділення і графічне відображення границь ділянок кар'єрного поля. На сьогоднішній день загальновизнаною вважається думка про те, що висаджування гірських порід визначається двома основними факторами їх масиву: по-перше, тріщинуватістю, по-друге, фізико-механічними властивостями порід і їх окремостей, і перш за все їх міцністю. При чому найбільш визначним є перший фактор, а саме тріщинуватість. Оскільки головним фактором, що визначає висаджуваність порід, є степінь тріщинуватості, то процедуру районування кар'єрного поля по висаджуваності необхідно починати зі статичної оцінки блочності масиву і з розробки місцевої класифікації порід даного родовища по блочності.

Класифікація, особливо включаючи в неї параметри висаджування, і карта висаджування порід повинні періодично коригуватися. Мета такого коригування – оптимізація параметрів висаджування і більш точне ділення на категорії вибуховості. Останнє досягається шляхом вводу проміжних класів по тріщинуватості, а відповідно – і категорії висаджуваності.

Ще одним методом визначення тріщинуватості масиву з метою керування якістю буровибухових робіт стало комп'ютерне моделювання блочної структури масиву гірських порід за допомогою програми Surfer 8. Обсяг бази даних точкових моделей блочної структури склав 545 моделей (точок), кожна з яких включала наступні характеристики блочності: орієнтування (азимут і кут падіння) блокоутворюючих тріщин, середній розмір блока, категорія блочності, форма блока, належність до певного інженерно-геологічного літотипу.

По запитам до бази даних точкових моделей для заданої ділянки або в цілому кар'єрного поля програмними засобами виконувались просторове та ймовірністно-статистичне моделювання блочної структури відпрацьованого масиву гірської породи. Точкові моделі формувались на основі програмної реалізації алгоритмів визначення таких показників блочної структури масиву: середнього азимуту та кута падіння тріщин; середньої відстані між тріщинами кожної системи; середнього розміру елементарного структурного блоку; категорії тріщинуватості (блочності) порід; форми блока.

За результатами охарактеризованого вище моделювання формується база даних точкових моделей блочної структури масиву гірських порід, категорія блочності, що дозволяє реалізувати просторове моделювання блочної структури масиву в межах всього кар'єрного поля.

Використана для побудови в даному випадку методика ізоліній обумовлена нестаціонарним характером просторової зміни розміру блоку в масиві гірських порід.

Для встановлення закону розподілу окремостей різного розміру в масиві було виконано опрацювання результатів з використанням основних положень математичної статистики і теорії ймовірності. Весь масив даних був розбитий на класи через 0,2 м, був вирахуваний відсоток кожного класу і було проведено розподіл за допомогою критерію Пірсона. За результатами такої перевірки була отримана теоретична крива і її аналітичне вираження представляє собою диференціальну функцію розподілу $F(x)$, яка дозволяє по заданому розміру окремості визначити ймовірність її вмісту в масиві.

Методика комп'ютерного моделювання блочної структури масиву гірських порід дала можливість оцінити їх висаджуваність, включаючи ряд послідовних процедур: формування первинної бази даних польових вимірів параметрів тріщинуватості масиву – створення точкової моделі блочної структури для кожної станції спостереження – формування бази даних точкових моделей – просторове та ймовірністно-статистичне моделювання блочної структури якої завгодно заданої ділянки або кар'єрного поля і в цілому по запиту до бази даних точкових моделей. Також дала можливість відповідно до категорій висаджуваності порід та їх тріщинуватості визначити оптимальні розміри сітки свердловин для підвищення якості буровибухових робіт і виходу необхідної та якісної сировини.

УДК 622.1

Р.О. МОСІЙЧУК, магістр, С.С. ІСЬКОВ, канд. техн. наук, доц., Д.С. КУЧЕРЯВА, інженер
«Житомирський державний технологічний університет», Україна

ГЕОМЕТРИЗАЦІЯ РОДОВИЩ ПРИРОДНОГО КАМЕНЮ ПО РУДОНОСНОСТІ З ВИКОРИСТАННЯМ СУЧАСНИХ ІНФОРМАЦІЙНО-КОМП'ЮТЕРНИХ ТЕХНОЛОГІЙ ОБРОБКИ ВІДЕОІНФОРМАЦІЇ

Окремі частини масивів габроїдів являють інтерес як джерела нерудної або рудної сировини, з окремими тілами габро пов'язані родовища корінних титанових руд, а з іншими – родовища облицювального габро. У деяких кар'єрах можна простежити окремі шари, що збагачені рудними мінералами, і шари з іризацією, які є цінним облицювальним каменем. Раніше ці тіла описувалися за традиційною методикою і не розглядалися як розшаровані інтрузиви. Проте останнім часом накопичено багато матеріалів досліджень, які дозволяють віднести їх саме до таких тіл. Задача виявлення та геометризації рудних включень є важливою, оскільки для нерудних облицювальних різновидів габро рудні мінерали являють собою шкідливу домішку, яка суттєво знижує стійкість каменю до вивітрювання, а для рудних різновидів – це, навпаки, цінний компонент.

Методика експрес-оцінки вмісту рудних включень полягає в тому, що виконуються такі дії: відбір і підготовка зразків гірської породи, які повинні мати поліровану поверхню; формування відеозображень поверхні зразків та їх введення у комп'ютер; цифрова обробка відеозображень з метою виділення рудних включень і визначення їх геометричних характеристик; обробка результатів вимірювань геометричних характеристик і побудова графіків та гістограм; інтерпретація отриманих результатів з точки зору гірничо-геологічної галузі. У даному випадку вимірювалися такі геометричні характеристики, як поперечні розміри зерен рудних включень і площа, яку займають ці включення на поверхні зразка.

Дані, отримані за допомогою запропонованої методики, в основному співпадають з даними, отриманими шляхом дослідження під мікроскопом прозорих шліфів, виготовлених з основних різновидів порід даного родовища. Запропонована методика дозволяє охопити зразки більшої в порівнянні зі шліфами площі, зокрема швидко оцінити вміст рудного компоненту в окремих частинах родовища, в різновидах порід і визначити їх придатність або в якості облицьовувального матеріалу, або в якості рудної сировини. Крім того, на окремих відеозображеннях можна знайти директивність структури і певну диференціацію рудних частинок, залежно від їх розмірів по розрізу, що неможливо було зробити при використанні стандартних методик.

Оскільки умови однієї місцевості відрізняються від іншої (у деяких випадках ці відмінності дуже значні), різновиди природного каменю слід вибирати, не лише виходячи з естетичних міркувань, але і з урахуванням їх фізико-технічних характеристик, мінералогічного складу та з урахуванням різноманітних включень. При виборі каменю архітектори і дизайнери повинні визначити, чи придатний даний камінь для будівництва в конкретних кліматичних умовах (вітер, вологість повітря, сонячна активність і ін.), і, чи здатний він протистояти дії на нього тих або інших агресивних середовищ. Засоби визначення, які використовуються в даний час, не завжди є ефективними, а іноді навіть надають помилкову інформацію. Тому необхідно впроваджувати засоби комп'ютерної обробки відеозображень з метою аналізу і надання експертної оцінки щодо придатності каменю для облицьовування в тій або іншій місцевості або ж можливості використовувати його як рудну сировину.

За допомогою запропонованої методики можна виявити різноманітні включення та кількісно встановити ступінь прояву різноманітних дефектів (пор, тріщин і т. ін.). Однак, при цьому необхідно звертати увагу на ті якісні властивості елемента, що допомагають його ідентифікувати. Так, для хлоритних та карбонатних включень у габроїдних породах – це колір, для рудних – металевий блиск, а для пористості та тріщинуватості – це сумарна площа невидаленого барвника, що попередньо наноситься на лицьову поверхню зразка.

Сучасні ГІС дають можливість геометризувати та візуалізувати одержані дані та визначити перспективні ділянки.

УДК 622.271.33

А.В. ПАНАСЮК, канд. техн. наук, доц., Т.Б. ОХОТА, магістрант
Житомирський державний технологічний університет

АНАЛІЗ МЕТОДІВ ОЦІНКИ СТІЙКОСТІ БОРТІВ КАР'ЄРУ В ПОРОДНОМУ МАСИВІ

З розвитком технології розробки родовищ корисних копалин відкритим способом та швидким темпом розвитку технологій та гірничого обладнання спостерігається збільшення потужності гірничих підприємств, зокрема, кар'єрів. Збільшення глибини ведення видобувних робіт вимагає максимально точно обраховувати параметри можливості збереження стійкості уступів і бортів кар'єру, враховувати кожний фактор впливу для подальшого безпечного і економічно вигідного ведення робіт.

Такими небезпечними факторами є наявність тріщин, різного роду нашарувань, які можуть призвести до опливін і зсувів, помилки в розрахунку кута відкосу чи висоти уступу. В таких випадках проаналізувати всі існуючі методи, як розробки родовищ, так і оцінки стійкості бортів кар'єру, для підбору найбільш оптимального вирішення задач.

Метою роботи являється аналіз методів оцінки стійкості бортів кар'єру при наявності порушуючих факторів, таких, як: зсуви, опливіни, просідання і зрушення, для можливості подальшого безпечного і безперервного ведення розробки родовища.

Сучасні тенденції виймання корисних копалин відкритим способом передбачають постійне збільшення глибин кар'єрів, що експлуатуються або ж реконструюються. Для теперішніх умов глибина в 500-700 метрів не є неможливим завданням, а навпаки, є метою, яка може з легкістю бути досягнутою. При виконанні цієї задачі особливої уваги потребує розрахунок стійкості бортів, зменшення ризику їх зрушення враховуючи всі можливі негативні фактори, які можуть впливати на стійкість. В першу чергу це структурно-технічні і гідро-геологічні особливості масиву порід.

В залежності від міцності і виду поверхні ковзання порід розрізняють декілька методів розрахунків. Для глинистих порід, що мають плоску поверхню ковзання, висоту і кут відкосу уступу розраховують по методу П.М. Цимбаревича, а деформацію відкосів по плоских поверхнях – за допомогою методу Р.Р. Чугаєва, що має назву «метод плоских поверхонь здвигу». При методі розрахунку відкосів, який базується на гіпотезі криволінійних поверхонь ковзання, можна виділити дві групи: перша передбачає розрахунок параметрів в ході вирішення задачі по аналітичних розрахунках Г.Л. Фісенко, Ю.І. Маслова, В.В. Соколовского та інших; в другій групі криволінійна форма поверхні задається раніше, а сам метод зводиться до алгоритму побудови цієї поверхні.

Одним з точних методів являється графоаналітичний метод К. Терцагі, який базується на прийнятті поверхні здвигу за плоскоциліндричну. Такий метод дає ефективні результати при відносно однорідному та необводненому масиву. Основним недоліком є непридатність застосування цього методу в разі, коли схил складений однорідними м'якими породами.

В теперішній час все більшої популярності на гірничих підприємствах набуває технологія лазерного сканування відкосів і бортів кар'єру, яка дозволяє здійснювати об'ємний аналіз відкосу з визначенням потенціальних небезпечних за зсувом ділянок відкосу. Сканери дозволяють будувати 3D модель з врахуванням порушень і потенціальних ліній ковзання. Метод, який є узагальненим і точним, – це технологія лазерного сканування, яка є менш часовитратною, але економічно невигідною для малопотужних підприємств, оскільки витрати на купівлю, а також застосування техніки для лазерного сканування уступів та бортів кар'єру будуть покриватися тривалий час. Є безліч методів розрахунку стійкості укосів, які мають місце в сучасності, але кожен з них має набір факторів, які підходять саме для конкретних умов. Також кожний метод має ряд недоліків, які можна усунути лише удосконаливши та підлаштувавши метод під конкретні умови з урахуванням всіх недоліків.

Таким чином, правильно підібраний метод спостереження за стійкістю дає можливість оцінити всі можливі ризики і передбачити їх у часі. Врахувавши всі можливі порушення, можна визначити параметри стійкості бортів і гранично допустимі відхилення для довготривалої стійкості та експлуатації уступу в заданих цілях.

УДК 622.2

І. А. ПІСКУН, магістр, Житомирський державний технологічний університет

ПЕРСПЕКТИВИ ЗАСТОСУВАННЯ ФРЕЗЕРНИХ МАШИН ПРИ ВІДПРАЦЮВАННІ ПОРІД СЕРЕДНЬОЇ МІЦНОСТІ

Наслідком швидких темпів урбанізації і різкого зростання чисельності населення у світі є не менш швидке зменшення запасів корисних копалин. Суспільство звикло до бездумного та недбайливого споживання багатств, які видобуває з надр планети. Проте ми не задумуємось про те, що більшість мінералів та порід, які ми звикли застосовувати у нашому буденному житті, – невідновні.

Тож наразі доволі гостро стоїть питання про необхідність мінімалізації втрат гірничої сировини на стадії її видобування.

Застосування фрезерних машин, дозволить зменшити кількість некондиційних порід, які нагромаджуються у відвалах, а також надасть можливість зменшити коефіцієнт розкриву та звузити границі кар'єрного поля у порівнянні з класичним східчастим методом видобування корисних копалин з використанням буровибухових робіт. Навіть такі дрібниці допоможуть більш раціонально користуватись надрами, так як зменшаться площі земель, задіяних під відвали та для облаштування гірничих виробок.

Стосовно процесів збагачення, то тут також є ряд переваг. По-перше, собівартість видобування однієї тони щебеневої сировини пошаровим методом у порівнянні зі східчастим зменшиться на 20-25%. Це пов'язано зі зменшенням кількості технологічних операцій. По-друге, відпадає необхідність у первинному дробленні, так як фрезерні машини, забезпечують стабільний видобуток сировини фракції (30-40 мм). По-третє, значно спрощується процес відвантаження, та транспортування видобутої корисної копалини, та з'являється можливість селекції гірничої маси безпосередньо в кар'єрі. По-четверте, до переваг фрезерних машин можна віднести і те, що керування ними здійснюється дистанційно, часто вони працюють автоматично, рухаючись по передчасно запрограмованому маршруті.

До недоліків даного методу можна віднести: значну запиленість ділянки, яка відпрацьовується; доволі високу вартість, як самої машини, так і її технічного обслуговування в процесі експлуатації; доволі швидкий знос робочих елементів (зубів, які безпосередньо беруть участь у процесі руйнування породи, та барабану, до якого вони кріпляться); можливість ефективного руйнування порід з межею міцності на стиск до 150-170 МПа, для більш міцніших порід дана технологія буде малоефективною.

Наразі досвід використання фрезерних машин є незначним, проте – доволі успішним. Даний метод розробки було застосовано при відпрацюванні родовища «Ташкура», на якому видобувають фосфоритні руди з межею міцності на стиск 100-120 МПа.

Провівши хронометражні заміри, було встановлено, що за даних умов за одну проходку машина дозволяє відпрацьовувати шар породи, глибиною від 40 до 45 см. Середня швидкість фрезерування при цьому становила від 5,5 до 7,2 м/хв. Продуктивність, в середньому становила 400 $м^3$/год.

У підсумку можна сказати наступне: пошаровий метод розробки родовищ корисних копалин з використанням фрезерних машин найкраще застосовувати при видобуванні порід середньої міцності, з міцністю на стиск у межах 120-150 МПа.

Даний метод, є економічно доцільним, а також дозволяє зменшити кількість виробничих відходів і збільшити обсяги видобутої продукції у порівнянні зі східчастим методом розробки, в середньому на 25-35%.

Список літератури

1. Журнал «Горная промышленость» / №4 2001 р./ стаття «Технология и схемы ведения горных работ при использовании комбайнов» / [електронний ресурс] - режим доступу : http://www.mining-media.ru

2. Журнал «Горная промышленость» / №1 2013 р./ стаття «Горнодобывающая техника компании Vermeer» / [електронний ресурс] - режим доступу : *http://www.mining-media.ru*

УДК 622.1

А.О. ЧАЙКІВСЬКИЙ, магістр, А.О. КРИВОРУЧКО, канд. техн. наук, доц.,
Г.М. ЛОМАКОВ, інженер
ДВНЗ «Житомирський державний технологічний університет», Україна

ДОСЛІДЖЕННЯ ЕКСПЛУАТАЦІЙНИХ ВТРАТ ПРИ ВИДОБУВАННІ БЛОЧНОГО КАМЕНЮ

Метою даної роботи було дослідження рівня достовірності методик визначення експлуатаційних втрат природного каменю з метою їх мінімізації та підвищення ефективності видобувних робіт.

Об'єкт дослідження – процес утворення експлуатаційних втрат природного каменю.

Перевірялась точність, як класичних методик, так і сучасних, з використанням інформаційно-комп'ютерних систем.

В результаті дослідження були одержанні такі результати:

1. Аналіз отриманих результатів показав, що між об'ємом блоку та похибками визначення комерційного об'єму, а також економічними втратами для різних родовищ декоративного каменю спостерігаються прямо пропорційні залежності, які з високим ступенем достовірності описуються лінійними функціями. Крім того, було встановлено, що похибка вимірювання блоків VI-V груп змінюється в межах 4%, і майже не впливає на економічні втрати для всіх родовищ декоративного каменю.

2. Точність вимірювання розмірів блоків та визначення меж комерційного об'єму, а відповідно й втрат, визначає економічну ефективність всього процесу видобування декоративного каменю (втрати досягають 25% від річної виручки), що робить актуальним пошук шляхів удосконалення методики визначення геометричних розмірів і об'ємів товарних блоків. Тому подальші дослідження необхідно орієнтувати на вивчення можливостей використання сучасних методів вимірювань на основі стереофотограмметрії та лазерного сканування для однозначного точного визначення шуканих параметрів.

3. Аналітичний вираз для визначення впливу основних параметрів фотограмметричної зйомки на точність визначення розмірів об'єкта зйомки містить велику кількість показників, що значно ускладнює процес апріорної оцінки точності. Тому більш доцільним є визначення довжини тріщин та їх залежність від параметрів зйомки на основі емпіричних залежностей.

4. Для забепечення II класу точності вимірювань розмірів товарних блоків та експлуатаційних втрат декоративного каменю максимальна відстань зйомки не повинна перевищувати 7,5 м.

5. При пасеруванні блока природного каменю канатно-алмазними пилами мінімальна ширина поверхні блока, на яку відступають від його краю, лежить в межах 0,5-1 см. В зв'язку з відсутністю вібрацій та ударних навантажень при даному розпилюванні приймається мінімальна ширина каменю, яка йде на обапол. Дана ширина при алмазно-канатному розпилюванні усуває відхилення крайніх алмазних канатів від наміченої площини розпилювання.

6. Аналізуючи результати обробки зразків, одержаних після буровибухових способів, можна зробити висновки: відносна площа тріщин коливається в широких межах. Це явище можна пояснити тим, що при обробці зразків з природного каменю дефектоскопічним розчином залишались надлишки дефектоскопічного розчину в тріщинах гірської породи, а на стадії проявлення дефектоскопічний розчин розтікся на індикаторній плівці проявника. Тому скановане зображення потребувало додаткової цифрової обробки – витончення до однієї дискретної точки. Відносна площа тріщин після витончення дозволяє точно підрахувати реальну кількість тріщин. Відносна площа тріщин після витончення стабілізується при відступі від краю грані природного блока каменю на 0,24 м. Таким чином, технологія вибуху створює техногенну мікротріщинуватість на 0,24 м в глиб блока природного каменю.

7. При детальному вивченні впливу вибуху на грань блока пошкодження були поділенні на дві групи: кількісні *Z*, які формуються за рахунок нерівномірного відколу блока каменю від масиву; якісні *B*, які формуються за рахунок підвищеної мікротріщинуватості в масиві.

UDC 622.271

Y.I. HRYHORIEV, Ph.D, assistant of the Department of Open Pit Mining, SHEE «Kryvyi Rih National University», National University of Lviv, UKRAINE

FORMATION OF TECHNOGENIC DEPOSITS AS A PROMISING DIRECTION IN THE WASTE ROCK MANAGEMENT

Ore mining industry, particularly open pit mining, is one of the main branches in Ukraine and one of the basic in the world economy. However, reaching the significant scale of marketable products production, it is simultaneously one of the largest mineral wastes producers. A similar situation occurs in the majority of the world's mining companies.

Analysis of world practice in the field of waste rock management showed that the dump height, volume, slope, foundation, confinement of dump, dump material, groundwater and climatic conditions, and seismicity are taking in account during dump designing. But the same time was determined that they are designed without taking in account subsequent mining of technogenic deposits.

It is worth noting that the problem of fullfield development should be considered in respect of three interrelated aspects: complex development of actually geogenic deposits, development of existing technogenic deposits and stable formation of new technogenic deposits with preset parameters for their further development. The necessity of technogenic deposits stable formation was proved and its main functions are determined.

On the basis of these functions as well as modern business activities conditions, the following requirements to formation technique under development and mining technique have been composed. The first of them is selecting storage, which is independent in space and time, and technogenic deposit mining in accordance with mining operations conditions in open pit and market conditions. The second one is minimum alienated area, that means minimum costs for alienation of arable land. Next requirement is minimum reexcavation volume, that ensures shorter term of formation and development of the deposit.

The same time it allows reduce the amount of excavation and loading machines. One of the principal requirement is maximum streaming of loading process, because it ensures minimum time and technological expenses. And the last requirement is minimum transportation distance, that allows to reduce the number of transport units and transport operation costs.

Thus, it is necessary to develop new technologies for the technogenic deposits formation in different conditions in order to reduce the costs of mining and decrease the harmful impact on the environment.

Список літератури

1. Pat. 92077 Ukraine, MPK E21C 41/26.Sposib formuvannya tekhnogennogo rodovishcha [Technogenic deposits forming method]. Applicant and patentee is **Y.I. Hryhoriev**; №201402646; appl. 17/03/2014; publ. 07.25.2014, Bull. No14.

2. **Grigoriev I.E**. Rozrobka efektivnikh metodiv obgruntuvannya tekhnologichnikh parametriv pri proektuvanni vidkritikh girnichikh robit. [The development of effective methods of technological parameters study when open cast mining designing] // Ph.D. diss. – Kriviy Rig, 2004. 127 p.

3. Temchenko A.G. Resursozberigayuchi tekhnologiï girnichogo virobnitstva. [Mining resource-saving technologies]. Kriviy Rig, Mineral, 2000. 216 p.

4. Grigoriev Y.I. Determination of the main methodical principles of technogenic deposits stable forming when mineral resources complex development / **Hryhoriev Yulian //** Girnichiy visnik – 2014. – No 97. – P. 267-271.

5. **Grigoryev Yulian.** Dry raw material technogenic deposits formation and development technique / Nikolay Pyzhik, Yulian Grigoryev // Metallurgical and Mining Industry. – 2015. – № 3. – P. 298–302.

6. Waste rock and overburden management plan // Report – Minto mine, YT [Режим доступу]: http://www.emr.gov.yk.ca/mining/pdf/mml_minto_waste_rock_and_overburden_management_plan_phase_IV__development.pdf

7. The EU Environmental Implementation Review Country Report – HUNGARY // Report – Brussels, 3.2.2017. [Режим доступу]: http://ec.europa.eu/environment/eir/pdf/report_hu_en.pdf

8. Waste and recycling // Report – Joint Research Centre [Режим доступу]: http://susproc.jrc.ec.europa.eu/activities/waste/

9. Management of Tailings and Waste-rock in Mining Activities // Report – Joint Research Centre [Режим доступу]: http://eippcb.jrc.ec.europa.eu/reference/mmr.html

10. Management of Tailings and Waste-Rock in Mining Activities // Reference Document – European Commission, January 2009 [Режим доступу]: http://eippcb.jrc.ec.europa.eu/reference/BREF/mmr_adopted_0109.pdf

УДК 622.271.3

Ю.М. НІКОЛАШИН, д-р техн. наук, проф., Я.В. КЕБАЛ, аспірант
ДВНЗ "Криворізький національний університет"

ВЕДЕННЯ ГІРНИЧИХ РОБІТ ПРИ ВНУТРІШНЬОМУ ВІДВАЛОУТВОРЕННІ ЗАТОПЛЕНОГО ПРОСТОРУ КАРЄРУ В УМОВАХ ЗСУВОУТВОРЕННЯ І ОСІДАННЯ ВІДВАЛЬНОЇ МАСИ В ЗАХОДЦІ

Ведення гірничих робіт з внутрішнім одноярусним відвалоутворенням у затопленому кар'єрі №1 ПрАТ «АМКР» є небезпечним через виникнення зсувних явищ у свіжевідсипаних відвальних заходках, осідання поверхні відвального масиву і утворення тріщин, що поширюються на робочих розвантажувальних майданчиках і досягають 30 м, таким чином значно обмежують використання технічного обладнання в тому числі і крокуючих екскаваторів.

Проблема безпечного ведення гірничих робіт при відвалоутворенні в затоплений простір кар'єру в умовах зсувоутворення і осідання відвальної маси пов'язана з вирішенням наукових і практичних завдань в напрямку стійкості бортів кар'єрів і внутрішніх відвалів, а також розробці технічного регламенту по безпечній та ефективній ліквідації залишкових гірничих виробок.

Для оцінки ступеня впливу на стійкість укосів підтоплення використовують інженерні методи, засновані на теорії граничної рівноваги, застосованої для конкретних гірничо-геологічних умов з урахуванням даних натурних спостережень і результатів виконаного моделювання. Особливою умовою стійкості підтоплених укосів є комбіноване затоплення залишкових кар'єрних виїмок з внутрішнім відвалом. Врахування гідростатичних і гідродинамічних сил в розрахунках стійкості укосів проводять при розгляді напрямку фільтраційних потоків та їх впливу з боку масиву гірських порід — з формування депресивної поверхні підземних вод у призмі можливого зсуву укосу, з боку затопленого виробленого простору — обводнення призми можливого зсуву укосу.

Відсипка скельних порід розкриву у воду супроводжувалася формуванням основи відвалу в підводному положенні з кутами нахилу природного укосу в межах 15-34º. Причиною утворення призми осідання в межах екскаваторної заходки є деформації підводної слабкої основи "зважених" порід, спричиненого навантаженням насипної гірської маси розкривних порід.

В даний час відвалоутворення у відпрацьований простір кар'єру №1 здійснюється тільки на ділянці північного борту. Роботи по засипці кар'єру №1 виконує ПП «Тех-Маш» відповідно до робочої документації «Складування розкривних скельних порід кар'єру №2-біс у вироблений простір кар'єру №1 з використанням крокуючого екскаватора ЭШ-11/70». Данна робоча документація вирішує питання безпечної роботи відвалу лише на деякий час, маючи обмежений фронт робіт та враховуючи робочі параметри екскаватора ЭШ-11/70. Максимально можливий об'єм складування при використанні способу відвалоутворення в режимі деформації порід становитиме близько 7 млн.м^3, а без застосування даної технології 2,8-3 млн.м^3, що забезпечить безпечну роботу відвалу протягом 2-х років.

На підставі розглянутого механізму діючих сил на затоплений укіс визначено рівняння утримуючих і зрушуючих сил, діючих на поверхні ковзання, для проведення розрахунків – методом алгебраїчного додавання сил. Проведено геомеханічні розрахунки щодо визначення мінімально допустимої берми безпеки для роботи навантажувального і гірничо-транспортного обладнання, за результатами яких встановлено залежність коефіцієнта запасу стійкості (КЗС) від величини берми безпеки і встановлено, що мінімально допустима берма безпеки для роботи навантажувального і гірничо-транспортного обладнання, в умовах відвалоутворення у затоплений кар'єр №1 АМКР з нормативним КЗС = 1,15 становить 34 метри. Отриманні результати доводять можливість використання наявного обладнання із застосуванням технології відвалоутворення в режимі деформації порід, за умови розробки технічного регламенту, що забезпечать безпечне й ефективне відвалоутворення.

Для подальшого відвалоутворення з використанням наявного обладнання у відпрацьований простір затопленого кар'єру № 1 необхідно виконати детальне дослідження для визначення безпечних ділянок або розробити альтернативний способів складування розкривної маси в кар'єр № 1 з використанням наявного обладнання, що зменшить собівартість відвалоутворення.

УДК 622.233

И.А. ТУХТАМОВ, магистр технических наук КазНИТУ им. К.И. Сатпаева

ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ РУД

На современном этапе формирования рыночной экономики основой эффективного функционирования и развития горной промышленности страны является широко применяемый открытый способ добычи твердых полезных ископаемых. В настоящее время в Казахстане открытым способом добывается около 90% железных руд, более 60% руд цветных металлов и угля. Предмет исследования – технология открытой разработки месторождений комплексных железосодержащих руд и ее основные технологические процессы. Целью работы является научно-техническое обоснование и разработка рациональной технологии открытой разработки месторождений комплексных железосодержащих руд скального типа, позволяющей значительно повысить экономическую, экологическую и социальную эффективность их освоения. Основная идея работы заключается в том, что создание рациональной технологии возможно осуществить на основе системы эффективных методов: взрывного разрушения скальных горных пород горизонтальными шпуровыми зарядами малого диаметра под локальным мобильным укрытием; глубокой раздельной выемки руд и пород; сквозной рудоподготовки и переработки минерального сырья в призабойной зоне с использованием мобильного подготовительно-обогатительного комплекса.

Основные задачи:

Обобщить и выполнить анализ применяемых и предлагаемых технологий открытой добычи руд месторождений скального типа.

Установить рациональные методы и параметры рыхления горных пород взрыванием.

Обосновать целесообразность введения в призабойную зону мобильного подготовительно-обогатительного агрегата.

Обосновать методику сравнительной технико-экономической оценки технологических схем открытой добычи комплексных руд скального и полускального типа.

Обосновать рациональные технологические схемы ведения добычных работ в условиях открытой разработки месторождений комплексных железосодержащих руд, с применением комплекса эффективных методов: взрывного разрушения скальных горных пород горизонтальными шпуровыми зарядами малого диаметра под локальным мобильным укрытием; глубокой раздельной выемки руд и пород; сквозной рудоподготовки и переработки минерального сырья в призабойной зоне с использованием мобильного подготовительно-обогатительного комплекса.

Научные положения:

Эффективное разрушение комплексных руд скального и полускального типов (при использовании на карьерах компактного горнообогатительного технологического комплекса) достигаются применением рациональных методов и параметров управляемого взрывания горизонтальных зарядов малого и весьма малого диаметра под локально-мобильным укрытием.

Значительное повышение технико-экономической (в 1,2-1,5 раза) и социально-экологической эффективности добычи, подготовки и переработки комплексных руд на карьерах обеспечивается применением рациональных технологических схем, включающих внутрикарьерные мобильные подготовительно-обогатительные комплексы или агрегаты.

Заключение: 1) разработана высокоэффективная технология добычи комплексных железосодержащих руд на карьерах с применением их внутрикарьернои переработки; 2) предложены рациональные методы и параметры взрывного разрушения пород различной крепости, позволяющие: организовать работу карьера без остановки на выполнение взрывных работ и значительно снизить негативную нагрузку горных работ на окружающую среду; обеспечить условия для осуществления глубокой селективной выемки.

Список литературы

1. Диссертационная работа Тухтамова И.А. КазНИТУ имени К.И. Сатпаева , Алматы, 2015 г. «Особенности выбора оборудования комплексов циклично-поточной технологии на глубоких карьерах»

УДК 622.235

И.А. ТУХТАМОВ, магистр технических наук КазНИТУ им. К.И. Сатпаева

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СОВРЕМЕННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Республика Казахстан является одной из ведущих стран мира по запасам твердых полезных ископаемых с развитой горнодобывающей промышленностью. В общем объеме извлекаемых из недр горных пород и руд на долю крепких и весьма крепких приходится около 60%. При этом отбойка горной массы должна обеспечить требуемую степень дробления, форму и ширину развала для получения максимальной производительности погрузочно-транспортных средств, минимальное действие взрыва вглубь массива при наименьших сейсмическом действии и интенсивности воздушной волны взрыва. Целью работы является повышение эффективности и безопасности взрывных работ на горно-добывающих предприятиях Республики Казахстан за счет разработки и использования новых взрывчатых веществ. Идея работы заключается в разработке технологии производства дешевой энергетической добавки для промышленных ВВ и замены твердой аммиачной селитры на пористую при производстве взрывчатых составов в рассыпном виде.

Для достижения поставленной цели решены следующие задачи:

разработка дешевой, альтернативной алюминию, энергетической добавки и технологии ее производства для промышленных ВВ с использованием вскрышных пород экибастузских разрезов;

создание нового рассыпного ВВ с использованием порошка ферросиликоалюминия с технологией его производства на местах применения;

проведение промышленных испытаний нового гранулита на открытых и подземных горных работах;

выполнение технико-экономического обоснования перехода на пористую аммиачную селитру при производстве рассыпных ВВ.

Научная новизна:

экспериментально установлена зависимость чувствительности рассыпных ВВ к механическим воздействиям от крупности порошков ферросплавов, что позволило разработать новую рецептуру рассыпного ВВ – гранулита А-8ФСА с использованием порошков ферросиликоалюминия крупностью не более 100 мкм, с содержанием в нем кремния до 50%;

выявлено, что пористая аммиачная селитра, обеспечивая сохранность нормативного компонентного состава рассыпных ВВ, позволяет повысить технико-экономические показатели взрывных работ, снижает количество ядовитых газов при взрыве и выбросы токсичных веществ в сточные воды рудников и обогатительных фабрик;

обоснован коэффициент взрывной эффективности промышленного ВВ, определяемый по методу воронкообразования, в зависимости от содержания в его составе порошка ФСА.

Научное значение работы состоит в теоретической оценке возможности замены алюминиевого порошка в качестве горючей металлической добавки в промышленных ВВ на более дешевый и безопасный порошок ФСА, получаемый из отходов горно-добывающих предрприятий, обосновании целесообразности перехода с твердой АС на пористую в рассыпных ВВ с учетом природоохранного фактора, обосновании критерия технико-экономической оценки и выбора ВВ для горно-добывающих предприятий.

Заключение. В работе изложены научно обоснованные результаты по разработке и использованию в промышленных ВВ дешевой альтернативной алюминиевому порошку энергетической добавки и замене твердой аммиачной селитры с гладкими гранулами на пористую, обеспечивающие решение важных прикладных задач по повышению эффективности и безопасности взрывных работ при отбойке крепких и весьма крепких пород и руд.

Список литературы

1. **Бахтин Е.А.** Оценка возможности замены алюминия менее дефицитным горючим компонентом в промышленных ВВ // Взрывное дело, Алматы, 2007

УДК 622.235.6: 550.348.098.64(045)(476)

С.Г. ОНИКА, д-р техн. наук, проф., Е.Ю.НАРЫЖНОВА, преподаватель,
Белорусский национальный технический университет, Республика Беларусь

ПОСТРОЕНИЕ ЦИФРОВОЙ МОДЕЛИ ПОВЕРХНОСТИ С ПРИМЕНЕНИЕМ ПАКЕТА GOLDEN SOFTWARE SURFER

Актуальность научно-технической работы объясняется тем, что все больше предметов и явлений становятся объектами компьютерного моделирования. Научно-техническая работа внедрилась практически вовсе сферы инженерной деятельности. Цифровое моделирование рельефа как одна из важных моделирующих функций геоинформационных систем включает две группы операций, первая из которых обслуживает решение задач создания модели рельефа, вторая — ее использование. Под цифровой моделью рельефа принято понимать средство цифрового представления трехмерных пространственных объектов (поверхностей или рельефов) в виде трехмерных данных, образующих множество высотных отметок (отметок глубин) и иных значений аппликат (координаты Z) в узлах регулярной или нерегулярной сети или совокупность записей горизонталей (изогипс, изобат) или иных изолиний.

С задачами создания и обработки цифровых моделей рельефа, расчетом производных морфометрических характеристик (углов наклона, экспозиции и формы склонов), построением трехмерных изображений местности, профилей поперечного сечения, вычислением объемов справляется геоинформационные система Golden Software Surfer**.** Программа Surfer была разработана специально для анализа и моделирования поверхностей, генерирования сетки, визуализации ландшафта и многого другого.

Программа Surfer работает в двух режимах: Worksheet и Plot Document. В режиме Worksheet выполняется ввод и редактирование исходных данных. Режим Plot Document позволяет получать цифровые модели поверхности, создавать трёхмерные модели и производить различные преобразования.

Источником исходной информации для программы Surfer является массив данных, который в табличном виде описывает поведение функции $Z=f(x,y)$. Для сбора данных и дальнейшего построения карты-основы необходимо выполнить следующие действия: Map-Digitize. В результате получаются координаты *X, Y,* но для завершения сбора данных необходимо ввести значения высоты над уровнем моря, мощность вскрыши и мощность полезного ископаемого.

После этого создается сеточный файл, который требуется для создания сеточных карт. К таким картам относятся: контурные карты (Contour Map), образные карты (Image Map), карты с теневым рельефом (Shaded Relief Map), векторные карты (Vector Map), каркасные карты (Wireframe Map) и карты-поверхности (Surface Map). В отличие от ручного при компьютерном построении карт требуется выбирать метод расчета GRD-файла и задавать определенный для каждого метода набор параметров, от выбора которых будет зависеть форма результирующей карты.

При помощи программы Golden Software Surfer вычисляются объемы трехмерных тел, ограниченных верхней и нижней поверхностями. Каждая из этих поверхностей может быть либо горизонтальной плоскостью, либо сеточной функцией, определяемым сеточным файлом(GRD-файлом). То есть прежде чем вычислять объемы, необходимо задать верхнюю и нижнюю поверхности. Если обе поверхности определяются сеточными файлами, то эти файлы должны одинаковые диапазоны изменения X,Y-координат и одинаковый размер (т.е. одно и то же число строк и столбцов).

По результатам вычислений SURFER составляет сводный отчет, в котором приводятся сведения об объемах, а также о площадях плоских областей поверхностей.

При использовании современных компьютерных технологий (в частности геоинформационную систему Golden Software Surfer) для геометрического анализа можно в несколько раз снизить трудоёмкость горно-геометрического моделирования, усовершенствовать методику создания горно-геометрической модели месторождения, повысить точность, надежность и достоверность оценки запасов полезных ископаемых.

УДК 622

А.О. БОНДАРЕЦЬ, проректор КНУ, С.О. ЖУКОВ, д-р техн. наук, проф.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

РОЗВИТОК МОДЕЛЮВАННЯ ВИРОБНИЧИХ СИСТЕМ У ПРОЕКТАХ ГМК

Ресурсозбереження – проблемна домінанта сучасності. Особливо важливим цей аспект є в гірничовидобувній промисловості та гірничо-металургійному комплексі. (ГМК), який є унікальним, надзвичайно складною, як структурно, так і функціонально системою, багаторівневим, різнофакторно-інтегрованим зі складною структурою управління на всіх рівнях. Відповідно до цього концепт-особливостями його моделей є багаторівневість, складність, багатоаспектність, багатокритеріальність функціонування системи, складна динаміка функціонування й управління, ексклюзивність. Враховуючи особливо великі витрати ресурсів на реалізацію проектів у даній галузі, організація управління ними є важливою і складною задачею, а це – мінімізація перевищення фактичних витрат над плановими шляхом адаптації нових систем планування, контролю і регулювання до умов ГМК, де домінантою є ресурсозбереження, реалізацію якого ми вбачаємо у поєднанні з поетапною конверсією ряду ГЗК в напрямі диверсифікації продукції.

Дотепер управління проектами здійснюється здебільшого на моделях простих спрощених монопроектів, або більш складних проектів, але які мають аналоги на зразок типових проектних рішень. Створення ж ексклюзивної, складної, мультифакторної, багаторівневої системи вимагає особливих підходів – від концепцій, до структурних складових проекту та його самого в цілому. Адже за даних умов аналоги не завжди існують, а методи експертних оцінок не є доцільними в силу своєї низької точності та й суб’єктивності. Крім того, модель системи управління проектом повинна бути гнучкою і динамічною для можливості поточного оперативного проведення регулюючих дій, для чого необхідною є комп'ютерна система моніторингу не тільки вартості проекту, але і відносних показників його ефективності щодо власне комплексу, з постійним оновленням бази даних по кожному елементу та автоматизованим коригуванням планованої моделі за принципом функціонування акцептора результату дії в системах управління вищих рівнів, чого досягнути можна виключно засобами самої сучасної компьютерної техніки та спеціалізованим програмним забезпеченням.

Взагалі, в силу зазначених факторів, побудову моделі управління складним проектом потрібно проводити за допомогою методів системного аналізу з класичною формалізацією процесів планування, реалізації рішень, керуючих впливів та контролю результатів.

Утилітарно ж метою побудови системної моделі розвитку об’єкту ГМК є підвищення ефективності процесів аналізу, оцінки станів, прогнозування, планування і контролю витрат в управлінні проектом створення складної структурно-функціональної системи шляхом розробки локальних складових моделей, методів, методик і комп'ютерних технологій системно-вартісного ретроспективного, поточного та перспективного аналізу, для чого необхідно: визначити можливість застосування існуючих засобів для управління проектами, що розглядаються; формалізувати реальні об’єкти і функції відповідно до задач моделювання і принципів його реалізації; розробити концепцію системи управління проектом; розробити системну структурну системно-вартісну модель; розробити метод системно-вартісного аналізу і методики планування й аналізу витрат на його основі; розробити алгоритмічне та програмне забезпечення підсистем обліку, аналізу, прогнозування, планування, управління і контролю на основі СВА, або адаптувати до поставлених задач існуюче; запустити розроблену систему в дію, відрегулювати її та вдосконалити до належних параметрів; розробити та ввести в дію коригуючу систему автоматичного саморегулювання моделі.

Відповідно до розроблених Поповим О.Ю. принципів побудови та опису СВМ і ресурсно-вартісних моделей, необхідно розробити або адаптувати до умов ГМК методологію створення метасистем у частині технології їх проектування, методів побудови структурних системних моделей саме у поєднанні з поетапною конверсією ГЗК в напрямі диверсифікації продукції.

Даний підхід є найбільш зручним для аналізу варіативної перспективності реструктуризації об’єктів ГМК. Результатами теоретичних досліджень повинні стати моделі, методики й алгоритми, реалізовані в комп'ютерній технології СВА, програмне забезпечення підсистеми планування, обліку і контролю витрат на основі СВА, принципи створення підсистем експертизи планових рішень.

УДК 622.235.6:550.348.098.64(045)(476)

С.Г. ОНИКА, д-р техн. наук, проф., Е.Ю. НАРЫЖНОВА, препод.,
Белорусский национальный технический университет, Республика Беларусь

СПОСОБЫ ОТРАБОТКИ ВСКРЫШИ БОЛЬШОЙ МОЩНОСТИ С ВНУТРЕННИМ ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕМ

При разработке вскрыши большой мощности на горизонтально- или пологозалегающих месторождениях во многих случаях необходимо применение высоких уступов. Применение высоких уступов в таких ситуациях позволяет упростить вскрытие рабочих горизонтов и улучшает технико-экономические показатели разработки месторождений. Сдерживающими факторами применения технологии разработки высокими уступами являются ограничение высоты уступа рабочими параметрами выемочно-погрузочного оборудования и, в частности, максимальной высоты или глубины черпания экскаваторов. Реализация технологии разработки месторождений высокими уступами требует применения специальных способов ведения вскрышных работ.На доломитовом карьере Гралево мощность вскрыши достигает 30 метров, что и предопределило необходимость исследования различных технологий выполнения вскрыши. Верхний вскрышной подуступ с опережением забоя по отношению к нижнему разрабатывается экскаватором ЭШ-5/45 путем перевалки вскрышных пород на кровлю доломитов, служащей транспортным горизонтом.. Нижний подуступ из целика разрабатывается прямой лопатой ЭКГ-4у, которая располагается на доломитовой кровле. Экскаватор ЭКГ-8И, также располагаемый на кровле доломитов частично отгружает сброшенную вниз породу из навала, а оставшуюся часть породы из навала отгружает экскаватор ЭКГ-4у одновременно с выемкой породы из целика нижнего подуступа. В качестве экскаватора, понижающего вскрышной уступ, путем перевалки пород верхней части вскрышной толщи в навал предусмотрено также использование прямой лопаты с удлиненной рукоятью и стрелой (ЭКГ-4у или ЭКГ-5у) для которых максимальная высота черпания составляет 20,4 м.

Альтернативой рассмотренным вариантам транспортной системы разработки является бестранспортная схема перемещения вскрыши в выработанное пространство карьера, которая эффективна в условиях карьера «Гралево» при значительном сближении вскрышных и добычных уступов. Для реализации данной схемы задействован мощный шагающий экскаватор драглайн ЭШ – 10/70, который с переэкскавацией перемещает пустые породы во внутренний отвал. Анализ показал, что бестранспортная схема вскрышных работ предпочтительней не только с точки зрения энергетической эффективности, но и в плане выбросов вредных веществ в атмосферу. Во всех вариантах вскрышных работ предусматривается внутреннее отвалообразование, так как для его осуществления на карьере «Гралево» имеются благоприятные условия. В связи со сложными гидрогеологическими условиями залегания и эксплуатации месторождения представляет значительный интерес вопрос влиянии внутреннего отвалообразования на приток воды в карьер. Основной вклад в приток воды в карьер вносят воды из доломитовой толщи. Притоки воды из четвертичных отложений и ливневые притоки в общем притоке воды в карьер незначительны и составляют порядка 2,3 % от современного притока из доломитовой толщи. Анализ показывают, что суточный водоприток увеличивается с увеличением длины береговой линии т.е. длины линии высачивания воды в карьер. Зависимость водопритока от длины береговой линии представленная на рисунке может быть аппроксимирована формулой: $y=0,503+0,2047x$, где x– длина береговой линии, м.Длина береговой линии зависит от площади внутренних отвалов и их конфигурации. Изменение длины береговой линии происходит по мере засыпки отработанного пространства внутренними отвалами. Характер зависимости водопритока в карьер от длины береговой линии также предопределяет целесообразность плавного изменению контуров внутренних отвалов, что будет способствовать сокращению длины линии высачивания воды в водоем и, как следствие к сокращению водопритоков в карьер. Таким образом, эффект внутреннего отвалообразования проявляется не только в сокращении площади изымаемых земельных угодий, но и в снижении энергетических затрат связанных с организацией принудительного водоотлива в карьере. пространства, что в свою очередь приводит к снижению притоков воды в карьер.

УДК 626.873.3

Ф.Г. ХАЛЯВКИН, канд. техн. наук, доц.,
Белорусский национальный технический университет, Республика Беларусь

ФИЛЬТРАЦИОННЫЕ РАСЧЕТЫ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ И СТРОИТЕЛЬСТВЕ ВЕРТИКАЛЬНОГО ДРЕНАЖА НА КАРЬЕРАХ

При проектировании дренажных систем по данным разведки месторождений выполняют фильтрационные расчеты, целью которых является определение величины притока воды, обоснование необходимости проведения дренажных работ, применения типа и количества дренажных устройств, определения области фильтрации, питания и разгрузки.

Конечным итогом этих расчетов является установление количества скважин, которые могли бы обеспечить снижение уровня грунтовых вод или их напора на требуемую величину. Для решения данной задачи было выбрано месторождение по добыче песчано-гравийной смеси с высокой обводненностью. При этом рассмотрены два варианта: с безнапорной и напорной фильтрацией воды.

Как известно, разработка месторождений начинается с прокладки въездной и разрезной траншей. Условием безопасного ведения горных работ минимальная ширина ее дна должна составлять 30-40 м, а ее длина не менее 70-100 м. С учетом вышесказанного были приняты следующие исходные данные: площадь осушаемого участка $F=4\cdot10^3$ м^2 (40×100) м, коэффициенты фильтрации и водоотдачи грунта соответственно k=15 м/сут., $\mu=0,25$, мощность водоносного горизонта S=5 м, напор воды H=5 м, диаметр водопонижающей скважины d=0,4 м. Скважины – взаимодействующие. Схема расположения скважин – контурная.

Фильтрационные расчеты сводились к определению общего притока воды в капитальную траншею по формулам «большого колодца», величина которого составила 962 м^3/сут при безнапорной и 1280 м^3/сут при напорной фильтрации. Определялись также притоки воды в каждую взаимодействующую скважину и во всю дренажную установку по формулам В.И. Щелкачёва и И.С. Лейбензона. Снижение уровня воды в центре установки скважин при безнапорной фильтрации и снижение напора воды при напорной фильтрации рассчитывались по методу Форхгеймера. Все расчеты выполнялись для двух, трех, четырех, шести и восьми скважин.

Расчеты показали, что наибольшее снижение притока воды происходит при числе скважин 3-5. Дальнейшее увеличение количества скважин ведет к незначительному снижению притока воды. Приток воды во всю дренажную установку также имеет наибольшую величину при количестве скважин 3-5. Максимальный приток воды при этом составляет примерно 500-600 м^3/сут, что значительно меньше расчетного притока воды в капитальную и разрезную траншеи, величина которого составляет 962 м^3/сут.

Если принять, что для водопонижения на данном участке достаточно 4-х скважин, то водоперехватывающая способность такой дренажной установки составит примерно 57 %. Остальная вода поступит в эти траншеи и возникнет необходимость применять другой способ борьбы с затоплением траншеи, например, водоотлив.

Притоки воды в скважины с напорной фильтрацией значительно выше по сравнению с безнапорной, причем приток воды в каждую скважину Q почти пропорционально возрастает их количеству. Что касается притока воды во всю дренажную установку Q', то при строительстве 4-х скважин их водоперехватывающая способность составит примерно 66,4%.

Значительное снижение уровня и напора воды в центре установки скважин $S_ц$ происходит при числе скважин от 2-х до 4-х. Дальнейшее увеличение числа скважин снижает уровень и напор воды на незначительную величину.

Список литературы

1. **Чирков А.С.** Добыча и переработка строительных горных пород / **А.С. Чирков** // М.: Издательство МГГУ, 2001. – 622 с.

2. **Скабалланович И.А.** Гидрогеология, инженерная геология и осушение месторождений / **И.А. Скабалланович, М.В. Седенко** // М.: Недра, 1980. – 205 с.

3. **Гальперин А.М.** Гидрогеология и инженерная геология / **А.М. Гальперин** [и др.] // Минск: Недра, 1989, - 383 с.

УДК 622.026.5

Т.С. АСТАПЕНКО, преподаватель кафедры «Горные работы»,
Белорусский национальный технический университет, Республика Беларусь

ПРИМЕНЕНИЕ АВТОМАТИЗИРОВАННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

В настоящее время в горную промышленность успешно внедряются различные автоматизированные технологии и программные продукты.

Автоматизированные системы представляют собой информационно-аналитические пакеты для сбора, обработки и передачи сведений о горном массиве. Они содержат различные функции, такие, как подсчёт запасов, трехмерное отображение горных моделей, работа с подземными горными выработками и карьерами, расчёт и построение разного рода графиков.

Наличие многофункционального комплекта различных операций в программах позволяет планировать и оптимизировать горные работы.

Одним из современных программных комплексов, специализированных для автоматизированного решения горно-геологических задач является система Майнфрэйм. Программа представляет собой графический редактор, предназначенный для моделирования объектов и решения обширного круга задач, которые встречаются в практике горнодобывающих предприятий и проектных организаций.

Основной целью работы являлось изучение способа проектирования буровзрывных работ на карьере с помощью программного комплекса Майнфрэйм.

Проектирование буровзрывных работ на карьере по добыче скальных или полускальных пород является частью технологического процесса. Характер проведения взрывных работ во многом влияет на качественные и количественные показатели сырья.

Не считая нормативных документов, исходными данными для проектирования являются положение уступов карьера на период проектирования, а также отличительные черты геологических условий в районе будущего взрыва. Одним из возможных направлений увеличения эффективности современного горного производства становится внедрение новых технологий автоматизации горно-геологического обеспечения и проектирования буровзрывных работ на карьерах.

Процесс автоматизированного проектирования блока в программе состоит из ряда шагов: выделение модели отбиваемого блока;

вынесение на блок следов прежде взорванных скважин, попавших в границы этого блока; создание скважин первого и второго рядов;

создание скважин по палетке;

редактирование скважин в ручном режиме;

ввод текстовой информации для заряжания блока.

Первым этапом производится выполнение всех настроек для буровзрывных работ. В информационном окне осуществляется ввод данных: характеристика взрываемой горной породы, размеры скважины и высота уступа, средства коммутации, также заполняется типовой паспорт буровзрывных работ. После ввода всей информации выполняется формирование конструкции заряда, в которой отображаются раннее указанные сведения.

Вторым этапом является размещение первого ряда скважин на выбранном участке бровки с заданными параметрами. Далее выполняется создание скважин по палетке с указанным типом и размерами сетки скважин.

Вслед за этим осуществляется заряжание созданных скважин и создание схемы инициирования с указанной точкой начала инициирования, производится расчет времени взрыва.

Система Майнфрэйм позволяет эффективно использовать информацию, решать широкий спектр практических задач разведки и добычи полезных ископаемых, планирования и ведения горных работ.

Использование автоматизированных программных комплексов на горнодобывающих предприятиях повышает производительность труда и качество принимаемых решений.

УДК 622.271

А.А. АДАМЧУК, аспірант, ДВНЗ “Національний гірничий університет”

ОБҐРУНТУВАННЯ ДОЦІЛЬНИХ СХЕМ РОЗВАНТАЖЕННЯ АВТОСАМОСКИДІВ В БУНКЕР ПРИ КОМБІНОВАНОМУ АВТОМОБІЛЬНО-КОНВЕЄРНОМУ ТРАНСПОРТІ

Найбільш поширеними засобами транспорту на залізорудних кар’єрах України є великовантажні автосамоскиди вантажопідйомністю 90-120 т і більше з розвантаженням гірничої маси шляхом нахилу кузова назад. Такий вид транспорту має низку переваг над іншими, серед яких автономність приводу, найбільш висока маневреність (радіус повороту автосамоскиду 8,7-19,8 м), відсутність необхідності спорудження в кар'єрі капітальних доріг, низькі капітальні витрати та ін. Натепер автосамоскиди, як правило, використовують на глибоких кар’єрах у схемах комбінованого транспорту в комплексі з конвеєрним, залізничним або скіповим підйомом по неробочому борту кар’єра.

В умовах залізорудних кар’єрів Кривбасу найбільше розповсюдження отримав автомобільно-конвеєрний транспорт, сутність схем якого полягає в тому, що гірнича маса автосамоскидом транспортується із вибою на концентраційний горизонт, на якому встановлено бункер-перевантажувач із дробаркою крупного дроблення. Після чого автосамоскид розвантажує гірничу масу в бункер, яка після дроблення потрапляє на похилий конвеєр, що встановлений у підземній галереї, яким далі транспортується на поверхню.

Розвантаження автосамоскидів в бункер відбувається наступним чином. Автосамоскид при наближенні до бункеру зменшує швидкість руху, з’їжджає з дороги та починає виконувати маневрові операції тупикового розвороту. Далі заднім ходом автосамоскид під’їжджає до отвору приймального бункеру, зупиняється і починає розвантаження. Після розвантаження автосамоскид повертається на дорогу та їде в напрямку вибою.

Таким чином час циклу розвантаження в бункер при тупиковому розвороті з урахуванням часу на маневрові операції складає 1,2-2,8 хвилин залежно від вантажопідйомності автосамоскиду. Близько 45 % цього часу припадає на маневрові операції, пов’язані із тупиковим розворотом автосамоскиду. Зменшення цього часу пов’язане із впровадженням схем транспортування, що включають розвантаження автосамоскидів з їх наскрізним проїздом над приймальним отвором бункера.

Існує низка конструктивних рішень, які дозволяють автосамоскидам розвантажувати гірничу масу без необхідності в маневрових операціях та полягають в підійманні проїжджих плит над бункером за рахунок гідравлічних, рейкових, шарнірно-важільних та інших механізмів. Такі конструктивні рішення дозволяють не тільки зменшити час циклу розвантаження, а й зменшити ширину площадки, на якій встановлено пункт перевантаження на 50 %, що особливо важливо при його спорудженні на глибині 300-400 м і більше.

В умовах відкритої розробки залізорудних родовищ України при річній продуктивності транспортного комплексу по гірничій масі 10 млн. т, час витрат на маневрові операції складає 1040-3045 годин на рік, залежно від вантажопідйомності автосамоскиду, а витрати пального сягають 94-204 тис. л.

Таким чином річна економія від упровадження технологічного транспорту з використанням перевантажувальних пунктів з наскрізним проїздом над приймальним отвором бункеру складе 2-4,5 млн. грн. з точки зору витрат на дизельне пальне.

Окрім цього, за рахунок зменшення ширини площадки перевантажувального пункту при його встановленні на глибині 300 м. можливо зменшити об’єм виймання гірських порід на 2,7-5,7 млн м^3, а на глибині 400 м – 3,5-7,5 млн м^3, залежно від мінімального радіусу повороту автосамоскиду.

З урахуванням вартості виймання 1 м^3 гірничої маси у розмірі приблизно \$4, з точки зору рознесення неробочого борту для спорудження перевантажувального пункту та виймання гірських порід, економія від впровадження схем комбінованого транспорту з розвантаженням автосамоскидів на похилий конвеєр через бункер з наскрізним проїздом над його приймальним отвором замість тупикового розвороту біля нього складе \$10-30 млн.

УДК 622.235.432

С.С. КОЗЛОВ, канд. техн. наук, доц., Л.О. МІТЮК, канд. техн. наук, доц.,
НТУ України «Київський політехнічний інститут ім. І. Сікорського»

ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ВИБУХОВОГО ПОДРІБНЕННЯ ОБВОДНЕНИХ ПОРІД НА КАР'ЄРАХ

При видобутку граніту на кар'єрах України з'ясовується, що більше 60% гірських порід – обводнені. Як показує практика, якість вибухового подрібнення таких порід є значно гіршою, ніж сухих. Це може бути пояснено тим, що наявність води в тріщинах блочних скельних масивів змінює механізм їх подрібнення вибухом свердловинних зарядів. Вода впливає на якість вибухових речовин, виключаючи можливість руйнування частини масиву за рахунок співудару гірських порід під дією ударних хвиль вибуху.

В даній роботі пропонується спосіб вибухового подрібнення обводнених порід і методика визначення параметрів БВР (буро-вибухових робіт), спрямована на підвищення якості вибухового подрібнення. Ефективність способу полягає на видалені води з тріщин масиву перед вибухом, як негативного фактору, для забезпечення реалізації механізму подрібнення породи за рахунок співудару окремих частин масиву.

Спосіб засновується на уповільнені вибухів рядів зарядів вибухових речовин. При цьому, коли відбувається вибух першого ряду свердловинних зарядів за рахунок відгону води поширюючимися газами вибуху, осушується зона подрібнення наступного (другого) ряду зарядів, котрий вибухає по відношенню до першого з інтервалом часу затримки, рівному часу відгону підземних вод із зони подрібнення цього (другого) ряду. Другий ряд свердловинних зарядів вибухає в осушеній частині раніше обводненого масиву. В свою чергу, вибух другого ряду зарядів здійснює зону осушення масиву в зоні подрібнення третього ряду, котрий вибухає по відношенню до другого з таким же інтервалом затримання і т.д. Таким чином, почерговим вибухом рядів свердловинних зарядів виконується поетапне осушення обводненого масиву в процесі масового вибуху. Слід зазначити, що при підриванні обводнених порід за пропонованою технологією, відгін води здійснюється в процесі підривання уступів і тільки з розкритих тріщин масиву, тому заряджання обводнених свердловин здійснюється водостійкими або комбінованими ВР (вибуховими речовинами). Найкращі умови відгону води при підриванні тріщинуватих порід забезпечуються застосуванням порядних схем КУП (короткоуповільненого підривання) з прямолінійною конфігурацією фронту відбійки. В натурних умовах встановлюємо повний збіг великої осі воронки осушення масиву з системою тріщин "S", тому для забезпечення максимальних розмірів зони осушення напрямок фронту відбійки має збігатися з азимутом простягання системи розкритих тріщин. Залежно від орієнтування напрямку системи цих тріщин до лінії вибою (кут α) рекомендується застосовувати різні схеми підривання. При значеннях α = 20-660 – діагональні схеми, в інших випадках – комбіновані схеми КУП. При α = 0-200 – поперечно-діагональну, при α = 60-900 – поздовжньо-діагональну. Інтервал уповільнення між вибухами рядів зарядів ВР, що підриваються одночасно, $t_З$ вибирається, залежно від позиції створення вибухом першого ряду локальної воронки осушення масиву в зоні дроблення подальшого (другого) ряду до моменту його вибуху. Аналіз даних показує, що для найбільш поширених на кар'єрах відстанях між рядами зарядів 3-7 м і масі заряду в свердловині 150-250 кг змінюється від 50 до $150 \cdot 10^{-3}$ с.

При проведенні вимірів параметрів воронок дроблення після вибуху одиночних свердловинних зарядів ВР встановлено збільшення їх розмірів в сухих масивах по відношенню до обводнених. Тому застосування зазначеної технології виробництва БВР з урахуванням осушення масиву дозволяє розширити сітку свердловин при підриванні обводнених масивів середньоблочної будови на 12-14%, крупноблочної будови – на 16-18% і, відповідно, зменшити питомі витрати водостійких ВР.

Список літератури

1. Авторское свидетельство №1152346 (СССР Способ взрывания обводнённых пород / А.**Г. Смирнов, С.С. Козлов, Ю.А. Писарев, П.П. Бондарь**.)

УДК 622.647.2.002.5

Е.А. КАСЫМБАЕВ, магистр техники и технологии, докторант,
Казахский национальный исследовательский технический университет им. К.И. Сатпаева, Казахстан

КОНВЕЙЕРНЫЙ ТРАНСПОРТ В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

В последние годы в горной промышленности для перевозки массовых грузов сырья все большее применение находит конвейерный транспорт. Из конвейеров всех типов наибольшее распространение получили ленточные, доля которых составляет 95-97%. Широкое применение конвейерного транспорта объясняется его преимуществами перед транспортом других видов при перемещении значительных объемов грузов на небольшие расстояния. К таким преимуществам относятся: простота конструкции; поточность перемещения горной массы; надежность в работе; высокая производительность и небольшие эксплуатационные расходы; возможность перемещения горной массы под углом до 18-20°, что позволяет при подъёме горной массы из карьера сократить длину транспортирования по сравнению с железнодорожным и автомобильным транспортом соответственно в 6-8 и 3-4 раза. Кроме того, применение конвейерного транспорта позволяет повысить производительность труда и степень автоматизации производства. Внедрение конвейерного транспорта дает возможность повысить степень безопасности на транспорте.

Конвейер представляет собой бесконечную непрерывно движущуюся ленту, транспортирующую различные навалочные грузы. Лента приводится в движение силой трения между ней и приводным барабаном; опирается по всей длине на стационарные роликоопоры. В шахтах и карьерах ленточные конвейеры служат для транспортирования полезных ископаемых и породы из проходческих, вскрышных и добычных забоев по горизонтальным и наклонным выработкам внутри горных предприятий, подъёма их на поверхность и последующего перемещения к обогатительной фабрике или погрузочному пункту внешнего транспорта, а породы в отвал.

Карьерные ленточные конвейеры (по конструкции) разделяют на забойные, отвальные, передаточные и стационарные магистральные.

Основной расчёт ленточного конвейера заключается в определении ширины ленты, её наибольшего натяжения и мощности двигателей по требуемой производительности конвейера, длине и углу наклона установки. Производительность ленточного конвейера зависит в основном от ширины ленты и скорости её движения.

Кроме того, конвейерный транспорт характеризуется относительно малой энергоёмкостью, благоприятными условиями для автоматизации и централизованного управления, повышением безопасности и улучшением условий труда.

Технико-экономические показатели конвейерного транспорта определяются, в первую очередь, производительностью, а также энергоёмкостью и стоимостными характеристиками конвейерных установок. Эксплуатационная производительность конвейеров зависит от ширины ленты, скорости транспортирования, а также от коэффициента использования конвейерного транспорта в течение смены.

Применение автоматики обеспечивает плавность пуска ленточного конвейера, возможность регулирования скорости движения ленты в зависимости от величины поступающего грузопотока, автоматический контроль (ультразвуковым способом) состояния роликоопор, целостности ленты, взвешивания и регистрации количества перемещаемого на ленте груза и др.

Таким образом, при применении автоматизированного дистанционного управления снижаются трудоёмкость обслуживания, повышается безопасность и улучшается условия труда на конвейерном транспорте.

Список литературы

1. **Санакулов К.С., Шеметов П.А.** Развитие циклично-поточной технологии на основе крутонаклонных конвейеров в глубоких карьерах. Горный журнал. №8, 2011. с. 34-37.

2. **Марон Ф.П., Кузьмин А.В.** Справочник по расчетам механизмов подъемно-транспортных машин. — Минск: Высшая школа, 2004. — 269 с.

УДК 622.271

О.П. СТРІЛЕЦЬ, ст. викладач, Г.Д. ПЧОЛКІН, канд. техн. наук, проф., М.Ю. ЧОРНИЙ, студент
ДВНЗ «Національний гірничий університет», кафедра «Відкритих гірничих робіт»

ПРОГНОЗУВАННЯ ПРОДУКТИВНОСТІ ВЕЛИКОВАНТАЖНИХ АВТОСАМОСКИДІВ В ЗАЛЕЖНОСТІ ВІД ФРАКЦІЙНОГО СКЛАДУ ГІРНИЧОЇ МАСИ ТА ДОВЖИНИ ТИМЧАСОВОЇ ЧАСТИНИ АВТОДОРОГИ

Встановленно закономірності комплексного впливу гірничотехнічних умов експлуатації кар'єрних автосамоскидів на тривалість елементів транспортного циклу і продуктивність.

Ідея роботи. Оптимальне співвідношення фракційного складу гірничої маси і довжини тимчасової частини автодороги дозволить встановити оптимальне співвідношення виймально-навантажувального і транспортного обладнання та оптимізувати витрати на буровибухові, виймально-навантажувальні і транспортні операції.

У роботі досліджуються закономірності комплексного впливу гірничо-технічних умов експлуатації вантажно-транспортних комплексів: автосамоскиди CAT 793D, CAT 789C та екскаватори CAT 6060, Busyrus RH200.

Наукова новизна: встановлено закономірності впливу параметрів середнього шматка гірської маси в забої та протяжності тимчасових автодоріг на ефективність роботи вантажно-транспортних комплексів.

Виклад основного матеріалу. В умовах Єристівського родовища навантаження порід скельного розкриву і руди здійснюється електрогідравлічними екскаваторами CAT 6060 і Busyrus RH 200 з попереднім розпушуванням буропідривним способом в автосамоскиди Caterpillar 789C і Caterpillar 793D вантажопідйомністю 180 і 220 т відповідно. Бурове обладнання Pit Viper 275. Транспортно-експлуатаційні якості, як постійних, так і тимчасових доріг характеризуються певною сталістю. Розрахунок продуктивності автосамоскидів на конкретних трасах руху має враховувати довжину тимчасової частини автодороги.

Протяжність тимчасових автодоріг визначається: довжиною фронту робіт, параметрами відвалів і перевантажувальних майданчиків, швидкістю посування забою і фронту розвантаження, рівнем організації будівництва і експлуатації технологічних доріг кар'єру. Збільшення довжини тимчасової частини автодороги призводить до істотного зниження продуктивності автосамоскидів. В умовах Єристівського кар'єру при дальності транспортування 1,5 км і середньому ухилу траси 60 ‰ збільшення тимчасової частини дороги на 300 м обумовлює зниження продуктивності автосамоскиду CAT 973D на 11,2%. При дальності транспортування 3,0 км продуктивність знижується на 6,9%.

Тривалість перебування автосамоскидів в пункті навантаження в залежності від гірничотехнічних умов експлуатації становить близько 3,7-4,5 годин в зміну або до 35-40% транспортного циклу. На це значно впливає фракційний склад гірської маси Зниження продуктивності автосамоскидів найістотніше при величині середнього шматка dср> 0,6÷0,7 м для вантажно-транспортних комплексів з автосамоскидів CAT 789C, і екскаватора Busyrus RH 200 і при dср> 0,7÷0,8 м для комплексів з автосамоскидів CAT793D і екскаваторів CAT 6060.

Найбільший вплив якості дроблення гірської маси на продуктивність автосамоскидів від дальності транспортування при середньому ухилі траси 40÷60 ‰ за інших рівних умов, проявляється при відстані транспортування до 3,0÷3,5 км. Чим більше значення діаметру середнього шматка гірської маси, тим інтенсивніше змінюється "коефіцієнт впливу фракційного складу гірської маси" зі збільшенням довжини траси. Так, для умов Єристівського ГЗК найбільший вплив фракційного складу гірської маси на продуктивність автосамоскидів проявляється при середньому розмірі шматка dср>0,9 м і відстані транспортування 1,5÷2,5 км.

Висновки. Довжина тимчасової частини автодороги і кусковатість гірничої маси має істотний вплив на продуктивність автосамоскидів тому має враховуватися при плануванні і нормуванні автотранспортних робіт в кар'єрі. Вплив довжини тимчасової частини автодороги на продуктивність автосамоскида може бути оціненою коефіцієнтом впливу тимчасової дороги, величину якого слід встановлювати диференційовано в залежності від відстані транспортування і середнього ухилу траси.

УДК 622.235: 622.271

О.П. СТРІЛЕЦЬ, гірничий інженер, директор Центру з проблем підривних робіт
ДВНЗ «Національний гірничий університет»

ПРОГНОЗУВАННЯ СЕЙСМІЧНОЇ ДІЇ ВИБУХУ НА КАР'ЄРАХ БУДІВЕЛЬНОЇ СИРОВИНИ В УМОВАХ ЗМЕНШЕНОЇ САНІТАРНО-ЗАХИСНОЇ ЗОНИ

Удосконалено методику визначення сейсмодопустимих параметрів свердловинних зарядів та схем їх підривання в залежності від умов розповсюдження сейсмічних коливань ґрунту в напрямку житлових будівель та споруд, які знаходяться в межах санітарно-захисної зони.

Актуальність теми. Прогнозування величини сейсмічних коливань на стадії проектування масового вибуху дозволить локалізувати їх або направити в безпечному напрямку.

Аналіз досліджень і публікацій. Фізичні основи інженерних методів управління сейсмічною дією вибуху в гірських породах та комплекс інженерних методів управління енергією вибуху свердловинних зарядів вибухових речовин в різних гірничо-геологічних умовах проведення вибуху представлені в дослідженнях Садовського М.О., Єфремова Е.І., Кучерявого Ф.І., Мосинця В.М., Ханукаєва О.Н., Цейтліна Я.І., Пергамента В.Х., Швеця В.Ю. та ін.

На основі наукових праць Медведєва С.В., Вовка О.О., Кузьменка А.О., а також нормативної документації та законів України щодо безпеки виконання вибухових робіт та стійкості будівель і споруд в сейсмонебезпечній зоні розроблені ДСТУ 4704:2008 «Проведення промислових вибухів. Норми сейсмічної безпеки», які використовуються, як нормативний документ при проектуванні вибухових робіт на гірничих підприємствах, але вони не вказують на способи зменшення інтенсивності сейсмічних коливань для тих чи інших умов виконання вибухових робіт. Наведеними вище авторами розроблено багато способів зниження сейсмічного ефекту вибуху, однак на їх основі не розроблено єдиної методики визначення сейсмобезпечних параметрів вибухів і відстаней, а також рекомендацій для різних умов застосування при проведенні вибухових робіт. Методика розрахунку параметрів буровибухових робіт не передбачає зв'язок сейсмоефекту вибуху з якістю вибухового подрібнення гірських порід.

Мета та задачі досліджень. Встановити залежність швидкості та частоти сейсмічних коливань від умов проведення вибуху та поширення сейсмічних вибухових хвиль в напрямку будівель та споруд що підлягають збереженню. Встановити реальний коефіцієнт (К), який залежить від умов проведення вибуху та поширення сейсмічних вибухових хвиль і порівняти його з розрахунковим коефіцієнтом (К) на гранітних та вапнякових кар'єрах України.

Матеріали та результати досліджень. Формули, наведені в ДСТУ 4704:2008 не дозволяють достовірно визначити швидкість коливань ґрунту, за якою визначається інтенсивність сейсмічних коливань та можливі пошкодження будівель і споруд, під час проведення вибухів одноразового зосередженого та неодночасного висаджування груп розосереджених зарядів ВР. У формулах застосовується дуже складний коефіцієнт (К), який визначається, як добуток ряду коефіцієнтів, кожний з яких враховує один із важливих чинників.

В зв'язку з тим, що сейсмічна дія вибуху в скельному масиві є багатофакторним процесом, і його достовірно аналітично описати неможливо, поставлені задачі можуть вирішувалися експериментальним шляхом. Як показує практика багаторічних спостережень інтенсивності сейсмічних коливань при висадженні скельних гірських порід на різних кар'єрах розрахунковий коефіцієнт (К) майже ніколи не співпадає з реальним. Тому і очікуванні коливання ґрунту часто перевищують допустиму норму. Це призводить до скарг населення та неефективної роботи гірничого підприємства.

Вищезазначений коефіцієнт (К) має бути визначений за результатами проведення дослідно-промислових вибухів в конкретних гірничо-геологічних умовах кар'єру. За висновками та рекомендаціями сейсмологів необхідно коригувати параметри масових вибухів, що дозволить прогнозувати результати вибухових робіт та істотно покращить їх якість і безпеку.

Висновок. Знання закономірностей розповсюдження сейсмічної хвилі в напрямку будівель та споруд при виконання вибухових робіт дозволить коригувати параметри масового вибуху і направляти енергію на подрібнення гірських порід та зменшення сейсмічного впливу на будівлі та споруди, що охороняються.

УДК 622.075

М.Н. САНДИБЕКОВ, канд. техн. наук, доц., Satbayev University, Казахстан.
А.С. КУАНТАЙ, магистрант, Satbayev University, Казахстан.

ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ И ЭКСПЛУАТАЦИИ КОНВЕЙЕРНОГО ТРАНСПОРТА НА КАРЬЕРАХ КАЗАХСТАНА

В соответствии с Программой «Казахстан-2030», направленной на индустриализацию страны, дальнейшее развитие Казахстана должно быть тесно связано с решением проблем по комплексной механизации и автоматизации промышленного производства.

Использование в горнодобывающей отрасли ранее существующей техники и технологии не в полной мере создает условия для повышения качества и снижения себестоимости продукции, и в результате не может быть конкурентоспособной на международном рынке.

В горнорудной промышленности со второй половины XX века и по сей день перемещение горных пород на глубоких карьерах остается одной из главных проблем. По-видимому, она сохранится и в первые два десятка лет этого столетия. Негативными тенденциями развития системы перемещения горных пород являются: удорожание доставки горных пород из карьера на обогатительную фабрику и отвалы, выбросы пыли и токсичных компонентов отработанных газов в окружающую среду, которые вызваны увеличением глубины карьеров и объемов выемки вскрышных пород. Дальнейшее развитие горнодобывающей промышленности, направленное на повышение производительности труда за счет технического перевооружения предприятий на базе новой высокопроизводительной техники и внедрения передовой технологии горных работ. Этим требованиям в полной мере отвечает конвейерный транспорт, который позволяет достичь высоких технико-экономических показателей работы карьера и тем самым повысить конкурентоспособность добываемой руды на мировом рынке

Опыт эксплуатации конвейеров подтверждает главные достоинства конвейерного транспорта – высокий уровень производительности труда, достигаемый путём автоматизации работы оборудования, возможность транспортирования груза на большие расстояния и низкие производственные затраты, большие углы подъёма горной массы и др. По данным зарубежных источников, применение конвейерного транспорта обеспечивает значительное снижение расходов на энергоносители (на 65-70%) и еще более впечатляющее повышение производительности труда (затраты на рабочую силу уменьшаются на 80-93%). Конвейер является одним из основных средств непрерывного участкового и магистрального транспорта на глубоких карьерах, разрезах и рудниках. Конвейерная транспортировка горной массы постоянно возрастает в связи с ростом грузопотоков и расстояний транспортирования, что привело к необходимости создания высокопроизводительных видов конвейера с большой длиной и мощностью в одном ставе.

Достаточно высокие капитальные затраты на приобретение конвейеров компенсируются низкими эксплуатационными расходами. Так как снижение расстояния перевозки горной массы автосамосвалами до минимума положительно решает проблемы рентабельности карьерного пространства и экономии дефицитных горюче-смазочных материалов.

Оценка целесообразности применения и эксплуатации конвейерного транспорта на ряде карьеров Казахстана выдвинула новые технологические задачи по взаимному увязыванию сосредоточения основных объемов выемки горной массы и оптимальной глубины заложения конвейерных подъемников с различными углами наклона и возможности отказа от дорогостоящего и не всегда оправданного по физико-механическим свойствам первичного дробления горных пород.

Список литературы

1. **Кармаев Г.Д.,** Выбор горнотранспортного оборудования циклично-поточной технологии карьеров, Ин-т горного дела, Уральское отд-ние, Российская акад. наук

2. **Яковлев В.Л., Құлнияз С.С., Кармаев Г.Д.**, Үзілмелі-толассыз технологияның қолдану тәжірибесін талдау/ Горный журнал Казахстана №7, 201г. 28-31с

3. Suprun V., Pastikhin D., Radchenko S., Agafonov Y., Problems and Prospects of Cyclic-and-Continuous Technology in Development of Large Ore-and Coalfields, Proceedings of the 12th International Symposium Continuous Surface Mining - Aachen 2014

УДК 622. 075

А.Е. КУТТЫБАЕВ, канд. техн. наук, Д.К. ОРЫНТАЕВ, магистрант,
Satbayev University, Казахстан

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В ОТВАЛЬНЫХ МАССИВАХ НА ПОЛОГО-НАКЛОННОМ ОСНОВАНИИ

Использование выработанного пространства для размещения отвалов вскрышных пород представляет собой прогрессивное технологическое решение, которое влечет за собой существенное улучшение технико-экономических показателей деятельности горнодобывающего предприятия.

Во-первых, исключается необходимость транспортировки пород во внешние отвалы, что приводит к существенной экономии. Во-вторых, решается важная экологическая проблема, из-за сокращения внешнего отвалообразования и уменьшением занимаемых отвалами территорий. В-третьих, внутренний отвал может выполнять роль контрфорса – пригрузки борта карьера в нижней его части, что позволит увеличить проектные углы наклона и сократить объемы вскрышных работ.

С другой стороны, деформации внутренних отвалов представляют наибольшую опасность, так как могут повлечь за собой серьезные нарушения режима горных работ и их безопасности.

Применение современных информационных систем и технологий не обходит стороной и горное производство, поэтому необходимым является владение прикладными компьютерными программами, геоинформационными системами, системами компьютерного моделирования. Одним из объектов исследований в горном деле является породный массив с капитальными, подготовительными и очистными выработками. Спецификой их изучения является большая продолжительность исследований во времени, значительные размеры объектов, недоступность непосредственного изучения традиционными методами и средствами. Для проведения исследований в натурных условиях требуются значительные затраты, а иногда осуществить желаемый эксперимент или наблюдение технически очень сложно, опасно или принципиально невозможно.

Объектом исследования является технология формирования внутренних отвалов на полого-наклонном основании угольных карьеров Казахстана. Математическое моделирование их устойчивости выполнено с помощью программы конечно-элементного анализа Phase2. В процессе моделирования высоты первого отвального яруса при углах наклона его основания до 15-20º установлены следующие его параметры. При отсыпке его под углом естественного откоса на ангидриды постоянная высота первого яруса не должна превышать 36 м. Далее следует оставлять берму шириной 43 м и отсыпать второй ярус под углом естественного откоса на высоту 32 м. Общая высота внутреннего отвала на таком основании может достигать 120-140 м. Однако отсыпать третий и последующие ярусы следует после полной консолидации пород на первых двух ярусах. В процессе исследований установлено, что период консолидации зависит от времени года, но разброс его значений в холодный и теплый период времени относительно не велик.

На исследованных карьерах отвалообразование осуществляется с использованием автомобильного и железнодорожного транспорта. Для повышения устойчивости внутренних отвалов на полого-наклонном основании рекомендовано первичный двухярусный отвал формировать из более прочных пород нижней части вскрышной зоны с использованием автомобильного транспорта, а вторичный также двухярусный отвал отсыпать из вскрышных вмещающих пород верхней части вскрышной зоны с использованием железнодорожного транспорта. При этом наносы передовых уступов вывозить на внешние отвалы через опережающие вскрывающие выработки.

Список литературы

1. **Ракишев Б.Р., Молдабаев С.К., Саменов Г.К., Шашенко А.Н., Ковров А.С.** Анализ критериев прочности применительно к оценке устойчивости бортов карьеров и отвалов/ Вестник НАН РК 2013 г. № 5

2. **Имашев А.Ж., Бахтыбаев Н.Б., Тилеухан Н.** Численное моделирование геомеханических процессов с помощью программы «Phase 2»/ Горный журнал Казахстана №7, 2013 г. 10-13с

УДК 622.271:622.7.012

С.А. ЛУЦЕНКО, канд. техн. наук, доц.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет».

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА ПРИ УСТАНОВЛЕННОМ РЕЖИМЕ ГОРНЫХ РАБОТ

При проектировании карьеров большое внимание уделяется установлению производительности по полезному ископаемому. Этот фактор значительно влияет на все основные технико-экономические показатели разработки месторождения: себестоимость добычи и удельные капитальные затраты, время отработки месторождения и соответственно получения полезных ископаемых и прибыль от их реализации и т.д.

Значительное влияние на производительность карьера по руде оказывает направление развития горных работ.

В процессе работы карьера направление развития горных работ может неоднократно меняться, и соответственно будет меняться производительность.

Таким образом, максимально возможная производственная мощность карьера по руде может быть обоснована лишь после установления особенностей формирования его рабочего пространства, вытекающего из характера залегания рудного тела и интенсивности ведения горных работ на различных участках рабочей зоны.

Выполнен анализ существующих исследований в области определения производительности карьеров по руде в случае разработки крутопадающих месторождений предполагающей переменное направление углубки. Существующие методики определения производительности карьера по руде при заданном направлении развития горных работ не учитывают различную интенсивность отработки отдельных участков рабочей зоны карьера, в случае разработки крутопадающих месторождений сложной конфигурации предполагающей переменное направление углубки, а также взаимосвязь параметров системы разработки, обеспечивающих в карьере нормативный запас руды.

Установлено, что производительность карьера по руде необходимо определять, исходя из интенсивности отработки отдельных участков рабочей зоны карьера, которая соответствует установленному порядку отработки уступов при заданном направлении развития горных работ. При этом необходимо учитывать взаимосвязь параметров системы разработки, обеспечивающих в карьере нормативный запас руды, а также динамику длины активного фронта горных работ в течении периода подготовки каждого вскрываемого горизонта.

Для определения максимально возможной производительности карьера по руде при изменении направления развития горных работ необходимо определить производительность, которую может обеспечить каждый участок рабочей зоны, характеризующиеся различной скоростью горизонтального подвигания, по мере углубки дна карьера в соответствии с вариантом развития горных работ. При этом основными показателями, определяющими производительность карьера по руде при заданном направлении развития горных работ, является количество участков рабочей зоны карьера, характеризующиеся различной скоростью горизонтального подвигания, длиной активного фронта горных работ, а также величиной горизонтального подвигания.

Отличительной особенностью разработанной методики является четкое соблюдение выбранного режима горных работ, которое реализуется условием: при *j*-й углубке дна карьера, фронта горных работ *i*-х участков должны в горизонтальном направлении одновременно подойти к линии, характеризующей выбранное развитие горных работ.

Разработана методика определения производительности карьера по руде для различных вариантов развития горных работ с учетом порядка и интенсивности отработки различных участков рабочей зоны карьера, которая позволяет учитывать взаимосвязь параметров системы разработки, обеспечивающих в карьере нормативный запас руды, а также динамику длины активного фронта горных работ в течении периода подготовки каждого вскрываемого горизонта.

УДК 622.271

В.А. АЗАРЯН, канд. техн. наук, доц., С.О. ЖУКОВ, д-р техн. наук, проф.,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

РОЗРОБКА Й ОБГРУНТУВАННЯ КРИТЕРІЮ, ВРАХОВУЮЧОГО ПРИ ДОРОБЦІ ЕАР'ЄРУ СПІВВІДНОШЕННЯ ВИТРАТ НА УТРИМАННЯ ВЛАСНОЇ РЗФ ГЗК І ПРИБУТКУ ВІД РЕАЛІЗАЦІЇ ЗБАГАЧЕНОЇ ПРОДУКЦІЇ

Аналіз проектів подальшого розвитку гірничо-збагачувальних комбінатів України свідчить про те, що більшість з них з проектною продуктивністю пропрацюють ще 15-20 років, після чого вона почне планомірно знижуватися: або в міру доопрацювання продуктивних покладів руд, або – граничних за проектною глибиною горизонтів кар'єрів.

При цьому неминуче виникає проблема відповідного зниження завантаження збагачувальних фабрик та інших основних фондів пропорційно падінню видобутку руд.

Техніко-економічні розрахунки свідчать про те, що відповідне зазначеному послідовне виведення збагачувальних секцій рудозбагачувальних фабрик (РЗФ) ГЗКів є неминучою реальністю за даної тенденції.

І тут виникає надзвичайно серйозна, майже не досліджена на сьогоднішній день, а тому й багато в чому несподівана проблема, головна суть якої полягає в тому, що збагачувальний процес, хоч і реалізується сукупністю збагачувальних секцій, які з точки зору управління є дискретними технологічними одиницями, але відбувається він усе ж таки в РЗФ – системі, яка є єдиним середовищем, що включає в себе не тільки підсистеми – збагачувальні секції, але й загальносистемні.

Тому масштабно незмінні складові (будівлі та споруди, спільні дробильно-сортувальні й інші технологічні комплекси, єдині транспортні та складські системи, енергетичні й інженерні мережі, загальні основні фонди та ресурси, наскрізну інфраструктуру, систему забезпечення, управління, логістики тощо).

Тому РЗФ є утворенням суцільно інтегрованим, надзвичайно складним функціонально та громіздким структурно, а головне – цілеспрямовано розрахованим виключно на повний масштаб об'єкта, як проектно, так і програмно.

Саме тому РЗФ як система не тільки не має адаптаційної гнучкості щодо масштабної варіабельності активної чисельності її дискретних одиниць – збагачувальних секцій, а навпаки – вона са́ме проектно і програмно максимально захищена щодо будь-яких відхилень від проектних показників, внаслідок чого, скорочуючи кількість працюючих секцій, гірничо-збагачувальний комбінат не має можливості пропорційно скорочувати витрати на утримання РЗФ, а тому несе їх у повному масштабі.

Зважаючи на зазначене, авторами було запропоновано і досліджено як варіант вирішення даної проблеми почергове закриття збагачувальних фабрик на ГЗК, продуктивність яких знижується в групі комбінатів до критичного значення, що визначається розробленим критерієм, суть якого полягає в співвідношенні витрат на утримання власної РЗФ ГЗК і прибутку від реалізації збагаченої продукції.

А після зниження рентабельності збагачення руд до мінімального рівня (з урахуванням необхідності витрат на повномасштабне утримання РЗФ) закриття РЗФ стає неминучим і критерій оцінки ефективності функціонування ГЗК зводиться до співставлення витрат на видобуток товарної руди і прибутку від її реалізації як уже кінцевої продукції.

При цьому виділяються два етапи виведення РЗФ: 1-й – робота фабрики з продуктивністю, що знижується, і відповідним почерговим виведенням, демонтажем і реалізацією тієї частини обладнання, яке перестає завантажуватися внаслідок цього зниження; 2-й – демонтаж і реалізація устаткування, конструкцій і матеріалів після повної зупинки фабрики.

Безумовно, розпродаж демонтованих а також цілісних основних фондів, виведених з експлуатації, відображається на фінансових показниках ГЗК у цілому.

Але умовно можна співвіднести такий грошовий рух із собівартістю продукції в дані періоди – виключно для оціночної мотивації управлінських рішень.

УДК 622.271.33

С.А. ЛУЦЕНКО, канд. техн. наук, доц., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

К ВОПРОСУ ОБОСНОВАНИЯ ВЗАИМОСВЯЗИ ШИРИНЫ РАБОЧЕЙ ПЛОЩАДКИ И ДЛИНЫ ФРОНТА ГОРНЫХ РАБОТ

В современных экономических условиях, особенно на месторождениях с большими запасами, наибольший экономический эффект достигается при производственной мощности карьера, максимально возможной по горнотехническим факторам и условиям сбыта продукции.

Поэтому 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 планомерность, ритмичность и надежность выполнения вскрышных и добычных работ.

При этом большое значение имеет выбор таких элементов, как ширина рабочих площадок и протяженность активного фронта горных работ.

Выполнен анализ исследований в области определения производственной мощности карьера и запасов руды, готовых к выемке. Показано, что существующие методы определения производительности карьера по горным возможностям учитывают только длину активного фронта горных работ, при этом ширина рабочей площадки и ее влияние на длину фронта горных работ не учитывается.

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

Наряду с этим при увеличении ширины рабочей площадки уменьшается количество рабочих уступов в пределах залежи, что приводит к снижению длины активного фронта горных работ. Это говорит о том, что между шириной рабочей площадки, обеспечивающей нормативный запас руды готовый к выемке и длиной активного фронта горных работ существует взаимосвязь.

На примере условного карьера показано влияние ширины рабочей площадки, на длину активного фронта горных работ, а также на величину запаса руды готового к выемке. Обосновано, что при определении производительности карьера по руде длина активного фронта горных работ и ширина рабочей площадки должны учитываться не обособленно, а с учетом их взаимосвязи.

Исследование взаимосвязи ширины рабочей площадки и длины фронта горных работ, с помощью графических методов горно-геометрического анализа карьерного поля показали, что при увеличении ширины рабочей площадки длина активного фронта горных работ уменьшается, а запас руды готовый к выемке увеличивается. Запас увеличивается не постоянно, а имеет максимальное значение, после чего снижается. При этом в каждом случае в работу вовлекается вся рабочая зона карьера, т.е. для каждого варианта ширины рабочей площадки длина борта карьера вовлекаемого в работу была неизменной.

Максимального значения запас руды готовый к выемке достигает при оптимальных значениях параметров системы разработки. При минимальном значении нормальной ширины рабочей площадки и максимальном значении длины фронта горных работ обеспечивается минимальное значение готового к выемке запаса руды. Поэтому очевидно, что существует зависимость длины фронта горных работ от ширины рабочей площадки, которую необходимо учитывать при определении производительности карьера по руде.

Установлено, что при определении максимально возможной по горнотехническим условиям производительности карьера по руде необходимо учитывать нормативный запас руды готовый к выемке, который определяется шириной рабочей площадки и длиной активного фронта горных работ с учетом их взаимосвязи. Поэтому при определении производительности карьера по руде необходимо учитывать ее зависимость от ширины рабочей площадки и длины фронта горных работ, обеспечивающих нормативный запас руды готовый к выемке.

УДК 622.271.33

С.А. ЛУЦЕНКО, канд. техн. наук, доц., ГВУЗ «Криворожский национальный университет».

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРИ КОНЦЕНТРАЦИИ ГОРНЫХ РАБОТ

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 горных работ.

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. Так, при большой длине фронта 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.

Уменьшением длины фронта горных работ, за счет концентрации их на отдельных участках карьера, достигается снижение себестоимости добычи полезного ископаемого. 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.

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, 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.

В работе выделены основные факторы, влияющие на изменение длины активного фронта горных работ и которые необходимо учитывать при определении параметров системы разработки.

Установлено, что 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.

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.

Исследование изменения длины активного фронта горных работ при увеличении ширины рабочей площадки, с помощью графических методов горно-геометрического анализа карьерного поля, позволили 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.

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.

УДК 658.38:621.1

К.В. ЛОСЬЕВ, ассистент, ГВУЗ «Криворожский национальный університет»

ВЛИЯНИЕ ПРОФИЛАКТИЧЕСКИХ РЕМОНТНЫХ РАБОТ НА СНИЖЕНИЕ ЗАБОЛЕВАЕМОСТИ РАБОТНИКОВ ТЭЦ ГОК

В Украине сегодня на предприятиях теплопоснабжения всех форм собственности и ведомственного подчинения эксплуатируется больше 27 тысяч котельных, техническое состояние которых в большинстве случаев является неудовлетворительным. Из 65 тысяч установленых котлов 25% эксплуатируется более 20 лет. Значительное количество действующих котлов являются устаревшими и малоэффективными с КПД ниже 82%. Не отвечает требованиям технической эксплуатации 5,5 тыс. км тепловых сетей, 15% тепловых сетей находятся в аварийном состоянии. Потери тепловой энергии предприятий теплоснабжения за год составляют более 13 млн. Гкал. Это 12% от всей отпущенной тепловой энергии, что эквивалентно расходу 2,5 млрд $м^3$ природного газа, при этом потери связаны и с аварийными работами.

Одними из методов сокращения объема аварийных ремонтных работ являются заблаговременное выявление аварийных участков теплотрасс и профилактические ремонтные работы теплогенерирующего оборудования. Несвоевременное выполнение этих работ увеличивает материальные и трудовые затраты, особенно в осенне-зимний период (работа в холодную и сырую погоду с мерзлым грунтом). Сокращение объема аварийных ремонтных работ позволит улучшить организацию работ по ликвидации аварийных участков, сократит их количество, что в свою очередь уменьшит заболеваемость работников и повысит безопасность труда, особенно в осенне-зимний период. Именно в отопительный период года производится максимальное количество аварийных ремонтных работ. Ремонтные работы, проводимые по восстановлению теплопроводов, связаны с метеорологическими условиями и временем нахождения робочих на аварийных ремонтных работах. Обслуживающий персонал, производящий ремонтные работы, находится на открытом пространстве и подвергается воздействию метеоусловий: средняя температура в холодный период года составляет (-8,5 ºС), в это холодное время года преобладают ветры Северного и Северо-Восточного направлений, скорость которых достигает 15-22 м/с. Рабочие переохлаждаются и следствием переохлаждения являются различного рода заболевания. В табл.1 приведено количество заболевших трудящихся предприятий КПТМ «Криворіжтепломережа» и ПАТ «Криворізька теплоцентраль» по месяцам года за период 2003-2005 гг.

Таблица 1

Период	январь	февраль	март	апрель	май	июнь	июль	август	сентябрь	октябрь	ноябрь	декабрь
2003	122	147	178	115	111	72	148	77	131	142	102	121
2004	84	101	53	71	31	31	31	22	72	49	76	98
2005	51	84	147	76	55	53	56	57	65	81	67	130

Из вышеприведенного можно сделать вывод о том, что для уменьшения количества заболеваний трудящихся необходимо ремонтные работы осуществлять в теплый период года, а также сократить количество порывов на теплосетях до минимального процента, разработав соответствующие мероприятия по улучшению эксплуатации и ремонтов теплопроводов.

Одним из методов сокращения объема ремонтных работ является профилактика эксплуатации, заблаговременное выявление количества аварийных участков теплотрассы.

Эти условия могут вызывать возрастание материальных и трудовых затрат, особенно это сказывается в осенне-зимний период (работа в холодную и сырую погоду с мерзлым грунтом).

Выполнение мероприятий по улучшению производства организационных работ по ликвидации потенциальных аварийных участков теплотрасс позволит снизить количество аварийных работ, что в свою очередь уменьшит заболеваемость работников и повысит безопасность труда, особенно в осенне-зимний период.

Список литературы

1. **Голышев А.М., Лосьев К. В.** Определение степени травмоопасности основных видов ремонтных и эксплуатационных работ на предприятиях теплоснабжения, Вестник Криворожского технического университета, 2007.

2. www.misto.esco.co.ua/best_practice/art50.htm

UDC 553.04

SLOBODYANYUK ROMAN, University of Liege, BELGIUM
KUCHER OLENA, Ivan Franko National University of Lviv, UKRAINE

LEGAL ISSUES OF SUBSOIL USAGE IN UKRAINE

The current Ukrainian legislation (Mining Law of Ukraine, the Subsoil Code of Ukraine) states the need of licensing of activities to use the subsoil. Licensing is a unified procedure for granting special permits (licenses) for the use of a subsoil plot for mining purposes. The special permits for the subsoil use within the boundaries of specific plots are granted to enterprises or citizens who have an appropriate qualification, material, technical and economic opportunities for subsoil usage. The special permits for the use of subsoil are granted by the state, as a rule, on a competitive basis in the way established by the Cabinet of Ministers of Ukraine. The provision of special permits for the use of subsoil is carried out after preliminary agreement with the relevant Council of People's Deputies on the allocation of land for the noted needs.

This feature of the legislation means that, on the one hand, the subsoils of the state are divided from the parts of the earth's surface where their exploitation takes place. And on the other hand, we can see that it is impossible to create and implement a rational strategy for the development of Ukraine's natural resources with such an artificial gap in the state`s accounting of deposits and areas of the earth's surface that are necessary for the placement of open pit and underground mines, their main and supporting facilities [1-3].

There are known several examples in Ukraine, when the peculiarities of the national regulation of subsoil have led to the failure of projects aimed at the creation of new mining enterprises with the attraction of foreign investors. The investor's special permission to use the subsoil does not protect him from litigation for land and environmental issues, and claims from state bodies and public organizations on certain issues related to the construction of a new mining enterprise. Together, these circumstances are reflected on the terms of investment return and the economic performance of the mining enterprise.

Foreign investment in the mining sector of Ukraine is affected by the following problems:

limitations in the legal and state regulation of the country's mining complex development;

imperfect state raw materials policy: lack of free access to geological information about deposits, absence of computer models of developed and promising deposits with technical, economic and environmental assessment of alternative options for their development in the geological fund of the country;

lack of a unified state approach to the reservation and simplification of procedures of the land plots, where the deposits are located.

There is an urgent need to amend the Ukrainian legislative base concerning the procedure of transferring the land where the strategic mineral deposits are located into the government reserve.

Analysis of information on the location of deposits will lead to an update in development plans of the territories, settlements, transport and energy infrastructure.

Many better methods of managing the use of subsoil, which protect the interests of investors and the population living in the mining area, are known in the world practice [4]. It will be rational if the concept of "special permit (license) for the use of a subsoil land" will include not only the declaration of the right to perform such activity, but also guarantee the provision of the necessary land plot in conjunction with the preliminary environmental harmonization of the planned activities feasibility.

List of References

1. **Сухоруков А.І.** Особливості інституціоналізації сфери надрокористування в Україні // Стратегічні пріоритети. – 2009. – № 1(10). – С. 151–158.

2. **Гошовський С.В.** Мінерально-сировинна стратегія Європейського Союзу. Концептуальні засади // Стратегічні пріоритети. − 2008. − № 1 (6). − С. 74−81.

3. **Матюха В.В.** Проблеми просторового розвитку в сфері надрокористування / В.В. Матюха // Механізм регулювання економіки. — 2010. — № 1. — С. 113-122.

4. **Клюкин Б.Д.** Горные отношения в странах Западной Европы и Америки /Б.Д. Клюкин // М.:Городец, 2000. – 442

УДК 622.331

В.А. СТРІХА, канд. техн. наук, доц., Д.В. ДОВБЕНЮК, студент, І.І. КИРИЧИК, студенти
Національний університет водного господарства та природокористування, (м. Рівне)

АНАЛІЗ ЗМІНИ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПОКАЗНИКІВ ПРИ РОЗРОБЦІ ТОРФОВИХ РОДОВИЩ НА ПРИКЛАДІ ДЕРЖАВНОГО ПІДПРИЄМСТВА «ВОЛИНЬТОРФ»

Одним з аспектів енергозбереження і підвищення рівня енергетичної безпеки держави є заміна дорогих імпортних енергоносіїв більш дешевими вітчизняними. І хоча торф, геологічно наймолодша ланка в ланцюгу каустобіолітів «торф – буре вугілля – кам'яне вугілля – антрацит», має найнижчий рівень карбонізації і, відповідно, найменше значення теплоти згорання, поверхневе розташування торфових родовищ та порівняно невеликі витрати на організацію і ведення видобувних робіт роблять цю корисну копалину потенційно ефективним засобом енергозбереження.

Україна – найпівденніша країна Європи, в якій торфові ресурси ще мають промислове значення. Геологічні запаси торфу в ній оцінюються в 2,171 млрд т, балансові – близько 936,1 млн т, що робить торф реальним резервом покращення паливно-енергетичного балансу України.

Попит на торфову продукцію підтверджується показниками роботи підприємствами – учасниками Державного концерну «Укрторф». За останні десять років рівень видобутку торфу коливався межах 420, - 521,1 тис. т, мало змінюючись до 2013 року. І лише за останні роки намітилась тенденція росту видобування торфу, що обумовлено збільшенням споживання паливного торфу. За підсумками сезону 2016 р. підприємствами – учасниками Державного концерну Укрторф досягнуто нового рекордного за всі часи його існування (2007-2016 рр.) показника видобутку торфу, який склав 560,9 тис. т сировини.

Домінуючим в Україні є фрезерний спосіб видобування торфу, який характеризується наступними технологічними показниками: тривалість сезону видобутку; тривалість технологічного циклу; кількість циклів за сезон; цикловий збір; сезонний збір. Комплексним технологічним показником є сезонний збір, який поєднує всі інші технологічні показники.

Тривалість сезону видобутку фрезерного торфу, а також його початок і закінчення залежать від географічного розташування торфових підприємств та метеорологічних умов сезону. Технологічний процес відбувається, якщо середньодобова температура 10ºС і вище.

Тривалість технологічного циклу встановлюється таким чином, щоб якнайповніше використати погодні умови сезону для сушіння торфу.

Середня кількість циклів за сезон залежить від їх тривалості та кліматичних умов регіону, визначається за багаторічними метеорологічними показниками.

Тривалість сезону видобування залежить від термінів початку та закінчення сезону видобування. Планові значення термінів початку та закінчення сезону для України становлять відповідно 10 травня і 15 вересня, а тривалість сезону 129 днів. Тобто всі технологічні показники пов'язані між собою температурою повітря навколишнього середовища.

Реально терміни початку і закінчення сезону відрізняються від планових значень, що в кінцевому випадку впливає на величину сезонного збору. Так при плановій величині сезонного збору по підприємству «Волиньторф» 591,2 т/га. Фактичне значення (т/га) за 5 років склало: 2012-807; 2013-867; 2014-798; 2015-961; 2016-1106. Перевиконання планового значення (%) по роках становить: 2012-136; 2013-147;2014-135;2015-163;2016-187. Таким чином відбувається перевиконання планових показників на 35-87 %. Це призводить до ускладнення розрахунків розмірів виробничих площ, кількості обладнання та машиністів технологічного обладнання. Необхідно визначити найближчу до ДП «Волиньторф» метеорологічну станцію. Воно розташоване в Маневицькому районі Волинської області тому обираємо метеорологічну станцію смт. Маневичі. Необхідно отримати реальні дані по середньодобовій температурі за останні 50-60 років і визначити наступні планові технологічні показники: тривалість сезону видобутку; кількість циклів за сезон; сезонний збір.

УДК 622.27.3

В. К. СЛОБОДЯНЮК, канд. техн. наук, доц., Криворожский национальный университет

КЛАССИФИКАЦИЯ СХЕМ ВСКРЫТИЯ ПО ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ ОСОБЕННОСТЯМ ПЕРЕГРУЗОЧНЫХ ПУНКТОВ КОМБИНИРОВАННОГО ТРАНСПОРТА

В теории проектирования не нашла должного отражения оценка влияния положения в карьерном пространстве элементов схемы вскрытия на динамику развития горных работ и производительность карьера по руде. С увеличением глубины карьеров и более глубоким размещением в карьере перегрузочных пунктов такое влияние становится все более значительным, часто существенно уменьшающим эффективность капитальных затрат на реконструкцию транспортной схемы карьера. У данной проблемы есть определенные различия в зависимости от вида комбинированного транспорта.

Особенностью схем вскрытия с использованием автомобильно-конвейерного транспорта на железорудных карьерах Украины является использование стационарных перегрузочных пунктов на базе дробилок крупного дробления. Это решение продолжает быть эффективным только на карьерах, разрабатывающих синклинальные месторождения при возможности формирования нерабочего борта по шарниру складки. В этом случае на нерабочем (временно нерабочем) борту карьера эксплуатируются и по мере углубки карьера периодически сооружаются новые стационарные перегрузочные пункты, которые характеризуются относительно небольшим объемом зацеличенной руды. При использовании стационарных перегрузочных пунктов на карьерах, на которых не удается увязать расположение конвейерных линий (подземных или открытых) с благоприятным положением нерабочего борта карьера, с каждой реконструкцией негативное влияние рудных целиков на производственную мощность карьера будет возрастать.

Наиболее очевидной альтернативой использованию стационарных перегрузочных пунктов является применение перегрузочных пунктов, оборудованных полустационарными (полумобильными) дробильными установками. В данном случае неотъемлемым и отличительным элементом системы вскрывающих выработок будет являться подземная горная выработка (штольня), примыкающая к выработанному пространству карьера и погашаемая по мере развития горных работ. При использовании данного варианта вскрытия эффективность транспортной схемы будет зависеть от конструктивных особенностей нестационарных перегрузочных пунктов, располагаемых в рабочей зоне карьера, и от конструктивных особенностей погашаемых горных выработок и конвейеров, расположенных в них.

При увеличении глубины производства горных работ на ряде железорудных карьеров столкнулись с проблемой сдерживания развития горных работ экскаваторными перегрузочными пунктами автомобильно-железнодорожного транспорта. В отличие от перегрузочных пунктов автомобильно-конвейерного транспорта, перегрузочные пункты автомобильно-железнодорожного транспорта занимают существенно большие участки бортов карьера. Конструктивные особенности склада горной массы, техника и технология горных работ на экскаваторном перегрузочном пункте оказывают главное влияние на замораживание горных работ на вышележащем и на нижележащих уступах карьера. В основном на железорудных карьерах перегрузочный пункт сооружается в виде насыпи, примыкающей к откосу вышележащего уступа. Перегрузочный пункт такой конструкции является стационарным, для возобновления горных работ на участке его расположения перегрузочный пункт необходимо разрушить и после выполнения запланированного объема горных работ построить заново. Таких недостатков лишен перегрузочный пункт со складом горной массы, не примыкающим к откосу вышележащего уступа. В этом случае склад горной массы не создает препятствий для отработки вышележащего уступа, после которой склад смещается, освобождая площадку для отработки нижележащего уступа.

При использовании мехлопаты перегрузочный пункт такой конструкции будет слишком широким для использования в карьере, но при использовании обратных гидравлических лопат с размещением горной массы в приемной траншее параметры склада делают возможным его размещение в глубоком карьере. Применение скользящих перегрузочных пунктов позволит сохранить и расширить область использования автомобильно-железнодорожного транспорта.

УДК 622.271.

І.В. БАРАНОВ, канд. техн. наук, ст. викладач, Є.М. ШВЕЦЬ, канд. техн. наук, доц.,
С.О. ФЕДОРЕНКО, ст. викладач, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВИЗНАЧЕННЯ ОПТИМАЛЬНОГО СПІВВІДНОШЕННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ РІЗНОВИДІВ РУДИ У ТРАНСПОРТНИХ ВАНТАЖОПОТОКАХ

В умовах жорсткої конкуренції на ринках залізорудної сировини та металургійної продукції, зняти назрілі економічні проблеми гірничо-металургійного комплексу можливо лише шляхом підвищення якості та зниження собівартості товарної продукції. Крім цього на кар'єрах Кривбасу існує ряд проблем гірничо-технологічного характеру: значна глибина розробки з великими розмірами кар'єрів у плані; зменшення ширини робочих майданчиків; ускладнення транспортних схем і зниження якості руди, що видобувається.

Одним зі шляхів підвищення ефективності видобутку та переробки залізорудної сировини є формування транспортних вантажопотоків різних різновидів руди у кар'єрі та визначення оптимального співвідношення цих різновидів у вантажопотоках, яке б забезпечило в остаточному підсумку одержання максимального прибутку від виробництва концентрату. Такий підхід дозволить формувати необхідну шихту для ефективної роботи збагачувальних фабрик і забезпечить необхідне збільшення виходу та змісту заліза в концентраті.

Для визначення оптимального співвідношення різновидів руди у вантажопотоках на збагачувальні фабрики Інгулецького гірничо-збагачувального комбінату (ГЗК), використана економіко-математична модель вантажопотоків технологічних різновидів руди, придатна в принципі для всіх ГЗК Кривбасу. Цільовою функцією моделі є максимум прибутку від виробництва концентрату залежно від безлічі гірничо-геологічних і техніко-економічних факторів. Основні обмеження моделі: пропускна здатність підземних трактів; пропускна здатність збагачувальних секцій; планований вміст $Fe_{маг}$ у сирій руді; можливість часткового «перекидання» руди між конвеєрними трактами.

Первісний пошук варіантів рішення виконувався за критеріями мінімуму вантажообігу руди в кар'єрі (кращий варіант для кар'єру) і максимуму прибутку, який одержується на дробильно-збагачувальному комплексі (кращий варіант для дробильно-збагачувального комплексу (ДЗК)). Проведені розрахунки для всіх розглянутих варіантів формування співвідношення різновидів у потоках показують, що оптимізація по мінімуму вантажообігу руди у кар'єрі та по максимуму прибутку від ДЗК у своїх областях рішення мають оптимальні варіанти. Однак вплив вимог кар'єру та фабрик на вибір оптимальної шихти носить суперечливий характер. При кращому варіанті роботи кар'єру відстань транспортування різновидів руд становить 1,85 км, але отримане при цьому співвідношення різновидів руди не повною мірою відповідає вимогам для її переділу, що веде до погіршення показників роботи фабрик. При кращому варіанті для ДЗК у кар'єрі формується шихта, що забезпечує необхідне збільшення виходу та змісту заліза в концентраті, але відстань транспортування у кар'єрі збільшується до 2,1÷2,47 км, а витрати на транспортування – на 20-35 %.

Це свідчить про те, що при оптимізації за умовами роботи кар'єру або ДЗК, немає оптимального співвідношення різновидів руди, яке одночасно б відповідало ефективній роботі кар'єру та ДЗК. У цьому випадку необхідна оптимізація за комплексним критерієм, яким є максимум прибутку від виробництва концентрату з урахуванням витрат на транспортування руди в кар'єрі. Для всіх розглянутих умов роботи ДЗК з урахуванням витрат на транспортування руди в кар'єрі відповідно змінюється співвідношення різновидів руди, область зміни відстані перевезень перебуває в межах 1,85÷1,94 км, а витрати на автотранспорт при такій оцінці знижуються на 15-26 % у порівнянні із кращим варіантом для ДОК. Вихід концентрату збільшується з 35,95 % до 36,26 %, а вміст заліза у концентраті – з 64,3 % до 64,37 %.

Проведене економіко-математичне моделювання вантажопотоків дозволяє в кожному конкретному випадку визначити показники роботи ланок ланцюга «Кар'єр – ДОК» і відображає свій відмітний оптимальний план перерозподілу різновидів руди та їх співвідношення, у взаємозв'язку з відстанню транспортування.

Застосування розробленої моделі при плануванні гірничих робіт дозволить підвищити ефективність шихтовки технологічних різновидів руди для збагачувального переділу.

UDC 622.516

Dr. M.L. NEBBAR, C. FARSI, A. LAKHAL**,** Université de M'sila, ALGERIE
Dr. S. JOUKOV, Université Nationale de Krivoï Rog. Ukraine

PARTICULARITÉ D'ECOULEMENT CRITIQUE DANS UN CANAL DE FORME EN U DANS LES ZONES DE TRAVAUX MINIERS À CIEL OUVERT

Plusieurs types d'ouvrages peuvent servir à transporter l'eau, soit dans le milieu urbain ou dans le milieu rural, ainsi que dans les zones des travaux miniers à ciel ouvert.

C'est pour cette raison, que tous les canaux doivent être soigneusement conçus de façon à avoir la *capacité de débit* requise. Or, la conception d'un canal repose sur l'application de formules mettant en rapport sa capacité de débit, son *profil*, sa pente ou *perte de charge* effective et la *rugosité* de ses parois. La *relation de Manning* est la formule le plus couramment employée, mais nous considérons tout d'abord quelques facteurs fondamentaux pour la conception d'un canal, traduite par le profil du canal adopté qui permet d'intervenir dans (1) le coût d'excavation et (2) le coût de revêtement. Il vaut, pour un écoulement uniforme : $Q=AV=R_h^{2/3}I^{1/2}/n$, ou encore en exprimant le rayon hydraulique $Q=A^{5/3}I^{1/2}/n\ P_h^{2/3}$.

On voit que l'on ne peut satisfaire en même temps la minimisation de A et de P. Il convient donc de poser le problème autrement par exemple en fixant A, et en minimisant P pour maximiser le débit, ce qui revient au même. Posé sous cette forme, le problème devient un problème de maximisation du rayon hydraulique R. Cherchons maintenant la forme de section qui répond à l'optimum décrit : pour une aire mouillée fixée, minimiser le périmètre mouillé, et donc maximiser le rayon hydraulique.

Le *profil semi-circulaire* étant en principe le plus efficient, tel que Le rayon hydraulique vaut : $R=A/P=(\pi r^2/2)/\pi r=r/2=y/2$.

C'est donc la forme idéale pour faire passer le plus grand débit dans la section ayant le plus petit périmètre, par rapport aux autres formes rencontrés dans la pratique.

Ce type de profil appartient à la famille des canaux à fond arrondis tels que triangulaire à fonds circulaire ou a fond parabolique ou bien la forme trapézoïdale à fond circulaire ou parabolique.

La littérature bibliographique montre que de M. *Bazin* à conclut de ses expériences que la résistance à l'écoulement est notablement moindre dans un canal arrondis qui ne présente aucune angle vif à l'intérieur.

Ce fait s'explique très facilement lorsqu'on étudie la distribution des vitesses dans l'intérieure d'un courant. On reconnait en effet que, dans un canal rectangulaire, la vitesse dans les angles est très petite relativement à la vitesse moyenne, de telle sorte que cette partie ne contribue que pour une faible part au débit total.

Dans un canal circulaire, au contraire, la vitesse est la même sur toute l'étendue de la paroi et diffère moins de la vitesse moyenne. C'est donc avec beaucoup de raison que l'on adopte souvent pour le profil transversal de cuvette des égouts une forme à peu prés circulaire. Cette figure est celle qui donne le maximum d'écoulement pour une pente et une section donnée.

La catégorie des canaux à fond arrondis pour plusieurs situations est la meilleure forme pour un canal ouvert, l'un de ces avantages est la capacité à maintenir une vitesse plus élevée à faible débit qui réduit la tendance à déposer des sédiments. Une autre est sa plus grande profondeur à faibles rejets qui lui permet de transporter des débris flottants et semi-flottants plus facilement qu'un canal à fond plat. (*Chow, V.T.1959*) a cité dans son ouvrage *«Open-Channel Hydraulics»* le canal à profil en U est une approximation de triangle à fond rondis, il est une forme généralement créé avec excavation par pelles.

Cette catégorie à été longuement étudié par plusieurs chercheurs nationaux et étrangers (*Loganathan, G.V.1991* ; *Monadjemi, P.1994* ; *Froehlich, D.C.1994 ; Babaeyan-Koopaei, K. et al. 2000 ; Jain, A. et al. 2004 ; Bhattachariya, R.K.and Satish, M.G.2008 ; Das, A.2008 ; Hussein, A.S.A.2008*), ils ont montrés par des modèles d'optimisations mathématiques que cette catégorie à des avantages multiples dans son mode de construction technique et économique et d'autre part elle est hydrauliquement plus stable.

Conclusion. Comme le montrent les analyses des auteurs des dispositions ci-dessus, elles sont également applicables aux conditions d'exploitation des gisements à ciel ouvert, surtout du minerai de fer.

UDC 622.516

Dr. M.L. NEBBAR, C. FARSI, A. LAKHAL**,** Université de M'sila, ALGERIE
Dr. S. JOUKOV, Université Nationale de Krivoï Rog. Ukraine

PARAMИTRES DES CANAUX DE DRAINAGE SUR LES MINES A CIEL OUVERT

Pour la mesure de débit dans les rivières et canaux artificiels à régime permanent ou à variation lente, au moyen de certains types de canaux jaugeurs à ressaut, trois types couvrant une grande gamme d'utilisations sont recommandés et traités par une norme internationale : *ISO 4359,1983* à savoir canaux jaugeurs à col rectangulaire, à col trapézoïdal et à col en U, c'est-à-dire à fond arrondi et à l'année 2013, cette norme a été révisée par: *ISO 4359:2013*.

Le présent chapitre propose au lecteur une approche théorique rigoureuse visant à définir une relation fonctionnelle au calcule de la profondeur critique d'écoulement dans un canal de section transversale de profil en U. Cependant, sur la conception du canal en forme de U et le traitement des calculs hydrauliques sur la profondeur critique, il n'y a pas jusqu'à nos jours une solution analytique en théorie pour faire face à l'équation de degré plus élevé avec des paramètres hydrauliques et géométriques caractérisant ce type de forme compliquée. Le canal de la section transversale de forme U, est composé d'une partie semi-circulaire de diamètre *D* à l'inférieure surmonté d'une partie rectangulaire de largeur *D.* Ici, le canal est considéré en forme U seulement si $y > 0{,}5D$. Cette forme est rendue par plusieurs chercheurs à une forme pratiquement plus simple à une forme de triangle à fond arrondis (*X.Y. Zhang, L. Wu, 2012*, *F.L. Li, H. Wen, X.G. Lin, 2012*), à l'objet d'établir une expression explicite pour le calcul de la profondeur critique. L'une des études récentes a été établie par (*F.L. Li, H. Wen, X.G. Lin, 2012*) en utilisant les méthodes graphiques d'ajustement des courbes, avec une erreur relative maximale de la profondeur critique est d'environ 0,683%, ce qui peut être une erreur relative importante pour un certain nombre de cas pratiques.

Canal triangulaire à fond arrondis. Comme nous l'avons vue, ce type du canal appartient à la catégorie des canaux à fond courbé, et notre choix s'est porté sur ce type en basant sur l'importance de cette forme d'efficiente technique et économique. Les canaux à fond arrondis dont la parabole et en forme de U, ils sont bénéfiques pour la prévention du soulèvement par le gel du sol et ont une excellente performance hydraulique. Il est un choix favorable dans les ouvrages d'irrigation, en particulier dans les régions froides (*X.Y. Zhang, L. Wu, 2012*). Une étude récente à été faite par (*Ayman T. Hameed, 2010*), il a montré à travers sa recherche que la comparaison du canal triangulaire à fond arrondis et le canal le plus utilisé présenté par le canal trapézoïdale.

L'auteur utilisa un modèle d'optimisations non linéaires formulées résolus par la méthode de recherche directe utilisant le programme MATLAB. Pour même valeurs de débit volume Q et de l'inclinaison des parois par rapport à l'horizontale et pour même valeur de la rugosité, les résultats obtenus montrent d'un part les valeurs des coûts totaux de la construction pour la forme triangulaire à fond arrondis sont sensiblement inférieurs à celle de la forme trapézoïdale, et d'autre part il a noté que les valeurs du coût total de la construction augmentent avec l'augmentation de l'inclinaison des parois latérales para rapport à l'horizontal. Dans l'ordre de la validation et pour une meilleure concordance de ce travail l'auteur a comparé avec les résultats obtenus par (*Babaeyan-Koopaei, K. et al., 2000*) qui a utilisé la forme trapézoïdale optimisée la méthode des multiplicateurs de Lagrange . Cette comparaison a donné un bon accord entre les résultats obtenus, pour les mêmes valeurs de débit, coefficient de rugosité, pente longitudinale et la pente latérale. Pour toutes ces raisons, et ainsi que le calcul de la profondeur critique nécessite une erreur relative beaucoup plus petite, nous avons préféré d'effectuer notre approche pour le calcul de la profondeur critique dans un canal en forme de U, en plus le canal de profil en U peut être considéré comme un canal triangulaire avec un fond arrondi due à sa géomètre simple. Et comme nous l'avons montré au cours de la première partie de notre étude, la profondeur critique joue un rôle majeur dans la détermination de la nature d'écoulement fluviale ou torrentielle et de la classification des écoulements variés.

Conclusion. L'étude a été consacrée a la methode de calcul de la profondeur critique dans un canal en forme de U. Les paramètres hydrauliques de l'écoulement, comme la largeur au miroir critique et l'aire de la section mouillée critique, ont été déduits des propriétés géométriques d'un triangle. Par conséquent, le critère de l'écoulement critique a conduit à une équation implicite de forme simple; sur laquelle a été appliquée la méthode de point fixe avec une valeur initiale judicieusement choisie. Aux fins de la présente résolution était de déterminer le rapport de forme d'aspect du triangle hypothétique. Ce paramètre a été étroitement lié à la profondeur critique adimensionnelle par une relation explicite simple. Le processus itératif préconisé n'a pas été contraignant puisque la solution a été obtenue après des étapes de calcul seulement. La dernière étape de calcul a vérifié avec succès le critère d'écoulement critique, confirmant ainsi la validité de ce travail.

УДК 622.35.097:622.271

А.В. КАМСКИХ, канд. техн. наук, доц.,
Житомирский государственный технологический университет,
Д.А. ТИТОВ, студент, Межрегиональная академия управления персоналом
Ю.М. НАВИТНИЙ, канд. техн. наук, доц. ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ДИФФЕРЕНЦИРОВАННАЯ ОЦЕНКА КОРРОЗИОННОЙ УСТОЙЧИВОСТИ ДЕКОРАТИВНОГО КАМНЯ ПО КРИТЕРИЯМ МОРОЗО- И СОЛЕСТОЙКОСТИ

Среди многих факторов, которые определяют долговечность декоративного камня, доминирующим является его стойкость к химическому влиянию окружающей среды. А так как процесс разрушения в результате химического влияния внешней среды называется коррозией, вполне логичным является использование для определения устойчивости декоративного камня термина ”коррозионная устойчивость”. Для оценки коррозионной устойчивости декоративного камня используются следующие показатели: солевая, химическая и морозоустойчивость.

В целом пооперационная методика предлагаемых испытаний – общепринятая, новизна же разработанного метода заключается в дифференцированном испытании моно- и полиминеральных образцов и последующем сравнительном анализе результатов испытаний: для более глубокого понимания процесса и точности оценки результата авторами предлагается определять не изменения всего породного образца в целом, а – предварительно устанавливать соотношение составляющих породу минералов, и общую оценку выполнять, сравнивая результаты параллельных испытаний образцов из породы и – породообразующих минералов. Это позволит намного более адекватно оценивать степень влияния отдельных факторов внешнего воздействия на камень и определять самые слабые компоненты в его структуре с целью защиты именно их.

При определении морозоустойчивости критерием служит коэффициент морозоустойчивости $\Delta=(\sigma_{сж}-\sigma_{сж}^{n})/\sigma_{сж}$, где $\sigma_{сж}$ и $\sigma_{сж}^{n}$ – прочность камня на сжатие в насыщенном водой состоянии и среднее арифметическое прочности после испытания, МПа. При испытании образцы опускают в воду на 48 часов, после чего воду сливают и образцы помещают в холодильную камеру с температурой минус 17-25 °С на 4 часа. После этого в ванну наливают воду температурой 20±5 °С и выдерживают их до полного таяния, но не меньше 2 часов. После 15, 25 и 50 циклов берут по пять образцов, и испытывают на сжатие.

Солестойкость оценивается: *количеством циклов*, которые выдержал камень до потери 5% объема – $\Delta V=(V_n-V_к)/V_n$, где V_n – начальный объем образца, м^3; $V_к$ – объем образца после установленного числа циклов, м^3; *потерей веса*: $\Delta m = (m_1 - m_2)/m_1$, где m_1 – вес образца до испытаний, кг; m_2 – вес образца, высушенного до постоянного веса после испытания, кг.

Критерий $Кс=П'_о-U/2U$, где $П'_о$ – открытая пористость породы, $П'_о=(G_3 - G_1)/(G_3 - G_2+q_{пр})$, где G_1 – масса сухого образца, м; G_2 – масса насыщенного образца в керосине вместе с проволокой, м; G_3 – масса насыщенного керосином образца в воздухе; $q_{пр}$ – масса проволоки в керосине; U – ультрамикропористость (объем пор радиусом менее 10^{-4} мм), определяется капиллярной конденсацией воды в порах. Породы удовлетворяют требованиям промышленности на солестойкость при соблюдении условия $К_с\geq1$.

Перед испытанием по потере объема (количеству циклов) все образцы опускают в воду на 1 час, взвешивают в воде, вынимают из нее, взвешивают, высушивают до постоянного веса при температуре 60 °С, опускают в насыщенный раствор сульфата натрия и выдерживают 4 часа, потом образцы вытирают, высушивают и опять опускают в раствор. После каждых двух циклов образцы промывают путем трехкратного кипячения в воде и определяют их объем путем гидростатического взвешивания. Испытание прекращают при 5% потери объема.

Перед испытанием по потере массы каждый образец очищается и высушивается до постоянного веса. Определяют вес каждого образца. Потом образцы полностью заливают раствором сульфата натрия и выдерживают 20 часов при комнатной температуре. После этого раствор сливают, а посуду с образцами помещают в сушильный шкаф, температура в котором должно быть 105-110 °С, потом образцы охлаждают до комнатной температуры. Эту операцию в указанной последовательности выполняют 10 раз. После 10 циклов испытаний образцы промывают горячей водой, высушивают до постоянного веса и взвешивают.

УДК 622.271.4

І.В. БАРАНОВ, канд. техн. наук, ст. викладач, Є.М. ШВЕЦЬ, канд. техн. наук, доц.,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ТЕХНОЛОГІЧНІ СХЕМИ ВІДВАЛОУТВОРЕННЯ ПРИ ВНУТРІШНЬОКАР'ЄРНОМУ СКЛАДУВАННІ РОЗКРИВНИХ ПОРІД НА ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРАХ

У силу природи більшості вітчизняних залізорудних родовищ, головним чином крутого падіння їх покладів, технологічних особливостей їх розробки, технічних можливостей застосування гірничого та транспортного устаткування, переважна більшість кар'єрів запроектована під поглиблювальні транспортні системи розробки. Відповідно розробка розкривних порід у таких умовах була орієнтована на застосування лише зовнішніх відвалів.

Приміром, кар'єр ПАТ «Інгулецький ГЗК», його схема розкриття, система розробки та контур у відпрацьованому виді, також були запроектовані під технологію із зовнішнім відвалоутворенням.

Аналіз структури родовища, яке розробляється, конфігурації його рудного тіла та етапів його подальшого відпрацювання показали, що при роботі кар'єру на проектній виробничій потужності може бути застосоване комбіноване (зовнішнє та внутрішнє) відвалоутворення розкривних порід. Для цього необхідно вдосконалювати систему відпрацювання родовища, переорієнтувавши її схему з'їздів на роботу кар'єру при такому відвалоутворенні. Це завдання вирішується в комплексі з обґрунтуванням технології та параметрів внутрішнього відвалоутворення в приналежності до майбутньої динаміки гірничих робіт. Обґрунтування ключових положень формування внутрішнього відвалу виконане при ідентифікації просторово-тимчасових, гірничо-геологічних і безпечних умов ведення видобувних робіт і внутрішньокар'єрного відвалоутворення.

Було визначено, що при кутах робочого борту від 13 до 23º і розміщенням у виробленому просторі робочих відвальних площадок, ярусів і їх укосів, головні параметри кар'єру не будуть обмежувати, як його виробничу потужність, так і можливість застосування внутрішньокар'єрного відвалоутворення. Оцінка етапів подальшого відпрацювання родовища говорить про те, що внутрішнє відвалоутворення може бути почате складуванням скельних порід на горизонті -390 м при глибині кар'єру 450 м після погашення рудних уступів південного робочого борту.

Для всього періоду спорудження внутрішнього відвалу розроблені технологічні схеми із застосуванням: бульдозерного відвалоутворення з доставкою розкривних порід автомобільним транспортом; екскаваторного – з доставкою розкривних порід автомобільним і залізничним транспортом; відвалоутворення крокуючими екскаваторами (драглайнами) із застосуванням автотранспорту. При розробці та обґрунтуванні запропонованих схем враховувались фізико-механічні властивості гірських порід, які будуть розміщатися у відвалі та гірських порід масиву, на який буде виконуватися відсипання внутрішнього відвалу; об'єктивна інформація про інженерно-геологічні та технологічні умови відпрацювання кар'єру; погоризонтні плани та геологічні розрізи. Встановлено, що при застосуванні зазначених схем висота ярусу може складати 30-180 м, кут укосу ярусу – 39º, ширина заходки – 28-40 м, ширина відвальної площадки – 45-50 м. У початковий період формування внутрішнього відвалу його прийомна здатність може становити від 0,5 до 2,5 млн. м^3 розкривних порід у рік з дотриманням умови рівності швидкості відсипання порожніх порід на ярусі внутрішнього відвалу з швидкістю посування видобувних і розкривних робіт у кар'єрі.

Розглянуто варіанти з різними обсягами розкривних порід, які подаються на внутрішній відвал з їхньою перевіркою за гірничотранспортними можливостями. Виявилося, що доцільна приймальня здатність внутрішнього відвалу, по економічних і технологічних показниках, повинна становити не більш 1,0÷1,3 млн. м^3 порожніх порід у рік, тому що при цьому досягаються найменші експлуатаційні витрати. В умовах кар'єру ПАТ «Інгулецький ГЗК» для початку внутрішньокар'єрного складування цих порід найбільш прийнятна, за технологічними умовами, схема бульдозерного відвалоутворення з доставкою порід автотранспортом. Режим внутрішньокар'єрного складування розкривних порід можна забезпечити із застосуванням наявного в цей час на гірничозбагачувальному комбінаті гірничотранспортного устаткування: бульдозерів Т-35, ТД-40, CAT-D9R і автосамоскидів БілАЗ 7519, 75131.

УДК 528.02: 622.271

Є.М. ШВЕЦЬ, І.В. БАРАНОВ, кандидати техн. наук,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВСТАНОВЛЕННЯ НЕОБХІДНОЇ ПЛОЩІ ВИМІРІВ ПРИ ВИЗНАЧЕННІ ГРАНУЛОМЕТРИЧНОГО СКЛАДУ ПІДІРВАНИХ ПОРІД

Питанню встановлення необхідної кількості вимірів при визначенні кускуватості приділяється увага в роботах різних дослідників. Вони пропонують визначати кількість проб на підставі відомої формули математичної статистики за обчисленим коефіцієнтом варіації вмісту фракцій кусків на основі підрахунку кускуватості за першими десятьма фотопланограмами, а також за прийнятою величиною похибки, що припускається, та заданим рівнем надійності її одержання. Дослідженнями установлено, що кускуватість достатньо точно може бути визначена при суцільному ручному обмірі п'яти автосамоскидів гірських порід. Слід зауважити, що сам метод вимірювань це ручне сортування, яке неможна вважати раціональним, а також, є сумнів, що для всіх випадків необхідно мати п'ять автосамоскидів, так як кількість проб залежить від коефіцієнта варіації, а в даному випадку вона пропонується незмінною.

Для визначення гранулометричного складу достатньою можна вважати площу фотографування (для умов, аналогічних криворізьким), вимір якої дозволить з найбільшою точністю визначити вміст негабариту або крупнокускуватої фракції. Для встановлення необхідної площі фотографування при визначенні кускуватості підірваної гірничої маси проведено дослідження в лабораторних і промислових умовах. Необхідно враховувати, що розміри кусків негабаритів змінюються в широких межах і є варіація від їх рівномірного розподілу в масиві порід. Суцільним фотографуванням необхідно охопити площу, на якій розподіл негабариту еквівалентний його розподілу в усьому блоці.

На кар'єрі Новокриворізького гірничо-збагачувального комбінату проведено обмір 300 кусків негабаритів у блоці висаджених порід. Усі куски розділено на однакові групи по десять штук у порядку вимірювання, а потім по 20, 30 і 40 штук з подальшим усереднюванням розмірів кусків негабаритів у групах. Підраховано середній розмір по всіх 300 кусках негабаритів. Максимальні відносні відхилення від середнього розміру по 300 кусках для груп із кількістю кусків 10, 20, 30 і 40 штук склали, відповідно, 23,46; 15,3; 10,71 і 8,16 %. Далі виконано розрахунки для різних значень площі ділянки, вмісту негабариту й величини похибки, що припускається. Результати розрахунків показали, що конкретним значенням точності та надійності вимірювань відповідає чітко визначена кількість кусків негабаритів, яка повинна потрапити в обмір.

Площа вимірювань змінюється залежно від вмісту негабариту. Чим менший його вміст, тим більша площа поверхні гірничої маси, на якій розташована певна кількість кусків негабаритів. Так, наприклад, при вимірюванні вмісту негабариту для одержання похибки не більше ±15 % з вірогідністю 0,8 необхідно обміряти площу поверхні гірничої маси, на якій буде 72 куски. Дослідження вмісту негабаритів показали, що встановлена закономірність справедлива також для крупнокускових фракцій. При невеликому вмісті та великих розмірах кусків негабаритів для визначення вмісту негабариту необхідний обмір великих площ. Навіть при значному вмісту негабариту в 5% для того, щоб в обмір потрапило 72 куски негабаритів, потрібно 48 фотопланограм по 30 м^3 кожна або 360 фотопланограм по 4 м^2 із загальною площею поверхні гірничої маси 1440 м^2. При розмірі кусків негабаритів +1500 мм і їх невеликому вмісту (1–5 %) фотометричний методи практично неприйнятний. Для зменшення обсягу робіт з вимірюванням кускуватості фотометричними методами розбиття на фракції крупності необхідно виконувати з таким розрахунком, щоб вміст найбільшої крупнокускової фракції, що включає й негабаритні куски, складав 7–10 %.

Залежно від якості подрібнення порід у блоці до найбільш крупнокускової фракції гранулометричного складу слід відносити куски з розмірами +1000 або +800 мм при повній відсутності негабариту +600 або +400 мм. Це дозволяє робити вимірювання з достатньою точністю при порівняно невеликому обсязі робіт (10–20 фотопланограм по 30 м^2 поверхні гірничої маси).

За ступенем впливу на достовірність вимірів важливим є питання місця їх проведення, оскільки, неправильний вибір ділянки поверхні порід для фотографування призводить до систематичних похибок, які можуть перевищувати 100%.

УДК 330.115:338.95

Є.В. АФАНАСЬЕВ, д-р екон. наук, проф. ДВНЗ «Криворізький національний університет»
С.В. ТКАЛІЧЕНКО, канд. екон. наук, доц. ДВНЗ «Криворізький економічний інститут КНЕУ»;
С.О. ФЕДОРЕНКО, ст. викладач, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

МАТЕМАТИЧНА БАЗА ТА ЛОГІКА МОДЕЛЮВАННЯ Й ОЦІНЮВАННЯ ЕКОНОМІЧНОГО РИЗИКУ КОНВЕРСІЇ ГІРНИЧИХ ПІДПРИЄМСТВ

Особливо гостро проблема оцінювання ризику стоїть для ринку залізорудної сировини, що потребує наявності резервів виробничого, організаційного, фінансового характеру і пов'язана зі зміною кон'юнктури ринку. Залізовидобувні підприємства України, більшість із яких зосереджена в Криворізькому басейні, повинні завжди оцінювати свій потенціал, під яким розуміють сукупність економічних ресурсів і виробничих можливостей підприємства, які можуть бути використані для реалізації цілей виробничого підприємства. Разом з тим, наявність стохастичної невизначеності зумовлює появу в плануванні та прийнятті економічних рішень неординарних ризикових ситуацій. Так, наприклад, для крупних монопродуктових підприємств, які працюють за ринкових умов, встановлення внутрішнього плану (програми), як правило, супроводжується укладанням контрактів з оптовими споживачами, причому порушення контракту призводить не тільки до явних економічних неприємностей для підприємства у вигляді штрафів, але і до непрямих наслідків, що йменуються «втрата інтересу і пріоритетності споживачів».

Наголосимо, що завжди мають місце дві тенденції, що вступають у суперечність: з одного боку, прагнення до збільшення обсягу зобов'язань, тобто у кінцевому рахунку до збільшення валового обсягу запрограмованої продукції чи прибутку, з іншого боку – прагнення до зменшення ризику невиконання зобов'язань через несприятливі зовнішні та внутрішні обставини протягом планового періоду. Стосовно кількісної оцінки міри ризику, то вона має діалектичну об'єктивно-суб'єктивну структуру, є вектором, а окремі показники ступеня ризику обчислюють в абсолютних або у відносних величинах.

В якості величини ступеня ризику в абсолютному виразі часто використовується міра розсіювання значень економічного показника відносно центру групування цих значень. Це може бути середньозважене модуля відхилення цього показника від свого математичного сподівання, середньозважене модуля відхилення від: модального значення, медіанного значення, зваженого середньогеометричного значення тощо. Очевидно, що більші значення таких оцінок свідчать про більшу нестабільність щодо діяльності відповідного економічного об'єкта. При абсолютному виразі міри економічного ризику використовується дисперсійний підхід. Дисперсія характеризує міру розсіяння випадкової величини навколо математичного сподівання цієї величини. Якщо ж в якості центру групування значень економічного показника використати модальне значення випадкової величини, то в абсолютному виразі міри економічного ризику можна використати модальну варіацію та середньоквадратичне відхилення від модального значення. Аналогічно, якщо розглянути в якості центру групування значень економічного показника медіану, то в абсолютному виразі міри економічного ризику можна використати медіанну варіацію та середньоквадратичне відхилення від медіани. Для оцінки ризику можна використовувати і варіацію та середньоквадратичне відхилення від зваженого середньогеометричного тощо.

Ризик насамперед пов'язаний з несприятливими для підприємця ефектами, і для його оцінювання можна брати до уваги лише несприятливі відхилення від сподіваної величини. Оцінкою міри ризику в такому випадку може бути семіваріація або семіквадратичне відхилення. Якщо ж в якості центру групування значень економічного показника використати модальне значення випадкової величини, то в абсолютному виразі міри економічного ризику можна використати модальну семіваріацію та семіквадратичне відхилення від модального значення.

З точки зору неокласичного підходу до оцінки ризику доцільним є впровадження таких показників ступеня ризику, як медіанна семіваріація, семіквадратичне відхилення від медіани, семівідхилення та семіквадратичне відхилення від зваженого середньогеометричної випадкової величини. У відносному виразі ризик можна визначити як величину можливих збитків, віднесену до деякої бази, за яку найбільш зручно приймати або майно підприємця, або загальні витрати ресурсів на даний вид підприємницької діяльності, або ж очікуваний прибуток від даного виду підприємництва.

УДК 528.02: 622.271

Є.М. ШВЕЦЬ, І.В. БАРАНОВ, кандидати техн. наук
ДВНЗ «Криворізький національний університет»
Ф.С. РАЗКЕВИЧ, канд. техн. наук, доц., Національний транспортний університет

ВСТАНОВЛЕННЯ ВИТРАТ НА ПІДРИВАННЯ, ЗАЛЕЖНО ВІД ЯКОСТІ ПОДРІБНЕННЯ ПОРІД В УМОВАХ РОЗРОБКИ КРУТОСПАДНИХ ЗАЛІЗОРУДНИХ РОДОВИЩ

Для оптимізації параметрів вибухової підготовки порід необхідно встановити взаємозв'язки техніко-економічних показників основних технологічних процесів розробки скельних порід з параметрами та якістю їх підготовки до виймання.

Якість вибухової підготовки порід залежить від низки чинників природного й технологічного характеру. Вона визначається не тільки розмірами зони подрібнення одиночного заряду та інтенсивністю руйнування породи в її межах, що залежить від властивостей порід і параметрів заряду, але розмірами й формою сітки свердловин, питомою витратою вибухової речовини (ВР), способом і схемою підривання, конструкцією заряду тощо.

Керування вибухом, з метою досягнення високого ступеня подрібнення порід, регулювання параметрів їх розвалу та зниження сейсмічної дії вибуху, при розробці крутоспадних залізорудних родовищ забезпечується при короткосповільненому підриванні правильним розміщенням у масиві гірських порід зарядів свердловин і відповідної конкретним умовам послідовності їх вибуху. Певна ж послідовність підірваних зарядів досягається застосуванням відповідної схеми з'єднання зарядів.

При оцінюванні вибухових речовин як джерел енергії, перш за все, потрібно знати кількість енергії, що виділяється в процесі перетворення. При первинному підриванні міцних і дуже міцних порід якість подрібнення й опрацювання підошви уступу забезпечуються при застосуванні ВР з вищою швидкістю детонації. При підриванні в тріщинуватих масивах досягнута кускуватість і опрацювання підошви уступу зумовлюються природними властивостями порід і детонаційними характеристиками ВР.

Оптимізацію параметрів вибухової відбійки порід необхідно здійснювати на підставі принципів системного підходу, які стосовно буропідривних робіт припускають необхідність оцінювати якість підготовки порід на основі комплексного обліку його залежності від природних, технічних і технологічних чинників і розглядати буропідривні роботи у взаємозв'язку з іншими виробничими процесами. Витрати на підривання визначаються добутком питомої витрати вибухової речовини та її вартістю.

Слід зазначити, що на питомі витрати на підривання впливає багато факторів, серед яких є тріщинуватість порід, їх міцність, а також обводненість масивів, що призводить до збільшення питомої витрати вибухової речовини.

При визначенні питомих ВР враховується коефіцієнт, що визначає вибуховість гірських порід та лінійний розмір куска, середня площа поверхні якого визначається за результатами виміру кускуватості після масового підривання. Останній показник виразимо через міцність порід, розмір блоків в масиві, енергію вибуху та щільність вибухової речовини. В результаті одержано емпіричну залежність собівартості вибухових робіт від середнього розміру куска подрібнених гірських порід. Аналіз показав, що при збільшенні середнього розміру куска зростають питомі витрати на підривання при збільшенні міцності порід.

Далі проаналізовано, як впливає середній розмір куска на питомі витрати при підриванні, якщо міцність порід є постійною. Для цього скористаємося статистичним виробничим матеріалом, який отримано на Новокриворізькому гірничо-збагачувальному комбінаті ПАТ „АрселорМіттал Кривий Ріг”. Аналіз виконувався для порід міцністю 15 за шкалою професора М.М. Протодьяконова з діаметром середнього куска від 0,43 до 0,15 м. Користуючись математичними методами статистики, одержано графік залежності з максимальним коефіцієнтом кореляції 0,81.

Аналіз показав, що в породах з постійною міцністю, для зменшення середнього діаметра куска в зруйнованому масиві питомі витрати ВР збільшуються майже у 3 рази, що в свою чергу призводить в цілому до збільшення витрат на вибухові роботи.

УДК 622.271.3

Ю.М. НИКОЛАШИН, д-р техн.наук, професор, И.А. ПАШКОВА, ассистент,
Д.М. СТОЯН, магистрант. ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

УПРАВЛЕНИЕ СОСТОЯНИЕМ УСТОЙЧИВОСТИ ОБВОДНЕННЫХ УСТУПОВ И БОРТОВ В ПЕСЧАНО-ГЛИНИСТОЙ ТОЛЩЕ ЕРИСТОВСКОГО КАРЬЕРА

Ключевые слова: устойчивость откосов, карьер, подземные воды, оползни, гидрогеомеханическое влияние, противооползневая защита, технология укрепления, программное обеспечение.

Проблема и её связь с научными и практическим задачами. Вскрытие карьерных полей и строительство железорудных карьеров Кременчугской магнитной аномалии сопровождаются фильтрационными деформациями верхних уступов в песчано-глинистой толще и перекрытием внутрикарьерных съездов и автодорог оползневой, водонасыщенной горной массой.

Проблема безопасного ведения горных работ и обеспечения их эффективности в условиях возникновения оползневых явлений в карьерах связана с решением научно-практической задачи по обеспечению устойчивости откосов с использованием технологии укрепления массива горных пород в процессе вскрытия оползнеопасных горизонтов.

Решение научно-практической задачи в условиях Еристовского карьера включало: инженерно-геологическое обследование оползневого состояния уступов вскрышных мягких обводненных пород; лабораторные испытания физико-механических свойств песчано-глинистых пород; гидрогеомеханическое моделирование устойчивости откосов с использованием программного обеспечения; разработка специальной технологии укрепления откосов с использованием противооползневых контрфорсов из скальных пород; обоснование снижения объемов вскрышных мягких пород на проектном конечном контуре карьера.

Анализ исследований и публикаций. Выполненные ранее публикации и исследования по осушению месторождения и устойчивости откосов и бортов Еристовского карьера основаны на применении нормативной отраслевой базы геологического, инженерно-геологического и гидрогеологического обеспечения освоения железорудного месторождения.

В результате на карьере при его строительстве и поэтапном подвигании фронта горных работ применен способ «контурных водопонижающих скважин» водоносных горизонтов песчано-глинистой толщи на глубину 26 м. Это позволило частично снизить уровни подземных вод в призмах возможного обрушения рабочих уступов до 18 м. Однако, из-за «проскока» подземных вод между водопонижающими скважинами, происходит замачивание слоев харьковской и бучакской свит, обладающих низкими показателями сопротивления сдвигу. С целью локализации «проскоков» подземных вод рассмотрен вариант противооползневой защиты откосов.

Выводы и результаты. Параметры массивных контрфорсов и их конструкция на участках карьера получены по результатам математического моделирования с использованием метода многоугольника сил. При этом нормативные (расчетные) характеристики слоев с содержанием мелкозернистых илистых песков и супеси с большим содержанием углистого вещества, получены по лабораторных сдвиговым испытаниям: показатели которых следующие:

сцепление - от 0,003 до 0,039 МПа;

углы внутреннего трения – от 1,7 до 5,8°;

плотность в условиях естественного залегания - от 1890 до 2080 кг/м^3.

Технология укрепления временно нерабочих и постоянных бортов массивными контрфорсами из скальной вскрыши общим объемом до 2 млн.м^3 выполняется с учетом технологического регламента производства выемки законтурного пространства с последующим его погашением скальной вскрышей и формированием насыпной части призмы упора борта.

Направлениями дальнейших исследований по совершенствованию технологии укрепления обводненных откосов с помощью контрфорсов из скальных пород являются: оптимизация процесса выемки мягкой вскрыши и закладки выработанного пространства скальными породами; обоснование нормативных по условиям устойчивости откосов пределов снижения уровня подземных вод в призмах упора бортов.

УДК 622.271.3

Ю.М. НИКОЛАШИН, д-р техн. наук, проф., И.П. ПОДОЙНИЦЫН, аспирант,
С.Д. МОСКАЛЕНКО, магистрант, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФАКТИЧЕСКОЙ СТЕПЕНИ УСТОЙЧИВОСТИ ВРЕМЕННО НЕРАБОЧИХ БОРТОВ ПЕРВОМАЙСКОГО КАРЬЕРА ЧАО «СЕВЕРНЫЙ ГОК»

Ключевые слова: карьер, устойчивость откосов, временно нерабочий борт, инженерно-геологические условия, математическое моделирование, модуль программного комплекса, защитные мероприятия

Проблема и её связь с научными и практическими задачами. Применяемое на ряде глубоких карьерах Кривбасса и Полтавского ГОКа технологическое увеличение углов наклонов временно нерабочих бортов при отработке их крутыми слоями или при временной консервации не имеют инженерно-геологического обоснования. Т.к. не выполняются следующие нормативные методические требования к устойчивости откосов: не подтверждается надежность исходных данных применяемых на разрабаты-ваемом участке (соответствие данным геологической разведки и инженерно-геологической до разведки месторождения, результатам ранее выполненных исследований и фактического обследования выработанного пространства); отсутствуют данные о нарушености законтурного массива горных пород технологическими взрывами в приконтурных рабочих зонах и фактических коэффициентах запаса устойчивости откосов с временно нерабочими контурами; отсутствуют организационно-технические мероприятия по защите нижних горизонтов рабочих зон и транспортных съездов от возможного скатывания обломков горных пород.

Анализ исследований и публикаций. Конструкции инженерных земляных сооружений, какими являются профили бортов и уступов с призмами возможного обрушения по поверхностям скольжения, должны обладать нормативными коэффициентами запаса устойчивости откосов с учетом воздействия внешних и внутренних сил, которые наблюдаются в карьерном поле. Разработанные в горнодобывающей отрасли нормы, регламентируют применение величин коэффициентов запаса устойчивости откосов (при сроке службы от трех до более 10 лет) от 1,15 до 1,40 (бортов) и от 1,20 до 2,0(уступов). Применительно к временно нерабочим бортам коэффициенты запаса устойчивости приняты равными предельным величинам в зависимости от срока службы.

При решении геомеханических задач по обоснованию устойчивости бортов Первомайского карьера используют складчато-блоковую модель строения массива горных пород четырёх рудных тел железорудного месторождения, которые характеризуются широким диапазоном интенсивности тектоническом системной трещиноватости с различной ориентировкой поверхностей ослабления в призмах возможного обрушения.

Анализ результатов исследований ЧП «Кривбассакадеминвест» в 2017 г.

На карьере и производственной практики магистрантов Криворожского национального университета показывают, что участки постановки бортов на временно нерабочие контуры карьера имеют значительные разрушения поверхности выработанного пространства от буровзрывных работ в виде отсутствия предохранительных берм, сдваивания и страивания уступов высотой от 15 до 30м, зауживания ширины берм. В связи с чем, возникла необходимость подтверждения соответствия фактической степени устойчивости участков временно нерабочих бортов высотой от 52 до 99м нормативным требованиям запаса устойчивости откосов.

Выводы. Результаты математического моделирования с использованием автоматизированной системы-модуля программного комплекса «К-MINE» позволяют считать, фактическое состояние общей устойчивости участков временно нерабочих бортов Первомайского карьера соответствует нормативным значениям коэффициентов запаса, что также подтверждается натурным инженерно-геологическим обследованием деформаций откосов.

При дальнейшем ведении горных работ можно использовать предельно теоретически допустимые углы наклонов участков временно нерабочих бортов, значения которых могут превышать технологически достижимые при условии защиты нижележащих рабочих зон от падения кусков породы с вышележащих горизонтов.

УДК 338:658.51

В.П. ХОРОЛЬСЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., К.Д. ХОРОЛЬСЬКИЙ, магістр
Донецький національний університет економіки і торгівлі ім. Туган-Барановського (Україна)

ІНТЕЛЕКТУАЛЬНА СИСТЕМА АНТИКРИЗОВОГО УПРАВЛІННЯ ГІРНИЧОЗБАГАЧУВАЛЬНИМ ПІДПРИЄМСТВОМ

Розвиток теоретичних основ ситуаційного управління бізнес-процесами, їх ідентифікації та класифікації з розпізнаванням траєкторії управління вхідними-вихідними параметрами корпоративного підприємства в умовах кризових явищ є актуальною науковою проблемою.

Для експорто-орієнтованих українських підприємств гірничо – металургійного комплексу розроблено модифіковані методи розпізнавання траєкторії управління вхідними – вихідними ресурсами. Ідентифіковано ситуації з виконання портфеля замовлень металургійних заводів країн ЄС та України.

У процесі ідентифікації вхідних та вихідних параметрів, які ототожнюють виробничі ситуації, виділено простір ефективного управління ресурсами. Цьому простору буде відповідати оптимальна траєкторія ефективності співвідношення дохід – ризик. Визначено N – ситуацій переробки сирої руди в залізорудну продукцію зі стратегіями C_i виконання портфеля замовлень.

Розроблено алгоритми ситуаційного управління на базі правил - продукції «якщо…, то». У процесі ідентифікації виробничих ситуацій доведено, що співвідношення дохідність – ризик залежить; від кількісних показників виробництва залізорудної продукції її якості та інноваційних технологій збагачення; параметрів робочої сили, рівня кваліфікації, організацій виробництва і внутрішньо – організаційної культури.

Виділено чинники, які зменшують ризик не виконання портфеля замовлень, серед яких ідентифіковано ситуацію: $\{S_в\}$ - управління витратами; $\{S_ц\}$ - управління вартістю продукції; $\{S_к\}$ - управління капіталом.

Визначено область стабільності роботи підприємства, яка є функцією чинників: ефективного корпоративного управління, перспективної товарної політики, закріплення підприємства на ринках країн ЄС.

Доведено про необхідність в умовах невизначеності управляти потоками грошей в реальному масштабі часу за допомогою ERP– истем. При цьому фінансову ефективність підприємства рекомендовано визначати шляхом множинного регресивного рівняння. До його складу входять наступні показники: інвестиційного потенціалу, ринкової вартості звичайних акцій, фінансового важеля та дивідентної дохідності акціонерного капіталу. Виділено ситуації якості корпоративного управління $\{S_{яку}\}$, яким відповідають оптимальні для кожного із портфелів замовлень набори вхідних, вихідних, управлінських параметрів.

Розроблено інтелектуально-ситуаційну систему управління підприємствами Групи «Метінвест» з ситуаційно антикризовим центром.

Використання програмного продукту моделювання бізнес - процесів ARIS, імітаційне моделювання портфеля замовлень країн ЄС на рівні збагачувальної фабрики є науковим здобутком авторів.

При адекватному виборі ресурсів, технологічних, фінансових параметрів ситуаційно – антикризовий центр з інтелектуальними системами управління, в складі ERP, MES, SCADA і АСУТП дробарних, збагачувальних фабрик і фабрики огрудкування і випалення може слугувати: потужним інструментом для топ–менеджерів підприємств Групи «Метінвест» з метою аналізу їх діяльності; основою для синтезу важливих рішень, щодо адаптації стратегії виконання в умовах невизначеності портфеля замовлень металургійних заводів країн ЄС та постачання залізорудної продукції на внутрішні ринки збуту.

Подальші дослідження спрямовані на розробку матричних структур управління бізнес-процесами з використанням фінансових звітів для підвищення якості продукції та зменшення енерговитрат.

УДК 622. 549.091

А.Г. МУНТЯН, соискатель, А.П. СТРИЛЕЦ – ст. преподаватель
ГВУЗ «Национальный горный университет»

АВТОМАТИЗАЦИЯ МЕТОДИКИ МОДЕЛИРОВАНИЯ ДЕКОРАТИВНО-ХУДОЖЕСТВЕННЫХ ИЗДЕЛИЙ НА ПРИМЕРЕ ДЖЕСПИЛИТОВ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КАРЬЕРОВ УКРАИНЫ

В Среднем Приднепровье известны несколько видов камнесамоцветного сырья. Так, в 1961 г. В.Ф. Петрунь показал, что железистые роговики-кварциты и джеспилиты можно успешно использовать для поделок. Для этого пригодными оказались также безрудные роговики из отходов горнорудной промышленности Украины. Все эти породы относятся к криворожской (саксаганской) метаморфической серии протерозойского возраста, включающей крупнейшие промышленные месторождения железных руд. Они составляют так называемую железорудную среднюю свиту (К2), мощность которой в районе Кривого Рога достигает 1.5 км. Характерной особенностью их является четкая полосчатость, обусловленная многократными чередованиями прослоев различного минерального состава и окраски. На железорудных месторождениях Украины преобладают красно-полосчатые джеспилиты. Декоративность зависит от цвета и рисунка самоцвета. Для джеспилита характерна полосчатая и плойчатая текстура с контрастным чередованием слоев красных и серых цветов. С помощью автоматизацированной методики диагностики и оценки камнесамоцветного сырья можно определять технологические возможности камня.

Образцы полосчатой разновидности наиболее пригодны для изготовления изделий в форме художественной резьбы (камеи); образцы брекчиевидной разновидности – для изделий в форме тел вращения (вазы, колонны, шары); образцы плойчато-полосчатой разновидности и на контакте с другими породами – для изделий с плоскими поверхностями (мозаика). При моделировании декоративно-художественных изделий из камнесамоцветного сырья необходимо учитывать не только декоративных свойства образца. Важным является определение физических, оптических и геометрических свойств образца, а именно твердость, трещиноватость, хрупкость, спайность, прозрачность, блеск, фактура. Декоративные свойства цвет и рисунок программа определяет автоматически. Разработанная нами компьютерная программа позволяет с минимальными затратами времени и ресурсов оценивать декоративность отдельных образцов, а также сырья находящегося в уступе карьера.

Однако, когда джеспилиты находятся в горной массе крайне сложно оценить его декоративные свойства. При определении характера рисунка текстуры используются методы распознания образов. Программа также позволяет производить классификацию цвета и рисунка перспективного участка уступа карьера по его изображению.

Джеспилиты встречаются на железорудных карьерах, которые отрабатываются валовым способом, с перемещением их в отвалы как пустой породы. Селективная отработка участков, содержащих джеспилиты, является наиболее перспективным направлением в горном деле. Селективная выемка обеспечит значительный экономический эффект. В Украине горно-геологические и производственные условия позволяют без дополнительных капиталовложений попутно производить селективную добычу декоративных джеспилитов с получением блоков различного размера. Продукция из декоративных джеспилитов особой популярностью пользуется на мировых рынках и все больше завоевывает украинский рынок. Это способствует увеличению производственной мощности камнеобрабатывающей промышленности Украины с вовлечение в переработку дополнительного сырья.

С помощью современных технологий возможно получение различных элементов декорирования интерьера. Поэтому, использование джеспилитов позволит собственнику диверсифицировать свой бизнес, что вместе с добычей железной руды или других видов камнесамоцветного сырья или декоративного камня откроет новое представление об Украине как о стране, добывающей самоцветы с использованием новых технологий и технологических решений в сфере добычи, камнеобработки и строительного декора.

УДК 622.235

А.А. СКАЧКОВ, інженер, директор департаменту, ООО «МЕТІНВЕСТ ХОЛДИНГ»
С.О. ЖУКОВ, д-р техн. наук, проф., Криворізький національний університет

РЕЗУЛЬТАТИ ДОСЛІДЖЕННЯ ДИФЕРЕНЦІЙОВАНОГО ЕНЕРГОНАСИЧЕННЯ

Об'єктом представленого дослідження є процес вибухового руйнування скельного масиву свердловинними зарядами ВР зі зворотним порядком підривання їх рядів – від другого до першого, і далі – від парного до непарного.

Головні результати перевірки наукових гіпотез та тверджень полягають у наступному:

1. Першочергове підривання зменшеного заряду у другому ряді свердловин без переміщення породи, за яким слідує навантаження породи від вибуху заряду повної маси у першому, забезпечує двократність динамічного навантаження найбільш важкодробимої зони у вибуховому блоці та зниження за рахунок цього на 17-22% питомої витрати ВР.

2. Утворення суцільної щілини в площині зближених свердловин другого ряду при взаємодії в них зарядів зменшеної маси формує для основних зарядів першого ряду субсиметричну відносно них протилежну укосу уступу відбиваючу поверхню, що, забезпечує підвищення їх коефіцієнту корисної дії на 20-25%.

3. Максимальна однорідність гранулометричного складу підірваної гірничої маси забезпечується при діагональному розташуванні рядів вибухових свердловин відносно орієнтації субвертикальних системних тріщин породного масиву.

Наукова новизна отриманих результатів полягає в тому, що:

встановлено характер формування та основні характеристики зони пружно-пластичних деформацій при руйнуванні породного масиву, приведенного в напружений стан раніше підірваними різномасовими свердловинними зарядами ВР;

виявлено залежність параметрів розвитку тріщин від швидкості розповсюдження хвиль напружень низької інтенсивності;

теоретично обґрунтовано можливість регулювання процесу вибухового навантаження породного середовища підбором величини імпульсу в кожному зі взаємодіючих зарядів, в залежності від конкретних гірничо-геологічних умов та технології БВР;

встановлено залежність між рівнем питомого імпульсу вибухової порожнини та руйнуючими деформаціями в різних локальних об'ємах гірського масиву, приведеного попередньо в напружений стан вибухом зарядів ВР малої потужності;

вперше встановлено рівень впливу додаткової відбиваючої поверхні на інтенсивність руйнування масиву в межах «відрізна (екрануюча) щілина – укіс уступу»;

встановлено залежність між потенціалом швидкості та швидкістю руху середовища при математичному моделюванні розповсюдження в масиві пружних хвиль;

вперше встановлені закономірності впливу черговості підривання парних рядів свердловинних зарядів на повноту власне подрібнюючої дії енергії вибуху;

визначено залежність гранулометричного складу підірваної гірничої маси від послідовності вибухів рядів свердловинних зарядів;

обґрунтовано принципи просторового узгодження напрямів площин рядів свердловин та субвертикальних системних тріщин.

Практичне значення досліджень полягає у розробці: нового комплексного підходу щодо підривання скельних масивів методом диференційованого енергонасичення; нових конструкцій і визначенні параметрів свердловинних зарядів попарно згрупованих рядів; нових способів реалізації розробленої технології, частина з яких захищена п'ятьма патентами України; технології з забезпеченням симетричної дії зарядів непарних рядів шляхом формування «екранних» щілин випереджуючим підриванням свердловин рядів парних, за принципом «контурного» підривання; типових паспортів БВР для нової технології; зміненого порядку виконання БВР тощо.

Застосування розробленої нової технології дозволяє при відбиванні гірських порід знизити питомі витрати вибухових речовин на 18-33%. При цьому зростають на 7-12% витрати на буріння свердловин зі зменшеними проміжками в парних рядах. Але, враховуючи те, що діаметр цих свердловин може бути зменшеним до 170-150 мм, у цілому питомі витрати на підготовку порід до виймання знизяться за розробленої технології на 12-20%.

УДК 681.5:621.313.323

В.П. ХОРОЛЬСЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., Д.В. ХОРОЛЬСЬКИЙ, К.Д. ХОРОЛЬСЬКИЙ, магістри
Донецький національний університет економіки і торгівлі ім. Туган-Барановського (Україна)

УПРАВЛІННЯ ЕЛЕКТРОСПОЖИВАННЯМ ГІРНИЧО-ЗБАГАЧУВАЛЬНОГО КОМПЛЕКСУ ПІДПРИЄМСТВА

В цілому електричне господарство (ЕГ) дробарно-збагачувального комплексу підприємства та траєкторію електроспоживання можливо описати системою залежностей виду:

$$ЕГ = \left\{ P_{\max} \cdot K_{ПОП} \cdot T \cdot Д \cdot P_{сер} \cdot A_{П} \cdot A_{ЕП} \right\},$$

де P_{max} – півгодинний максимум навантаження збагачувальної фабрики; $K_{ПОП}$ – коефіцієнт попиту; T – річне число годин використання максимального навантаження T_{max} (год); $Д$ – кількість встановлених електродвигунів (шт); $P_{сер}$ – середня потужність двигунів, кВт; $A_{П}$ – електроозброєність праці (МВт год/люд); $A_{ЕП}$ – продуктивність праці електротехнічного персоналу (МВт год/люд).

На рис. 1 наведено причинно-наслідкову модель управління електроспоживанням підприємства, яка відрізняється деталізацією впливів груп чинників на траєкторію електроспоживання комплексу (персонал, електричне господарство, управління електроспоживанням, збурення, електромережа та інтелектуалізація).

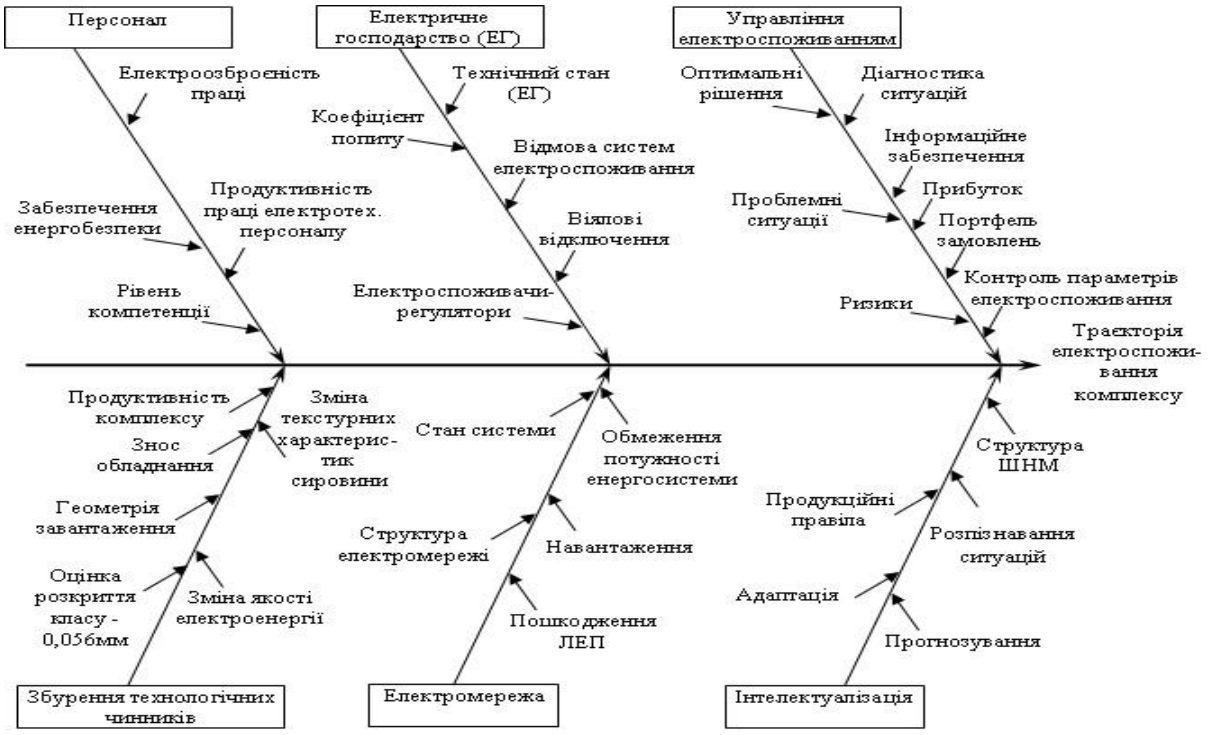


Рис. 1. Причинно-наслідкова модель управління енергоспоживанням дробарно-збагачувального комплексу підприємства (авторська розробка)

Запропоновано структуру інтегрованої інтелектуальної системи управління електроспоживанням підприємства. Використано експертні системи з нейромережевими оцінками витрат активної та реактивної потужностей. Побудовано багаторівневу систему управління електроспоживанням комплексу. Розроблено конфігурацію мережі для прогнозування активного та реактивного навантаження енергосистеми підприємства. Визначено структуру штучних нейронних мереж, методи їх навчання та сфери їх використання в системі узгодженого ситуаційного управління траєкторіями виробництва залізорудної продукції і електроспоживання комплексу.

УДК 622.271

В.А. АЗАРЯН, канд. техн. наук, доц., С.О. ЖУКОВ, д-р техн. наук, проф.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АЛГОРИТМІЗАЦІЯ ПЕРЕНАПРАВЛЕННЯ РУДОПОТОКУ ПОГАШАЄМОГО КАР'ЄРУ НА ІНШИЙ ГЗК ЗА КРИТЕРІЄМ РЕНТАБЕЛЬНОСТІ ЗБАГАЧЕННЯ РУДИ

Якщо прийняти значення собівартості як мінімально допустиме (граничне) для функціонування РЗФ, то можна побудувати графіки, які дозволять визначити область значень собівартості за змінних значень цін на концентрат та руду за різних показників виходу концентрату. На графіках позначено мінімальну ціну на концентрат, за якої з урахуванням ціни на руду та собівартість треба прийняти рішення про виведення з експлуатації всієї РЗФ або її частини (секції) та перенаправлення рудопотоку на інший ГЗК. При цьому треба враховувати собівартість транспортування руди на РЗФ іншого ГЗК, тому що ціна руди на вході рудозбагачувальної фабрики буде збільшена на величину витрат: $Ц_{р2}=Ц_{р1}+С_{тр}$, де $Ц_{р2}$ – ціна руди на РЗФ другого ГЗК; $Ц_{р1}$ – ціна руди на РЗФ ГЗК, де вона була видобута; $С_{тр}$ – собівартість транспортування руди з першого на другий ГЗК. Підвищення ціни руди на РЗФ іншого ГЗК буде впливати на собівартість збагачення, але за рахунок збільшення обсягів руди на вході збагачувального виробництва зростання собівартості не буде пропорційним. Для визначення необхідності виводу з експлуатації рудозбагачувальної фабрики та перенаправлення рудопотоку вхідної руди на інший ГЗК було розроблено алгоритм, побудований за допомогою цільовій функції $C=f(Xi, Yi , Zi , Ki)\Rightarrow\min$. При цьому алгоритм допомагає прийняти рішення, виходячи з того, чи є збагачувальне виробництво рентабельним за діючих цін на руду та концентрат.

Відомо, що ціни на руду та концентрат не є постійними, коливання ціни на концентрат мають дуже широкий діапазон: за десятиріччя він становив від 120 $/т в 2007 р. до 65 $/т в 2017 р., а песимістичний прогноз на 2018 р. цін на залізну руду виглядає як падіння її нижче рівня 50 $/т. Тому наявність алгоритму визначення необхідності виводу з експлуатації РЗФ на тому ГЗК, де собівартість переробки є вищою за ціну реалізації концентрату, є досить актуальним науковим питанням. Зрештою протягом двох визначених вище особливих періодів на собівартість збагаченої продукції (в перший період) буде впливати – опосередковано – прибуток від продажу послідовно зупиняємих збагачувальних секцій (підперіоди), а на собівартість товарної руди як кінцевої продукції після повного припинення збагачення (другий період) – надходження від реалізації основних фондів й інших активів РЗФ у цілому.

Безумовно, розпродаж демонтованих а також цілісних основних фондів, виведених з експлуатації, відображається на фінансових показниках ГЗК у цілому. Але умовно можна співвіднести такий грошовий рух із собівартістю продукції в дані періоди – виключно для оціночної мотивації управлінських рішень.

1-й період: $С_{з.п.Пі}=\{B_{з.п.Пj} - [\sum(H_i-Д_i)+\sum\Delta_iP_i]\}/V_{з.п.Пj}$, де $С_{з.п.Пj}$ - собівартість збагаченої продукції в *j*-й підперіод; $B_{з.п.Пj}$ - сумарна вартість збагаченої продукції, виробленої в *j*-й підперіод; H_i – надходження від продажу *i*-х виведених з експлуатації активів у *j*-й підперіод; $Д_i$ - вартість демонтажу та реалізації *i*-х ресурсів у *j*-й підперіод; Δ_iP_i – побіжні заощадження від скорочення споживання *i*-х ресурсів у *j*-й підперіод (прямі – враховуються у вартості збагачення руди); $V_{з.п.Пj}$ – обсяги збагаченної продукції, виробленої в *j*-й підперіод.

2-й період: $С_{т.р.2}=\{B_{т.р.2} - [\sum(H_i-Д_i)+\sum\Delta_iP_i]+\sum\Delta У_{РЗФ}\}/V_{т.р.2}$, де $С_{т.р.2}$ - собівартість товарної руди в 2-й період; $\Delta У_{РЗФ}$ – решткові витрати на утримання РЗФ.

Даний підхід не забезпечує точного визначення конкретних техніко-економічних показників, та разом з тим дозволяє, хоч і вельми спрощено, але виключно оперативно та наочно оцінити, наскільки «пом'якшується» кожний з перехідних періодів, багато в чому екстремальних для ГЗК, компенсаторним впливом практично одночасних зі скороченням обсягів збагачення руд зазначених матеріальних надходжень, що дає змогу заздалегідь визначати, а відтак – і планувати узагальнені параметри досліджуваних систем та час, необхідний на підготовку й своєчасне превентивне упровадження заходів щодо технологічної реорганізації РЗФ та інтегрованих вантажопотоків ГЗК.

УДК 622.35.097:622.271

А.В. КАМСКИХ, канд. техн. наук, доц.,
Житомирский государственный технологический университет,
Д.А. ТИТОВ, студент, Межрегиональная академия управления персоналом
Ю.М. НАВИТНИЙ, канд. техн. наук, доц. ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ДИФФЕРЕНЦИРОВАННАЯ ОЦЕНКА КОРРОЗИОННОЙ СТОЙКОСТИ ДЕКОРАТИВНОГО КАМНЯ ПО КРИТЕРИЮ ХИМИЧЕСКОЙ УСТОЙЧИВОСТИ

Как известно, долговечность декоративного камня в большей степени определяет его стойкость к химическому влиянию окружающей среды. При определении химической стойкости к влиянию сульфатной кислоты критерием служит потеря объема: $\Delta V=(V_n-V_к)/V_n$, где V_n и $V_к$ – объем образца до и после испытаний.

Перед испытанием определяются объемы образцов гидростатическим взвешиванием: сначала образец опускают в питьевую воду на 1 час, взвешивают в воде, вытирают влажной тряпкой и взвешивают в воздухе. Потом образцы высушиваются до постоянного веса при температуре 60 °С и охлаждаются до комнатной температуре. Образцы опускают в разбавленный 5%-й раствор сульфатной кислоты в эксикаторе и оставляют с закрытой крышкой на 48 часов. Затем образец промывают нагретой до 50-60° водой до негативной реакции на кислоту лакмуса. После этого образцы взвешивают в воде, вытирают влажной тряпкой и взвешивают в воздухе.

Проведенный сравнительный анализ способов оценки коррозийной стойкости декоративного камня показал, что большинство критериев, которые используются для оценки этого свойства основываются на различных физических и химических характеристиках. Общим недостатком приведенных критериев оценки коррозийной стойкости декоративного камня является то, что они оценивают его стойкость только по действию одного из факторов, в то время как природный камень испытывает, как правило, комплексное влияние нескольких факторов. Именно поэтому весьма актуальным является определение универсального показателя, который позволит оценить стойкость декоративного камня по суммарному влиянию вредных факторов окружающей среды. Для этого проведем сравнительный анализ принципов оценки стойкости декоративного камня.

Анализ полученных данных позволяет сделать вывод, что наиболее оптимальным критерием оценки коррозийной стойкости камня является потеря веса в результате действия вредного фактора, учитывая простоту определения и универсальность. Но при исследовании коррозийной стойкости наиболее важными показателями с точки зрения эксплуатации является скорость коррозии, то есть показатель, который показывает, насколько на единице площади образца изменится его свойство за время действия вредного фактора. С учетом всех вышеприведенных рассуждений авторами предлагается скорость коррозии определять как потерю веса образца с единицы площади за определенный промежуток времени: $k = (m_o – m_n)/F \cdot n$, где m_1 – вес образца до испытаний, кг; m_2 – вес образца, высушенного до постоянного веса после испытания, кг., где k – скорость коррозии, (г/(м^{2}ч.); m_o – вес образца до испытания, г; m_n – вес образца после испытаний, г; F – площадь поверхности образца, м^2; n – длительность испытаний, ч.

Что касается практического применения предлагаемого способа, то конкретные средства для проведения испытаний зависят, прежде всего, от вида природного камня в образцах и задач исследования. Например, поскольку лабрадорит интенсивно должен разрушаться под действием сульфатной кислоты и гидроксида натрия, то целесообразно определить скорость коррозии лабрадорита в растворах этих агентов по методике, которая используется для определения солестойкости, как наиболее оптимальной.

В целом пооперационная методика предлагаемых испытаний – общепринятая, новизна же разработанного метода заключается в дифференцированном испытании моно- и полиминеральных образцов и последующем сравнительном анализе результатов испытаний: для более глубокого понимания процесса и точности оценки результата авторами предлагается определять не изменения всего породного образца в целом, а – предварительно устанавливать соотношение составляющих породу минералов, и общую оценку выполнять, сравнивая результаты параллельных испытаний образцов из породы и – породообразующих минералов. Это позволит намного более адекватно оценивать степень влияния отдельных факторов внешнего воздействия на камень и определять самые слабые компоненты в его структуре с целью защиты именно их.

УДК 330.115:338.95

Є.В. АФАНАСЬЕВ, д-р екон. наук, проф. ДВНЗ «Криворізький національний університет»
С.В. ТКАЛІЧЕНКО, канд. екон. наук, доц. ДВНЗ «Криворізький економічний інститут КНЕУ»;
С.О. ФЕДОРЕНКО, ст. викладач, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

СТОХАСТИЧНІ ЧИННИКИ В ПРОГРАМУВАННІ ГІРНИЧИХ ПІДПРИЄМСТВ

Враховуючи стохастичний характер виробничих процесів крупних промислових підприємств, вибір параметрів математичних моделей повинен здійснюватися на основі ймовірнісних характеристик – диференційних або ж інтегральних функцій розподілу ймовірностей випадкового параметра. Такі характеристики дозволяють вибрати значення ймовірнісних параметрів моделі з заданою надійністю. Змоделювати зазначені вище ситуації дозволяє стохастичне програмування, що вивчає теорію, моделі й методи розв'язування умовних екстремальних задач за неповної інформації щодо параметрів умов задачі. Так як, предметом стохастичного програмування є умовні екстремальні задачі, де параметри умов чи складові розв'язку є випадковими величинами, то постановка задач стохастичного програмування при дослідженні крупних виробничих підприємств суттєво залежить від цільових засад та інформаційної структури задачі.

У нашому випадку практичний інтерес представляють задачі стохастичного програмування, що побудовані на основі марківських процесів, які виникають за умов ризику та невизначеності за показником якості розв'язку. При цьому, природно розглядати наступні показники якості розв'язку стохастичних задач: математичне сподівання; дисперсія; комбінація математичного сподівання та дисперсії; ймовірність перевищення певного фіксованого порогу; математичне сподівання функції корисності, тощо. Під час вирішення цих питань доводиться виходити не лише з математичних чинників, а й з економічного змісту та евристичних міркувань.

На наш погляд, більш раціональним для вирішення поставлених задач буде використання у дослідженнях теорем, що належать до закону великих чисел: теореми Чебишева, Маркова, Бернулі-Лапласа, Пуассона. Останнє обумовлюється тим, що, наприклад, для гірничо-збагачувальних підприємств, які є великими монопродуктовими економічними системами, при визначенні якісних характеристик уступів кар'єрів проводяться розрахунки за даними свердловин експлуатаційної розвідки та забійного випробування, а в цілому по кар'єру одержується середньозважена якість на обсяг видобування по уступах кар'єру. Таким чином не виключається певна низка задач яка може бути вирішена з використанням центральної граничної теореми.

Закон великих чисел включає декілька теорем у яких доводиться наближення середніх характеристик при виконанні певних умов щодо деяких постійних значень. На основі останнього робиться висновок: Теорема Чебишева показує, що середня арифметична попарно незалежних випадкових величин має властивість стійкості і за певних умов, мало чим відрізняється від середньої арифметичної математичних сподівань цих величин, тому для моделювання стохастичного характеру виробничих процесів крупних монопродуктових підприємств придатна нерівність Чебишева. Разом з тим, необхідно враховувати, що для таких підприємств, як ГЗК, виробничі процеси характеризуються постійним збільшенням обсягів робіт. Отже, більшість показників виробничо-господарської діяльності цих підприємств мають певну тенденцію до зростання. Тому нерівність Чебишева, отриману на основі частинного випадку із теореми Чебишева, доцільно підсилити такою числовою характеристикою ступеня ризику, як семіквадратичне відхилення, На основі нерівності можна отримати значення певного показника з урахуванням можливих відхилень від його середнього значення при заданій достовірності прогнозу.

Отже, при оцінці стохастичного характеру виробничих процесів залізодобувних підприємств України доцільно, використовуючи характеристики рядів динаміки, враховувати мінливу ситуацію на ринку і на основі граничних теорем теорії ймовірностей розв'язувати задачі щодо визначення середніх прогнозованих значень коефіцієнтів співвідношень між обсягами переділів підприємства та інших показників виробничо-господарської діяльності, середніх прогнозованих значень попиту на залізорудну сировину та можливих відхилень від цих значень у відсотках та абсолютних одиницях за заданої достовірності прогнозу.

На основі отриманих масивів даних формуються ситуації прийняття рішень, представлені кількісними оцінками варіантів поведінки економічної системи з певною достовірністю прогнозу, що сприяє підвищенню адекватності моделювання стохастичних процесів.

УДК 622.014.2

А.Э. КУЛИНИЧ, С.А. ОЛЕЙНИК, Д.В. ШПАК, магистранты
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ЗАДАЧИ, ЭТАПЫ И ПУТИ РЕСТРУКТУРИЗАЦИИ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

Современные железорудные карьеры относятся к классу сложных вероятностных систем. В зависимости от степени исходного состояния предприятия (глубины проблемы) и сложности системы, решающей проблему, характер процесса нахождения решения руководителями предприятий может быть различным, а, следовательно, и различным выбор методов решения. В идеале нужна такая версия процесса реструктуризация, которая бы наилучшим образом соответствовала существующей сегодня на каждом предприятии модели компетенции, т.е. учитывала бы еще общий уровень подготовки руководителей и менеджеров предприятий, а также позволяла бы активно или пассивно изменять ее (модель) в процессе выполнения финансовой и производственной реструктуризации. Разработать концепцию реструктуризации без поддержки очень трудно. Даже небольшое предприятие нелегко увидеть во всех деталях. А рупные компании – фактически непостижимы: никто не имеет достаточно ясной картины, охватывающей абсолютно все детали. На втором этапе базовой версии этот вид сложности преодолевается путем разработки концепции реструктуризации – самого трудного процесса, в котором приходится участвовать руководителям. Цель всей работы – создать пакет стратегий реструктуризации – четкие стратегические действия по преобразованию видов деятельности предприятия.

Преодолев на первых двух этапах сложность добывания знаний о причинах кризисной ситуации на предприятии, создав концепцию реструктуризации, на третьем этапе базовой версии процесса, приступают к разработке программы реструктуризации. Не рекомендуется использовать, укоренившееся понятие "Программа – комплекс мероприятий по реализации одной или нескольких целей". В данном случае гораздо более уместно использовать следующее понятие: "Программой называется группа проектов, которыми управляют скоординированным образом, чтобы обеспечить дополнительные выгоды, которые нельзя получить при независимом управлении каждым проектом".

Переход от абстрактных идей к программе реструктуризации можно осуществить только через управление предметной областью проектов. Содержательно богатая идеями концепция реструктуризации на третьем этапе базовой версии процесса должна быть преобразована в Программу действий. Вот почему на этом третьем этапе необходимо приступить к созданию предварительного плана Программы в виде набора взаимно связанных между собой основных проектов реструктуризации.

Уже на 4-ой стадии, за счет предварительного планирования, делается прогноз стоимости и продолжительности проекта реструктуризации при сделанных предположениях.

Понимание "анатомии" проекта реструктуризации всеми сотрудниками представляется наиболее важным при подготовке и реализации программы реструктуризации. Одним из подходов на данном этапе, является создание структуры декомпозиции большого проекта реструктуризации на отдельные проекты (Work Breakdown Structures – WBS). Чтобы знать с чего начинать, необходимо "видеть" сеть проектов реструктуризации. Ситуация требует выбора одного из нескольких взаимоисключающих проектов. Встроенный новый минимальный уровень компетенции сразу приносит результаты. Пути интеграции функции управления предметной областью проекта в управление процессом реструктуризации – важнейшая задача.

Проблема, с которой сталкиваются специалисты в процессе подготовки и реализации программы предприятия – отсутствие опыта планирования крупных программ. Поэтому нужно использовать элементы метода управления проектами для восстановления в сжатые сроки необходимого уровня модели компетенции предприятий, приступающих к подготовке собственных программ реструктуризации. Трудно рассчитывать, что эти вопросы будут решены сами собой, потому что реструктуризация предприятия – сложная и слабоструктурированная проблема.

Список литературы

1. www.projectmanagement.ru

УДК 622:624

Л.Н. КОВЕРНИЧЕНКО, Ю.М. НАВИТНИЙ, кандидаты. техн. наук, доц.,
И.А. ПАШКОВА, ассистент, ГВУЗ «Криворожский технический университет»

ЭФФЕКТИВНОСТЬ КАРЬЕРНЫХ ТРАНСПОРТНО-НАСЫПНЫХ СООРУЖЕНИЙ

Как показывает анализ работы ГОКов Кривбасса, устройство мостов, постоянных и сборно-разборных путепроводов далеко не всегда позволяет решить транспортные проблемы. В связи с этим предлагается устройство тоннельно-насыпных сооружений, представляющих собой насыпи внутренних отвалов или внутрикарьерных складов с дорогами на их поверхности и транспортными тоннелями, пересекающими их массив на разных отметках.

Такие комплексные путепроводы позволяют достаточно гибко изменять схему грузопотоков благодаря простоте изменения поверхности насыпей, но могут быть реализованы, конечно, при определенных условиях: в зонах формирования внутренних отвалов и складов.

При этом целесообразно обделки рассматриваемых тоннелей выполнять сборно-разборными, с целью обеспечения возможности многократного их использования, для чего был разработан унифицированный железобетонный балочный элемент, позволяющий набирать кольцевые, эллиптические и арочные обделки различных радиусов.

Так, как работы по разработке блоков могут вестись одновременно в нескольких зонах с перепадом отметок в 60 м и выше, в проекты следует закладывать простые и сложные типы путепроводов. Первая группа (простые) включает в себя сооружения, соединяющие отдельные площадки или участки бортов карьера. Вторая группа (сложные) соединяет противоположные борта карьера на разных уровнях с одновременной развязкой трасс по бортам карьера.

В результате выполненных исследований, дано решение научной проблемы, заключающейся в разработке нового универсального строительного элемента для внутрикарьерного строительства, из которого можно возводить тоннели любого диаметра, дороги, переезды, рудоспуски, колодцы и т.д.; разработке технологии возведения насыпных внутрикарьерных путепроводов с расположенными внутри насыпи тоннелями. Решение этой проблемы имеет большое народнохозяйственное значение, позволяющее повысить производительность разработки месторождений полезных ископаемых путем введения в схемы и системы строительных сооружений из универсального строительного элемента, улучшить экологическую обстановку в карьере за счет сокращения путей доставки полезного ископаемого.

Основные научные и практические результаты исследования заключаются в следующем:

1. Доказано, что сокращение пути доставки полезного ископаемого путем использования для этого внутрикарьерных насыпных образований, имеющих поверху – дороги, а внутри – транспортные тоннели, способствует снижению стесненности горных работ, расширяет возможности оптимизации внутрикарьерных грузопотоков, позволяет повысить производительность технологических комплексов, улучшить экологическую обстановку в карьере, сократить затраты на горючесмазочные материалы, строительные работы при возведениии сооружений и разрабатывать новые схемы отработки за счет оптимизации транспортных схем, введения улучшеных режимов движения транспортных средств, разгрузить напряженное состояние бортов карьера расположенными внутри насыпными внутрикарьерными путепроводами, которые могут быть усреднительными складами, развязкой транспортных трасс при внутрикарьерном отвалообразовании, контрфорсами различного назначения и убежищем для сохранения техники во время взрывов.

2. Разработана методика расчета внутрикарьерных насыпных путепроводов с расположенными внутри насыпи тоннелями.

3. Разработана универсальная балка для внутрикарьерного строительства.

4. Разработан способ возведения внутрикарьерных путепроводов.

5. Разработана технология монтажа тоннелей при внутрикарьерном строительстве.

6. Разработаны “Рекомендації з технології будування насипних шляхопроводів кар’єрів із універсального будівельного елементу ”.

7. В отличие от существующей практики разработаны новые схемы отработки полезного ископаемого с применением внутрикарьерных путепроводов.

Секція
«Підземна розробка родовищ корисних копалин»

УДК 622.274.3: 622.838

М.І. СТУПНІК, В.О. КАЛІНІЧЕНКО, доктори техн. наук, проф.,
М.Б ФЕДЬКО, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ «Криворізький національний університет»
Б.І. КРИВОХІН, ДП «СхідГЗК»

КОРИГУВАННЯ НЕОБХІДНОЇ ТОВЩИНИ СТЕЛИНИ З УРАХУВАННЯМ СТУПЕНЯ ЇЇ ПОРУШЕНОСТІ ПРОЙДЕНИМИ ВИРОБКАМИ

Розробка уранових родовищ на шахтах ДП «СхідГЗК» традиційними для існуючих умов камерними системами розробки з наступною твердіючою закладкою виробленого простору внаслідок дуже складної морфології залягання рудних покладів характеризується досить високими затратами і є економічно доцільною для відробки покладів з підвищеним вмістом урану. Відпрацювання ділянок дуже бідних урановмісних руд як з економічної, так і з екологічної точки зору, значно доцільніше здійснювати із застосуванням технології підземного блокового вилуговування, яка дає можливість виключити з технологічного ланцюга отримання готової продукції низку трудомістких та екологічно небезпечних операцій. Така технологія дозволяє, з одного боку, мати максимальне вилучення корисної копалини, з іншого – уникнути значних матеріальних затрат на приготування закладної суміші та заповнення нею відпрацьованої камери (що має місце при традиційній технології, оскільки камера при застосуванні підземного блокового вилуговування практично повністю заповнена замагазинованою рудою) та затрат, пов'язаних з утилізацією пустих порід та забалансових руд.

Але при застосуванні такої технології з'являється міжповерховий цілик-стелина, який у багатьох випадках, враховуючи дуже складну геоморфологію залягання покладів уранових руд та пов'язану з цим необхідність проведення великої кількості підповерхових виробок, є порушений цими виробками. Чинні інструкції даний фактор не враховують й ослаблення стелин у таких випадках може спричинити їх руйнування з відповідними наслідками.

Метою наших досліджень було встановлення ступеня впливу пройдених в стелині виробок на її стійкість та відповідне коригування товщини стелини для уникнення її руйнування.

Виконавши дослідження стосовно змінення напружено-деформованого стану стелин ми пропонуємо враховувати цей фактор відповідним поправочним коефіцієнтом $K_{пор}$. Тоді необхідну (мінімальну) товщину порушеної виробками стелини можна визначити з виразу, м

$$h_{cm}^{n} = h_{cm} \cdot K_{пор},$$

де h_{cm} - товщина стелини, визначена без урахування проведення у ній виробок, м.

Оскільки ступінь порушеності стелини буде залежати від кількості пройдених у ній виробок, геометричних розмірів (зокрема висоти) як кожної з цих виробок, так і потужності стелини, числове значення коефіцієнта $K_{пор}$ пропонуємо визначати як добуток окремих коефіцієнтів K, кожен з яких диференційовано враховує вплив кожної з пройдених в стелині виробок, а саме, долі од.

$$K_{пор}=K_1 K_{2,\ldots},K_n,$$

Числове значення цих коефіцієнтів визначають за формулою, долі од.,

$$K_i = \sqrt{1+\left(h_i^{в} / h_{cm}\right)},$$

де $h_i^{в}$ - висота i-ї виробки, м.

Наприклад, при необхідній товщині суцільної (непорушеної виробками) стелини h_{cm}=10м, якщо в ній пройдено по одній виробці висотою, відповідно, 2,5 та 3,0 м, поправочні коефіцієнти для кожної з них становитимуть, відповідно, 1,12 та 1,14. Тобто товщину порушеної стелини у кожному окремому випадку необхідно збільшити, відповідно, до 11,2 та 11,4 м. Якщо у порушеній стелині пройдено, наприклад, дві виробки висотою 2,5 і 3,0 м, значення коефіцієнта $K_{пор}$=1,12·1,14= 1,28 та, відповідно, товщина порушеної стелини повинна бути 12,8 м.

Отже, вважаємо, можна буде з урахуванням конкретних умов, що склалися у виймальному блоці, коригувати товщину стелини на величину зменшення її стійкості за рахунок наявних у ній виробок, які її ослаблюють, тим самим уникнути її можливого руйнування. Певне коригування даної методики з визначення впливу на напружено-деформований стан та стійкість стелин ступеня їх порушеності пройденими у них виробками в майбутньому можливе з урахуванням практичного досвіду роботи шахт ДП «СхідГЗК».

УДК 553.99:622.271.6: 622.242

А.И. ВДОВИЧЕНКО, акад. АТН Украины, председ. правл. Союза буровиков Украины

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ КОМПЛЕКСА С ГИДРОТРАНСПОРОМ КЕРНА КГК-100 ПРИ ОСВОЕНИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЯНТАРЯ

Для освоения месторождений янтаря предлагается использовать отечественный комплекс для бурения скважин с гидротранспортом керна глубиной до 100 м (КГК-100), результаты применения которого при поисках, разведке и освоении различных месторождений полезных ископаемых достигли выдающихся успехов мирового уровня [1].

В состав комплекса входят: буровая установка УРБ-2А-2ГК оснащенная подвижным вращателем с промывочным сальником для гидротранспорта керна, буровым насосом НБ4-320/63 и системой промывки; керноприемное оборудование, стеллаж и емкость, смонтированные на автомобильном прицепе; двойная колонна бурильных труб и специальная твердосплавная коронка.

При бурении скважин с использованием КГК промывочная жидкость подается насосом в межтрубное пространство специальной двойной бурильной колонны. У забоя скважины она поступает в центральную внутреннюю колонну и, захватывая выбуренную породу, выносит ее к промывочному сальнику, проводит через керноотводящий рукав и доставляет в лотки керноприемника. В зависимости от состава породы и назначения скважины лотки могут быть сетчатые, а также состоять из емкостей, мешков и других приспособлений для отбора и обработки проб.

Для расширения области эффекивного использования КГК в ПГО «Сеукргеология» были проведены опытно-меодические работы и усовершенствования, в результате которых были достигнуты высокая эффективность и качество работ при разведке титановых россыпей [2].

В тоже время сведения об использовании КГК при освоении месторождений янтаря в литературе отсутствуют. Существенно возросшие современные потребности в освоении янтарных месторождений вызывают повышенный интерес к КГК. Наряду из высокими производительностью, качеством и рентабельностью работ, КГК максимально обеспечивает сохранение окружающей среды.

Киевский завод буровой техники серийно выпускает базовую буровую установку УРБ-2А-2 и при необходимости, в сотрудничестве с другими отечественными предприятиями, может освоить производство необходимого количества бурового инструмента и оборудования для КГК.

Таким образом, в Украине сложились благоприяные условия для широкого использования высокоэффективной технологии освоения месторождений янтаря с помощью комплексов с гидротранспортом керна КГК-100.

Список литературы

1. **Вдовиченко А.И.** Выдающиеся отечественные достижения и их роль в современном развитии / **А.И. Вдовиченко** // Материаллы международной конференции «Форум горняков – 2017», 4 -7 октября 2017г., г. Днепр. - Д: Национальний горный университет. - 2017. - С. 275 – 280.

3. **Швайберов С.К.** Обоснование возможности использования комплекса КГК-100 для поисков и разведки россыпей ильменита. – К.: Сквукргеология. - 1990. – 35 с.

УДК 553.041

Г.І. РУДЬКО, д-р геол.-мінерал. наук, д-р геологіч. наук, д-р техн. наук, проф.,
С.Ф. ЛИТВИНЮК, канд. геол. наук, В.В. БАЛА
Державна комісія України по запасах корисних копалин (м. Київ)

ПОТЕНЦІАЛ СИРОВИННОЇ БАЗИ ВУГІЛЬНИХ РОДОВИЩ ЛЬВІВСЬКО-ВОЛИНСЬКОГО ВУГІЛЬНОГО БАСЕЙНУ ТА ПЕРСПЕКТИВИ ЙОГО ПОДАЛЬШОГО РОЗВИТКУ

Розглянуто основні проблеми вугільної галузі України, схарактеризовано потенціал сировинної бази вугільних родовищ Львівсько-Волинського вугільного басейну та перспективи його подальшого розвитку.

The main problem of Ukraine's coal industry, are characterized potential resource base of coal deposits Lviv-Volyn Coal Basin and prospects for further development.

Довгостроковою альтернативою донецькому вугіллю може стати вугілля Львівсько-Волинського кам'яновугільного басейну. За особливостями геологічної будови і вугленосності, а також за ступенем промислового освоєння басейн поділяється на три райони: Нововолинський та Червоноградський вуглепромислові та Південно-Західний вугленосний.

Розвідана та промислово освоєна частина Львівсько-Волинського кам'яновугільного басейну має площу близько 1000 км^2.

Станом на 1.01.2017 р. прогнозні ресурси кам'яного вугілля Львівсько-Волинського басейну оцінюються у приблизно 2,92 млрд т (з них коксівного 1,7 млрд т) тобто близько 2 % усіх ресурсів кам'яного вугілля України [1].

Вугілля басейну переважно низькоякісне, енергетичне та коксівне, представлене марками ДГ, Г, Ж і К (ДСТУ 3472-96), воно використовується в основному як високоякісне енергетичне паливо і частково, як коксохімічна сировина.

На базі Львівсько-Волинського кам'яновугільного басейну функціонують вугледобувні підприємства Львівської та Волинської областей, на які припадає близько 7 % загального обсягу видобутку вугілля в Україні. Львівський регіон представляють: ДП «Львіввугілля» (7 вугледобувних шахт), ДВАТ «Шахта "Надія"» (1 шахта), збагачувальна фабрика ПАТ «Львівська вугільна компанія».

У Волинській області функціонує ДП «Волиньвугілля» (4 вугледобувні шахти) [9].

Економічна ефективність діяльності більшості вугледобувних потужностей Західного регіону України низька. У зв'язку з цим вирішення проблем вугільної галузі регіону є завданням вкрай важливим і невідкладним.

При цьому не обійтися без організаційно-економічних змін у функціонуванні вугільної промисловості регіону та компенсаторних заходів щодо вирішення пов'язаних з її реорганізацією соціальних і фінансово-економічних проблем.

Головні перспективи розвитку басейну пов'язані з Південно-Західним вугленосним районом, де розвідані Тяглівське й Любельське родовища з дефіцитними марками вугілля, запаси яких становлять майже 2 млрд т, що вдвічі більше від залишкових балансових запасів енергетичного вугілля старої промислової частини басейну.

За короткий термін (2-4 роки) обсяг видобутку вугілля у Львівсько-Волинському басейні можна збільшити до 10-15 млн т/рік, шляхом радикального технічного переоснащення діючих шахт та спорудження 4-8 нових із загальною проектною потужністю приблизно 10 млн т на рік.

Тоді басейн зміг би постачати до 30-50% вугілля, потрібного промисловості нашої країни.

Важливим і невідкладним напрямом подальшого розвитку Львівсько-Волинського басейну є цільове фінансування й всебічне відновлення геологорозвідувальних робіт на перспективних об'єктах і нових вугленосних площах.

Список літератури

1. Ресурси твердих горючих корисних копалин України станом на 01.01.2016 рік Київ ДНВП "Геоінформ України", 2016, 90с.

УДК 622.272

Х.А. ЮСУПОВ, д-р техн. наук, проф., технический директор горнорудной компании «Казахстанские минеральные ресурсы», Казахстан
Ж.Д. МЕРКЕНБАЕВ, магистр наук, генеральный директор АО «СП «Акбастау», Казахстан

ПРИЧИНЫ ВОЗНИКНОВЕНИЯ КОЛЬМАТАЦИИ ПРИ ПОДЗЕМНОМ СКВАЖИННОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ УРАНА

Запасы и ресурсы урана в Казахстане в настоящее время составляют около 1,7 млн т, или около 12% от общего объема мировых запасов и ресурсов урана.

Особенностью запасов урана в Казахстане является то, что около 80% из них сосредоточено в месторождениях песчаникового типа, в водонасыщенных проницаемых породах, которые пригодны к добыче методом подземного скважинного выщелачивания [1].

Одной из проблем при применении данной технологии является периодическое снижение производительности.

Как правило, причиной уменьшение дебита скважин является кольматация фильтров и прифильтровых зон водоносного пласта, которая вызывает увеличение гидравлических сопротивлений и снижение притока в скважины.

Объектом исследования является месторождение Буденовское, расположенное в Южно-Казахстанской области Республики Казахстан. На исследуемом объекте 2 основных вида кольматации - механическая и химическая.

К механической кольматации в основном подвержены закачные скважины, а химической-откачные.

В результате механической кольматации отверстия фильтров и прифильтровая зона перекрываются песком, глиной, гравием, в связи с чем удельный дебит скважин снижается.

Химическая кольматация чаще всего происходит в слабокислой среде.

По мере продвижения раствора и расходовании кислоты может наступить кольматация - отложение в пласте различных веществ, затрудняющих прохождение выщелачивающих растворов.

Причинами возникновения механической кольматации закачных скважин на месторождений являются литология вмещающих пород и руды; чрезмерное повышение скорости подачи раствора после ремонтно-восстановительных работ; в маточном растворе содержится большое количество взвешенных частиц.

Образование химической кольматации происходит из-за литологии вмещающих пород и руды; содержания в маточном растворе большого количество взвешенных частиц; повышения величины pH в растворе по мере выщелачивания.

В ходе выщелачивания изменить литологию вмещающих пород и руды невозможно, а управлять чрезмерным повышением скорости подачи раствора после ремонтно-восстановительных работ, снижением количества взвешенных частиц в маточном растворе и pH в растворе по мере выщелачивания вполне возможно.

Для повышения эффективности подземного скважинного выщелачивания предложена механическая активация выщелачивающего раствора, путем ее обработки в каваитационной установке.

В результате механического воздействия (кавитации) на сплошные среды, изменяется её структура и температура, что сопровождается разрывом связей между атомами и разрушением кристаллической решетки.

За счет активации выщелачивающего раствора увеличивается перевод в жидкую фазу как полезного компонента, так и кольматирующих элементов, что уменьшает вероятность их осаждения в форме кольматантов.

Список литературы

1. http://www.kazatomprom.kz/ - !/industry/uranium/Uranium-mining-and-products.

UDC 622.278

P.B. SAIK, V.H. LOZYNSKYI, Cand. Sc. (Tech.), Assoc. Professor,
National Mining University, Ukraine
E. CÁCERES CABANA, Cand. Sc. (Tech.), Assoc. Professor, Scientific Research Institute
of the Center of Renewable Energy and Energy Efficiency at St. Augustine University, Peru

INNOVATIVE PROSPECTS FOR DOMESTIC WASTE UTILIZATION IN UNDERGROUND GASIFIERS

In Ukraine, the waste management system is imperfect. It does not solve the problem of utilization of domestic and industrial waste. The average rate of domestic waste disposal per country is only 5%, industrial is about 30%, and in Sweden, for example, utilizes almost 99%. This is achieved through the development and improvement of technologies for collecting and recycling this secondary energy, which gives the opportunity to obtain additional electric power and heat energy. Simultaneous reception and use of these types of energy can significantly reduce the level of environmental pollution by reducing the share of thermal stations for the electricity generation that makes 40%.

The most widespread direction of domestic waste management is thermal utilization: combustion, pyrolysis, and gasification. The effectiveness of the thermal treatment method depends on the morphological composition of the waste, which contains 60 – 80% of the organic (combustible) raw material, the technology of collecting, sorting, regimes of the utilization process, the quality and quantity of final products obtained [1].

Incineration of domestic waste is the easiest way of it utilization. Long-term practice of using combustion technology has allowed to highlight the main advantages (obtaining electricity and heat) and disadvantages (formation of secondary toxic waste that, along with heavy metals, enters the environment with flue gases, waste water and slag).

The pyrolysis technology is the irreversible chemical change in the composition of waste under the influence of temperature and oxygen-eliminating. By degree of temperature influence on the substance of pyrolysis is divided into low temperature (450 – 550 °C) and high temperature (over 900 °C) [2]. The advantage of pyrolysis compared with direct incineration of waste is its effectiveness in terms of environmental pollution preventing. Due to pyrolysis, we can recycle non-recyclable waste materials such as tire covers, plastics, waste oils, et cetera. The primary products of pyrolysis process are thermal energy, combustible gases and solid products in the form of slag that are not pyrolyzed.

Gasification process involves waste processing in specially equipped chambers with controlled blast reagents supply (air, oxygen, steam, carbon dioxide or their mixture). When injection reagents in the gasification chamber, we get the generator gases with the calorific value of 4 – 6 MJ/m^3, and at the oxygen blast supply the calorific value increases by 2,5 – 3 times [3]. Gasification has a number of advantages over combustion and pyrolysis: high efficiency up to 95%, less intense NO_x formation, simple gas treatment system. But despite this, gasification also has products that need to be further used.

After analyzing the existing trends in the development of thermal waste utilization, the authors identified a major shortcoming inherent in the above technologies – the need to utilize solid residue (slag). In order to address this shortcoming, it is proposed to preliminarily conduct cryogenic preparation of household wastes with liquid nitrogen followed by utilization in the formed underground gasifier. These wastes will act as additional catalysts of the gasification process and will be supplied together with a blowing mixture in the oxidizing zone of the underground gasifier.

Thus, the situation with the waste leads to the development and implementation of a complex of technological and integrated solutions to dealing with them. The possibility of their utilization in underground gasifiers is a qualitatively new technology for their re-use, which allows receiving energy and heat in a closed ecological cycle.

References

1. **Tabachenko, M., Saik, P., Lozynskyi, V., Falshtynskyi, V., & Dychkovskyi, R.** (2016). Features of setting up a complex, combined and zero-waste gasifier plant. Mining of Mineral Deposits, 10(3), 37-45. http://dx.doi.org/10.15407/mining10.03.037

2. **Лозинський, В.Г., Саїк, П.Б., Павленко, О.В., & Кошка, Д.О.** (2010). Аналіз сучасного стану і перспективи промислового застосування свердловинної підземної газифікації вугілля в Україні. Матер. IV междунар. Научно-практич. конф. «Школа подземной разработки», 351-363.

3. **Саїк, П., & Лозинський, В.** (2016). Розвиток та впровадження технології підземної газифікації вугілля. Школа ппідземної розробки, Бердянськ: НГУ, 17-18.

УДК 622.831.24

О.Е. ХОМЕНКО, д-р техн. наук, доц., ГВУЗ «Национальный горный университет»

ПОВЫШЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ВЫРАБОТОК ЗА СЧЕТ ЭНЕРГИИ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ

Современные научно-производственные представления, на которых базируется большинство украинских технологий крепления и поддержания горных выработок, основываются на двух основных принципах. Первый - противодействие крепей разрушению вмещающего массива за счет изменения их видов, параметров установки и условий эксплуатации для обеспечения эффективного отпора крепежных систем. Приверженцами принципа противодействия являются А.Н. Зорин, В.В.Виноградов, Т.А. Паламарчук, А.Ф. Булат, Ю.М. Халимендик, А.И. Зильберман, В.И. Бондаренко, П.И. Пономаренко, Г.А. Симанович, Л.Н. Ширин, В.И. Бузило, И.А. Ковалевская, В.Я. Кириченко, А.Г. Катков, И.С. Зицер, А.П. Григорьев и В.И. Нииконец, научно-практические разработки которых составляют 53% от общего числа. Второй принцип – это уравновешивание устойчивости массива с параметрами горных выработок путем изменения их размеров и формы для достижения максимальной устойчивости контуров обнажения массива. Технологиями, основывающимися на принципе уравновешивания, занимались С.Г. Борисенко, Г.М. Малахов, Е.И. Логачев, В.А. Калиниченко, В.П. Волощенко, В.В. Цариковский, Г.К. Хижняк, В.Д. Запорожец, Ю.И. Кошик и В.И. Ляшенко, разработки которых составляют 38% от общего. Если принцип противодействия в основном используется для подержания подготовительных выработок, то принцип уравновешивания – для повышения устойчивости очистных камер. Оба принципа не позволяют использовать энергию горного давления, а только обеспечивают снижение затрат на крепление и поддержание выработок за счет оптимизации технических параметров.

Выполненный анализ также выявил два новых принципа, позволяющих использовать энергию горного давления. Это принцип содействия, предложенный Ю.П. Капленко в способах отбойки слоев руды, которые находятся в областях интенсивного деформирования и Б.Н. Андреевым в способах взрывания, которые наоятся в зонах разгрузки напряжений, а также принцип устранения, используемый В.С. Нигматуллиным в порядке нахождения рациональных мест заложения подготовительных выработок вблизи очистных камер. Под принципом содействия понимается порядок использования энергии горного давления, при котором разупрочненный выработкой массив содействует разрушению горных пород при производстве подготовительных и очистных работ, и приводит к экономии энергии взрыва во время отбойки. Под принципом устранения понимается порядок нахождения рациональных мест заложения подготовительных и очистных выработок, которые размещаются вблизи выработанного или очистного пространства в областях массива с пониженным потенциалом горного давления, что приводит к снижению металлоемкости крепей и увеличению размеров очистных камер.

Каждый из проанализированных принципов повышения устойчивости горных выработок использует различное относительное количество энергии горного давления. Для определения количества этой энергии при креплении и поддержании выработок автор определял разницу между вертикальным давлением массива на крепь выработки и величиной отпора, создаваемой крепежной системой. Расчеты показали, что технологии, базирующиеся на традиционно применяемом принципе противодействия, не используют энергию массива, а как раз наоборот, для противодействия этой энергии затрачивают ее в эквивалентном или зачастую превышающем объеме. Принцип уравновешивания, используя баланс между факторами энергии массива, с одной стороны, и усточивыми размерами и формой выработок, с другой стороны, позволяет находить между ними баланс и практически не затрачивать энергию для крепления и поддержания выработок. Принципы содействия и устранения близки по уровню используемой энергии массива. Разница в том, что принцип содействия применяют для очистных выработок при производстве добычных работ, а принцип устранения - при сохранении устойчивости подготовительных выработок. Самым эффективным научно-производственным принципом с методологической точки зрения является принцип перенесения, который предложенный автором и позволяет использовать максимальное количество энергии горного давления за счет управления процессами разрушения и перенесения деформаций вглубь массива с помощью регулируемого анкерного крепления и других технологических решений.

UDC 519.6:622:55

K. M. TOMICZEK, PhD (Mining and Geological Engineering, assistant professor, Silesian University of Technology, Faculty of Mining and Geology, Chair for Geomechanics
and Underground Construction, Gliwice – Poland

A NOTE ON THE NUMERICAL RESEARCH ON THE INFLUENCE OF JOINTS DENSITY ON THE ROCK MASS STABILITY IN THE VICINITY OF LONGWALL MINING

The paper presents some results of numerical simulation of joined rock mass behavior in the vicinity of the longwall mining. UDEC (Universal Distinct Element Code, Itasca C.G., US) program based on Distinct Element Method (DEM) was used for modeling. A simplified rock mass model was built using UDEC v.4.0.

The two-dimensional numerical model has dimensions of 200×100 m. On the bed of coal of 2.5 m thickness five rock layers were modeled in the roof.

The total thickness of the roof layers was 72.5 m. There were two layers of rock in the floor with a total thickness of 25.0 m. "Vertical" and horizontal joints were modeled in the floor, bed of coal and roof layers.

The head of the wall was make safe by a mechanized hydraulic roof support. The mining was operated in 10m stages to 80m. The rocks had the Carboniferous properties and Coulomb-Mohr failure criterion was used. Points of vertical edges of the model could displace along the vertical y-axis.

The points on the lower edge could not displace along the vertical y- or horizontal x-axis. It was assumed that the floor of the bed was laid at a depth of -1000m. A vertical stress σ_v=24 MPa was applied to the upper edge of the two-dimensional model.

The "vertical" joints system was inclined at an angle of δ=60° to the horizontal planes of the rock stratums. Four different density of joints were applied.

The influence of this density on the fall propagation of the roof and the range of the fractured rocks was investigated.

The results of the research were presented in the form of color maps of the analyzed quantities. The correct distribution of the caving and caving by stages sealing were obtained.

The obtained values of the principal stresses σ_1,σ_2 and the vertical σ_z which resulted from the formation of the fracture zones under the mining were also presented.

Introduction of the paper also presents basic information about UDEC program.

List of References(selected)

1. **Bagi K.** Fundaments of the Discrete Element Method. Section 5: UDEC. https://epito.bme.hu/sites/default/files/page/DEM_lecture_05.pdf (10.11.2017)

2. **Barton, N., Løset, F., Lien, R. and Lunde, J.** Application of the Q-system in design decisions. In "Subsurface space", (ed. M. Bergman) 2, Pergamon, 553-561. New York 1980

3. **Bieniawski Z.T.** Engineering rock mass classifications. Wiley, New York 1989

4. **Cundall P.A. and Hart R.D.** Numerical modelling of discontinua. Engineering computations. Publisher MCB UP Ltd, 9 (2), 101-113, 1992

5. **Hart R., Cundall P.A. and Lemos J.** Formulation of a three-dimensional distinct element model - Part II. Mechanical calculation […]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, Pergamon Press, Vol. 25, Is. 3, 117-125, 1988

6. **Kabiesz J. i Patyńska R.** Badania zasięgu i intensywności strefy spękań wokół chodnikowych wyrobisk korytarzowych (in Polish). Range and intensity of fracture zone around roadways. Górnictwo i Geoinżynieria, Kwartalnik AGH, Rok 33, Zeszyt 1, 263-282, 2009

7. **Kidybiński A.** Strefy stateczności górotworu stropowego wyrobiska korytarzowego przy obciążeniu statyczno-dynamicznym (in Polish). Roof stability zones of longwall gateroad at joint static and dynamic load. Prace Naukowe GIG „Górnictwo i środowisko", 2/2008, 37-50, Katowice 2008

8. **Tomiczek K.** Modeling of Sandstone Rock Samples Using PFC2D Code, In "Numerical Modeling in Micromechanics via Particle Methods", Balkema, Netherlands 2002

9. **Terzaghi K. and Richart F.E.** Stresses in Rock about Cavities. Institution of Civil Engineers, Harvard soil mechanics series Vol. 27, 1952

10. **Zienkiewicz O.C.** The finite element method in engineering science. London - New York McGraw-Hill, 1971

УДК 622.273.1

І.П. КУШНЕРЬОВ, Ю.Ю. КРИВЕНКО, кандидати техн. наук, доц.,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

СПОСОБИ ВІДПРАЦЮВАННЯ МІЖКАМЕРНИХ ЦІЛИКІВ ТА СТЕЛИН

Камерні системи розробки родовищ корисних копалин забезпечують більш якісні показники добування у порівнянні з системами з обваленням руди та налягаючих порід. Але при відпрацюванні стелин та міжкамерних циликів мають місце найгірші результати, де в залежності від гірничо-геологічних умов залягання втрати рудної маси досягають 50%, а розубоження-20% і більше. Камери можливо заповнювати закладкою і потім відпрацьовувати цілики. Показники будуть сприятливі, але процес потребує 25-30% додаткових витрат. Тому в любому випадку ефективність виймання різного роду циликів суттєво нижче ніж відпрацювання камерних запасів.

Розроблено нові способи ефективного відпрацювання міжкамерних циликів та стелин. Сутність їх полягає в тому, щоб уникнути контакту з обваленими породами і технологічно в наступному. При підготовці днища камери формуються рудні спряження шляхом збільшення кута твірної воронок випуску, які дотикаються до міжкамерного цілика. Частину його масива обвалюють та магазинують у середині утвореній П-подібній просторовій конструкції. Її формують із огороджуючих циликів зі сторони суміжних вироблених просторів та стелини. Рудою, яка замагазинована, на протязі необхідного часу підтримуються в стійкому стані залишена частина міжкамерного цілика та оголення порід висячого та лежачого боків. Після цього огороджуючі цілики і стелину відокремлюють шляхом буріння та підривання свердловин від порід висячого та лежачого боків, а також від рудних спряжень у вертикальних площинах контакту міжкамерного цілика з обваленими породами. Відпрацювання залишених запасів цілика ведеться послідовним обваленням ніжок П-подібної конструкції шарами, висота яких не перевищує висоту рудних спряжень, та випуском замагазинованої рудної маси. Розміри конструктивних елементів приймаються за відомими методиками.

Встановлено, що при відпрацюванні стелин камерних систем розробки мають місце значні втрати та розубоження. Для їх зменшення пропонується наступна технологія відпрацювання стелин. Підготовлюється та нарізається блок проведенням відкотного штреку, вентиляційно-ходових підняттєвих, рудоспусків, виробок доставки, дучок, воронок та уловлюваючих виробок в породах лежачого боку покладу. Традиційно виконується відбійка камерних запасів з наступним їх випуском через воронки та дучки на горизонт доставки і в подальшому через рудоспуск на основний горизонт. Запаси стелини за вертикаллю поділяються на виймання двома чергами. Після відпрацювання камери в її порожнину відбиваються запаси стелини першої черги у порід висячого боку. Так само ці обвалені запаси випускаються і доставляються через зазначені раніше виробки. По мірі випуску цих запасів вироблений простір самопливом або примусово заповнюється налягаючи ми породами. Причому, під кутом природного укосу під запасами стелини другої черги формується компенсаційна траншея. Вона утворюється за рахунок укосу обвалених порід, нижньої площини стелини та порід лежачого боку. Важливо, що розміри компенсаційного простору регламентуються параметрами стелини, коефіцієнтом розпушення та укосом порід і визначаються встановленою нами залежністю. Після цього обвалюються на утворений компенсаційний простір та затиснене середовище запаси стелини другої черги. Вони розкриваються шляхом проведення із уловлюваючих штреків дучок. Виконується управляє мий випуск обвалених запасів стелини другої черги. Лабораторними дослідами встановлено, що при відпрацюванні стелин за такою технологією втрати рудної маси на лежачому боці знижуються на 12-13% у порівнянні з традиційною.

Розроблено методику розрахункового визначення місця розташування уловлюваючих виробок в породах лежачого боку, в якій прийнято за основу взаємопов’язаний розмір висоти компенсаційного простору та параметри стелини з лежачого боку.

Встановлено доцільність проведення уловлюючих виробок в лежачому боці покладу з кутами падіння 55º і більше, яка визначається цінністю довилучених запасів рудної маси та витратами на спорудження додаткових виробок для їх приймання.

Дослідження вказують, що запропоновані способи у порівнянні з традиційними дозволяють зменшити експлуатаційні витрати, втрати та розубоження рудної маси, а також забезпечити керування процесом обвалення циликів.

УДК 622.272

В.О. КАЛІНІЧЕНКО, д-р техн.наук, проф., К.М. КОВБИК, аспірант.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДЕФОРМАЦІЯ МАСИВУ ГІРСЬКИХ ПОРІД ПІД ЧАС ВЕДЕННЯ РОБІТ ПО ВИДОБУТКУ КОРИСНОЇ КОПАЛИНИ ПІЗДЗЕМНИМ СПОСОБОМ В СКЛАДНИХ ГІДРОГЕОЛОГІЧНИХ УМОВАХ

Ефективність видобутку корисної копалини підземним способом залежить від багатьох геологічних, фізико-хімічних, гідрогеологічних факторів. Сам процес являє собою складну совокупність технологічних рішень, і виробничих операцій спрямованих на ефективний видобуток корисної копалини.

Забезпечення безпеки ведення робіт, достатньої продуктивності, та невисокої собівартості видобутку - основа задача підприємства.

Час від часу на підприємствах які ведуть виймання корисної копалини підземним способом постає питання забезпечення стабільного процесу видобування руди с блоків і панелей у зв'язку з складними гідрогеологічними умовами. Так існує ймовірність потрапляння води в очисний простір виробки під час безпосереднього ведення очисних робіт,погіршення умов виймання ускладнює подальшу відробку блоку і змушує припинити, або сповільнити ведення робіт по видобутку руди.

На сьогоднішній день потрапляння води в очисний простір, або фронт ведення робіт, є неприпустиме. Зменшуючи,тим самим, несучу здатність порід вода приводить до зниження ефективності ведення гірських робіт, підвищенню собівартості видобутку, пониженню рівня безпеки робіт.

Сучасні системи розробки враховують фактор зменшення несучої здатності гірських порід під час ведення робіт.

Аналогічно вже важко попередити деформації масиву гірських порід під впливом води, і визначити точні данні коли відробка блоку (панелі) в таких умовах стане небезпечною. Тому необхідно при розробці проекту враховувати ще ряд факторі:

модель поводження води в стисненому середовищі, на великій глибині;

потрапляння води в очисний простір після початку ведення робіт;

змінення міцністних властивостей порід висячого та лежачого боку під час ведення очисних робіт;

час існування блоку в умовах обводнення родовища.

Авторами пропонується здійснити ряд досліджень спрямованих, на визначення часу існування блоку, панелі.

Створення моделі поводження масиву гірських порід , деформаційних проявів, з урахування гідрогеології, під час ведення гірничих робіт по видобутку корисної копалини, що дозволить більш детально та конструктивно розробити відповідну систему розробки адаптовану для ведення очисних робіт у разі раптового погіршення умов відробки.

Далі будуть виконані такі дослідження:

визначення на математичній моделі моменти проявів деформаційних порушень в камері, за наявності води;

визначення часу існування камери під час ведення гірничих робіт в таких умовах;

створення запобіжних методів, за для подовження часу ефективного ведення гірничих робіт;

розробка додаткових способів боротьби с обводненням ділянки родовища;

визначення вплив на собівартість.

У результаті виконаних дослідів планується створити методичні рекомендацій по вибору оптимальних рішень с техніки безпеки, основаних на кількості водо притоку в блок (панель). Також методика підготовки блоку в попередньо визначених складних гідрогеологічних умовах використовувати адаптивну технологію підготовки з запасом по виробкам із урахуванням деформаційного стану масиву залежно від ступеня обводнення та додаткових операцій для підтримання продуктивності очисної виїмки.

УДК 622.28, 622.831

С.М. РАХИМБЕКОВ, д-р техн.наук, академик НАГН РК
Казахский национальный исследовательский технический университет им. К.И. Сатпаева, Казахстан

АДАПТИВНОЕ НАПРАВЛЕНИЕ ВЕДЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Как показывает опыт, по причине неоднородности состава и строения горных пород в массиве, неполной геомеханической и геологической информации, вынужденных (ситуативных) отступлений от проекта горных работ в руднике периодически возникают кризисные ситуации, обусловленные внезапными разрушениями горных выработок, в том числе, по причине динамических явлений в массиве пород.

В то же время при ведении подземных горных работ часто наблюдается чисто формальное отношение к ее рациональному ведению, иногда наблюдается даже стремление решать эту задачу вопреки реальным, изменяющимся горно-техническим и другим условиям.

С другой стороны такому проявлению формализма можно дать следующее объяснение. Известно, что лица, принимающие ситуационные решения (ЛПСР) и формирующие в умозрительном пространстве моделей принятия решений руководствуются двумя классами расчетных методик - детерминированной и адаптивной. В первом случае структура модели до получения входной информации жестко предопределяется, и алгоритм получения результата на выходе остается неизменным и независимым от изменений на входе. В случае *адаптивного* подхода ЛПСР приспосабливаются к изменяющимся входным условиям и обеспечивают соответствующие изменения модели путём поиска оптимальной настройки ее параметров. При этом, прежде всего, обеспечивается возможность современных средств информационных систем автоматически реагировать на изменения в породном массиве.

Следует отметить, что расчетная часть методик на основе детерминированных моделей на одном и том же геодинамическом объекте работает до тех пор, пока имеет место установившийся режим его функционирования.

Как известно, основой детерминированного подхода в большинстве случаев, является физическое моделирование состава геомеханической системы, но многокомпонентность, широкая вариабельность, лабильность состава под воздействием внешних факторов приводит к низкой эффективности применения детерминированных методик при их использовании, к увеличению погрешностей или даже к получению некорректных результатов. Однако до сих пор детерминированные подходы в горном деле являются преобладающими.

Вместе с тем, как отмечают признанные специалисты нелинейной геомеханики, назрела необходимость «представить некоторые наиболее важные, внешне как будто разнородные результаты экспериментальных и теоретических исследований по затронутой проблеме с неких единых геомеханических позиций, а также акцентировать внимание исследователей на нерешенных проблемах принципиальной значимости». Во многом, этому способствует использование современных средств измерений динамических воздействий, таких как, комплексные мониторинговые системы записей мировой сети наземных сейсмических станций. Способствует также разработка адаптируемых или достаточно гибких систем геомониторинга, использующих современные измерительные станции, ориентированные на исследование различных физических процессов в массиве, с возможностями учета конкретной технологической обстановки, использование методов экспресс-обработки, ретроспективного анализа и интерпретации данных.

Это дает более четкую картину влияния в изучаемых процессах «фона» с одной стороны и техногенных воздействий с другой.

Предпочтение такому системному аналитическому взгляду на происходящие геодинамические процессы при отработке месторождения будет, на наш взгляд, способствовать, с одной стороны, дальнейшему развитию теоретических представлений глобального геодинамического «фона» для формирования контуров геомеханики, как новой научной дисциплины в спектре наук о Земле, а с другой способствовать разрешению практических потребностей горного производства с учетом специфики геомеханических процессов.

Такой взгляд явится связующим звеном в решении самых разнообразных задач, в том числе, междисциплинарных, когда системный анализ позволяет также реализовать непосредственный контакт и стыковку принципов различных конкретных наук, открывая новые возможности решения наддисциплинарных проблем.

УДК 622.22

С.М. ЧУХАРЄВ, канд. техн.наук, доц.
ДВНЗ «Криворізький національний університет», Україна

ЕФЕКТИВНА ТЕХНОЛОГІЯ ВІДПРАЦЮВАННЯ КРУТОПАДАЮЧИХ РОДОВИЩ ЗБЛИЖЕНИХ РУДНИХ ПОКЛАДІВ

Одна з актуальних проблем при видобутку залізних руд у Криворізькому залізорудному басейні - поліпшення якісних і кількісних показників. По ряду показників Україна поступається провідним гірничодобувним країнам світу, таким як КНР, Австралія, Бразилія, Індія, Росія.

Це обумовлено низкою об'єктивних причин. В першу чергу це - досить велика глибина розробки родовищ (до 1500 м), гірничий тиск і відносно невисокий вміст заліза в видобутій руді. Україна поставляє на ринок аглоруду з вмістом заліза 58-60 %, в той час, як конкуренти - 60-63 %. Тому пошук нових технологій видобутку руди, з урахуванням геологічних особливостей залізорудного Кривбасу, які дозволять поліпшити показники видобутої залізної руди є першорядним завданням.

Криворізьке родовище багатих руд представлено більш ніж трьома сотнями стовпо- та плитоподібних покладів, глибина поширення яких сягає більше 3000 метрів. Структура залягання рудних тіл формується з зближених рудних тіл і породних прошарків між ними.

З урахуванням необхідності відпрацювання таких покладів запропонована технологія відпрацювання крутопадаючих родовищ зближених рудних тіл. Характерною особливістю даної технології є максимальне використання гірничо-геологічних характеристик рудного родовища і окремих технологічних факторів для максимального вилучення руди з надр.

Для впровадження технології рудне тіло поділяється на вертикальні стовпи з висотою, що дорівнює вертикальної потужності рудних тіл і породного прошарку. Розбурювання рудного масиву в межах стовпа проводиться з урахуванням відрізки породного прошарку і породного цілика в висячому боці вертикального стовпа без їх руйнування. Частину свердловин, розташованих під верхнім породним ціликом і породним прошарком залишають незарядженими, що дозволить керувати рухом породного цілика і прошарка у процесі випуску руди.

Щоб уникнути передчасного збіднення руди, випуск ведуть з воронок, віддалених від контакту з породою. Верхній породний цілик при випуску руди спирається на верхній рудний цілик і приймає горизонтальне положення. Момент прийняття верхнім породним ціликом горизонтального положення визначається за обсягом випущеної руди. Після прийняття верхнім породним ціликом горизонтального положення заряджають пробурені раніше свердловини і руйнують верхній рудний цілик, забезпечуючи подальше рівномірне горизонтальне опускання породного цілика на контакті порода-руда і захист від збіднення налягаючими породами.

В той же час, така планограма випуску забезпечує нерівномірний рух породного прошарку та перекидання його на заданий кут, що перевищує кут природного укосу обваленої руди. Після прийняття породним прошарком певного положення і досягнення ним рівня випускних воронок руйнують нижній рудний цілик і випускають руду до появи некондиції. Даний алгоритм дій дозволяє забезпечити максимальне вилучення руди при незначному збідненні.

Проведені лабораторні випробування технології підтвердили можливість керування верхнім породним ціликом і породними прошарком в процесі випуску руди. Порівняльні розрахунки запропонованої технології та технології без верхнього породного цілика і залишення нижнього рудного целика показали, що в запропонованій технології втрати руди зменшилися на 8,9%, збіднення - на 5,8%, коефіцієнт вилучення руди підвищився на 9%.

Список літератури

1. **Чухарев С.М.** Выпуск полезного ископаемого под «плавающей» потолочиной с регулировочным целиком // Вісник Криворізького національного університету.- Кривий Ріг: КНУ, 2014. - Вип. 36.- С. 186-189.

2**. Колосов В.О**. Зниження втрат руди при відробці міжповерхових циліків // Відомості Академії гірничих наук України. – Кривий Ріг: Мінерал, 1998. – Вип. 1. – С.47-49.

3. **Письменный С.В**. Моделирование выпуска обрушенной руды под “плавающей” потолочиной из системы выпускных отверстий.// Разраб. рудн. месторожд.- Кривой Рог: КТУ, 2005.- Вып. 88. - С. 28-32.

УДК 622.363.2:658.562.4

А.К. ГЕЦ, канд.техн.наук, доцент кафедры «Горные работы, А.С. ОМШАРУК,
А.А. КУДРАВЕЦ, студенты факультета горного дела и инженерной экологии,
Белорусский национальный технический университет, Республика Беларусь

ИМИТАЦИОННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА ГОРНОДОБЫЧНОГО КОМПЛЕКСА МЕТОДОМ ВЕНТИЛЬНОГО ПРЕОБРАЗОВАНИЯ РЕСУРСОВ

Существующий способ организации работы добычных забоев и транспортной системы калийного рудника по управления качеством добываемой руды позволяет сделать вывод, что существующая методика стабилизации качества руды не обеспечивает должным образом прогнозируемой работы системы «Обогатительная фабрика - рудник».

В связи с этим, представленный метод исследования технологических процессов с помощью имитационного и математического моделирования, позволит стабилизировать качество добываемой горной массы по добычному горизонту, а также достичь более высоких показателей производительности труда работников, сокращения простоев и поломок оборудования.

Технологические процессы горного производства рудников представляют собой совокупность подпроцессов: подготовки полезного ископаемого к добыче (подготовительные работы), собственно добычи (очистные работы), транспортировки (система конвейеров - ствол - дробление - склад руды или обогатительная фабрика).

В свою очередь подпроцессы могут быть представлены в виде совокупности технологических операций, определяющих количественные и качественные характеристики подпроцессов.

В зависимости от конкретных горно-геологических и горнотехнических условий могут применяться различные технологические схемы очистной выемки: с разделением пластов на слои (слоевая выемка) с общей и раздельной подготовкой слоевых лав и без разделения на слои (валовая).

Для качественного и количественного представления отдельного подпроцесса, как совокупности операций, структурно объединенных объективно существующими связями, можно использовать метод вентильных преобразований ресурсов, как один из методов имитационного моделирования.

Достоинства этого метода заключается в следующем: наглядность, возможность представления непрерывных и дискретных, детерминированных и стохастических процессов, возможность учета влияния возмущающих факторов на отдельные операции подпроцессов, учет в динамике изменения ресурсов отдельных операций и подпроцесса в целом.

Имитационные модели этого класса представляют собой отображение объективно существующих закономерностей преобразования ресурсов определенной системы (процесса, подпроцесса, операции).

Вентильная модель служит для определения количественных характеристик материальных или информационных потоков, связывающих между собой отдельные подпроцессы и операции.

Основной целью имитационное моделирование технологического процесса, ставится определение возможностей каждого забоя рудника (в пределах добычного горизонта) по добыче руды в фактических объеме и качестве в заданном промежутке времени.

Предложенный метод моделирования с помощью вентильных схем преобразования ресурсов позволяет моделировать различные технологические процессы горного производства, исходя из статистических зависимостей параметров этих процессов во времени и пространстве и обеспеченности их ресурсами различного типа.

Каждый процесс, подпроцесс или операция, имеющие переменные факторы, моделируются с заданной степенью вероятности реализации этих процессов или операций.

Имитационные модели обладают наглядностью и простотой восприятия для производственного персонала горного предприятия.

УДК 622.349.5: 622.839.43

Т. А. КУАНДЫКОВ, м-р техн. наук, лектор, Л. А. КРУПНИК, д-р техн. наук, проф.,
Т. Д . КАРМАНОВ, канд. техн. наук, доц.,
Казахский национальный исследовательский технический университет, Алматы

ВОССТАНОВЛЕНИЕ ДЕБИТА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СКВАЖИН ПРИ ПОДЗЕМНОМ СКВАЖИННОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ УРАНА

По достоверно разведанным источникам, Казахстан занимает одно из ведущих мест в мире, по запасам урана, причем более 75 % из имеющихся урановых руд возможно добывать способом подземного скважинного выщелачивания (ПСВ).

Основное требование, предъявляемое к технологическим скважинам ПВ –сохранение производительности при длительном времени эксплуатации (от 1-2 до 3-5 лет).

В большинстве случаев причиной снижения производительности откачных скважин является механическая и химическая кольматация их фильтров и прифильтровой зоны пласта(ПЗП). Кольматирующим веществом обычно является пластовый песок, частицы глины и продукты химических соединений.

Заполнение фильтра механическими взвесями происходит в течение всего периода эксплуатации скважин. Часть взвесей откачивается вместе с раствором, а часть, состоящая из более крупных и тяжелых частиц, оседает и накапливается в отстойнике, а затем и в зоне фильтра.

Анализ многолетней эксплуатации таких скважин на предприятиях АО «Национальная атомная компания (НАК) «Казатомпром» показывает, что основной причиной снижения их производительности и ресурса являются кольматационные процессы пород в прифильтровой зоне (ПФЗ) скважин и самих фильтров. Это явление известно также по опыту эксплуатации гидрогеологических и нефтяных скважин.

Для восстановления проницаемости (ПФЗ) и самих фильтров требуются достаточно трудоемкие ремонтно-восстановительные работы (РВР), от которых в значительной мере зависят и срок службы скважины, и ее производительность.

Одим из эффективных способов борьбы с кольматацией является гидроимпульсное воздействие на кольматантную зону с целью восстановления дебита технологических скважин.Для осуществления гидроимпульсного воздействия на кольматант спроектирован и создан прототип забойной машины.

На экспериментальном стенде, моделирующий прифильтровую зону рудноносного горизонта проведено натурное испытание. При этом, установлено, что после обработки закольматированной зоны гидроударными волнами проницаемость пористой среды резко возрастает.

Наибольший эффект достигается при частоте ударов 25 Гц и длительности гидроимпульсного воздействия 45-50 мин.

При данной частоте ударов и давлении импульса 1,5 МПа ударная сила струи из каждого сопла составляет 28 Н.

Таким образом, забойная машина с рекомендуемыми параметрами позволяет восстановить дебит технологических скважин, разрушая прочную кольматантную корку на наружной поверхности фильтровой колонны и кольматант в пористой прифильтровой зоне.

Промышленные испытания предлагаемого способа восстановления дебита технологических скважин на месторождении Северный Карамурун (центральный Казахстан) показали высокую эффективность использования гидроимульсного воздействия в фильтровой колонне.

Величина импульса давления, длительность гидроимпульсной обработки, начальная пористость пласта, частота гидроударов.

На основе стендовых и промышленных испытаний можно считать, что в отличие от гидроимпульсных методов применяемых в нефтяных и гидрогеологических скважинах, предлагаемый способ и генератор гидроударных волн наиболее приемлемы на применение в не стальных фильтровых колоннах и обеспечивает безопасное проведение ремонтно-восстановительных работ при ПСВ урана.

УДК 622.831.2

Л.М. ЗАХАРОВА, канд. техн. наук, докторантка, Інститут фізики гірничих процесів НАН України

ФІЗИЧНІ ОСНОВИ ЕВОЛЮЦІЇ ДИСИПАТИВНИХ СТРУКТУР ПІД ЧАС НЕЗВОРОТНОГО ДЕФОРМУВАННЯ МАСИВУ ГІРСЬКИХ ПОРІД ПІСЛЯ ПЕРЕХОДУ У ПОЗАМЕЖНИЙ СТАН

Частота екологічних катастроф, зсувів ґрунтових схилів, провалів або руйнування земної поверхні, втрати стійкості масиву гірських порід і підземних споруд та конструкцій не зменшується, що свідчить про невирішеність складної проблеми завчасного прогнозу й безпечної експлуатації природного ґрунтового середовища, гірського масиву, наземних конструкцій та підземних споруд. Втрата стійкості масиву гірських порід, ґрунтових схилів та фундаментів не завжди пов'язана з переходом порід через межу міцності.

Навпаки, у переважній більшості випадків породна товща знаходиться у стійкому стані, втрачаючи принаймі частково міцність, що зазвичай створює позитивний ефект локального розвантаження і тільки сприяє підвищенню стійкості, що широко застосовується наприклад у підтримці підземних виробок. Це означає, що гірський масив може успішно працювати поза межею міцності, коли його деформації вже незворотні. Проте саме цей діапазон деформування гірських порід вивчений набагато гірше, ніж докритичний режим опору породи, який відповідає пружному або зворотному режиму деформування.

Авторкою досліджені ґрунти, масиви гірських порід і кріплення гірничих виробок як відкриті термодинамічні системи, які знаходяться у нерівноважному стані.

Встановлено нові закономірності виникнення й еволюції дисипативних структур (та їх часових і просторових параметрів), що виникають після переходу гірського масиву у позамежний стан і супроводжуються необоротними зрушеннями і деформаціями.

Дисипативні структури у масиві гірських порід після його переходу у позамежний стан виникають у результаті близької взаємодії породних фрагментів й дальньої взаємодії їх кластерів і виявляються моніторингом його елементарних зрушень, величина яких знаходиться у межах 2-10 середньоквадратичних похибок вимірювання зрушень, причому центри кластерів визначаються методом К-середніх, а їх межі полігонами Вороного у Евклідовому просторі, що дозволяє виявити вказані дисипативні структури й обґрунтувати новий принцип забезпечення стійкості масивів гірських порід шляхом активного обмеження кількості (аж до трьох) поступальних й обертальних ступенів свободи масиву, що деформується у позамежному стані.

Паттерни дисипативної структури масиву гірських порід під час розвитку зсувів ґрунтових схилів та бортів кар'єрів формуються полем елементарних зрушень, довжина й напрямок векторів якого відразу після переходу породи у позамежний стан є різними з показником варіації Скеллама 600-800, а просторова варіація цих векторів затухає згідно лінійної залежності від часу протікання процесу незворотних зрушень масиву внаслідок накопичення ступенів його свободи. Це дозволило розробити нові схеми укріплення ґрунтових схилів.

Близька взаємодія суміжних породних фрагментів здійснюється у вигляді почергового їх зрушення у противо-фазовому режимі, коли один фрагмент прискорюється у той час як суміжний уповільнюється і навпаки, причому середня частота таких коливань навколо підземної гірничої виробки знаходиться у показниковій залежності від покажчика $\gamma H/R$, де γH є вертикальна компонента гірського тиску, R - межа міцності породи на одноосьовий стиск.

Це дозволило виявити похибку у бік завищення стійкості масиву гірських порід у 1,2-1,5 рази у разі моделювання плаского деформованого стану за межею міцності.

Дальня взаємодія породних кластерів відображається почерговим розвитком у часі і просторі зони позамежного стану гірського масиву навколо підземної гірничої виробки, а також варіацією кластерної мозаїки (паттернів дисипативних структур) у середині цієї зони з інтервалом, який зростає у часі згідно логарифмічній залежності.

Це дало можливість вдосконалити паспорти анкерного кріплення гірських виробок й підвищити їх стійкість у складних геомеханічних умовах.

УДК 622.27

ХУХУУДЭЙ МУНХНАСАН, магистр техн. наук., преподаватель,
БЯМБАСУРЭН ТАМИР, магистр техн. наук, преподаватель,
Монгольский государственный университет науки и технологии, Монголия

ГИПОТЕЗА И ВЫЧИСЛЕНИЕ ВТОРИЧНЫХ НАПРЯЖЕНИЙ ЗАВИСЯЩИХ ОТ ВЫСОТЫ И ШИРИНЫ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК В РАЗЛИЧНЫХ ФОРМАХ

При проведении подземной горной выработки кроме первичного напряжения концентрируются другие напряжения, которые зависят от конструкции и размеров горизонтальных подземных горных выработок.

Другими словами чтобы выполнить вычисление устойчивости выработки играют решающую роль её форма поперечных сечений и площадь.

Эти параметры не были полностью решены до настоящего времени для формулирования давления со стороны вычисления и полей напряжений выработок.

Исправление этих понятий имеет прямое влияние на расчет для определения напряжений со всех сторон, а также возникающих значений сжатия, растяжения и сдвига на первичных и вторичных состояний напряжений на горных выработках.

Все расчеты соответствуют в любых формах поперечного сечения горной выработки и в определений напряжений и давления вокруг выработок. Некоторые показаны графическим изображением.

В качестве основы горных пород, механические свойства твердых пород и напряжения, давления выработок были подробно описаны в первой и второй частей статьи.

В других частях описаны вторичные состояния напряжения и их характеристики в различных форм поперечного сечения.

Первичные напряжения σ_x, σ_h и σ_z в горных массивах варьируются в зависимости не только от коэффициента Пуассона и от коэффициента стороны повышенного давления, а также превращаются к вторичному состоянию напряжения, эту обстановку пытались показать на каждом случае.

Этот расчет может быть осуществлен с помощью компьютерной программы рисования, так что вы можете взять значения в любой точке и показано как на двух или трехмерных чертежах.

Расчеты и формулы с завершением могут применить к другим промышленным и строительным отраслям.

Список литературы

1. **Лайхансурэн Б.** Физика горных пород / **Б. Лайхансурэн //,** УБ хаан принтинг, Улаанбаатар., 2006.
2. **Герман Кастнер.** Статика туннеля и горизонтальной горной выработки/ **Кастнер Герман //** ,Гёттинген Хайделберг., 1982.
3. **Эрнст - Ульрих Ройтер.** Введение горнодобывающей промышленности / **Эрнст - Ульрих Ройтер //** Глюкауф, Эссен., 1982.
4. **Курс.** Прикладная механика горных пород /// Фрайбергская горная академия., 2004.
5. **Справочник.** Открытые горные работы /// Горное бюро, Москва, 1994.
6. **Булычев Н.С.** Теория расчета подземных сооружений / **Н.С. Булычев //** Геомеханик, Механика подземных сооружений: сб. научных трудов. Тула: Изд-во ТулГУ. 2001.
7. **Мельников Н.И.** Проведение и крепление горных выработок / **Н.И. Мельников //** 1988.

УДК 622.2

О.Л. ШЕПЕЛЬ, канд. техн. наук, ст. викладач, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ ЛАБОРАТОРНИХ ДОСЛІДЖЕНЬ З ВСТАНОВЛЕННЯ УМОВ ВИПУСКУ РУДИ, ЩО ВИЗНАЧАЮТЬ СПОСОБИ ПОКРАЩЕННЯ Й УДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ВІДПРАЦЮВАННЯ ПОТУЖНИХ РУДНИХ ПОКЛАДІВ СИСТЕМАМИ ПІДПОВЕРХОВОГО ОБВАЛЕННЯ РУДИ

Практика відпрацювання крутоспадних рудних покладів свідчить, що випуск руди – одна з найвідповідальніших операцій при системах поверхового і підповерхового обвалення руди та вміщувальних порід, від котрої залежать, як якісні, так і кількісні результати вилучення чистої руди. Отже, вдосконалення існуючих технологій відпрацювання покладів, що забезпечують покращення умов та параметрів випуску руди, є актуальним науково-технічним завданням.

Утворення зон витікання в сипучому матеріалі - є результат вторинного розпушення. Розвиток фігури розпушення різко випереджає розвиток фігури випуску, в цілому повторюючи її форму. Це твердження є більш важливим для випуску руди, що була відбита в умовах затискання з незначним первинним розпушенням.

Т.П. Васильченков запропонував спосіб, що дозволяє забезпечити нормальний випуск переущільненої руди шляхом створення в нижній частині масиву, що підривається, горизонтального шару з підвищеним розпушенням [1]. Даний шар утворюється при відбійці завдяки попередньому утворенню підсічного простору, котрий до моменту підривання є незаповненим. Встановлено, що визначеному об’єму підсікання відповідає визначена висота шару, де руда при підриванні отримує більш високе розпушення порівняно з іншим масивом. Висота цього шару в середньому складає 5-7 висот підсікання.

Результати проведених лабораторних досліджень Т.П. Васильченкова показали, що наявність розпушеного шару в нижній частині секції, що підривається істотно впливає на втрати та засмічення руди при випуску. За відсутності підсічного простору втрати складають - 30%, засмічення - 13,5% при коефіцієнті розпушення k_p=1,15. При утворенні підсікання в 2,5 м втрати знижуються в 2 рази, вилучення чистої руди збільшилось в 6 разів при незначному деякому зниженні засмічення - (1-1,5%).

Звідси можна зробити важливий висновок, що достатньо за рахунок об’єму підсікання розпушити шар руди, що підривається в нижній частині його на висоту, що необхідна для взаємного перетинання воронок випуску, що утворюються від суміжних випускних отворів.

В НДГРІ запропонували спосіб створення підсічного простору змінного об’єму, який в поперечному перерізі має форму прямокутної трапеції. Аналіз лабораторних досліджень по випуску руди, показав що при одночасній роботі 4 випускних воронок (на 2 віброживильника) утворюється єдина фігура випуску з чотирма незначними вираженими на першій стадії випуску вершинами. По мірі витікання руди розвиток зони потоку по вісі воронок менш незначно випереджає її розвиток в області їх взаємного дотикання та майже 50 % випуску рудного шару практично вирівнюється, утворюючи взаємне зведення.

Терміном «єдина фігура випуску» пропонується визначати зону витікання руди, що утворюється при накладенні зони потоків декількох випускних отворів, в котрій стан та характер переміщень часток сипучого матеріалу у суміжній області приблизно відповідає його стану і переміщується над випускним отвором.

При роботі одночасно чотирьох прийомних воронок загальний об’єм випуску чистої руди зростає тільки в 2,6 рази (259 кг проти 99,8 кг при роботі однієї випускної воронки [4]).

Отже, покращення умов випуску технологій підповерхового обвалення руди та вміщувальних порід дають змогу отримати достатній економічний ефект.

Список літератури

1. **Васильченков Т.П.** Влияние объема и формы подсечки на уровень потерь и разубоживания руды при системе разработки с отбойкой руды в зажатой среде // Основные вопросы комплексного освоения месторождений твердых полезных ископаемых. – М.: ИПКОН АН СССР, 1981. С. 46–56.

2. **Демидов Ю.В., Аминов В.Н.** Подземная разработка мощных рудных залежей. – М.: Недра, 1991. – 204.

UDK 622

G. STOYANCHEV, Doctor of Technical Sciences, Professor, University
of mining and geology “St. Ivan Rilski”, Sofia. Bulgaria

ADVANCED STOOP-AND-ROOM SYSTEM TO THE DEVELOPMENT OF META DEPOSITS IN "ERMA REKA" MINE, REPUBLIC OF BULGARIA

Mine "Erma” is developing a small part of the deposits of the Madan pool. In its composition there are three areas, of which main is "Murzyan north". Within the area of "Murzyan" is found and explored limited in area meta deposit with relatively complex mining and geotechnical conditions. For these conditions are carried out a large volume of feasibility studies, on the basis of which is designed and implemented an advanced stoop-and-room system with non-standard for the mine technical solutions. Instead of natural pillars are implemented concrete columns, built without mold in pre-built column spaces. The location of the columns is consistent with the expected rock pressure, and to ensure the roof is used anchor roof support, including long two-diameters anchor, type TFA-DD. To enhance the safety and the effectiveness of labour is justified the implementation of new technical means, including non-standard one.

Mining, room and pillar system, support columns. Development of stocks in metasomatic pasty deposits - metadeposits surrounding the main core ore bodies within individual sections of the mine "Erma" is often a board and pillar system. Pillars are usually ore, formed in parallel with mining and are left, irregularly in the area of the deposit. In some cases they rebrust , and in others, depending on the stability of the roof they are seized completely.

Mining operations are carried out on the basis of drilling and blasting, scraper or delivery of front-end-loader machine. The management of the rock pressure is carried on with pillars and via anchoring of the bare top. Using this system, and mining technology, part of meta deposit was mined above the horizon in 515 part "Marzyan" "Erma River." The waste room has an ellipse with dimensions of axle 60 x 20 m and an estimated area of 1200 m2. Seized an area of about 1,100 m^2, and pillars of about 100 m^2. The actual yield was about 21.2 thousand tons of ore. In safety performance pillars have left losses of 1600 tons of ore (7% yield), with average contents respectively: Pb - 9.76% and Zn - 20,25%.

The analysis of the waste room of the part of metadeposit showed that a relatively large loss of value, so with the implementation of new systems and mining technologies they can be minimized. In this study are presented mining and technical solutions for non-pillars system development.

Based on the analysis of mining and technical conditions, and the above restrictions, many options and sub-options were constructed, reviewed and combined in the following systems:

Open stope method without pillars; Room and pillar system with subsequent robbery;

Stoop and room system with support columns; Rib and stoll workings with fill stope.

Using Expert 9 criteria of qualitative-quantitative assessment process and choice of options, the preferred option was chosen: "Stoop and room system with support columns."

The core of the system is the following: the plan, depending on the initial and final state of geomechanical section identifies locations for building the support columns. It is expected that these columns are concrete, or concrete mixed with rocks, reinforced or unreinforced. The construction is without mold in advance mined cameras, a suitable shape (rectangle, square, circle) and sizes depending on the thickness of the deposit .The cameras for the columns are passed as rise widening from top to bottom. In widening the chamber walls are fixed (secured) with short anchors and metal net. Enactment and widening of the rise is carried out according to the approved technological schemes. As a material for building columns using concrete with a predominance of rock from the stone workings.

After construction of the columns of the existing network rifled workings in the area, began the mining of the ore layer. Mining may be done by various technological schemes implemented in the mine. When drawing the workings of the mining top, for the construction of columns and mining top, the cameras will be secured with anchoring. Support must have a bearing and stabilizing functions and ensure sustainability of the mined areas. It should be possible displacement and stockpiling of rock, mined in mining area. It is expected to include anchors type TFA and Splitset lengths 1,2 and 2,4 m, network, strips and additional elements.

The implementation of the above discussed stoop and room system with support column provides the necessary work safety and satisfies the above set restrictions. The mining of the ore body will be carried out in, provided with support columns, stopes. Mined spaces will be provided and there will be shuffling or disposing of rock from stone workings in the mine. The marginal increase in the production costs related to the construction of concrete support columns to achieve complete mining of ore in the meta deposit, lead to an expected economic gain of about 1M. Euro. With this system we can mine completely the ore body of the meta deposit.

Mining of the meta deposit with this system and mining technology will provide the experience and qualifications of engineering and technical staff and workers to safely and effectively to develop new meta deposit, which are expected to be found in the of mine "Erma River."

The expected technical and economic performance can be improved through: investment to purchase a new drilling technique with greater opportunities, including drilling rig; technical means for improving the complex preparation and transport of mixtures for building the supporting columns; using drilling and blasting works (VCR-method) of colonic spaces; improvement of roof support with the wider use of new type of anchor and new ingredients for the preparation of concrete mixes.

УДК 622.28.04

Х. А. ЮСУПОВ, д-р техн. наук, проф., А. ДАРХАНҰЛЫ, магистрант,
КНТУ (Казахский национальный технический университет) им. К.И. Сатпаева, Казахстан

ВЛИЯНИЕ ИСКРИВЛЕНИЯ СКВАЖИН НА ТЕХНОЛОГИЮ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА

В последние время основным способом разработки урановых месторождений является подземное скважинное выщелачивание (ПСВ). При данной технологий применяет различные схемы расположения скважин, расстояние между откачными и закачными скважинами в среднем составляет 30-40 м [1].

Несмотря на все достоинства ПСВ урана, одним из основных недостатков является искривление скважин.

Искривление скважин - отклонение оси скважины от заданного направления и соответствующее этому отклонению смещение забоя скважины от заданного положения.

Отрицательными последствиями искривления скважин являются нарушение сетки разработки и возможное нарушение правильной эксплуатации недр, увеличивающийся износ насосных штанг, насосно-компрессорных и обсадных труб, способствующий увеличению числа обрывов штанг и протиранию труб, ухудшение условий цементажа обсадных колонн, возрастающие напряжение и трение бурильных труб о стенки скважины, приводящие к повышению износа и аварийности труб, замков и к протиранию обсадных колонн, и др.

Искривление скважин измеряется специальными приборами и сводится к определению угла отклонения оси скважины от вертикали и к определению азимута проекции замеряемого отрезка ствола на горизонтальную плоскость[2].

На практике разработки урановых месторождений, в Республике Казахстан допускается искривление скважин 1 м на 100 м глубины скважины [3]. Если учесть, что многие месторождения урана в Республике Казахстан залегает на глубине 600-700 м, то отклонение скважин от проектного составляет 6-7 м, тоесть до 20 %.

Отклонение скважин от проектного может быть в разных направлениях от оси скважины. При этом, искривление приводит к изменению площади, приходящиеся на 1 технологическую скважину, что в свою очередь влияет на отношение жидкого к твердому (Ж/Т).

Эти измения в одних случаях приводит к увелечению Ж/Т, а в других – к уменьшению Ж/Т.

Изменение соотношения Ж/Т требует корректировки режима выщелачивания, так как с изменением соотношения Ж/Т изменяется время закисления, выщелачивания и расход реагента [4].

Для установления зависимости Ж/Т от величины искривления откачных скважин были проведены исследования по определению изменения объема твердого от искривления скважин, при этом с увелечением искривления скважин от 5 до 12 м, соотношение Ж/Т со стороныы искривления уменьшается на 10%, а с протвоположенной стороны увеличивается на 23%. получить зависимость Ж/Т от величины искривления.

Для нормального ведения ПСВ при искривлении скважин предлагается корректировать откачку продуктивного раствора в зависимости от соотношения Ж/Т, т.е. уменьшить откачку со стороны искривления на 10%, а с противоположенной стороны увеличить на 23%.

Список литературы

1. **М.Д. Носков.** Добыча урана методом скважинного выщелачивания / **Носков М.Д.** // Учебн. пособие Северск: СТИ НИЯУ МИФИ, 2010. - 83 с.

2. **Булатов А.И.**,**Проселков Ю.М., Шаманов С.А.** Техника и технология бурения нефтяных и газовых скважин, Учебник для вузов **/ А.И. Булатов**, **Ю.М. Проселков, С.А. Шаманов** // М: Недра, 2003. – 1007 с.

3. Инструкция по подземному скважинному выщелачиванию урана. Алматы, 2006. - 310 с.

4. **А.И. Калабин**. Добыча полезных ископаемых подземным выщелачиванием / **А.И. Калабин //** Москва: Атомиздат, 1969. - 375 с.

УДК [622.02:539.2]:622.83

С.И. СКИПОЧКА, д-р техн. наук, проф., Т.А. ПАЛАМАРЧУК, д-р техн. наук, вед. науч. сотр.,
Л.В. ПРОХОРЕЦ, канд. техн. наук, науч. сотр.,
ИГТМ им. Н. С. Полякова Национальной академии наук Украины

ОЦЕНКА ПАРАМЕТРОВ ЭЛЕМЕНТОВ КАМЕРНО-СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ НЕРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С УЧЕТОМ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ГОРНЫХ РАБОТ

За последние десятилетия нерудные полезные ископаемые по объёмам добычи и стоимости используемого сырья в мире намного обогнали руды металлов. Украина в этом плане не являются исключением. В нашей стране нерудные ископаемые наиболее распространены как по количеству видов, так и по количеству открытых и освоенных месторождений. По запасам отдельных нерудных полезных ископаемых (серы, облицовочного камня, каолина) Украина занимает ведущее место в Европе, а по запасам графита - второе в мире, уступая только Китаю. Подземным способом ведется добыча гипса, а также поваренной и калийной солей. При этом в качестве основной, применяются камерная и камерно-столбовая системы разработки. Интенсификация горных работ при таких системах разработки подразумевает поддержание выработок целиками минимально возможных размеров с достаточной несущей способностью, что позволяло бы при высоком коэффициенте извлечения полезного ископаемого обеспечить продолжительную и безопасную эксплуатацию месторождения.

Таким образом, задачи расчета параметров системы разработки нерудных месторождений и обеспечения безопасного состояния горных выработок, охраняемых целиками, несмотря на многочисленные исследования в этой области, по-прежнему остаются актуальными. В связи с этим установлено, что в настоящее время не учитывается изменение этих параметров в условиях интенсификации очистных работ.

В результате выполненных исследований получено уравнение, описывающее изменение прочностных свойств образцов горных пород при их нагружении с заданной скоростью, а также изменение прочностных свойств массива при увеличении скорости подвигания очистных работ. Также предложено путем рассмотрения реологических свойств горных пород учитывать временной фактор.

Предложены разные методы расчета элементов камерно-столбовой системы разработки с учетом повышения интенсификации горных работ для вмещающих пород различной степени прочности. Приведены уравнения для определения величины устойчивого пролета камеры, необходимой мощности несущего слоя потолочины для сохранения устойчивости сооружения, а также другие параметры, величины которых можно уточнить, а также спрогнозировать их изменение во времени, если заменить в предложенных уравнениях, описывающих искомые параметры, упругие характеристики вмещающих пород и пределы их прочности на временные операторы, а также учесть зависимости предела прочности горных пород от скорости ведения горных работ, что позволит не только учитывать изменение параметров камерно-столбовой системы разработки от времени, но и их изменение от скорости ведения горных работ в окрестности геотехнических сооружений.

Показано, что с увеличением глубины залегания камеры, ее высоты, а также длины целика коэффициент запаса прочности целика уменьшается, что подтверждает работоспособность выбранной модели. Что касается времени, прошедшего после оформления целика, то его влияние на коэффициент запаса прочности довольно незначительно. Это позволяет при расчетах параметров целиков принимать постоянную величину коэффициента запаса прочности вне зависимости от времени.

Установлено, что при фиксированном минимальном коэффициенте запаса прочности n=3 с увеличением глубины залегания гипсовых пластов ширина целика существенно возрастает, а с увеличением времени эксплуатации месторождения при фиксированной длине целика его ширина на одной и той же глубине возрастает не так быстро. Независимо от глубины залегания отрабатываемого пласта, увеличение скорости ведения очистных работ приводит к возрастанию коэффициента запаса прочности.

УДК 622.831.3

А.В. ЯВОРСКИЙ, В.В. РУССКИХ, кандидаты техн. наук, доц.,
ГВУЗ «Национальный горный университет»

ОСОБЕННОСТИ ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В ВЫСОКОНАГРУЖЕННЫХ ЛАВАХ

В Украине используются различные источники энергии, такие как нефть, природный газ, уголь, атомная и гидроэнергия, энергия ветра и солнца. В сложившейся на сегодняшний день экономической ситуации в стране, особое внимание следует уделить угольному сектору. По данным Государственной службы статистики Украины, доля угля в топливно-энергетическом балансе страны в 2015 году составляла около 30,4 % [1]. Поэтому для того чтобы не подорвать энергетическую независимость государства необходимо активно наращивать объёмы его добычи. В связи с этим, действующие шахты, вынуждены значительно увеличивать интенсивность угледобычи. Вследствие чего скорости подвигания очистных забоев на некоторых шахтах Украины возросли в 1,5-2 раза и, в ряде случаев, достигают 200 м/мес и более [2].

Увеличение скорости отработки запасов привело к существенному изменению характера динамических сдвижений подрабатываемой и надрабатываемой толщи пород, а также повлияло на параметры области активных сдвижений. Вместе с тем, особенности перераспределения напряжений и деформаций в зоне активных сдвижений при больших скоростях подвигания лавы изучены в недостаточной мере, что зачастую приводит к поломке механизированной крепи, а также авариям.

Например, характерные случаи происходили на шахтах Западного Донбасса.

В результате проявления горного давления, характеризующегося вывалообразованием кровли в призабойном пространстве, без принятия дополнительных мер по ее поддержанию, в лаве может произойти аварийная ситуация.

При потере рабочего сопротивления крепи или превышении формируемой на нее нагрузки, происходит посадка гидростоек на «жесткую базу». Эта аварийная ситуация сопряжена не только с большими трудозатратами и потерей времени на высвобождение зажатых секций, но и с серьезными поломками (продавливанием перекрытий стойками, раздутием гидроцилиндров и др.).

Передвижка секций механизированной крепи влияет на состояние окружающих пород так же, как влияет и сама выемка угля.

Конфигурация зоны влияния в проекции на плоскость почвы пласта имеет такую же форму, как и при выемке угля. Это относится к условиям, когда наложение зон влияния от выемки угля и передвижки секций существенно ухудшает состояние непосредственной кровли в очистном забое.

После передвижки секций обычно происходит укорачивание консолей непосредственной кровли, то есть обрушение ее в выработанном пространстве. Это уменьшает напряжения пород вокруг угольного пласта и в краевой его части.

Следовательно, выемка угля, передвижка секций механизированной крепи и посадка кровли в выработанном пространстве существенно влияют на распределение опорного давления.

Поскольку указанные основные процессы в зоне подвигания очистного забоя повторяются циклически, то и аномалии напряжений в опорной зоне также будут непрерывно-циклические.

Выводы. Изучение особенностей изменения напряженно-деформированного состояния породного массива и формирования нагрузки на механизированную крепь при скоростях подвигания лавы более 6 м/сут является актуальной задачей, имеющей большое значение для угольной промышленности страны.

Список литературы

1. «Енергетична стратегія України на період до 2035 року «Безпека, енергоефективність, конкурентоспроможність», схвалено розпорядженням Кабінету Міністрів України від 18 серпня 2017 р. № 605-р. - 66 с.

2. **Russkikh V., Demchenko Yu, Salli S., Shevchenko O.** New techical solutions during mining C5 coal seam under complex hydro-geological conditions of western Donbass. Published by CRC Press/Balkema 2013 Taylor & Francis Group, London, UK. P.257-260.

УДК 622.272: 622.646

В. М. ТАРАСЮТІН, канд. техн. наук, доц.,
А. В. КОСЕНКО, аспірант, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ФІЗИЧНЕ МОДЕЛЮВАННЯ ТЕХНОЛОГІЧНОГО ПРОЦЕСУ ВИПУСКУ РУДИ ДЛЯ УМОВ ГЛИБОКИХ ГОРИЗОНТІВ ШАХТ КРИВБАСУ

Складні геомеханічні умови глибоких горизонтів, у процесі розробки природно-багатих залізних руд Кривбасу, актуалізують питання розвитку системи розробки підповерхового обвалення. У разі застосування цих систем основним технологічним процесом є випуск руди через горизонтальні днища приймальних горизонтів і її доставка в межах очисних блоків, що значним чином впливає на показники втрат руди та засмічення рудної маси. Ці показники вже перевищили нормативні і постійно погіршуються. Тому дослідження і удосконалення технологічних рішень управління цим процесом є головним завданням.

Аналіз фундаментальних робіт у галузі теорії процесу випуску руди під обваленими пустими породами показав, що кращим є рівномірно-паралельний режим випуску, коли вилучення здійснюється одночасно із усіх випускних виробок з однаковою інтенсивністю по всій площі зони випуску.

Конструктивно-функціональний аналіз і техніко-економічна оцінка технологічного процесу випуску руди показали, що підвищення рівномірності та інтенсивності випуску рудної маси із випускних отворів виймальної одиниці можливо досягти завдяки застосуванню комбінованого способу доставки рудної маси комплексом «скреперні установки – самохідна навантажувально-доставочна машина». При цьому технологічний процес випуску здійснюється одночасно з кожної випускної виробки одного ряду вздовж штреку скреперування лінійними зонами по площі днища приймального горизонту.

Визначення показників розробленого процесу випуску руди здійснювалось методом фізичного моделювання з використанням еквівалентних матеріалів для гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов відпрацювання очисних панелей висотою - 37-40 м, довжиною за простяганням рудного покладу - 25-30 м, шириною навхрест простяганню рудного покладу - 25-30 м і кутом падіння рудного покладу - 50-60^{o}.

Експериментальна об’ємна модель виконана в масштабі геометричної подібності 1:100. Похила бічна стінка моделі виконана із дерева і має гіпсометрію, що імітує лежачій бік рудного покладу на контакті з вміщуючими породами. Інші бічні стінки моделі виконані зі скла, з нанесенням на них сітки прямих горизонтальних і вертикальних ліній розміром 5×5 см, для візуального контролю і кількісно-якісної оцінки параметрів процесу випуску.

Для дослідження рівномірно-паралельного режиму випуску руди почерговими лінійними зонами, в якості еквівалентного сипкого матеріалу використовується подрібнена руда, подрібнений граніт і пластикові різнокольорові кульки, які відображають різну якість подрібнення руд і вміщуючих порід. Сипкий матеріал по мірі засипання укладався шарами висотою 5 см з відділенням кожного лініями крейди.

Методика моделювання включала визначення кількості чистої руди при різній черговості відпрацювання випускних лінійних зон (від лежачого боку до висячого і навпаки) та різній інтенсивності (циклічними і поточними дозами) випуску руди через воронки різного діаметру та відстані між ними.

На основі проведених лабораторних досліджень було встановлено що:

черга рівномірно-паралельного режиму випуску руди лінійними зонами від лежачого до висячого боку і навпаки суттєво не впливає (2-3%) на показники вилучення чистої руди;

пропорційне збільшення діаметру випускних воронок і відстані між ними не забезпечує збільшення обсягів вилучення чистої руди (різниця становить 1,0-1,2%);

об’єми фігур випуску руди при рівномірно-паралельному режимі почерговими лінійними зонами є на 5-10% більшими ніж суми об’ємів фігур випуску з тих же випускних отворів у процесі рівномірно-послідовного режиму випуску;

рівномірно-паралельний режим випуску руди лінійними зонами у порівнянні з нерегульованим (на практиці рудників) забезпечує підвищення вилучення чистої руди на 20-30% і зниження втрат на 10%.

УДК 622.023.001.57

А.М. РЯЗАНЦЕВ, асист, М.О. РЯЗАНЦЕВ, канд. техн. наук, доц.,
Індустріальний інститут ДВНЗ «Донецький національний технічний університет»

ДЕФОРМАЦІЙНИЙ ПЕРЕДВІСНИК РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД

Проблема міцності матеріалів взагалі і гірських порід зокрема, причини і особливості самого процесу руйнування були і є предметом багатьох досліджень. Для вирішення цієї проблеми дослідники пішли по шляху створення так званих теорій міцності. Серед існуючих теорій виділяють три напрямки: експериментально-феноменологічний, де основна увага приділяється експериментальному вивченню поведінки реальних матеріалів під зовнішнім навантаженням; розрахунково-аналітичний, заснований на узагальнених математичних моделях; структурно-фізичний, в якому розглядаються закономірності структурних змін в матеріалі при його навантаженні. Але загальної теорії, яка б пояснювала всі найважливіші факти (причини, характер і момент руйнування) досі не існує. Для практичного використання ні одна з існуючих класичних і сучасних теорій не придатна без коефіцієнту запасу.

На погляд авторів, пошук критеріїв руйнування у вигляді якогось межового значення того чи іншого параметру, що характеризує фізико-механічні властивості матеріалу, є неприйнятним, так як їх величина залежить від багатьох факторів і, перш за все, від термо-динамічних умов. Тому, а ні нормальні чи дотичні напруження, а ні енергетичні параметри, а ні величини відносних деформацій тощо не можуть бути критеріями руйнування в принципі. Більшість параметрів, запропонованих в якості критеріїв руйнування, не можливо поміряти, а можна тільки розрахувати. Єдиним параметром, який можна поміряти в гірському масиві, залишається приріст абсолютної лінійної деформації. Тому протягом останнього десятиліття в ІІ ДВНЗ «ДонНТУ» проводився пошук саме деформаційного передвісника руйнування.

На основі аналізу сотень результатів експериментальних випробувань зразків різноманітних гірничих порід, в тому числі і водо- або газонасичених, на установці нерівнокомпонентного трьохосного стискання конструкції ДонФТІ НАН України, отримані наступні результати:

Утворення гірських порід в природі з газопилової плазми, розчину, розплаву є структурно-фазовим переходом І-го роду газу або рідини в твердий стан через конденсацію і кристалізацію шляхом послідовного ряду структурно-фазових переходів ІІ-го роду. Руйнування (дезінтеграція) гірських порід є частковий структурно-фазовий перехід І-го роду з твердого в рідинний або газоподібний стан шляхом послідовного ряду структурно-фазових переходів ІІ-го роду тільки в зворотньому порядку.

Приріст деформацій матеріалів є знакоперемінною величиною. Так звані пружні параметри (модуль пружності, модуль об’ємного стискання, модуль зсуву, коефіцієнт поперечної деформації) не є константами матеріалу, а змінюються при характерних деформаціях стрибкоподібно. Гірські породи є класичними ауксетиками і до межі стискання (порогу дилатансії) мають від’ємний коефіцієнт поперечної деформації.

Зсувні деформації мають ротаційний характер - вектор деформаційного стану повертається навколо вектору напруженого стану, при цьому може як відставати від вектору напруженого стану, так і випереджати його.

У зміні приросту деформацій в процесі навантаження гірських порід виділяються чотири етапи: *1 етап* - інтенсивна об’ємна деформація із зменшенням об’єму без зміни форми і проявом ауксетичних властивостей. Амплітуда зміни лінійних деформацій не більше 0,5%. Спостерігається при навантаженнях до 0,5-0,7 від руйнуючих; *2 етап* - зменшення приросту об’ємної деформації і досягнення межі стискання (порогу дилатансії). Приріст лінійних деформацій змінює знак.

Спостерігається при навантаженнях від 0,5 до 0,8 від руйнуючих; *3 етап* - приріст об’ємної і проміжної деформацій біля нуля, амплітуда приросту максимальної, мінімальної і зсувної деформації зростає до кількох відсотків. Спостерігається при навантаженнях від 0,8 до 0,99 від руйнуючих, є короткостроковим передвісником руйнування при використанні лазерного дальноміру або сканеру; *4 етап* - повторна інверсія приросту деформацій безпосередньо перед руйнуванням, передвісником бути не може за відсутністю часу.

УДК 622.27(07)

О.К. НОСАЧ, канд. техн. наук, доц., завідувач кафедри розробки пластових родовищ,
Б.О. КОДУНОВ, канд. техн. наук, доц.,
Індустріальний інститут ДВНЗ «Донецький національний технічний університет»

СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ І ДОДАТКОВІ ВИМОГИ ДО НИХ В УМОВАХ ГЛИБОКИХ ШАХТ

Головним напрямом розвитку варіантів систем розробки є напрям, що забезпечує підвищення інтенсивності і безпеки ведення гірничих робіт та рівня їх концентрації. Він реалізується шляхом такого поліпшення геометрії гірничих робіт і вироблених просторів, яке дозволяє найшвидше і з найменшими витратами реалізувати нові технічні рішення, направлені на боротьбу з шкідливим впливом природних факторів або їх профілактику, краще використання законів природи і вдосконалення різних технологічних процесів.

У зв'язку з нерівномірністю розвитку техніки часто виникають диспропорції в процесі розвитку виробництва, невідповідність виробничої потужності різних ланок, включених в один технологічний ланцюг і виникнення в певних умовах вузьких місць. Уповільнення процесу виникнення диспропорцій може бути досягнуте шляхом переводу шахтної системи в нову якість, щеплення їй на більш високому рівні нової властивості, якою є планомірне підстроювання її до зростаючого рівня розвитку техніки, наприклад, шляхом використання доцентрової динаміки ведення гірничих робіт, коли в міру відробки ярусів від меж шахтного поля погашають всі похилі виробки, стабілізуючи пропускну спроможність транспортних і вентиляційних магістралей.

Варіанти систем розробки, які можуть бути узяті за основу досконалості для умов глибоких шахт, повинні забезпечувати зниження відносного об'єму проведення і підтримки гірничих виробок і відповідати додатковим вимогам. Вони повинні володіти здібністю до адаптації (А) їх до умов, що ускладняються, забезпечувати технологічний захист (З) гірничих виробок і обмежувати (О) розповсюдження вражаючих чинників вибуху пилу, раптового викиду вугілля і газу та ін. Крім того, вони повинні володіти властивістю, що сприяє підстроюванню (П) шахтної системи (С) до рівня нової техніки. Скорочена назва систем розробки, що відповідають викладеним вимогам, АЗОПС. Така система повинна володіти найбільшим набором потрібних якостей, що забезпечують інтенсивне і безпечне ведення гірничих робіт. Таким чином, шахтна система АЗОПС повинна бути адаптована до складних геологічних умов глибоких шахт, володіти властивістю технологічного комплексного захисту виробок і планомірного підстроювання до рівня нової техніки.

Розвиток варіантів систем розробки під впливом вдосконалення техніки і зростання навантаження на очисні вибої відбувається на основі розвитку закладених в них внутрішніх суперечностей та взаємного впливу. Суцільна система розробки обумовлює можливість виникнення суперечностей між переміщеннями при відтворенні засобів виймання - очисними і підготовчими виробками. При стовповій системі розробки виникає суперечність між рухомою очисною виробкою і нерухомою в цей час підготовчою. Система АЗОПС усуває ці суперечності і дає можливість створити систему розробки, що відповідає вимогам виробництва.

Прикладом такої системи є комбінована система розробки стовпова з суцільною, при якій ярус відпрацьовується у зворотному напрямку від границь панелі до її центру, виїмкові виробки проводяться до початку відробки. Свіже повітря поступає по двох виробках: верхній штрек є повітряподаючим, а нижній – конвеєрний, служить для підсвіження витікаючого струменю з лави. Схема провітрювання прямоточна, низхідна, з напрямом повітря на вироблений простір та з повним відособленим розбавленням шкідливостей за джерелами виникнення. Позаду лави конвеєрний штрек підтримується в очисному просторі і виконує функції вентиляційного для випуску відробленого струменю повітря на фланговий вентиляційний хідник. Наявність флангового вентиляційного хідника не є обов'язковою, його може замінити конвеєрний штрек нижчележачого ярусу. Після відробки ярусу конвеєрний (вентиляційний) штрек може використовуватись у якості повітряподаючого для нижчележачого ярусу. Дана система має найменші обмеження з видобутку за газовим фактором.

УДК 622.272.4 : 620.91

М.М. КОНОНЕНКО, канд. техн. наук, доц., К.О. ЮРЧЕНКО, аспірантка
ДВНЗ «Національний гірничий університет»

ВИКОРИСТАННЯ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК ДЛЯ ОТРИМАННЯ ГЕОЕНЕРГІЇ

Провідну роль в економіці України займає гірничо-металургійна промисловість. Більше 40% надходжень до бюджету держави припадає на продаж мінеральної сировини і металургійної продукції. До 20% світових запасів залізної руди зосереджено на території України, а в світовому масштабі це 4,9%. За запасами залізорудної сировини Україна посідає перше місце, а за обсягами виробництва - сьоме. Основними родовищами залізної руди є: Криворізький залізорудний басейн, Кременчуцький і Білозерський залізорудні райони. У даний час обсяги видобутку залізної руди відкритим способом перевершують підземний. Але на відміну від технології відкритої розробки підземна характеризується меншим впливом на навколишнє середовище і високим вмістом заліза в рудах, що сягає 65%, а при відкритому способі - 40%. У загальній собівартості видобутку руди підземним способом до 40% складають витрати енергії, з яких 90% це електроенергія.

Річна продуктивність залізорудних шахт складає близько 9 млн т руди на рік, половина з яких припадає на Приватне акціонерне товариство «Запорізький залізорудний комбінат» (ПрАТ «ЗЗРК»), який працює на базі Південно-Білозерського родовища і розробляє багаті залізні руди з використанням камерної системи розробки із заповненням виробленого простору закладкою. Сутність даного варіанту системи розробки полягає в тому, що відпрацювання запасів поверху здійснюють вхрест простягання покладу камерами першої, другої і третьої черг відпрацювання. В усіх виробничих процесах, пов'язаних з проведенням виробок і виконанням очисних робіт використовується понад 60 одиниць імпортного високопродуктивного обладнання, велика частина якого споживає електричну енергію. Після відпрацювання запасів руди в поверсі, гірничі роботи переносяться на нижні поверхи, а виробки, що розташовані вище виконують роль вентиляційних, ходових і закладних. Для зниження витрат електроенергії ці виробки можуть використовуватися задля отримання геоенегрії.

Аналіз результатів аналітичного моделювання напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо очисних камер першої і другої черги відпрацювання в умовах ПрАТ «ЗЗРК», виконаних за допомогою термодинамічного методу (Лавриненко В.Ф.) [1] дозволив встановити, що ведення очисних робіт в камерах впливає на стійкість цих виробок і сприяє проявам факторів гірського тиску у вигляді руйнування кріплення, відшарування порід і утворення вивалів.

У зв'язку з цим виникає необхідність дослідження геоенергетичних процесів, які протікають в масиві гірських порід навколо камер та прилеглих до них виробок, за допомогою новітнього енергетичного методу (О.Є. Хоменко) [2], який дозволить врахувати характер і ступень зміни енергетичного стану масиву навколо камер при виборі виду кріплення виробок та збільшити термін їх служби.

Відсутність достатнього наукового обґрунтування стійкості виробок, які потрапляють під вплив камер, сприяє перевитратам кріпильних матеріалів, зниження безпеки гірничих робіт та підвищенню собівартості видобутку.

Отже, обґрунтування раціональних параметрів стійкості гірничих виробок для розміщення в них вітро-, гідроенергетичних та теплонасосних установок [3], має актуальне значення.

Список літератури

1. **Khomenko, O., Kononenko, M., & Danylchenko M**. (2016). Modeling of bearing massif condition during chamber mining of ore deposits. *Mining Of Mineral Deposits*, 10(2), 40-47.

2. **Хоменко О.Е.** Геоэнергектика подземной разработки рудных месторождений : монография / О.Е. Хоменко ; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Д. : НГУ, 2016. – 242 с.

3. **Дичковський Р.О.** До питання формування системи комплексного енергозабезпечення промислових об'єктів традиційними та альтернативними джерелами / Р**.О. Дичковський, К.О. Юрченко** // Матеріали VIII Всеукраїнської науково-технічної конференції студентів, аспірантів і молодих вчених «Наукова весна» : тез. доп. / М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. − Д., 2017. – Т.1. – С. 34.

УДК [622.831.325.3: 622.8]

Р.К. СТАСЕВИЧ, канд. техн. наук, ст.наук.співроб., ІГТМ ім. М. С. Полякова НАН України
М.Ю. ІКОННІКОВ, канд. техн. наук, доц., Національний гірничий університет, Дніпро

КРИТЕРІЇ ВИБУХОБЕЗПЕЧНОСТІ МЕТАНОПОВІТРЯНОЇ СУМІШІ ПРИ ЗАГАЗУВАННІ ТА РОЗГАЗУВАННІ ІЗОЛЬОВАНИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК

Накопичений в країнах Європи позитивний досвід утилізації метану вугільних шахт, що закриваються, свідчить про те, що при існуючому в Україні зниженні видобутку вугілля шахтами, що знаходяться в державній власності, доцільно знижувати витрати на провітрювання крил шахт, які не беруть участі у виїмці вугілля, проводити їх ізолювання, відсмоктування та утилізацію з них метану.

Метою роботи є підвищення обсягів видобутку шахтного метану шляхом ізолювання відпрацьованих гірничих виробок і крил шахт із застосуванням розроблених критеріїв безпеки при їх загазуванні, видобутку шахтного метану та розгазуванні.

Для того щоб виникло полум'яне або вибухове горіння рудничного газу, необхідне змішування вихідних компонентів в певних пропорціях, тобто утворення горючої суміші.

Наукові і експериментальні дослідження вибухонебезпечності метаноповітряної суміші проведені Коуердом та Айруні дозволили встановити критерії безпеки при загазуванні і розгазуванні ізольованих гірничих виробок, дегазації з них шахтного метану. Цими дослідженнями визначені межі вибуховості сумішей метану з атмосферним повітрям. Нижня концентраційна межа вибуховості метану в атмосферному повітрі становить 5% метану і 95% повітря, а верхня становить 15% метану і 85% повітря. Нижня концентраційна межа вибуховості метаноповітряної суміші по кисню дорівнює 12%.

У реальних умовах метаноповітряна суміш з вмістом метану до 5-6% горить при наявності постійного джерела займання, від 5-6 до 14-16% - вибухає і понад 14-16% - не горить і не вибухає.

На підставі аналізу досліджень вибухонебезпечності метаноповітряної суміші за процентним вмістом метану, виконаних Кауердом в 1928 р., закладені регламентовані правилами безпеки вимоги до параметрів газоповітряної суміші у вугільних шахтах. Методом експертних оцінок в поєднанні з методом інтуїтивного пошуку технічних рішень підвищення безпеки системи дегазації шахтного метану нами зроблено висновок про недостовірність нормованого методу визначення вибухобезпеки за допустимими концентраціями метану, тому що він не враховує об'ємну концентрацію кисню. Цей метод знижує енергоефективність утилізації шахтного метану, оскільки регламентує викид в атмосферу основних обсягів його відведення, що припадають на концентрації метану нижче 25%.

Експертні оцінки вказують на те, що регламентуючим параметром, який визначає вибухобезпечну межу вмісту шахтного метану в ізольованих гірничих виробках повинен бути кисень, а при визначенні межі вибухобезпеки метаноповітряної суміші необхідно одночасно вимірювати і враховувати процентний вміст кисню і метану.

Результати експериментальних наукових досліджень свідчать про те, що в діапазоні концентрацій метану від 0 до 5-7 об.% значення концентрації кисню, що визначає вибухонебезпечність метаноповітряної суміші обернено пропорційне концентрації метану, а в діапазоні концентрацій метану від 5-7 об.% до 25 об .% - прямо пропорційно концентрації метану. Ця закономірність дозволила встановити математичну залежність для визначення критеріїв безпеки при загазуванні і розгазуванні ізольованих гірничих виробок.

Для реалізації розроблених критеріїв безпеки можуть бути використані інертні гази азот і вуглекислий газ з охолоджених димових газів утилізаційної установки. Для управління витратою інертних газів при безпечному загазуванні і розгазуванні ізольованих гірничих виробок найбільш доцільне застосування широко розповсюджених релейних регуляторів, які відрізняються незалежністю налаштувань від збурюючих впливів, інерційності, режимів функціонування та інших параметрів об'єкту управління.

Отже, на основі підтверджених тривалою практикою дослідженнях вибухонебезпечності метаноповітряної суміші встановлено критерії безпеки загазування і розгазування ізольованих гірничих виробок з метою дегазації з них метану та обґрунтовано доцільність застосування при цьому релейних систем регулювання.

УДК 622.274.3

І.П. КУШНЕРЬОВ, канд. техн. наук, доц., Криворізький національний університет

ШЛЯХИ УДОСКОНАЛЕННЯ КАМЕРНИХ СИСТЕМ РОЗРОБКИ РУДНИХ ПОКЛАДІВ

На досягнутих значних глибинах погіршуються умови відпрацювання покладів корисних копалин у зв'язку з активними проявами гірського тиску у різних формах, особливо з вивалоутворенням порід в камерах, нестійкістю стелин та міжкамерних циліків. На ряді гірничих підприємств переходять на менш ефективні з точки зору якості рудної маси системи підповерхового обвалення. Тому важливою задачею є удосконалення камерних систем розробки з метою їх ефективного впровадження на глибоких горизонтах. Це можливо шляхом активного впливу по забезпеченню стійкості оголень порід та інших заходів, що дає можливість розширити область застосування систем з відкритим очисним простором і, таким чином, покращити показники добування корисних копалин.

Розроблені нові технологічні рішення та способи підвищення стійкості конструктивних елементів систем розробки. Так, при відпрацюванні потужних крутоспадних покладів з нестійкими породами висячого або лежачого боку поклад поділяється на панелі. Їх виймання ведеться уступно в плані по потужності першочергово від нестійких оточуючих порід. Одночасно з обваленням запасів панелей із рудного масиву по контакту з оточуючими породами формуються просторові конструкції, кожна із яких складається з двох вертикальних огороджуючих циліків, які утворюють двогранний кут, і стелини. По мірі випуску під її прикриттям замагазинованої рудної маси виконується пошарове обвалення ніжок огороджуючих циліків до моменту опускання стелини на горизонт воронок. Цикл робіт з буріння, підривання, управляємому випуску рудної маси та опусканню огороджуючої конструкції виконується до укладання стелини на воронки. Рудна стелина відпрацьовується масовим обваленням.

З метою розширення області застосування камерних систем розробки, зменшення втрат та розубоження запропонована технологія виймання крутоспадних рудних покладів камерами за підняттям. Днище блоку формується похилим, а висота виїмкових камер дорівнює двократній висоті перепускаємого блоку з порід висячого боку вищележачого поверху. Виймання запасів камер виконується під його прикриттям. Відрізка породного блоку виконується в нижній частині камери та пересовується по похилому днищу. Після цього відбивають корисні копалини за підняттєм. Спочатку на висоту породного блоку, а потім частини масиву у вигляді трикутно призми зі сторони висячого боку. При обваленні вказаної призми формуються рудні корки на межі з суміжними виробленими просторами. Залишені камерні запаси під породним блоком вищележачого поверху обвалюються в один прийом з рудними корками зі сповільненням.

Для забезпечення стійкості оголень в камерах розроблено спосіб укріплення порід за допомогою залізобетонних штанг, які мають високу несучу здатність. При цьому використовуються частини переборених вибухових свердловин. Анкер складається з арматурного стриженя та твердійочого розчину. Для цього згідно параметрів буровибухових робіт вибурюються вибухові свердловини для обвалення масиву. Причому виконується їх перебурення у породи висячого або лежачого боку відповідно схемам розбурення та подальшого підривання масиву у камері. У кінцеві частини свердловин перед зарядкою вибуховими речовинами досилаються металеві анкери довжиною на потужність ймовірного обвалення плюс шар стійких порід згідно розрахунків. Також кінцеві частини свердловин на довжину анкера заповнюються цементним або іншим розчином та дається термін для утворення залізобетонних анкерів для скріплення нестійких порід. Заздалегідь відповідно до параметрів буровибухових робіт за запропонованою методикою визначається діаметр анкеру згідно діючим на нього навантаженням. Для зменшення дії при наступних вибухах на армуючий елемент у свердловині розміщується компенсаційний матеріал. А для запобігання витікання розчинів зі свердловини застосовуються затворні пристрої.

Запропоновані технологічні та технічні рішення щодо удосконалення камерних систем розробки рудних покладів на глибоких горизонтах дозволяють поліпшити показники добування корисних копалин, розширити область застосування систем з відкритим очисним простором шляхом підвищення стійкості оголень в камерах штучними просторовими конструкціями та замонолічуванням нестійких оточуючих порід.

UDC 622.8

V. LAPKO, Assistant Professor of the Underground Mining Department, National Mining University,
V. FOMYCHOV, Doctor of Technical Sciences, Professor of the Underground Mining Department,
National Mining University, V. POCHEPOV, Candidate of Technical Sciences, Associate Professor
of the Underground Mining Department, National Mining University

MODERN TECHNOLOGIES OF BOLTING IN WEAKLY METAMORPHOSED ROCKS

Currently the bulk of coal workings, coal mines and collieries is driven using anchor support. Meanwhile technological opportunities of underground mineral extraction are being increased. Both new anchor bolting tasks appear.

Stress redistribution in rock massif during driving and maintaining of boards and their face-ends is followed by great horizontal and vertical rock displacements both along the border of the working and along the bearing massif. Deformation zone appearance during massif scrubbing promotes increasing of factual supported span of the working width and delamination height, which makes working maintenance impossible without implementation of additional support reinforcement.

Prop, composite and frame supports are traditionally used in boards for support reinforcement. That is why the most reasonable choice for stable state provision of workings and their face-ends during the whole exploitation period is to use two-level scheme of anchor bolting with not only 3 m. anchor bolts (I level) but also deep-level anchor bolts (II level). The second level anchor bolts are fastened in stable roof rocks outside the arch of natural cavity with account of weakness and deformation of working sides. Unstable roof rocks are bound by the first level anchor bolts and "hooked" on the anchor bolts of the second level to the stable roof rocks outside the arch of natural cavity.

That is why it becomes necessary to analyze in detail setting angle influence on rope anchor bolting efficiency in mining conditions. So far the change of the setting angle of the anchor bolting includes redistribution of the influence on its behavior by different stress components, the most preferably is to use stress intensity diagram during computation result analyzing. With near-vertical angles of rope anchor bolting setting (from 85° to 88°) intensity distribution diagram has number of peculiarities caused mainly by factors of geological structure of rock massif. As the result – increased difference of main stresses in the lying wall. This can cause intensive rock heaving. However, there are relatively small areas of high intensity stresses in working sides. This creates illusion of rope anchor bolting efficiency. Yet, such stress redistribution leads to great value of maximal difference of main stresses in frame-anchor support. With such mining conditions high angles of rope anchor bolting setting cause quick growth of working support rebuff reaction. Starting from the angle of 83° of rope anchor bolting setting, the intensity distribution diagram of rock massif leaps. This is caused by the reduction of the pressure on borders of lithological varieties and it promotes side pressure increase on frame props and decreases the meaning of vertical element of rock pressure.

Slight and almost linear increase of stress intensity in working sides appears with rope anchor bolting setting angles from 72 to 83°. This demonstrates growth of efficiency of rope anchor bolts in the context of increasing setting angle. However growth of this indicator comes along with efficiency reduction of resin-grouted anchor supports. That means that components of bearing construction are being changed in "frame-anchor support – rope anchor support" system and this causes growth of frame stresses with rope anchor bolting load reduction.

Skew happens in internal forces distribution of support construction, which can cause premature failure of one of its elements.

Thus, the most efficient angle of rope anchor bolting setting should be considered in terms of two statements: first - influence of the setting angle on stress distribution in border massif; second - interaction of construction elements of the support with different angles of rope anchor bolting setting.

Obtained dependences together with stress diagram allow to make clear conclusion about the nonlinear qualitative change of bearing capacity of anchor bolting system (I level) under rope anchor bolting (II level) location change.

Resin-grouted anchor bolting design features (length and slope angle) in a less degree affect internal forces distribution in deep-level rope anchor bolts than in reverse.

Rope anchor bolting slope angle influence degree increases proportionally to maintained working depth and is almost linear.

УДК 658:622.24 (075.8)

С.Ю. КУЛАКОВА, канд. економ. наук, доц. кафедри економіки підприємства та управління персоналом, Полтавський національний технічний університет ім. Юрія Кондратюка,
О.М. ЗОТОВА, завідувач експлуатаційного відділення,
Н.Г. ПШИЧКІНА, викладач, Полтавський нафтовий геологорозвідувальний технікум

ОРГАНІЗАЦІЯ ВИРОБНИЦТВА ЯК ЗАСІБ СКОРОЧЕННЯ ЦИКЛУ СПОРУДЖЕННЯ СВЕРДЛОВИНИ

Процес спорудження свердловини має ряд особливостей, що значною мірою впливає на характер його організації та економічні результати діяльності бурових підприємств. Місце проведення бурових робіт визначається залежно від скупчень нафти і газу, що призводить до звичайної розкиданості виробничих об'єктів та відмінності від баз постачання. Це вимагає організації додаткових дільниць, будівництва доріг, що ускладнює організацію виробничого процесу. Проведення бурових робіт передбачає схематичне переміщення громіздкого бурового обладнання з одного об'єкта на інший – виникає необхідність організацій складного і трудомісткого процесу демонтажу, перевезення та монтажу бурових установок.

Буріння свердловини здійснює бурова бригада, без доступу людини до вибою. Різноманітні у технологічному відношенні виробничі процеси пов'язані з бурінням свердловини є досить трудомісткими. Основні витрати часу надають на механічне буріння та СПО, тривалість яких значною мірою залежить від режиму буріння.

Будівництво свердловин пов'язано також з розкриттям, випробуванням та освоєнням продуктивних горизонтів. Роботи з випробування залежать від конкретних умов (кількість продуктивних горизонтів, їх потужність, тиск нафти, або газу в пласт тощо).

Таким чином виробничий процес спорудження свердловини являє собою комплекс трудомістких часткових взаємопов'язаних процесів, які становлять цикл спорудження свердловини. Кожне бурове підприємство прагне скоротити цикл будівництва свердловини (з метою підвищення ефективності виробництва) за рахунок покращення організації виробництва. Покращення організації бурових робіт на прискорення темпів буріння свердловин можливо за рахунок оснащення бурової належними засобами механізації та автоматизації. Так, скорочення тривалості монтажно-допоміжних робіт можливо за рахунок удосконалення конструкції блоків, розширення можливостей застосування великоблочного методу спорудження свердловини, забезпечення підприємства блочними основами, своєчасним виконанням комплексу підготовчих робіт, збільшенням змінності робіт вишкомонтажних підрозділів. Такі напрями прискорення будівельно-монтажних робіт сприяють вивільненню обладнання та прискоренню його обертання. З метою скорочення буріння та кріплення свердловини необхідно постійно удосконалювати бурове обладнання та інструмент, здійснювати механізацію спуско-під'ємних та допоміжних операцій, спрощувати конструкцію свердловини, підвищувати ефективність роботи доліт за рахунок правильного їх підбору і відпрацювання, удосконалення промивальних рідин за рахунок їх якостей і властивостей скорочення часу на ліквідацію аварій, простоїв; удосконалення матеріально-технічного забезпечення виробництва.

До основних напрямів скорочення тривалості випробування свердловини належать: підвищення організаційного та технічного рівня робіт; оснащення випробувальних робіт належним обладнанням та інструментом, підвищення якості робіт та кваліфікаційного складу бригад.

Дуже важливим резервом скорочень тривалості циклу спорудження свердловини є скорочення робіт між вишкомонтажними роботами, бурінням свердловини та випробуванням свердловини.

Список літератури

1 **Бренц А.Д.** Организация, планирование и управление предприятиями нефтяной и газовой промышленности. – М.: 1986.

2 **Витвицький Я.С.** Економіка нафтогазорозвідувальних підприємств: Конспект лекцій. - Івано-Франківськ: ІФІНГ,1993. - 139 с.

3. **Витвицький Я.С., Андрійчук І.В., Лесюк О.І., Витвицька У.Я., Чарковський В.М.** Організація і планування операційної діяльності нафтогазових підприємств: Навч. посібник. / За ред. М. О. Данилюка. – Івано-Франківськ: ІФНТУНГ, 2009.

4. **Витвицький Я.С**. Економіка нафтогазорозвідувальних робіт: Навч. посібник. - Івано-Франківськ: ІФНТУНГ, 2004.

5. **Лузан В.В**. Економіка і організація геологорозвідувального виробництва: Навч. посібник. - К.: ТОВ Нікапрінт, 2001.

УДК 622.272

О.В. КАЛІНІЧЕНКО, канд. економ. наук, доц..,
Т.С. ГРИЩЕНКО, старший викладач, М.А. ГРИЩЕНКО, асистент.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВИКОРИСТАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ПІДЗЕМНОГО ЗБАГАЧЕННЯ ЗАЛІЗНИХ РУД ТА ЗАКЛАДКИ ВИРОБЛЕННОГО ПРОСТІРУ ХВОСТАМИ ЗБАГАЧЕННЯ

Над якістю руди науковці працюють вже не одне десятиріча.

У час коли кожен десятий відсоток важливий для підприємства, щоб утримуватись на ринку конкурентно спроможності, необхідно вживати радикальні заходи, як збільшення вилучення корисного компонента з сирої руди, так і зниження собівартості на кінцевий продукт.

На даний час, коли шахти підземного Кривбасу наближаються до глибини 1500 м, собівартість видобутої руди на транспортування і підйом значно збільшились, також додається до цієї вартості і підйом пустих порід та руди нижче бортового вмісту та утримання відвалів.

Над впровадженням підземних гірничо-збагачувальних фабрик працювало багато вчених таких як В.Ф. Бизов, М.Б. Федько, Ю.Г. Вілкул та інші, свого застосування так і не знайшло, оскільки це було дуже потужне та громістке устаткування і витрати для впровадження такої технології були не доцільні.

Минуло багато часу і вимоги до підприємств значно зросли.

Впровадження сучасного сухого магнітного збагачення є досить актуальним оскільки технічний прогрес не стоїть на місці і впровадження таких сепараторів з неодимовими магнітами дають змогу збільшити потужність магнітного поля сепаратора, продуктивність та якість вилучення корисного компонента з видобутої руди.

За рахунок якісного подрібнення руди при правильно обраній системі розробки дає змогу використовувати двохстадійне подрібнення.

При поєднанні такого устаткування, як магнітний барабаний сепаратор та дробарок з подрібненням до фракції -16÷+0 мм дає продуктивність 150 т\год руда з якістю 56 % після сухої магнітної сепарації збільшує свій показник до 60 %, отже, збільшення товарної руди для підприємства становить 236 тисяч т на рік.

Використовуючи такий спосіб збагачення руди в підземних умовах ми значно знижуємо витрати на підйом пустої породи, а це приблизно 20% від всього піднятої породи на денну поверхню та значно зменшуємо обсяги відвало-утворення оскільки впровадження такої технології дозволяє використовувати хвости збагачення на закладку виробленого простору, що значно зменшить техногенний вплив на оточуюче середовище та витрати підприємства на підтримання відвалів та зменшить витрати на податки за використання земельних ділянок.

Список літератури

1. Патент на полезную модель 24726 UA. Сепаратор магнитный двухкаскадный барабанный для обогащения сухих сыпучих слабомагнитных руд / **Лозин А.А., Арсенюк В.М., Нитяговский В.В., Артюшов Р.Т., Стригунов П.Н., Вшивков Ф.В**.; Научно-производственная фирма «Продэкология». Опубл. 10.07.2007, бюлл. №10.

2. Патент на полезную модель 24449 UA. Сепаратор магнитный двухкаскадный барабанный для обогащения сухих сыпучих слабомагнитных руд / **Лозин А.А., Арсенюк В.М., Нитяговский В.В., Артюшов Р.Т., Стригунов П.Н., Вшивков Ф.В**.; Научно-производственная фирма «Продэкология». Опубл. 25.06.2007, бюлл. №9.

3. Патент на полезную модель 33057 UA. Способ обогащения гематитовіх руд / **Лозин А.А.** и др.; Научно – производственная фирма «Продєкология», Колесник Н.Д. и др., ГП Дирекция КГОКОР; Евтехов В.Д.

УДК 622.023.001.57

А.М. РЯЗАНЦЕВ, асистент, М.О. РЯЗАНЦЕВ, канд. техн. наук, доц.,
Індустріальний інститут ДВНЗ «Донецький національний технічний університет»

НАПРУЖЕНИЙ СТАН НЕЗАЙМАНОГО ГІРСЬКОГО МАСИВУ З УРАХУВАННЯМ АУКСЕТИЧНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ГІРСЬКИХ ПОРІД

Вже практично півстоліття достовірно відомо, що напружений стан незайманого гірського масиву внаслідок неоднорідності властивостей окремих шарів і структурних блоків є складним, нерівнокомпонентним і дуже мінливим. Але більшість дослідників при вирішенні задач геомеханіки й досі спирається на уявлення про напружений стан незайманого масиву, сформульовані А.Н. Динником, в якій вертикальна компонента обумовлена вагою порід, що залягають вище, а горизонтальна - боковим розпором.

Численні і багаторічні випробування гірських порід в об'ємному полі стискаючих напружень на установці нерівнокомпонентного стискання конструкції ДонФТІ НАН України дозволили встановити, що практично всі породи є класичними ауксетиками (мають від'ємний коефіцієнт поперечної деформації), тому ні про який боковий розпір в незайманому масиві до межі стискання (порогу дилатансії) не йдеться. І, навіть, після досягнення межі стискання і початку збільшення об'єму коефіцієнт бокового розпору не перевищує 0,1.

Більш того, дослідження показали, що приріст деформацій в процесі навантаження має знакоперемінний характер, тому всі, так звані, пружні параметри не є константами матеріалу, перемінні і за величиною, і за знаком. Внаслідок цього пружні параметри змінюються в процесі навантаження, що свідчить про наявність структурно-фазових переходів другого роду. Більш того, між сусідніми шарами або структурними блоками поточні значення пружних модулів можуть відрізнятися не тільки за величиною, а і за знаком.

Враховуючи отримані дані, запропонована модель напруженого стану незайманого масиву з урахуванням ауксетичних властивостей гірських порід, в якій вертикальна компонента обумовлена вагою вищезалягаючих порід і неоднорідністю їх властивостей, а широтна і меридіональна компоненти - величиною і азимутом дії тектонічних напружень, і неоднорідністю властивостей гірських порід. Коефіцієнт концентрації напружень за рахунок неоднорідності властивостей гірських порід залежить від співвідношення пружних параметрів і розмірів сусідніх структурних блоків або шарів і може досягати 10 і більше. В більш жорстких шарах і структурних блоках напруження більше ніж в сусідніх. Співвідношення між компонентами поля напружень в окремих шарах і структурних блоках може змінюватись за величиною і напрямком. Наприклад: в пісковиках Донбасу, що межують з алевролітами, аргілітами або вугіллям, максимальною є горизонтальна широтна компонента, що досягає 100 МПа і більше, а мінімальною – вертикальна компонента, яка досягає 35-40 МПа. В середині шару пісковику різниця пружних параметрів між окремими структурними блоками значно менша, але достатня для перевищення напружень від ваги вищезалягаючих порід у 1,5-4 рази. Таким чином, всі три компоненти поля напружень в компетентних шарах незайманого масиву перевищують напруження від ваги порід, що залягають вище, причому мінімальною є вертикальна компонента, а максимальною – широтна.

В зв'язку з тим, що під час навантаження в кожному окремому шарі гірського масиву збуджуються поперечні деформаційні хвилі (власні коливання), кожний шар виступає як резонатор. Зростання амплітуди коливань визначається добротністю коливальної системи, яка залежить від різкості межі між шарами. Поперечні хвилі розповсюджуються вздовж нашарування, а максимальна амплітуда деформацій спостерігається на межі розподілу шарів, що приводить до розшарування і навіть прослизання одного шару відносно другого.

При веденні гірничих робіт і порушенні незайманого стану гірського масиву, внаслідок резонансних, явищ виникають раптові видавлювання пластів та інші геодинамічні явища. При цьому на межі контакту вугільного пласта з породами покрівлі і підошви, як показують ЯМР-дослідження, сублімується вся органіка в зоні товщиною до 10 мм, що підтверджує наявність концентрації деформацій і напружень саме на межі розподілу шарів.

УДК 622.831.322:624.138.4

С.Ю. МАКЕЄВ, канд. техн. наук, ст.наук. співроб.,
С.Ю. АНДРЕЄВ, канд. техн. наук, провідний инженер,
Г.О. РИЖОВ, мол. наук. співроб., ІГТМ ім. М.С. Полякова НАН України

МЕХАНІЗМ ДІЇ ФІЗИКО-ХІМІЧНИХ РОЗЧИНІВ НА ГІРНИЧИЙ МАСИВ ПРИ УПРАВЛІННІ ЙОГО СТАНОМ

Зростання глибин видобутку корисних копалин призводить до погіршення умов використання способів боротьби з динамічними явищами, що потребує постійного удосконалення цих способів. Так, при фізико-хімічній обробці пласту виникає необхідність збільшення радіуса дії способу. Для вирішення цього завдання слід встановити особливості механізму взаємодії розчинів, що нагнітаються, з середовищем. Ці процеси описуються законами фізико-хімічної механіки. Відомо, що всі гірські породи є дисперсними мікрогетерогенними системами з сильно розвиненою внутрішньою поверхнею розділу між рідкою і твердою фазами. Ці особливості порід обумовлюють можливість управління їх властивостями і станом шляхом використання різних колоїдно-хімічних явищ, таких як набухання, усадка, пластифікація і окріхчування.

Враховуючи те, що вугілля належать до природно гідрофобних або природно не змочуваних матеріалів, нагнітання в них розчинів високомолекулярних сполук означає розподіл макромолекул на межі розділу фаз з утворенням суцільного, щільно упакованого адсорбційного шару. Адсорбція полімеру на поверхні вугілля відбувається наступним чином: функціональні групи полімеру, порівнянні за розмірами з діаметрами мікропор, проникають в пори і одночасно, не відриваючись від макромолекул полімеру, блокують вихід метану. Величезна макромолекула полімеру, в кількох місцях закріплюючись на активних ділянках поверхні вугілля, екранує не тільки гідрофільні, але і гідрофобні ділянки.

Для якісного закріплення молекула повинна володіти поліфункціональністю. Цій умові відповідають водорозчинні полімери і смоли. Для того, щоб процес адсорбції полімеру проходив більш ефективно слід на першому етапі модифікувати поверхню вугілля розчинами таких речовин, як метиламін, з створенням реакційних центрів, функціональні групи яких здатні прискорювати утворення міцної хемосорбційної плівки на межі розділу фаз. Подальше знаходження метану у блокованому стані залежить від величини адгезії адсорбційного шару на межі розділу фаз, тобто від величини енергії зв'язку вугілля - полімер. При цьому розчин метиламіну сприяє набуханню вугілля, що викликає напруження, достатні для його руйнування. Це призводить до збільшення вже існуючих і утворення нових тріщин в масиві. І після чого, на другому етапі в пласт здійснюють нагнітання розчинів полімерів, здатних змінювати свій фазовий стан. При використанні на цьому етапі розчинів лігносульфонатів в перехідні пори і в мікропори вугілля всмоктується вода і, адсорбуючись на полярних функціональних групах вугілля, викликає пластифікацію, а макромолекули лігносульфонатів внаслідок свого великого розміру не можуть проникнути в мікропори. Вони збираються в тріщинах і макропорах, значно збільшуючи свою в'язкість, що викликає межструктурну пластифікацію і, в цілому, веде до збільшення пластичності вугілля і зменшення ймовірності розв'язування газодинамічного явища.

Механізм дії розчинів лігносульфонатів з наступним нагнітанням розчину вапняної суспензії аналогічний наведеному вище. Застосування вапняної суспензії ініціює процес переходу золя (розчину) лігносульфонату в в'язкий гель, якій блокує метан, збільшує пластичність середовища і перешкоджає переходу потенційної енергії стисненого газу в кінетичну енергію газодинамічного явища. Дія розчину полімеру мочевин-формальдегідного ряду починається після насичення оброблюваної зони вугільного пласта, де він твердне, перекриваючи гирла мікропор і заповнюючи об'єм макропор і тріщин твердим безусадковим продуктом низькою газопроникності. Утворюється адгезійний зв'язок, що утримує твердий продукт в займаному обсязі. При цьому фазовий перехід супроводжується зшиванням молекул з включенням метану і вугільного пилу як наповнювачів в твердий продукт, якій блокує основний сорбційний об'єм і всі фільтраційні шляхи, наслідком чого є зменшення газовиділення при руйнуванні вугільного пласту. Ізоляція окремих блоків вугілля і заповнення пластових тріщин і порожнеч виключають перетікання газу з периферії в оброблену зону, надають вугільному пласту властивість рівноміцності і сприяють зниженню ймовірності розв'язування газодинамічного явища.

УДК 622.032.2:622.611

Е.А. КОРОВЯКА, канд. техн. наук, доц., ГВУЗ «Национальный горный университет»

К ВОПРОСУ РАЗРАБОТКИ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИДНЕПРОВЬЯ

Разработка тонкожильных крутопадающих месторождений требует особого научно-методического подхода при формировании технологических схем выемки рудных тел, отличающихся от традиционных уровнем механизации очистных работ и ориентированных на использование закладки выработанного пространства в блоках.

Перспективные золоторудные месторождения сосредоточены в крупнейшем Приднепровском горнопромышленном регионе и имеют пониженную концентрацию золота, что потребует максимального снижения разубоживания и потерь рудной массы. Так, Сурский золоторудный район, включающий месторождения Сергеевское и Балка Золотая, расположен в южной части одноименной архейской зеленокаменной структуры Украинского щита. Среднее содержание золота в рудах по месторождению Сергеевскому составляет 7-8 г/т при отношении Au:Ag=1:2, в месторождении Балка Золотая – 6,2 г/т и по месторождению Балка Широкая Чертомлыкского рудного района среднее содержание золота в рудных залежах находится в пределах 4-7 г/т.

Одним из необходимых условий создания новых систем разработки и конструкций горных машин является объективный анализ структуры трудовых затрат, уровня и возможностей механизации труда на основных и вспомогательных процессах очистной выемки.

Существующие методы определения и оценки уровня (степени) механизации производственных процессов и производства позволяют установить уровень механизации только для крупных производственных подразделений и не дают возможность определить степень механизации отдельных технологических процессов добычи руды, необходимую для выявления перспектив развития горной техники и технологии.

Поэтому для интерпретации технологии на базе применения средств механизации возникает настоятельная необходимость разработки технологических решений по выемке тонких крутопадающих рудных тел с вынимаемой мощностью $m \leq 1{,}5$ м и маломощных залежей с $m > 1{,}5$ м с боковыми породами средней устойчивости.

Рассмотрим методику определения уровня механизации горных работ через “коэффициент механизации работ”, которая позволяет дать количественную оценку уровня механизации различных систем разработки, применяемых при добыче крутопадающих рудных тел. Эти системы отличаются друг от друга объемом нарезных работ и порядком ведения очистных работ в блоке, однако требуют осуществления практически одних и тех же технологических и рабочих процессов, уровень механизации которых зависит от возможностей применяемого оборудования. Такая оценка позволяет выявить звенья, требующие внимания с точки зрения механизации, определить операции, не поддающиеся механизации на современном уровне развития горной техники и наметить дальнейшие пути развития технологии добычи руды.

Таким образом, к комплексу оборудования для разработки золоторудных жил предъявляются следующие требования:

повышение уровня механизации очистных работ;

очистное и погрузочно-доставочное оборудование должно быть малогабаритным, вписываться в очистное пространство с соблюдением технологических зазоров (согласно ПБ);

комплекс оборудования должен быть согласован по производительности и обеспечивать заданную нагрузку;

самоходное оборудование выбирается в соответствии с дорожными условиями (предельные углы наклона, минимальные радиусы кривизны, высокая адаптационная способность).

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

УДК 622

І. В. ПРИДАТЬКО, ст. викладач, В. О. СИМИВОЛ, студент,
Індустріальний інститут ДВНЗ «Донецький національний технічний університет»

ПІДТРИМКА ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК ДЛЯ ЇХ ПОВТОРНОГО ВИКОРИСТАННЯ

Для підвищення ефективності і безпеки роботи вугільної шахти, актуальним завданням є надійне підтримання та охорона підготовчих виробок, стійкість яких визначається, в першу чергу, характером і величиною гірського тиску, а також правильністю обраних технікотехнологічних рішень по їх підтримці. Забезпечення стійкості виробок в зоні впливу очисних робіт уявляє досить складну, трудомістку і коштовну задачу.

Стійкість даних виробок в значній мірі визначається впливом виробленого простору на примикаючу до них область масиву гірських порід. Очисна виробка разом з вміщувальними породами відрізняється складністю за кількістю впливів виробничих і природних факторів і є предметом окремих досліджень.

Традиційне металеве рамне кріплення, що застосовується майже повсюдно, виконує підпірно-огороджувальну функцію і не перешкоджає розшаруванню вміщувальних виробку порід.

У цій ситуації слід віддавати перевагу системам кріплення, що використовують несучу здатність вміщувального масиву, активно перешкоджають розшаруванню порід - повне і часткове заповнення закріпленого простору, тампонаж закріпленого простору, глибинне зміцнення масиву в'яжучими речовинами або анкерами.

Саме такі способи кріплення з успіхом використовують гірники ш/у «Покровське», які мають довгостроковий досвід експлуатації великої кількості гірничих виробок повторного використання в складних геолого-технічних умовах та з використанням самих нових досягнень вітчизняних науковців.

Оцінка ефективності відомих засобів і способів підвищення стійкості виробок показує, що найбільший позитивний ефект дають саме зазначені заходи.

Необхідність повторного використання виробок обумовлено прагненням зменшити обсяги підготовчих виробок, витрати на проведення яких впливають на собівартість вугілля, яка зараз в Донбасі перевищує ринкову ціну.

Крім того, підвищення метанообільності очисних вибоїв і виїмкових дільниць зі збільшенням глибини робіт вимагає застосування прямоточних схем провітрювання з підсвіженням і відведенням вихідного струменя в бік виробленого простору, для чого повторне використання виробок є обов'язковою умовою.

Таким чином, для вибору ефективного способу охорони виробки для повторного її використання і обґрунтування раціональних параметрів кріплення і охоронних конструкцій необхідно проведення чисельного моделювання із застосуванням адекватного рішення.

Потрібно коректне використання даних про властивості порід, що вміщають і вугілля, а також облік результатів шахтних досліджень про стан виробок, деформаціях кріплення, охоронних споруд і масиву порід.

З огляду на викладене, вважаємо за доцільне створення «банку знань» про технічні показники виробок, що використовуються повторно на шахтах нашого регіону.

Важливими параметрами є: тип та характеристики гірничих порід, розміри перетину та форма виробки, спосіб проведення, вид і спосіб кріплення, строк експлуатації, проведення ремонтних робіт, призначення виробок, вартість підтримки при експлуатації та ін.

Це дозволить при проходженні таких виробок вибирати більш відповідні технології, та зменшити витрати на підтримання виробки при повторному її використанні.

Список літератури

1. **Диманштейн А.С., Поташников В.А., Волков Н.Н., Лисичкин В. Г.** Закономерности развития смещений пород в выемочных выработках / Горный вест ник. – 1999 - № 2-3. С.48-53

УДК 621.317.791

И. С. КРАСОВСКИЙ, аспирант
ИГТМ им. Н. С. Полякова Национальной академии наук Украины

УЗЕЛ ОБРАБОТКИ ДАННЫХ ДЛЯ ПОРТАТИВНОЙ ИЗМЕРИТЕЛЬНОЙ АППАРАТУРЫ

Современная портативная геофизическая аппаратура выполняется на микропроцессорной базе и предусматривает первичную обработку данных и хранение полученных результатов [1]. Особенностью полевых и шахтных измерений является большая вариация значений информативного параметра, существенно превосходящая приборную погрешность их определения. Для более объективной оценки используется накопление данных по серии измерений с последующим усреднением.

Как правило, алгоритм обработки данных жестко запрограммирован изготовителем аппаратуры и сводится к вычислению среднего арифметического значения по совокупности фиксированного числа измерений или в пределах калиброванного временного интервала.

Использование данного алгоритма при небольшой естественной вариации данных приводит к увеличению продолжительности контроля, а при значительной вариации снижается достоверность получаемых результатов.

Для устранения данного недостатка была поставлена задача создания узла цифровой обработки результатов измерений с адаптивным алгоритмом, который позволяет осуществлять цикл измерений до заранее определенной относительной погрешности, отбраковывая при этом аномальные данные. Более подробно с разработанным алгоритмом можно ознакомиться в [2].

Для реализации данного алгоритма был разработан цифровой блок обработки данных на базе 8-и битного микропроцессора Atmel ATmega 32A, который позволяет хранить и обрабатывать большие массивы данных, а также отобразить необходимую информацию в удобочитаемой форме, при наличии средств индикации.

Данный микропроцессор, как и большинство МП семейства ATmega, оснащен ядром AVR, что позволяет разрабатывать необходимые программы с использованием различных языков программирования, а потом программировать сам микропроцессор разработанной программой, что делает спектр использования данных микросхем очень обширным.

Так же, 8-ибитные микропроцессоры, хоть и обладают меньшей вычислительной мощностью, чем более современные 16- и 32-х битные микропроцессоры, но они гораздо более доступные, и их вычислительных возможностей более чем хватает для поставленной задачи.

Отображение информации в разрабатываемом устройстве происходит на дисплее Bigtreetech 12864.

Связка программируемого микропроцессора и ЖКИ дисплея с встроенным контроллером позволяет так же настроить отображаемую информацию в широких пределах.

В проектируемом устройстве на дисплей выводиться информация о заряде источника питания, информация с датчика, среднее значение выборки, допустимый интервал для следующих значений измерений и предельную относительную ошибку данного массива значений.

Разработанный узел использован в составе аппаратуры для комплексного виброакустического контроля состояния элементов геокомпозитных конструкций, но гибкие возможности устройства позволяют применять его и в других целях, где необходима обработка массива данных прямо на месте измерений.

Список литературы

1. **Дукаревич Л. И., Максимов А. С., Сапожников Б. Г.** (2009), Автоматизированная электроразведочная установка зондирования “VEZ-MULTIMAX” [Электронный ресурс] – Режим доступа: http://www.era-max.com/metod.html

2. **Сергиенко В. Н., Красовский И. С.** Об автоматизированной адаптивной статистической обработке результатов измерений / **В. Н. Сергиенко, И. С. Красовский** // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. / ИГТМ НАН Украины. – Днепропетровск, 2015. – Вып. 123. – С. 148 – 158.

УДК 622.33

О.И. ПИЛАТ, магистрант факультета горного дела и инженерной экологии,
С.А. ФЕДОТОВА, канд. техн. наук, доц., Белорусский национальный технический университет,
Республика Беларусь

ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ БЕСЦЕЛИКОВЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ НА СТАРОБИНСКОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ КАЛИЙНЫХ СОЛЕЙ

Применение бесцеликовых схем связано в внедренем систем разработки длинными столбами. Все это время актуальной задачей являлось поддержание подготовительной выработки, расположенной со стороны выработанного пространства.

Имея анализ опыта отработки угольных месторождений, большое внимание специалистов привлек способ проведения выработок вприсечку к выработанному пространству с оставлением податливого целика шириной 2-4 м. На первом этапе была установлена возможность проведения и поддержания выработки в удовлетворительном состоянии при оставлении целика такой ширины. На втором этапе, пройденная вприсечку выработка (ширина целика составляла 3,0-3,8 м), подвергалась воздействию бокового опорного давления лавы. Ширина целика между выработанным пространством лавы и данной выработкой составляла 36 м.

Как показали наблюдения, после прохода лавы в стенках выработки со стороны выработанного пространства начали появляться трещины. Разрушение краевой части целика происходило на глубину 0,2-0,3 м при отходе лавы от места наблюдений на расстояние 230-240 м. Величина сближения пород кровли и почвы на контуре сечения выработки составила на тот момент 205-225 мм, однако кровля продолжала сохранять устойчивость.

Третья стадия испытаний включала в себя опытно-промышленные эксперименты бесцеликового способа отработки столбовой системой на Втором калийном горизонте. Участок бортового штрека длиной 300м двухслоевой 4-х комбайновой лавы Х29 (горизонт -420 м, рудник ЗРУ) был пройден с оставлением целика шириной 1,3-3 м. За исключением участка выработки, где ширина целика снижалась до 1,3 м, состояние выработки шириной 4,5 м было удовлетворительным. Серьезных проблем с поддержанием сопряжения с лавой и выполнения концевых операций не зафиксировано.

При отработке Третьего калийного пласта также испытывались различные варианты проведения подготовительных выработок вприсечку. Так, при отработке верхнего технологического слоя лавой №47 (горизонт -620 м, рудник ЗРУ) транспортный штрек проходили участками длиной 250-300 м при оставлении целика у выработанного пространства шириной 2,5-3,0 м. В данном случае также отмечается удовлетворительное состояние штрека.

Опыт бесцеликовой выемки калийных пластов на рудниках РУП ПО «Беларуськалий» был получен и при отработке лавы №11 на Втором калийном пласте (горизонт -420 м, рудник ЗРУ) в 1985-1990 гг. Длина лав составляла 100 м, мощность вынимаемого пласта - 1,8 м. Особенностью данной схемы является постадийная проходка транспортного штрека лавы, расположенного со стороны выработанного пространства ранее отработанного столба, участками 300-350м, что позволило оставлять для охраны штрека целик шириной 3,5 м. Однако, при этом были введены дополнительные меры охраны выработок: увеличился объем анкерного крепления кровли и стенок выработки. Кроме проведения выработки вприсечку к выработанному пространству ранее отработанной панели, между лавами оставляли целик небольшой ширины, поскольку линия очистных забоев лавы №1 и №2 находились на одном уровне. Это позволило сократить потери полезного ископаемого в целике для охраны панельных выработок. Лавы имели спаренную конвейерную ленту, расположенную в конвейерном штреке 11 одной из лав, что уменьшало затраты на транспортировку руды и сроки монтаж и демонтаж ленточных конвейеров.

При оценке возможности применения данной технологической схемы для отработки верхнего технологического слоя Третьего калийного пласта получили, что при отработке двух смежных двухкомбайновых лав, доля горнопроходческих работ снижается с 17,4 до 11,4 % по сравнению со схемами, представленными ранее, а коэффициент извлечения увеличивается от 0,708 до 0,982. Прибыль на 1 т погашенных запасов увеличивается на 36%, однако повышается цеховая стоимость 1 т добычи руды.

УДК 5.51.519.2

А.К. ГЕЦ, канд. техн. наук, доцент кафедры «Горные работы,
А.Н. ПИЦУХА, А.И. КУЛИК, студенты факультетата горного дела и инженерной экологии,
Белорусский национальный технический университет, Республика Беларусь

СТАТИСТИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА ВЫБОРКИ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ВЕЛИЧИН

Технологические процессы подземного горного производства, в основной своей массе, носят стохастический характер и пределы изменения величин, характеризующих параметры этих процессов, могут изменяться в значительных пределах в зависимости от целого ряда условий, определяющих работу горно-шахтного оборудования: горно-геологические и горнотехнические условия, степень разведанности месторождения, надежность и срок службы оборудования, квалификация персонала, степень автоматизации и т.д.

Учесть все эти условия при моделировании технологических процессов не представляется возможным и по этой причине параметры имитационных моделей носят вероятностный характер, что позволяет учесть многие факторы, влияющие на надежность и достоверность результатов моделирования.

Результат моделирования в значительной мере зависит от методики статистической обработки результатов измерений технологических параметров по типам технологических схем, видам оборудования, процессам и операциям.

Обработке подвергаются параметры, полученные в результате хронометражных наблюдений в конкретных добычных и проходческих забоях калийных рудников ОАО «Беларуськалий».

Хронометражные наблюдения, как основа для статистической обработки выборки технологических параметров добычных комплексов, проводятся на постоянной основе соответствующей службой предприятия и служат для обоснования и уточнения нормативной базы технологической структуры рудников.

Полученные выборки параметров процессов горного производства подвергаются статистической обработке.

Статистическая обработка включает в себя выбор необходимых аппарата статистической обработки и алгоритма его использования для обработки данных при имитационном моделировании процессов горного производства.

Действия, включающие в себя алгоритм статистического аппарата для обработки данных скорости очистного комбайна для имитационного моделирования процессов горного производства, следующие:

Определяется *выборка* из n измеряемых величин, каждая из которых является скоростью комбайна при ведении очистных работ валовой выемкой.

Строятся графики зависимости доли полного числа попаданий от интервала измерения скоростей комбайна, в результате которых на каждом графике получится гладкая кривая – *кривая распределения*.

Производится *оценка погрешности скорости очистного комбайна*.

Погрешность скорости будет равна половине величины отсчета.

Вычисляется среднеарифметическое значение скорости комбайна при выемке руды.

Определяется отклонение каждого измеренного значения от среднего.

Производится проверка на промахи.

После исключения промахов снова вычисляется среднеарифметическое значение с измененным n'.

Задав доверительную вероятность, по соответствующим таблицам определяется коэффициент Стьюдента, а затем вычисляется абсолютная погрешность результатов измерения

Рассчитывается относительная погрешность.

Записывается окончательный результат.

Исследование параметров кривых распределения измеряемых величин и составляет основу обработки результатов измерений при проведении эксперимента.

УДК 622.622.86

Б.Б. ИМАНСАКИПОВА, доктор PhD, зав. кафедры маркшейдерского дела и геодезии,
Ж.Т. КОЖАЕВ, сеньор-лектор, А,А,СПИЦЫН, ст. научн.сотрудник,
Казахский национальный исследовательский технический университет, Республика Казахстан

СПОСОБ ВЫЯВЛЕНИЯ ОСЛАБЛЕННЫХ ЗОН НА ПОВЕРХНОСТИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

На стадии доработки рудных месторождений истощение запасов руд и устойчивой тенденции снижения содержания полезного компонента в сырой руде ужесточают в условиях рыночной экономики требования к качеству и количеству сырья, что обусловливает необходимость вовлечения в добычу оставшихся в подработанном массиве горных пород запасов руд, в том числе в поддерживающих налегающую толщу целиках. Это требует особое внимание к проблемным участкам месторождения начиная с повышения точности выделения, организации системы комплексного мониторинга за их состоянием и составлением непрерывной ситуационной карты. Для зонного районирования поверхности по степени опасности к обрушению наиболее часто используются критерии в основе которых лежат геометрические параметры характеризующие геотехнические процессы в объеме месторождения, такие как глубина, мощность и эквивалентный пролет выработанного пространства. В предложенном нами способе, эти величины подменяются вертикальной компонентной координаты центра тяжести столба массива (центра масс) простирающегося вертикально вверх до поверхности месторождения.

Центр тяжести характеризует распределение массы в столбе, а его изменение в процессе горных работ ее перераспределение по всей глубине массива. В процессе таких изменений за счет внутренних и внешних факторов, в условиях превышения скорости накопления энергии над ее распределением и диссипацией на некоторых участках приводит к ее избытку, следовательно, к неустойчивости системы. Исходя из этих физических предпосылок, степень изменения положения центра тяжести горного массива в столбе может служить локальным индикатором, образования аномальных областей. Используя координаты и данные множества имеющихся геологических и разведочных скважин по всей площади месторождения или для отдельных его участков, определяют в каждой точке поверхности разность вертикальных компонент координат центра тяжести столба начального и текущего состояния массива. На следующем этапе находится относительное смещение центра масс и результаты выносятся на план поверхности. На плане методом экстраполяции, соединяя точки с одинаковыми значениями относительного смещения центра масс, строят изолинии, делящие поверхность месторождения на определенные зоны. Наиболее опасными являются зоны с максимальным значением относительного смещения, соответствующие наибольшим объемам выработок и глубиной их залегания. Степень опасности зоны зависит от ее площади и разности относительного смещения центра тяжести соседних зон (градиента).

Учитывая важность дневной поверхности месторождения, для проведения мониторинга, начальные координаты вертикальной составляющей центра тяжести столба выносятся на эту поверхность. Для этого рассматривается вертикальный столб, нижняя половина которого позиционирует собой собственно горный массив в исходном состоянии, а вторая – виртуальная, представляет собой зеркальное изображение первой половины. Все структурные изменения, возникающие в массиве, отображаются в виртуальной половине и определяют положение центра тяжести.

Площадь опасных зон, на примере Анненского рудника входящего в состав Жезказганского месторождения, определяемые предлагаемым способом, за счет повышения точности критерия, характеризующего степень опасности зон и их границ, на 10-15 % меньше площади соответствующих зон определяемых по кратности подработки при неукоснительном выполнении требований по обеспечению безопасности горных работ. Это позволяет повысить извлечение полезных ископаемых.

Список литературы

1. **Сатов М.Ж.,** Временные методические указания по выявлению ослабленных участков на рудниках АО «Жезказганцветмет». – Жезказган: ИГД АН РК; АО «Жезказганцветмет», 1998. – 36 с.

2. **Байгурин Ж.Д., Кожаев Ж.Т., Имансакипова З.Б., Спицын А.А.** Способ зонного районирования поверхности рудного месторождения по степени потенциальной опасности к обрушению.// Сб.2-ой международной школы К.Н. Трубецкого, 2016, Москва

УДК 622.235

Х.А. ЮСУПОВ, д-р техн. наук, проф., Г.В. БУЛАНОВ, магистрант
Казахский НИТУ (национальный исследовтельский технический университет)
им. К.И. Сатпаева, Казахстан

ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ОТБОЙКИ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЯРУСНОГО ВРУБА

В настоящее время на рудниках Республики Казахстан применяется шпуровая отбойка глубиной 1,2-4,0 м. При этом коэффициент использования шпура составляет 0,65-0,85. Если учесть, что в последние время на многих рудниках Республики Казахстан стали применять современные самоходные буровые установки, способные бурить шпуры глубиной до 5 м., то возникает необходимость совершенствования технологий проведения горных выработок.

Как показывает практика, эффективность проходки горных выработок и очистной выемки в значительной мере зависит от формирования врубовой полости. В свою очередь на эффективность образования врубовой полости влияет забойка шпуров, которая способствует повышению длительности воздействия давления продуктов взрыва на стенки зарядной камеры, а следовательно, и передачи энергии ВВ в среду, т.е. улучшает качество взрыва, создавая запирающую роль газам взрыва, устремляющимся к устью шпура, энергия взрыва передается по трещинам, образовавшимся в результате детонационной волны ВВ в направлении свободной поверхности [1].

В настоящее время к наиболее прогрессивному типу врубов, относятся врубы, отбойка породы в которых производится в направлении дополнительной обнаженной поверхности и, частично, в сторону плоскости забоя одними зарядами ВВ, а основной выброс разрушенной горной породы осуществляется другими зарядами ВВ.

Их особенностью является наличие дополнительных зарядов ВВ, которые не только производят отбойку породы, но выбрасывают разрушенную горную породу из врубовой полости. К этим врубам относят такие врубы, как ярусный вруб.[2].

Однако, при использовании ярусного вруба, отсутствие оптимального соотношения между центральным компенсационным шпуром и шпурами первой и второй секции приводит к резкому снижению эффективности вруба этой конструкции при проведении горных выработок.

При этом занижение расстояний между центральным компенсационным шпуром и секционными врубовыми шпурами от рационального и отсутствие оптимального соотношения между длинами шпуров первой и второй секции приводит к тому, что большая часть энергии взрыва расходуется на переуплотнение раздробленной горной массы, способствующей запрессовке донной части шпуров мелочью разрушившихся межшпуровых целиков и, в конечном итоге, резко снижает коэффициент использования шпура.

Завышение расстояний между центральным компенсационным шпуром и секционными врубовыми шпурами от оптимального приводит к нехватке усилий энергии взрыва на разрушение межшпуровых целиков в донной части шпуров, что также способствует снижению коэффициента использования шпура.

В этой связи следует отметить, что создание секционного способа образования врубовой полости при проходке горных выработок и очистной выемке приобретает особое место. Отличием предлагаемого секционного способа образования врубовой полости является установление оптимального соотношения между центральным компенсационным шпуром и секционными врубовыми шпурами и оптимального соотношения между длинами шпуров первой и второй секции.

Таким образом, следует отметить о возможности существования рациональной области применения врубовых полостей первой и второй секции в секционных врубовых шпурах.

Список литературы

1. **Юсупов Х.А., Кабетенов Т., Рустемов С.Т.** Обоснование рациональных параметров секционных врубовых шпуров. Наука и новые технологии № 2. - 2012.

2**. Масаев Ю.А., Масаев В.Ю., Мильбергер Н.В., Кузнецова К.В.** Анализ схем врубовых шпуров, применяемых при сооружении подземных горных выработок и их классификация. - Вестник КузГТУ. - Отрасль знаний: Геотехнология, 2015, № 3. - С. 37-42. .

УДК 622.235

Е.Х. АБЕН, канд. техн. наук. доц, Б.Т. ТОКТАРУЛЫ, магистрант,
Казахский НИТУ (национальный исследовтельский технический университет)
им К.И. Сатпаева. Казахстан

К ВОПРОСУ ВЫЕМКЕ МАЛОМОЩНЫХ РУДНЫХ ТЕЛ

В связи с интенсивной отработки полезных ископаемых, перспектива развития горнорудной промышленности в мире связаны с постепенным исчерпанием запасов рудных тел с благоприятным условием и неосвоением запасов с неблагоприятными условиями. Одним из наиболее оптимальных путей освоения запасов представленных маломощных рудными телами являются, применение горных технологий с селективной выемкой жил.

Это требует, совершенствования способов выемки полезных ископаемых, качественного изменение применяемой технологии горных работ, и прежде всего буровзрывного комплекса, от которого зависят технико-экономические показатели горного предприятия.

В процессе добычи, исходное качество руды практически всегда ухудшается из-за разубоживания породой или бедными рудами и попадания в потери относительно более богатых участков рудных тел.

Практика добычи руды подземным способом показало, что с увеличением глубины разработки происходит постоянное усложнение горно-геологических условий месторождений. При подземной разработке золотоносных жил эффективность выемки существенно снижается в результате значительного разубоживания руды, которая в некоторых случаях достигает до несколько сот процентов.

Вместе с тем, на разных рудниках из-за оставления различного рода целиков, особенно при разработке маломощных рудных тел, потери руды в них составляют от 10 до 40 %. Поэтому назрела необходимость разработки технологии селективной выемки и повторной отработки оставленных междублоковых и междукамерных целиков.

Существуют различные методы взрывного разделения разных сортов руд и породы. Все эти схемы взрывного разделения руды и породы предусматривают при очистной выемке наличие, как правило, двух и более поверхностей обнажения.

Взрывное разделение также бывает необходимым и при проходческих работах, то есть при наличии только одной поверхности обнажения, однако применение взрыворазделительных технологии сказывается на производительность рудника, и повышает трудоемкость работ.

Учитывая высокую ценность золотосодержащих руд, сложность отработки жил малой мощности требуется необходимость по разработке специальной технологии взрыворазделения для конкретных условий месторождения, обеспечивающая рациональное извлечение полезных ископаемых технически и экономически целесообразных пределов.

При предлагаемых технологиях, ширину породного прихвата для закладки определяют без учета всех влияющих факторов - таких как мощность жил, коэффициент заполнения выработанного пространства породной закладкой и коэффициент усадки закладки.

Одним из путей решения данной проблемы является учет коэффициента разрыхления и плотность отбиваемых вмещающих пород для закладки выработанного пространства.

Учет этих факторов приведет к определению рационального объема отбойки вмещающих пород и соответственно снижению трудовых и материальных затрат.

Список литературы

1**. Юсупов Х.А**. Технология выемки тонких крутопадающих рудных залежей.- Гылым, 2001.

2. **Ляхов А.И**. Технология разработки жильных месторождений. -М.: Недра, 1984.

3. **Юсупов Х.А., Кабетенов Т**. Технология отработки маломощных рудных залежей на основе взрыворазделения – Алматы, 2013.

УДК 622.269.4.005 : 622.34

В.Я. ОСЕННИЙ., научн. сотрудник, К.С. ИЩЕНКО, канд. техн. наук, ст.начн. сотрудник,
Н.В. ОСЕННЯЯ., младший научн. сотрудник, ИГТМ им. Н.С. Полякова НАН Украины

ПРОХОДКА ВОССТАЮЩИХ ВЫРАБОТОК БЕССЕКЦИОННЫМ ВЗРЫВАНИЕМ

Во второй половине прошлого столетия объем вертикальных выработок составлял по Кривбассу 130 тыс. м. Проходка восстающих выработок в подземных условиях Кривбасса является одной из наиболее трудоемких, дорогостоящих и опасных видов проходческих работ.

Применение буровзрывного способа предопределяет циклическую организацию работ, которая характеризуется высокой трудоемкостью, достигающей 40-60 % общей продолжительности проходческого цикла. В большинстве случаев является обязательным присутствие человека в тупиковой, трудно проветриваемой выработки, с повышенным содержанием вредных веществ. Эти же проблемы при проходке и в малоустойчивых породах типа аспидных сланцев.

Применение комбайнового способа проходки является оправданным с экономической точки зрения при проходке выработок высотой 70-80 м, а самоходных проходческих комплексов типа КПВ – 60-70 м. Последние не исключают присутствие человека в выработке.

В связи с этим ИГТМ НАН Украины велись работы по разработке технологии проходки восстающих выработок различного назначения высотой от 20 до 60 м буровзрывным способом без присутствия человека в забое [1].

Была разработана установка плазменного расширения скважин для проходки восстающих УПРС-В и отрабатывалась технология отбойки скважинных зарядов на компенсационную полость удлиненными секциями и на всю высоту этажа. Врубовая скважина (центральная) расширялась до диаметра 500-600 м плазменным способом.

Теоретическая оценка изменения удельной энергии взрыва, излучаемой в массив крепких руд при создании котловых расширений в скважинах, ранее пробуренных механическим способом приведена в работе [2].

Научный и практический интерес представляют процессы происходящие в зарядной полости (скважине) на контакте ВВ – порода ограниченной размерами в 10-15 радиусов заряда. В настоящее время среди специалистов нет единой точки зрения на процесс деформации и на критерий разрушения крепких руд.

Исследователями до конца не изучена зона переизмельчения и примыкающая зона радиальных трещин. Неясно, как возникают трещины - по контактам зерен минералов или идут по имеющимся дефектам в породе?

Были проведены эксперименты по взрывному нагружению цилиндрических образцов разбуренных алмазной коронкой диаметром 58-59 мм и высотой 20 мм. В центре образца выбуривали отверстие диаметром 4 мм на глубину 15 мм.

Образец помещали в металлическую обойму диаметром 250 мм и заливали цементным раствором.

После затвердевания раствора образцы подвергали взрывному нагружению зарядом высокобризантного ВВ, типа ТЭНа массой 150 мг.

Исследовалась структурно-морфологическая характеристика кварцитов. Петрографические исследования проводились на микроскопе EPIGNOST -21 в отражательном свете при увеличении в 50-500 крат. Аншлифы изготовлялись по общепринятой методике.

Образцы шелушек после термического разрушения помещали в металлическую обойму ориентированные согласно фронту плазменного воздействия, что давало возможность установить не только изменения в составе и структуре породы, но и оценить масштабы их распространения в глубь. Цементирующим веществом служил эпоксидный клей.

Список литературы

1. **Осенний В.Я**. Проходка восстающих выработок взрыванием скважинных зарядов на компенсационную полость, образованную плазменным способом/**В.Я. Осенний**//УСИВ. – 2016.-№1.-С.17-20. 2. **Булат А.Ф**. Повышение эффективности буровзрывных работ в крепких породах/**А.Ф. Булат, В.А. Никифорова, В.Я. Осенний** //Вісник КДПУ. – 2006.- Вып. 2. – Ч. 2. – С. 93-94.

УДК 622.26: 622.273

В.И. КАМЕНЕЦ, канд. техн. наук, доц., Д.В. БУТЕНКО, студентка
ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет»

ОСОБЕННОСТИ ПОДГОТОВКИ И ОТРАБОТКИ 14-Й ВОСТОЧНОЙ ЛАВЫ ПЛАСТА C_{11} В СЛАБЫХ ПОРОДАХ С УВЕЛИЧЕНИЕМ ГЛУБИНЫ РАЗРАБОТКИ В УСЛОВИЯХ ГП «ШАХТА им. Н.С. СУРГАЯ»

Проведение комплекса выработок для подготовки 14 восточной лавы пласта c_{11} осуществляется в соответствии с программой развития горных работ ГП «Шахта им. Н.С. Сургая» на 2017 г. Единственная на шахте лава будет отрабатываться прямым ходом, так как в настоящее время нет возможностей и ресурсов для подготовки и отработки лав обратным ходом.

Конвейерная выработка 14 восточной лавы пл. c_{11} предназначена для транспортирования горной массы при подготовке 14-й восточной лавы пл. c_{11}, размещения технологического оборудования и коммуникаций, передвижения людей, доставки материалов и оборудования. Она будет проводиться с наклонного конвейерного ходка 14 восточной лавы пл. c_{11} по простиранию пласта узким ходом с нижней и верхней поддиркой боковых пород при помощи комбайна КСП-32. Угольный пласт c_{11} мощностью 1,65 м, f=1-2. Вмещающие породы: верхняя подрывка - алевролит мощностью 1,57 м, f=3-4. Нижняя подрывка - алевролит песчанистый мощностью 0,6 м, f=3-5. Шаг установки рам арочной податливой крепи КМП-А3/15,5 составляет 0,5 м. Кровля и бока выработки затягиваются деревянной затяжкой всплошную. Сечение выработки в поддержании составляет 12,9 м^2.

Выше кровли выработки (пласта) на расстоянии 10 м: переслаивание песчаника, алевролита, аргиллита, угольных пропластков f=1-6. Ниже почвы выработки (пласта) на расстоянии 5 м: переслаивание песчаника, алевролита, аргиллита, угольных пропластков f=1-6. Другие геологические данные: возможны локальные обрушения пород кровли на высоту до 3-5 м.

Угол падения пород, град.- 9-12. Ожидаемое метановыделение, м^3/мин - 1,7. Ожидаемый приток воды из кровли - до 0,1 м^3/час; почвы - до 2-3 м^3/час. Глубина заложения выработки - 1007 м. Ширина выработки - b=5,2 м, высота - h=3,56 м. Длина - 92 м. Угол наклона:- 2° (снизу вверх). Затяжка: кровли - дерево, боков - дерево. Способ проведения - начальные 15 м - вручную отбойным молотком, обушком или клиньями, остальные 77 м - комбайновый.

Кроме конвейерной выработки в комплекс подготовки входят и проводятся: вентиляционная выработка, сбойка между конвейерным и вентиляционным ходками, которые пройдены до горизонта конвейерной выработки, и монтажный ходок длиной 280 м, проводимый двумя забоями – по восстанию комбайном КСП-32, по падению отбойными молотками со скреперной погрузкой отбитой горной массы.

Таким образом, к перечисленным выше негативным факторам, осложняющим подготовку и отработку лавы, а также последующее поддержание выработок, следует отнести высокую степень изрезанности вмещающего массива подготовительными выработками.

Отход очистного забоя также окажет вредное влияние на устойчивость рассматриваемого комплекса выработок.

Маркшейдерская служба шахты осуществляет мониторинг состояния подготовительных выработок комплекса 14-й восточной лавы с уменьшенной периодичностью. Сбойка забоев монтажного ходка будет обеспечена с расхождением не более 0,7 м.

Следует также отметить, что при длине выемочного столба около 1000 м время поддержания конвейерной и вентиляционной выработок, которые будут поддерживаться за лавой с помощью искусственных ограждений, составит не менее двух с половиной лет.

В момент воздействия временного опорного давления от движущейся лавы и в последующие периоды поддержания прогнозируется интенсивное выдавливание слабых пород почвы в выработки.

Подытожив вышесказанное, можно сделать вывод, что подготовка и отработка 14-й восточной лавы пласта c_{11} будет осуществляться в неблагоприятных геомеханических условиях, для преодоления которых потребуется разработка и осуществление мероприятий, направленных на сохранение устойчивости вмещающего комплекс выработок породного массива.

Будет применена крепь усиления с расчетными параметрами, увеличение плотности установки рамной податливой крепи, а также упрочнение массива сталеполимерными анкерами.

УДК 622.272

А.А. РАХМАТОВ, А.А. НАЗАРМАТОВ, М.К. САИДОВ, преподаватели,
Горнометаллургический институт Таджикистана, Таджикистан

АНАЛИЗ ИННОВАЦИОННОГО ПОТЕНЦИАЛА ПОДЗЕМНЫХ РАЗРАБОТОК МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ РЕСПУБЛИКИ ТАДЖИКИСТАН И ЕГО ПОВЫШЕНИЯ

Спецификой горнодобывающей отрасли Республики Таджикистан является ее ресурсно-сырьевая направленность, следует отметить, что технологическая структура экономики северных регионов Таджикистана сложилась в основном в советский период. Производственный потенциал здесь представлен добывающей и в меньшей мере – перерабатывающей промышленностью, что в настоящее время не отвечает требованиям устойчивого развития, т.е. такого развития, которое удовлетворяло бы нужды настоящего, не подвергало риску возможность будущих поколений удовлетворять свои потребности.

Промышленный потенциал подземных разработок месторождений Республики имеет ярко выраженную концентрацию на начальных стадиях технологического цикла.

В Таджикистане преобладают процессные инновации, связанные с приобретением оборудования и направленные на улучшение качества выпускаемой продукции, т.е. сохранение занимаемой место на рынке.

В прошлые годы многие экономисты считали, что наличие богатых запасов полезных ископаемых способствует быстрому росту экономики. В последние десятилетия они придерживаются иной точки зрения, рассматривая хорошую обеспеченность природными ресурсами как препятствие успешному развитию. В качестве негативного момента отмечается, что потенциал роста добывающих секторов относительно невысок. Во-первых, запасы природных ресурсов ограничены. Во-вторых, утверждается, что добыча полезных ископаемых не требует высоких технологий, поэтому возможности повышения производительности в добывающих секторах невелики.

Приведенные аргументы, на наш взгляд, достаточно спорны. Так, специализация на добыче сырья необязательно предполагает низкий уровень технологических знаний. По мере перехода к эксплуатации более сложных по своим условиям месторождений такая деятельность все больше опирается на интенсивное использование специфических высоких технологий. Следовательно, плохое функционирование экономики может быть вызвано не изобилием природных ресурсов как таковым, а неэффективными структурами собственности и контроля, получившими распространение в добывающих секторах стран, богатыми полезными ископаемыми.

Нам представляется, что именно ресурсная ориентация экономики Таджикистана может стать, движущей силой ее модернизации, предоставив необходимые на первоначальном этапе средства. В дальнейшем, решить проблемы качественного экономического роста и эффективности использования природных ресурсов может только развитие инновационной деятельности, позволяющей внедрять новые более эффективные технологии, использовать современные механизмы во всех без исключения отраслях экономики. Это позволит не только более грамотно и полно использовать имеющиеся природные ресурсы, но и в перспективе главный акцент делать на их воспроизводство и снижение объемов использования, особенно таких не возобновляемых ресурсов, как нефть, газ и уголь, постепенном переходе от сырьевой экономики к высокотехнологичной инновационной экономике, основанной на знаниях.

Республика обладает значительным еще не реализованным инновационным потенциалом. Его эффективное использование предполагает концентрацию ресурсов на поддержание относительно высокого образовательного уровня;

Это будет способствовать созданию системы генерации знаний, стимулированию деловой активности, а в итоге – организации производства конкурентоспособных на мировом рынке.

По нашему мнению, главное препятствие в развитии инновационных процессов при подземной разработке полезных ископаемых – отсутствие связующих звеньев в цепочке «наука - производство» здесь необходимо государственное регулирование внедрение результатов научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ (НИОКР) в жизнь.

УДК 622.34

Г.В. ДЕМЧУК, канд. техн. наук, доц., В.М. ПИКАЛО, студент,
НТУ України «Київський політехнічний інститут ім. Ігоря Сікорського»

МОДЕЛЮВАННЯ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ МАСИВУ ПРИ СУЦІЛЬНО-КАМЕРНІЙ СИСТЕМІ РОЗРОБКИ З УПРАВЛЯЮЧИМ ОБРУШЕННЯМ ПОРІД ПОКРІВЛІ

Геомеханічна оцінка стійкості простору, що утворюється при суцільно-камерній системі розробки з управляючим обрушенням порід покрівлі, та визначення напружено-деформованого стану гірничого масиву є складною задачею механіки суцільного середовища. Складність процесу деформування потребує побудови ефективних алгоритмів розв'язання поставленої задачі та використання рівнянь стану матеріалів, які описують процес деформування порід в широкому діапазоні навантажень включаючи і граничні значення. Сутність досліджень полягає у визначені положення, кількості та міцності елементів в зоні деформацій, яка утворюється в результаті переходу гірничого масиву в граничний стан під впливом навантажень. В якості крайових умов використовується критерій міцності Мора-Кулона.

Реалізація методики чисельного моделювання базується на використанні методу скінчених елементів (МСЕ). До його переваг можна віднести простоту математичного формулювання, легкість поширення на нелінійні та неординарні задачі. Даний метод дозволяє описувати будь-які локальні неоднорідності, в тому числі складні граничні умови, та неоднорідність механічних властивостей. Використовується моментна схема МСЕ, ефективність якої визначається підвищеною точністю чисельних розрахунків при високих градієнтах напружень та переміщень, що отримано на прикладі вирішення широкого класу нелінійних задач. Найбільш точні результати по встановленню напружено-деформованого стану гірського масиву надає моделювання в 3D, що проводилося за допомогою програмного комплексу MIDAS GTS NX, в якому застосовувався ітераційний метод Ньютона-Рафсона.

При статичному моделюванні напружено-деформованого стану гірського масиву при суцільно-камерній системі розробки встановлено, що область масиву на межі з виробленим простором практично по всій висоті знаходиться в зоні розтягування. Однак в покрівлі цілика і центральній частині консолі відбувається поступовий перехід від розтягуючих напружень до стискаючих. Наслідком цього є значні за величиною тектонічні напруження, що сприяють збереженню стійкості породної консолі. Напружений стан в перерізах цілика і породної консолі визначається, головним чином, впливом висоти оголеного масиву, що деформується. При збільшенні ширини камери в її покрівлі напружено-деформований стан наближається до одноосьового стиснення. Аналогічна ситуація спостерігається і в підошві камери [1].

При динамічному моделюванні напружено-деформованого стану встановлено незначне зниження стійкості на ділянці покрівлі камери в порівнянні зі статичним. Однак воно не є критичним. Область консолі над ціликом знаходиться в стійкому стані, навіть при динамічних навантаженнях.

В цілому по довжині консолі стійкість порід зберігається. При вийманні целіків, отримані значення коефіцієнтів запасів міцності свідчать про те, що напрямок фронту очисних робіт істотно впливає на стан консолі. В умовах $\sigma_x=2{,}5\sigma_y$ стійкість останньої знаходиться на достатньому рівні, забезпечуючи її збереження. При зменшенні ширини цілика $B_ц<20$ м його стійкість близька до критичної або знаходиться в позамежному стані. Аналогічна картина спостерігається при істотному збільшенні ширини камери.

В цілому за отриманими в ході розрахунків результатами можна констатувати, що тимчасовий рудний цілик і консоль, що підробляється, залежно від деформаційно-міцнісних характеристик гірських порід і орієнтації фронту очисного виймання знаходяться в різних умовах за станом стійкості.

Список літератури

1. **Сібуров Г. С.** Вдосконалення ресурсозберігаючої технології підземної розробки крутопохилих покладів потужних залізорудних басейнів / Магіст. дис.: 8.05030101. – К., 2016. – 122 с.

УДК 65.011.56: 622

О. О. МОРДИК, Харківський національний університет радіоелектроніки

БЕЗВІДХОДНЕ ГІРНИЧЕ ВИРОБНИЦТВО

У світі відходи гірничого виробництва переробляються не дуже ефективно.

Досить сказати, що кожен рік в добувній промисловості утворюється 30 млрд т свіжих відходів, при цьому на частку процесу збагачення в середньому припадає 80% загальної кількості рядового вугілля і руд, що піддаються обробці.

Приблизно половина зазначеного обсягу виявляється на відкритих відвалах і шлам відстійниках поблизу підприємств. Друга половина направляється на рекультивацію кар'єрів і інших порожнин, що виникли в результаті гірничих робіт.

Приблизно 5% поміщають в могильники на морських глибинах і не більше 1 % ізолюють у виробленому просторі під землею.

Проте видалення відходів в надра лише частково знімає питання їх нейтралізації. У країнах СНД повноцінна утилізація не поширена.

Однією з причин є вимивання оборотних коштів в видобувної промисловості. Хоча зараз у вугільних басейнах вже спостерігається вторинна переробка гірничої породи за допомогою глибокого комбінованого збагачення.

Правда, робиться це за ініціативою не держави, а комерційних структур, нерідко з порушенням експлуатаційних і фіскальних норм.

Складність їх переробки пов'язана з багатокомпонентної, а також енергоємністю технології, тому без авто енергетичного принципу виробництва не обійтися. Проте йти цим шляхом слід з прицілом на перспективну диверсифікацію добувної промисловості.

Як енергоносій можна використовувати органічні вуглецеві сполуки, що містяться в вугільної, сланцевої пилу або інших непотрібних для основної продукції домішках.

В результаті застосування повітряної сепарації гірської маси і термохімічного збагачення вугілля отримаємо:

будматеріали (дорожній щебінь, тротуарна плитка, бетоніт);

кераміка, концентрат;

спеціальні і рідкісні метали;

антисептики, інгібітори, хімічні реактиви.

Руднична атмосфера містить метан, важкі вуглеводні, які можна утилізувати з генерацією енергії в котлоагрегатах, двигунах внутрішнього згоряння, а також з отриманням в затребуваних в сучасній індустрії газів (наприклад, вуглекислого азоту).

Досить шкідливі рідкі відходи - підземні води в ліквідованих шахтах, електроліти, каналізаційні стоки підприємств. Вода фільтрується методом зворотного осмосу для побутового споживання населенням.

Стоки очищаються до параметрів технічної води, яка використовується у виробничих цілях. Що залишився мул йде на вироблення генераторного газу і цегли. Розклався лужної електроліт знадобиться як каталізатор при спалюванні вугілля або як добавка при брикетуванні твердого палива.

Тверді відходи представлені порожньою породою, відходами збагачення, деревиною, спеціальне спорядження. В даному випадку ефективна газифікація штибу, шламу і особливо піроліз, що сприяє отриманню пірокарбона, органічних розчинників, сорбентів, альтернативного топкового мазуту і моторного пального.

Переробка териконів - перспективний напрямок в бізнесі. Вугледобувні держпідприємства не мають можливість переробляти відвали. Вугільні терикони - доля приватних компаній, готових інвестувати в це кошти.

Також заслуговує на увагу метод спікання сумішей склобою і мінеральних відходів ГЗК, збагачувальних фабрик для отримання оздоблювальних матеріалів, а також ситалла.

Важливою можна назвати проблему реального обліку та класифікації гірських відходів. Про склад, властивості, обсягах, темпах накопичення відходів і технологій їх використання.

Що стосується технологій, то дослідження доводять вірогідність комплексної утилізації з повним або частковим переходом на виготовлення виробів і матеріалів для суміжних галузей.

УДК 622.273.3

И.П. КУШНЕРЁВ, Ю.Ю. КРИВЕНКО, кандидаты техн. наук, доц.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОТРАБОТКА СБЛИЖЕННЫХ ПЛАСТОВ С НЕУСТОЙЧИВЫМИ МЕЖПЛАСТОВЫМИ ПОРОДАМИ СТОЛБОВЫМИ СИСТЕМАМИ

Выемка сближенных пластов, которые находятся на активно влияющем на их разработку расстоянии, сопровождается значительным изменением во времени напряжённо-деформированного состояния вмещающего породного массива. Вследствие этого подрабатываемые или надрабатываемые пласты полезных ископаемых претерпевают активное деформирование, имеют место различной формы проявления горного давления с возможными внезапными выбросами и смещением налягающих пород на дневную поверхность. Существуют способы и системы разработки месторождений с открытым очистным пространством, а также с взаимно перпендикулярным направлением выемки сближенных пластов и укреплением межслоевой толщи пород твердеющими смесями. Однако эти технологии не исключают значительных потерь полезных ископаемых в целиках, а искусственные из твердеющих смесей не полностью локализуют деформации в межпластовой толще и основной кровли отрабатываемых сближенных пластов.

На основе изучения процессов деформирования в межпластовых породах и изменения их свойств и состояния со временем предложена технологическая схема очистной выемки сближенных пластов полезных ископаемых с неустойчивыми породами и исследованы её параметры. Она включает проведение подготовительных выработок общих для пластов, отработку с опережением верхнего пласта по отношению к нижнему, которые отрабатываются во взаимно перпендикулярном направлении столбовыми системами разработки. Причем верхний пласт по простиранию, а нижний- по падению или восстанию. Подготовка выемочного поля в зависимости от физико-механических свойств полезных ископаемых и подстилающих пород может быть полевой или по нижнему пласту. При выемке верхнего пласта впереди очистного забоя проводится технологическая пластовая выработка. С последней в массиве неустойчивых пород междупластья выбуриваются нисходящие параллельные глубокие скважины, в которые под давлением нагнетаются твердеющие растворы. Расстояние между ними определяется зоной насыщения межпластовых пород. С целью увеличения этой зоны возможно применение гидрорасчленения пород или иные способы воздействия для образования достаточной области трещиноватости. Концы скважин, которые выбурены с технологической выработки ”опираются” на ленточные целики нижнего пласта таким образом создавая пространственную конструкцию в межпластовой толще пород в виде гофры. Расстояние между целиками на нижнем пласте определяется по методическим указаниям и равно вычисляемому предельному пролету пород промежуточной толщи. Опережение технологической выработки по отношению к лаве рекомендуется принимать в зависимости от скорости подвигания очистного забоя и времени упрочнения пород. Из указанной выработки создается искусственный ленточный целик путем обрушения и омоноличивания породного массива кровли верхнего пласта.

Отработка нижнего пласта ведётся столбовой системой разработки с оставлением ленточных целиков. Их предложено располагать со смещением в шахматном порядке относительно сформированных на верхнем пласте. При ведении очистных работ изменяется напряженно-деформированное состояние пласта, особенно на достигнутых глубинах. Происходит снижение прочности угля в призабойной части и нарушение сплошности массива(отжим). Установлено, что степень отжима зависит от свойств пласта, боковых пород, мощности и угла падения, скорости подвигания , ширины захвата выемочной техники.

Предложены конструктивные параметры столбовых систем разработки сближенных пластов в зависимости от горно-геологических и горнотехнических факторов. На очистных работах предусматривается применение высокопроизводительного оборудования, обеспечивающего нагрузку на забой не менее 1500-2000 т в сутки. Например, комбайны ГШ200Б, РКУ в составе комплексов 1МКД90, КМК98Д.

Таким образом, предложенная технология отработки сближенных пластов длинными столбами с созданием пространственной несущей системы из подземных конструкций позволяет вести эффективную и безопасную выемку с сохранением дневной поверхности.

УДК [622.02 : 539.2/.8]: 620.174.24

М.И. ФЫК, канд. техн.наук, доц., М.Х. АББУД, аспирант
Национальный технический университет «Харьковский политехнический институт»

АЛЬТЕРНАТИВНОЕ СХЕМНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ РЕШЕНИЕ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ДОБЫЧИ ГЕОТЕРМАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ НЕФТЯНЫХ СКВАЖИН

В данной работе проблема добычи геотермальных ресурсов рассматривается с позиции установления прикладных схемотехнических решений на базе изучения факторов, которые позволяют интенсифицировать и делать рентабельным сам процесс извлечения глубинного тепла параллельно с добычей нефти на поздней стадии разработки нефтегазоконденсатного месторождения (НГКР).

Отличие предложенной схемы (рис. 1) на рисунке от традиционной схемы парогравитационного дренажа с добавлением нагретого растворителя заключается в организации ускоренной циркуляции легкой нефти с селективным отбором тяжелых фракций и низкопотенциального тепла.

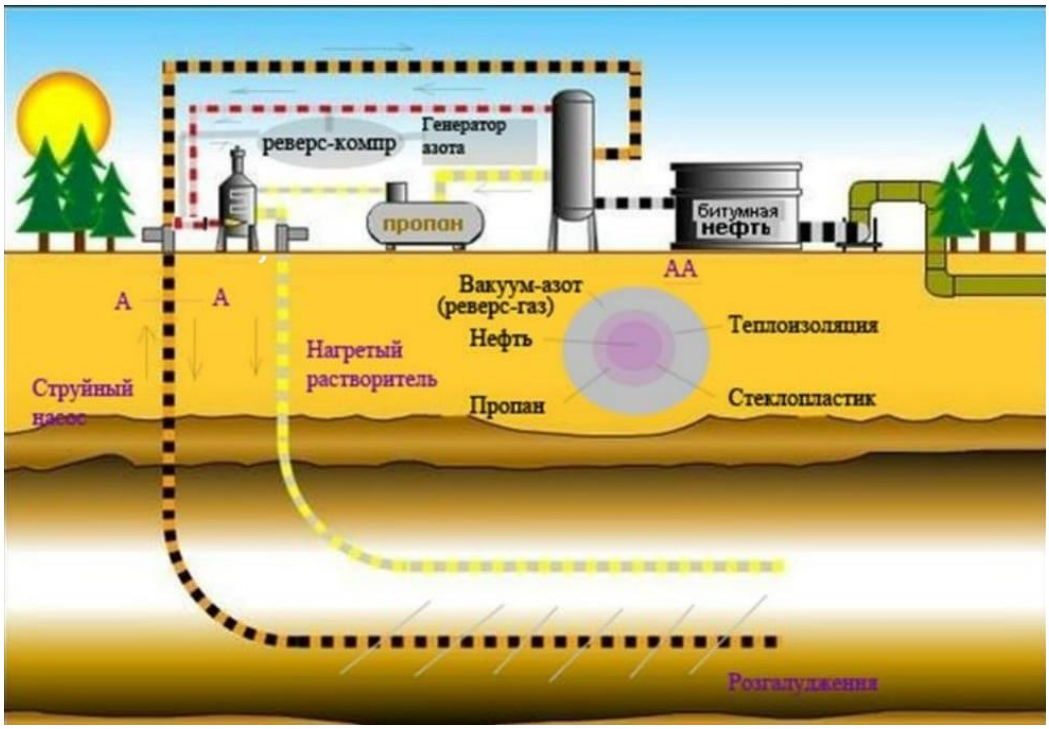


Рис. 1

В исследуемой схеме акцент сделан на резкое увеличение добычи термальной энергии без ухудшения параметров разработки старого нефтяного месторождения. Технологически, используется дополнительная теплоизоляция лифтовых и нагнетательных колонн, дополнительный разогрев инжектируемого реверс-газа и растворителя тепловым насосом в реверс-компрессоре и реверс-насосе (встроен в подогреватель инжектируемого растворителя).

Исследование показало, что с ростом скорости добываемого флюида, введением дополнительной теплоизоляции и тепловых насосов по реверс-жидкости и реверс-газу в схему, меньше теряется низкопотенциальное тепло, а фильтрация нефти через продуктивную породу улучшается за счет инжекции циркулирующего в схеме растворителя (легкой нефти). Для среднестатистических малодебитных нефтяных скважин Новотроицкого НГКР, которое выбрано как полигон исследований, установлено, что дополнительная получаемая мощность от утилизации низкопотенциального тепла с использованием изучаемой схемы эквивалентна 45-250 КВт установленной мощности электро-генерации. Дебиты скважин увеличиваются по сравнению со стандартными схемами на 5-10%, что дает дополнительный экономический результат при использовании изложенного альтернативного схемно-технологическое решения добычи геотермальных ресурсов малодебитных нефтяных скважин на месторождениях с поздней стадией эксплуатации.

Секція
«Шахтне і підземне будівництво»

УДК 621.85.01

Д.В. БРОВКО, В.В. ХВОРОСТ, кандидаты техн. наук, доц.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет», Украина

НАДЕЖНОСТЬ ПРОМЫШЛЕННЫХ ОБЪЕКТОВ НА ПОВЕРХНОСТИ ШАХТ С УЧЕТОМ КВАЛИМЕТРИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ

Современные научные и производственные представления, на которых базируется большинство методик определения фактического состояния конструктивных элементов объектов поверхности шахт, опираются на стандартных представлениях.

К стандартным значениям степени живучести относятся:

нормальная степень живучести; удовлетворительная степень живучести;

непригодная к эксплуатации степень живучести;

аварийная степень живучести.

При достижении таких параметров способность объекта сопротивляться действующим на него нагрузкам исчерпалась и эксплуатация строго запрещена.

При этом разработка и внедрение новых методик, основанных на комплексном определении фактического состояния объектов поверхности, продляет их безопасную эксплуатацию.

Оценка технического состояния элементов конструкций зданий и сооружений проводится путем сопоставления предельно допустимых (расчетных или нормативных) и фактических значений критериев, характеризующих прочность, устойчивость, деформативность и эксплуатационные характеристики конструкций.

Для проведения исследования зависимости надежности элементов от их количества были использованы данные о физическом износе зданий и сооружений на поверхности горнорудных предприятий Криворожского бассейна, которые получены сотрудниками ДВНЗ «КНУ» в результате проведенных обследований более 1000 объектов.

Степень живучести объекта поверхности шахт зависит от технического состояния групп элементов, образующих всю конструкцию здания.

Количество таких групп и число конструкций в группах в зданиях и сооружениях велико, и определение фактических уровней надежности при обследовании конструкций связано с большими затратами времени и денежных средств.

Объем экспертных работ резко сократится, если в основу оценки технического состояния несущего каркаса объекта поверхности шахт положить принципы квалиметрии.

Для этого в каждой группе отыскиваются наиболее и наименее дефектные конструкции с последующей экспертной оценкой их соответствия требованиям проекта в части обеспечения их прочности, жесткости и устойчивости.

Таким образом, получена модель закона состояния эксплуатируемого здания в виде зависимости износа несущих конструкций здания от величины его степени живучести.

Соответственно определяется безопасный ресурс, когда сопротивляемость его элементов воздействиям (особенно аварийным) не снижается и возможна дальнейшая эксплуатация объекта.

Определены пороговые значения степени живучести, при достижении которых объект поверхности шахт переходит в качественно иное состояние - из нормального в удовлетворительное, из удовлетворительного в непригодное, а из непригодного в аварийное.

Предложенная методика оценки безопасности эксплуатируемых зданий и сооружений поверхности может быть использована на практике для оценки степени живучести, вида технического состояния и безопасного остаточного ресурса.

УДК 541.8.002; 542.51

А. Л. КИРИЧЕНКО, канд. техн. наук, ГП «НПО «Павлоградский химический завод», г. Павлоград
В. В. СОБОЛЕВ, д-р техн. наук, проф., В. В. КУЛИВАР, аспирант
ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепр

НЕКОТОРЫЕ ФИЗИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ЛАЗЕРНОГО ЗАЖИГАНИЯ СВЕТОЧУВСТВИТЕЛЬНЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Сотрудниками Национального горного университета и Санкт-Петербургского технического университета синтезирован и испытан ряд новых первичных взрывчатых веществ (ВВ) для лазерных систем инициирования. Полученные светочувствительные энергонасыщенные композиции (ВС) характеризуются относительно низким уровнем опасности в обращении (аналогичны ТЭНу), химически стойкие, с низкой восприимчивостью к механическим и тепловым воздействиям, высокой чувствительностью к лазерному излучению. ВС предназначены для использования в оптических детонаторах (ОД) лазерных систем инициирования. Одним из веществ, проявляющих такие свойства, является GATR. В работе проведены исследования физических и взрывчатых характеристик этих ВС при действии лазерного моноимпульса.

Образцы ВС получали путем приготовления эмульсии кристаллов ВВ в растворе полиметилметакрилата (ПММ) с последующим нанесением смеси на поверхность стекла. После испарения быстролетучего растворителя образовывался конденсированный материал (ВС), представляющий собой монолитную массу, состоящую из ВВ и связки (ПММ). Образцы покрытия из ВС изготавливали диаметром 7-10 мм.

Исследованиями установлено, что порог инициирования зависит от толщины покрытия из ВС. Так, начиная с толщины образца $h \geq 1$ мм, порог зажигания не изменяется при увеличении h. Поэтому толщина покрытий из GATR составляла 2-3 мм.

В первую очередь исследовалось влияние количества связки на чувствительность ВС к действию лазерного моноимпульса. Естественно было ожидать, что наличие ПММ приведет к снижению чувствительности ВС, поскольку эта добавка химически нейтральна и по существу выполняет функцию флегматизатора. Однако связующее вещество ПММ прозрачно для лазерного излучения, поэтому его использование вызовет увеличение области поглощения лазерной энергии. В связи с этим уменьшатся потери энергии на разгрузку вещества за счет действия волн разрежения, которые являются мощным фактором снижения чувствительности ВС к действию лазерного излучения. Во всех экспериментах диаметр лазерного пятна на поверхности ВС равнялся 2,8 мм при энергии в импульсе 84 мДж. Минимум энергии инициирования достигается при концентрации ПММ 20 %.

Снижение энергии инициирования зафиксировано только в случае роста концентрации от 5 до 20 %, что может быть обусловлено увеличением светопропускания образцов ВС. Так как ВС инициировались со стороны стеклянной пластинки, затрудняющей разлет продуктов разложения ВВ, то наиболее вероятно, что формирование очага зажигания обусловлено не разгрузкой вещества за счет газодинамического течения продуктов разложения, а деформационной разгрузкой материала. Дальнейшее увеличении концентрации связки приводит к снижению чувствительности ВС, что обусловлено уменьшением плотности энергии тепловыделения ВС за счет нейтральной добавки. Исходя из полученных выше результатов, основное внимание было уделено исследованиям особенностей лазерного зажигания ВС с концентрацией связки 20 %.

Настоящая работа направлена на создание оптической системы инициирования зарядов взрывчатых веществ, в которой взрывание ОД осуществляется в результате передачи по оптоволоконному кабелю лазерной энергии к поверхности первичного ВС. Поэтому наиболее актуальными представлялись исследования зависимости чувствительности ВС от диаметра лазерного пучка и времени задержки взрыва относительно начала лазерного воздействия от плотности энергии лазерного излучения.

Из полученных зависимостей плотности энергии зажигания следует, что для диаметров лазерного пучка в диапазоне 100-200 мкм энергия не может превысить величину 1 мДж. Рост плотности энергии зажигания при уменьшении диаметра пятна облучения указывает на важную роль процесса рассеяния излучения диффузно рассеивающей средой, каковыми являются образцы ВС. Чем меньше диаметр пятна облучения, тем больше потери энергии лазерного излучения за счет процессов рассеяния фотонов на микронеоднородностях ВС.

УДК 624.191.22

А.С. ОСИПОВ инженер, аспирант, проектный институт «Укрспецтоннельпроект»,
НТУУ «Киевский политехнический институт им. Игоря Сикорского»

ПАРАМЕТРЫ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ (БВР) ПРИ ПРОХОДКЕ БЕСКИДСКОГО ДВУХПУТНОГО ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ТОННЕЛЯ

После ознакомления с геолого-структурными особенностями предстоящей проходки, были разработаны паспорта БВР для различных инженерно-геологических условий, представленных на всем протяжении будущего тоннеля. Взрывные работы предусмотрены в сложных условиях: наличие флишевой толщи, характеризующейся наслоением из толстоплитчатых песчаников и тонкоплитчатых аргиллитов с углом падения пород в среднем 45° в юго-западном направлении. Мощность аргиллитовых толщ варьируется от нескольких сантиметров до нескольких метров. Коэффициент крепости пород по Протодьяконову колеблется от $f_{кр}$=2 до $f_{кр}$=8.

Для безопасного ведения БВР и исключения его воздействия на действующий однопутный железнодорожный тоннель, новый 2-хпутный железнодорожный тоннель запроектирован в плане на расстоянии 30 м в осях.

В паспортах БВР был применен метод «гладкого» взрывания, для достижения максимального приближения фактического контура выработки к проектному (минимизации переборов), а также для минимизации отрицательного влияния взрыва на горный массив вокруг выработки и, следовательно, на существующий однопутный железнодорожный тоннель. Для обеспечения работы «гладкого» взрывания на практике, в паспорте БВР была предложена специальная конструкция контурных шпуровых зарядов. В конструкцию были введены воздушные промежутки между патронами ВВ, обеспечивающие возможность перераспределения расхода полезной энергии взрыва в процессе его развития на бризантную и фугасную формы работы. В начальный момент взрыва воздушные промежутки, выполняя роль компенсаторов, снижающие максимальное давление на фронте ударной детонационной волны. В результате - действие взрыва оказывается направленным по ЛНС, т.е. внутрь выработки и по линии расположения контурных шпуров. Энергия взрыва, главным образом, расходуется на отрыв породы по контуру выработки. В последующий период взрыва его интенсивность возрастает за счёт интерференции взрывных волн как вдоль заряда, так и между зарядами смежных шпуров, тем самым, повышая дробящий эффект взрыва.

Исходя из условий выполнения БВР, были выполнены расчеты паспорта БВР и оценка эффективности метода предварительного щелеобразования, когда контурные шпуры взрываются в первую очередь, в результате образуется щель предварительного откола, которая служит защитным экраном на пути распространения в законтурный массив импульсной нагрузки от взрыва основного комплекта шпуровых зарядов. Согласно паспорта БВР в качестве ВВ принят патронированный аммонит №6ЖВ по ГОСТ21984-76*. Коэффициент использования шпуров - 0,95. Принято короткозамедленное взрывание с временем замедления (интервал времени между взрыванием отдельных групп зарядов) – 25 мс. Взрывание групп зарядов предусмотрено в последовательности: - контурные, врубовые, отбойные, подошвенные. Предконтурные шпуры были отодвинуты от контурного ряда на расстояние 0,6-0,7м для исключения их преждевременного повреждения при взрыве контурных зарядов.

Для инициирования патронов-боевиков в шпурах принята неэлектрическая система ПРИМА-ЕРА, которая безопасна к различному роду электромагнитным наводкам, в частности от существующего электрифицированного ж.д. тоннеля, при этом, позволяет создавать схемы взрывания зарядов с практически неограниченными возможностями управления процессами разрушения массивов горных пород (с необходимыми схемами замедления, мс). В отличие от применяемых традиционных средств инициирования ПРИМА-ЕРА обеспечивает повышенную безопасность. Благодаря низкой чувствительности к блуждающим токам, она позволяет производить взрывные работы без обесточивания энергетического оборудования, обладает повышенной нечувствительностью к механическим воздействиям, безопасна в санитарном отношении. Для оценки влияния взрывных работ на действующий тоннель, в нем была предусмотрена контрольно-измерительная аппаратура – струнные преобразователи STRAIN по длине тоннеля. Наблюдения производились при помощи автоматизированной системы.

Все перечисленные параметры и инженерные решения, предусмотренные при БВР в процессе проходки Бескидского тоннеля, обеспечили директивные скорости его проходки.

УДК 622.831.2

А. В. СОЛОДЯНКИН, д-р техн. наук, проф., И. В. ДУДКА, канд. техн. наук, ст. науч. сотр., С. В. МАШУРКА, соискатель, Национальный горный университет, г. Днепр

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СПОСОБА ОХРАНЫ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ ДЛЯ ПОВТОРНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ

Устойчивость выработок на глубоких горизонтах существенно снижается, что требует проведения ремонтных работ. Часто на глубоких шахтах Донбасса при столбовой системе разработки, кратность ремонтов участковых выработок составляет 2-3 и более. Повышение устойчивости выработок для повторного использования при отработке выемочных столбов позволит существенно снизить объемы ремонтных работ.

Целью проводимых исследований являлось обоснование рациональных параметров крепи, которые обеспечат эксплуатационное состояние выработки и возможность ее повторного использования для отработки второй лавы.

В качестве объекта исследований выбран выемочный участок 12-й западной лавы пл. C_{18} шахты «Южнодонбасская №1». Условия ведения работ являются сложными. Вмещающие породы склонны к обрушению и пучению. Поэтому при отработке лавы для поддержания конвейерного ходка проводится три подрывки пород почвы и перекрепление выработки. Первая подрывка выполняется еще до подхода первой лавы.

Как известно, пучение пород почвы является следствием деформационных процессов, охватывающих весь массив вокруг выработки. Подрывка почвы нарушает его равновесие, интенсифицирует пучение и еще больше снижает устойчивость выработки. Опыт показывает, что после 2-3-х подрывок, выработку обычно перекрепляют.

Для сохранения выработки необходимо применять такие конструкции крепи, которые снизят смещения породного контура. В участковых выработках с небольшим сроком службы для этих целей целесообразно использовать рамно-анкерные крепи.

Первой задачей в этом направлении было определение такого количества анкеров, при котором смещения почвы не вызовут необходимости ее подрывки до подхода лавы. Для определения требуемого количества анкеров было выполнено численное моделирование. Для этого использовалась программа «Phase-2».

Применяемый метод исследований позволяет определить смещения контура выработки и область разрушенных пород, которые и создают нагрузку на крепь. Для оценки состояния пород в программном комплексе используется критерий прочности Хоека-Брауна, позволяющий оценить степень разрушения пород в исследуемой точке среды от воздействия нормальных и касательных напряжений.

Условием сохранения нормального состояния выработки при проходе первой лавы являются смещения пород почвы на величину не более 0,4 м, при котором подрывка пород не требуется. Для учета влияния опорного давления впереди движущегося забоя лавы вводится коэффициент пригрузки равный 1,3.

Комплекс выполненных исследований показал, что ограничение смещений пород в почве до требуемой величины достигается при установке как минимум 10 анкеров, что обеспечит достаточную площадь сечения выработки на сопряжении «лава-штрек» без проведения на этом этапе подрывки почвы.

На втором этапе определялись параметры охранной полосы. Рациональной, с точки зрения технологичности и экономических затрат, для рассматриваемых условий оказалась накатная полоса из шпального бруса. Ширина полосы моделировалась от 1 до 3 м. Кроме того, учитывая передовой опыт поддержания, для улучшения состояния выработки на сопряжении «лава-штрек» были приняты канатные анкеры длиной 6 м.

Результаты моделирования различных вариантов крепления сопряжения «лава-штрек» показали, что для рассматриваемых условий шахты «Южнодонбасская №1», повторное использование выработки будет возможно за счет применения рамно-анкерной крепи и охранной полосы из шпального бруса шириной не менее 2-х м. При этом, перед проходом второй лавы предусматривается одна подрывка пород почвы для увеличения полезной площади сечения выработки на сопряжении «лава-штрек».

УДК 622.268.7: 622.524

П. Н. ДОЛЖИКОВ, д-р техн. наук, проф., В. О. ФОМИН, соискатель,
Донбасский государственный технический университет

О ДЕФОРМАЦИЯХ ЗАКЛАДОЧНОГО МАТЕРИАЛА В ЛИКВИДИРОВАННЫХ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛАХ

В Украине ликвидацию вертикальных стволов согласно требований нормативных документов выполняют с применением их полной засыпки негорючими, нетоксичными материалами, представленными в основном перегоревшей породой из шахтных отвалов при возведении полков перекрытий ствола и устья с сооружением газоотводных труб, а также упорных перемычек на сопряженных со стволом выработках [1].

Установлено, что нарушение изоляции вертикальных столов в послеликвидационной период эксплуатации проявляется в образовании вокруг их приустьевых зон провалами земной поверхности.

Эти провалы из-за непрекращающейся деформации закладочного материала вызваны формированием пустотных зон между полками-перекрытиями.

Для оценки деформационных свойств закладочного материала введен безразмерный количественный критерий $k_п$, отражающий относительную величину скорости деформации этого материала, приходящуюся на 1 м глубины при полной высоте засыпки ствола Н.

На основании натурных измерений абсолютной деформации засыпки по величине критерия и скорости усадки закладочного материала выделено три группы условий в ликвидируемых стволах: I – при $V_{ср} \leq 1{,}5$ м/год и $k_п \leq 0{,}005$ год$^{-1}$; II – при $1{,}5 < V_{ср} \leq 15$ м/год и $0{,}005 < k_п \leq 0{,}15$; III – при $V_{ср} > 15$ м/год и $k_п > 0{,}15$ год$^{-1}$.

Для I группы стволов относительная погрешность составляет 12% (табл. 1).

Таблица 1

Характеристики деформации закладочного материала в ликвидированных вертикальных стволах

Показатели	Количество стволов/ средний диаметр, м												
	16/4,9										4/5,92		7/5,3
	Группа стволов по критерию												
	I										II		III
	Количественное значение показателей при засыпке												
	первичной						повторной				первичной		
Н, м	220										423		528
$\Delta h_{ср}$, м	2,55	7,79	8,55	9,12	9,28	9,38	9,45	9,5	9,515	9,59	14,37	24,74	426,38
t, год	5	10	15	20	25	30	35	40	45	50	6	7	6
$V_{ср}$, м/год	0,51	1,05	0,015	0,05	0,03	0,02	0,014	0,01	0,003	0,015	2,39	10,37	71,05
$k_п$, 10^{-4} год$^{-1}$	23	35	26	21	17	14	12	11	9	8,7	57	80	1220

Для II и III групп стволов критерий интенсивности в первые 6 лет после их засыпки составляет более 0,0057 год$^{-1}$ при скорости деформации более 2,39 м/год.

Установлено, что величины $k_п$ соответствующие третьей группе стволов в 2-5 раз больше по сравнению с первой и второй за то же промежуток времени, равный 6 годам. Это свидетельствует об интенсивных разрушениях упорных перемычек.

Выявленные деформационные процессы и нарушения в стволах вызывают потерю устойчивости приустьевой зоны и формирование провала.

Список литературы

1. **Ворхлик И.Г.** Технология закрытия (ликвидации) угольных шахт: Учебное пособие / **И.Г. Ворхлик, В.И. Стрельников, И.Ф. Ярембаш** ; под ред. И.Ф. Ярембаша. – Донецк: Норд-Пресс, 2004. – 238 с.

УДК 667.6:661.174

L.M. VAKHYTOVA, PhD in Chemistry, Leading Researcher,
L.M. LITVINENKO Institute of Physical Organic Chemistry and Coal Chemistry
of National Academy of Sciences of Ukraine, Kyiv
N.A. TARAN, PhD in Chemistry, Associate Professor, Industrial Institute
of Donetsk National Technical University, Pokrovsk
S.P. PRYDATKO, PhD in Chemistry, Associate Professor, Industrial Institute
of Donetsk National Technical University, Pokrovsk

NANOCLAYS IN FIRE RETARDANT COATING OF INTUMESCENT TYPE

In the progress of the Ukrainian economy, development of natural resources is played an important role, in particular, the earth bowels. The growing interest in the development of underground space in the world is largely due to the positive qualities of underground structures.

The use of underground space permits to save territory, to reduce energy costs for heating and cooling premises, to reduce the impact of climatic conditions. Special attention should be paid to underground structures for the following purposes: storage of oil, oil products and various types of combustible gas, underground nuclear power plants, which are the objects of increased fire danger. In connection with this, the study of fire safety of such structures, the improvement of the used fire protective coatings is necessary and timely.

Coatings of intumescent type are economical, environmentally progressive and the most common mean of fire protection in the world practice of increasing the resistance to fires of building constructions.

The principle of action of such coatings is the formation of a bulky non-flammable layer, which is a product of high-temperature chemical reactions between the components of fire retardant material: a char-forming catalyst, a carbonizing agent, and a gasifier [1]. The formed char layer considerably pushes away in time as the moment of ignition of combustible constructions (wood, polymers, etc.), and heating of metal constructions to high temperatures, which reduces their constructional strength. One of the modern "green" technologies to improve the effectiveness of flame retardant paints is the use of nanoclays [2].

The effect of additives of nanoclays on swelling and the construction of a char layer in the intumescent coating of ammonium polyphosphate/pentaerythritol/melamine/ethylenevinyl acetate copolymer in the temperature range 200-600 °C is considered in this paper.

Monmorillonite modified with the cation of cetyltrimethylammonium and the cation of tall bis-hydroxyethylmethylammonium was used as nanoclays.

The flame retardant efficiency was evaluated using the intumescense coefficient K (cm^3/g) and the loss of sample mass Δm (%) at the points of maximum swelling of the systems. The method for determining the flame retardant efficiency of intumescent systems is described in [3].

The carried out researches show that the main function of nanoclays introduced into the composition of an intumescent coating is to form a char layer that is thermostable at temperatures above 500 ° C. This is evidenced by:

the presence of a stabilization section with relative stability of the intumescense coefficient K in the temperature range 300-600 °C;

an increase in the mass of the char residue of the coating filled with nanoclays: over almost the whole temperature range, the mass of the char residues of the intumescent compositions containing organoclays is 10 to 20% higher than the mass of the char residue of the base composition;

displacement of decomposition temperatures of char residues with nanoclays in the direction of high temperatures in comparison with the unfilled system.

Char layers of coating with additives of organomodified nanoclays have a more regular structure, they are characterized by higher density, strength and adhesion to the substrate.

References

1. Bourbigo S. Fire retardant polymers: recent developments and opportunities/ **S. Bourbigot, S. Duquesne** // J.Mater.Chem. – 2007. – V.22 (17). – P. 2283–2300.

2. Fire Retardancy of Polymers/ New Applications of Mineral Filler /Edit. by **M. Le Bras, C. A. Wilkie, S. Bourbigot, S. Duquesne, C. Jama**. – Cambridge: The Royal Society of Chemistry, Thomas Graham House, 2005. – 664 p.

3. Твердофазный аминолиз в системе полифосфат аммония–пентаэритрит–амин/ **Л.Н. Вахитова, Н.А. Таран, М.П. Лапушкин** [и др.] // Теор. и эксперим. химия. — 2012. — №3. — С.163–167.

УДК 622.26.8

В.В. ДОЛОШИЦЬКИЙ, студент, О.О. ФРОЛОВ, д-р техн. наук, проф.,
Є.А. ЗАГОРУЙКО, канд. техн. наук., доц.,
НТУ України «Київський політехнічний інститут ім. Ігоря Сікорського»

УДОСКОНАЛЕННЯ ІСНУЮЧИХ ТЕХНОЛОГІЙ БУДІВНИЦТВА ПІДЗЕМНИХ СПОРУД ВЕЛИКОГО ПОПЕРЕЧНОГО ПЕРЕРІЗУ

Характерною особливістю сучасного підземного будівництва є проведення значного обсягу виробок великого поперечного перерізу, які використовують у багатьох сферах народного господарства. Зокрема, це виробки підземних комплексів електростанцій, вугільних і гірничорудних підприємств, автодорожні і залізничні тунелі, сховища газо- і нафтопродуктів, об'єкти соціального призначення і міського будівництва та ін.

У більшості випадків виробки великого перерізу споруджують в породах середньої міцності та міцних. При цьому частка виробок висотою більше 8,5 м складає близько половини від їхньої загальної кількості [1]. Основним способом проходки, враховуючи фізико-механічні властивості гірських порід, є буропідривний.

За останні десятиліття накопичено значний досвід будівництва виробок великого поперечного перерізу. Розроблено та впроваджено нові технології проходки, конструкції кріплень і методи їх розрахунку, використовуються високопродуктивні гірничопрохідницькі машини, транспортні засоби, механізовані опалубки для зведення постійного кріплення. Проведений аналіз технологій будівництва таких виробок показав, що переважну більшість їх проходять в декілька етапів. Спочатку розкривають склепіння (калотту), зводять в ньому постійне кріплення, а потім розробляють інші частини виробки, стінки яких потім закріплюють також кріпленням. В більшості випадків використовують технологію проходки виробок з розкриттям підсклепінчастої частини відразу на повний профіль, що призводить до зниження коефіцієнту використання гірничопрохідницького обладнання. Зазначена поетапність робіт збільшує терміни будівництва об’єктів і підвищує їхню вартість. Крім того, при цій технології утворюється значна площа поверхні оголення - від 30 до 100 м^2 при глибині заходки 3-4 м, що призводить до підвищення небезпеки при проведенні гірничо-будівельних робіт. Незважаючи на те, що калоттова частина таких виробок за обсягом займає не більше 20 % всієї площі поперечного перерізу, трудомісткість її зведення складає 40-45 %.

Порівняльний аналіз термінів будівництва виробок великого поперечного перерізу і, особливо, великопрольотних виробок показує, що існуючі швидкості проходки за вищезазначеними технологіями в 2-3 рази нижче, ніж, наприклад, при проходці способом бокового уступу, а трудомісткість їхнього спорудження 2-3 рази вища. Таким чином, удосконалення технології будівництва виробок великого перерізу і обґрунтування її параметрів, яка дозволить зменшити терміни будівництва і знизити вартість виконання робіт, є важливою задачею.

Для удосконалення існуючих технологій перш за все необхідно встановити закономірності формування напружено-деформованого стану порід навколо великопрольотних виробок в залежності від схеми розкриття вибою, встановити допустиму площу оголення виробки з урахуванням фактору часу, виявити вплив буропідривних робіт на ступінь порушеності гірських порід законтурного масиву в залежності від схеми розкриття вибою і врахувати його при визначенні геомеханічного стану оточуючих порід, встановити взаємозв'язок між міцністю порід попереду вибою і необхідною енергією заряду вибухових речовин по глибині шпуру та врахувати її при розрахунку основних параметрів паспорту буропідривних робіт [1]. Також потрібно визначити оптимальну відстань між випереджаючим і відстаючим вибоями та допустиму довжину виробки, при яких технологічна схема проходки при багатовибійній організації робіт буде найбільш ефективною.

Список літератури

1. **Панкратенко А.Н.** Обоснование и разработка параметров ресурсосберегающих технологий строительства подземных выработок большого поперечного сечения / Дис. ... докт. техн. наук: 25.00.22. – Москва, 2002. – 378 с.

УДК 541.8.002

В. В. КУЛИВАР, аспирант, В. В. СОБОЛЕВ, д-р техн. наук, проф.,
ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепр
А. Л. КИРИЧЕНКО, канд. техн. наук, ГП «НПО «Павлоградский химический завод», г. Павлоград

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЯВЛЕНИЯ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ЛАЗЕРНОГО ИЗЛУЧЕНИЯ С ВЫСОКОЭНЕРГЕТИЧЕСКИМИ ВЕЩЕСТВАМИ В ТЕХНИКЕ ВЗРЫВНОГО ДЕЛА

Современные взрывные технологии в подавляющем большинстве используют системы инициирования, у которых средствами передачи энергии от источника к взрывчатому веществу являются материалы, которые могут активно реагировать на некоторые внешние физико-химические воздействия. Такими активными материалами, из которых состоят взрывные сети являются взрывчатые вещества, взрывчатые газовые смеси, пороха, электрические провода, и т.п., физические поля - радиоволны. Любая из современных систем инициирования с помощью первичного импульса возбуждает детонацию в штатных первичных инициирующих взрывчатых веществах, весьма чувствительных к любым механическим, тепловым и другим воздействиям. Идеальной можно считать такую систему, у которой взрывная сеть не содержит активные компоненты, но свои служебные функции система выполняет полностью. Другими словами, идеальная система инициирования не должна содержать активных и потенциально активных материалов, способных передавать энергию от источника к первичным ВВ. Для решения подобной задачи, необходимо предположить, что некоторое первичное ВВ может активно реагировать только на такую величину энергии, которая не может поступать от природных источников. Используя электромагнитные волны оптического диапазона необходимо выбрать способ передачи энергии к первичному ВВ.

Образец системы лазерного инициирования, созданный впервые в мире (1994 г) специалистами Горного университета, решает поставленные задачи, используя импульсное излучение неодимового лазера длиной волны 1,06 мкм, максимальная энергия в импульсе 0,170 мДж длительностью импульса до 20 нс. Устойчивая работа системы обеспечивается применением аномально чувствительных к лазерному излучению композиционных ВВ, чувствительность которых к механическим и тепловым воздействиям соответствует вторичным ВВ. Физико-химические характеристики светочувствительных первичных ВВ и способы передачи энергии к оптическому детонатору обеспечивают следующие технические и эксплуатационные преимущества оптической системы инициирования: *1* - прецизионная точность установки времени замедления между группами зарядов ВВ, а также между зарядами в группе; *2* - универсальный источник энергии излучения для различных условий эксплуатации, назначения и вида взрывных работ; *3* - безопасность в обращении и в процессе работы обусловлена абсолютной устойчивостью к любым внешним электромагнитным наводкам; *4* - возможность осуществления перед взрывом контроля целостности отдельных элементов, контактов и сети в целом; измерения времени срабатывания устройства; установки замедления с любым заданным интервалом времени с точностью ±0,1 мс; *5* - возможность передачи лазерного импульса к оптическим детонаторам по оптоволоконной сети или через воздушную атмосферу непосредственно облучая поверхность заряда взрывчатого вещества.

В соответствии с современными требованиями, проф. М.А. Илюшин с соавт. сформулировал ряд критериев, которым должно удовлетворять идеальное инициирующее ВВ: *1* - быть не чувствительными к влаге и свету; *2* - иметь низкую чувствительность к механическим воздействиям и зарядам электростатического электричества; *3* - быть химически стабильным при длительном хранении; *4* - не содержать металлов первой группы токсичности; *5* - быть термически стабильным не менее чем до 500 К; *6* - быть безразличным к любым внешним электромагнитным наводкам.

Разработка технологии синтеза новых мощных светочувствительных инициирующих ВВ с учетом вышеперечисленных критериев будет способствовать развитию и совершенствованию безопасной, технически надежной, многофункциональной, эффективной и прецизионной оптической системы инициирования. Таким образом, оптоволоконные системы с полупроводниковыми лазерами в качестве источников излучения являются перспективными средствами инициирования взрывчатых веществ.

УДК 624.13

А. В. СОЛОДЯНКИН, д-р техн. наук, проф.,
И. А. САВОСТЬЯНОВА, студентка, Национальный горный университет, г. Днепр

К ОБОСНОВАНИЮ ПАРАМЕТРОВ СПОСОБА ОБЕСПЕЧЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ОПОЛЗНЕОПАСНЫХ СКЛОНОВ

Огромной проблемой для г. Днепр являются оползни. Рельеф возвышенного правого берега р. Днепр на территории города характеризуется развитием густой овражно-балочной сети, которая имеет общую протяженность свыше 120 км и более 140 оползнеопасных участков [1].

Большинство оползней в Днепре были спровоцированы деятельностью человека. Однако дальнейшее развитие города требует застройки новых участков, в т.ч. и на склонах балок.

Для оползнеопасного склона, степень опасности возникновения катастрофического явления характеризуется потерей его устойчивости. Это происходит при нарушении баланса между силами, сдвигающими оползневое тело $T_{сд}$ и удерживающими его $T_{уд}$. Следовательно, оползневое тело находится в предельном равновесии, когда коэффициент его устойчивости больше или равен единице: $T_{сд} \leq T_{уд}$. Если это равновесие нарушается, происходит обрушение и тело оползня смещается по линии, называемой плоскостью скольжения.

Обрушение массива, связано с преодолением действующих на некоторых площадках касательными сдвигающими напряжениями, сил сопротивления грунта сдвигу. Касательные напряжения в толще откоса возникают под воздействием собственного веса грунтовой толщи.

Рассмотрим возможность укрепления оползнеопасного участка склона. Для решения рассматриваемой задачи был выбран оползневой склон в г. Днепр. Исследуемая территория расположена в южной части юго-восточного склона балки Встречной, по которой осуществляется поверхностный сток при выпадении атмосферных осадков. Отметки поверхности склона 4,3÷29,1 м, глубина залегания кровли коренных грунтов – от 2÷3 м до 12,5÷17,5 м.

Изучение геомеханических процессов в оползнеопасном склоне выполнено с использованием лицензионной программы «Phase 2» канадской компании Rocscience.

Оползневой массив моделируется однородным, в естественном состоянии. Поверхность рельефа по форме близка к циклоиде. Разрушение и растяжение элементов приурочено к поверхности естественного рельефа. Сдвиговые деформации распространены по всему оползневому массиву, что говорит о вовлечении нестабильных масс грунта в движение.

Анализ распределения касательных напряжений непосредственно в зоне скольжения свидетельствуют о том, что, как и предполагалось, сдвижение оползневого массива происходит именно по поверхности смещения, используемой для моделирования оползневого процесса.

При смещении оползневых масс грунта на контакте с несмещаемыми породами касательные напряжения развиваются от контактной зоны к оползающему массиву формируя зону скольжения. В этой зоне исследуемые касательные напряжения чередуются с напряжениями растяжения и сжатия. Касательные напряжения увеличиваются от головной к центральной части оползня, затем затухая к базису разгрузки. Непосредственно в самом оползневом теле касательные напряжения сжатия в зоне сдвига на участке от 27 до 47 м распространяются, подчиняясь линейной зависимости, а их величины практически не изменяются. Это свидетельствует о наличии буферной зоны и обозначают наиболее эффективную область для укрепления массива.

Состояние массива может быть оценено также показателем $S_ф$ (strength-фактор) – в «Phase 2» это величина, эквивалентная коэффициенту устойчивости k_y. Анализ картины распределения коэффициента устойчивости показывает, что его опасная величина ($k_y < 1$) располагается от средней части оползневого тела и выше, с минимальным значением в верхней части склона.

Противооползневые сооружения и мероприятия должны обеспечивать восприятие оползневого давления. Наибольшее распространение для этих целей получили свайные и анкерные конструкции. Кроме того, используются физико-химические способы закрепления грунтов. Часто, для повышения эффективности мероприятий используют их комбинацию.

Список литературы

1. Днепропетровск. Физико-географическая характеристика // Режим доступа: https://ru.wikipedia.org/wiki/Днепропетровск.

УДК 622.28.04

Р.М. ТЕРЕЩУК, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ «Національний гірничий університет»

ВИЗНАЧЕННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ФОРМИ МЕТАЛЕВОГО РАМНОГО КРІПЛЕННЯ

Однією з характерних особливостей сучасного шахтного будівництва є значне ускладнення гірничо-геологічних умов. Зниження витрат на проведення та підтримку гірничих виробок може бути досягнуто при дотриманні комплексу правил: надання виробці форми, найбільш доцільної для даних гірничо-геологічних умов; вибір раціональних способів охорони виробок; застосування кріплення відповідного типу і несучої здатності.

При виборі форми виробки в залежності від гірничо-геологічних умов і стану бічних порід з урахуванням матеріалу кріплення повинні враховуватися вимоги технологічності конструкції, експлуатаційні вимоги і питання економічної ефективності. Останні пов'язані, перш за все, із зниженням матеріаломісткості кріплення, збільшенням терміну їх експлуатації та зменшенням вартості наступних ремонтних робіт. Вивченню та розробці раціональних форм і розмірів металевого рамного кріплення, на основі оптимізації радіусів їх криволінійних частин, присвячені роботи [1,2].

Розрахунок сталевих конструкцій рамного кріплення виконувався на зовнішнє навантаження. Конструкцію податливою рамного кріплення розглядали як двохшарнірну арку. Тиск бічних порід на кріплення – вертикальне і бічне навантаження, що приймалися рівномірно розподіленим. Вирішувалась задача удосконалення металевого арочного піддатливого кріплення, в якому шляхом введення нових конструктивних параметрів форми арочного кріплення, що забезпечують підвищення несучої здатності кріплення в різних гірничо-геологічних умовах та спрощення побудови контуру рами кріплення, і, за рахунок цього зниження собівартості видобутку корисних копалин, поліпшення техніки безпеки ведення гірничих робіт, зниження витрат на ремонтні роботи.

Для металевого арочного піддатливого кріплення, що включає з'єднані між собою рами, виконані з металевого шахтного спецпрофілю, кожна з яких криволінійної форми і складена з верхняка і стійок, які з'єднані вузлами піддатливості, утвореними зв'язаними внапусток їх кінцевими частинами і скріпленими між собою замками, визначали форму верхняка і стійок рами, окреслених перемінними радіусами кривизни. Визначення радіусів кривизни виконувалось окремо для склепіння і стійок.

На основі розрахований радіусів будувалися форми виробки залежно від гірничо-геологічних умов розробки.

Металеве арочне піддатливе кріплення при визначенні раціональних значень радіусів кривизни верхняка і стійок може забезпечити вирішення проблеми вибору раціональної форми рами кріплення в різних гірничо-геологічних умовах. Це дозволить підвищити несучу здатність кріплення, а отже і стійкість гірничих виробок, підвищити точність та простоту побудови контуру рами кріплення, знизити собівартість видобутку корисних копалин, поліпшити техніку безпеки ведення гірничих робіт, знизити витрати на ремонтні роботи.

При правильному встановленні постійного кріплення в виробці металеве арочне піддатливе кріплення оптимальної форми в конкретних гірничо-геологічних умовах сприймає значні навантаження, як вертикальні, так і косонаправлені, і має достатню величину конструктивної піддатливості, що дає можливість кріпленню працювати в піддатливому режимі до переходу його в жорсткий режим.

Подальші дослідження будуть направлені на визначення несучої здатності металевого рамного піддатливого кріплення раціональної форми в різних гірничо-геологічних умовах вугільних шахт із залученням методів математичного моделювання та натурних випробувань.

Список літератури

1. Патент на корисну модель 114358 Україна, МПК E21D 11/14. Металеве арочне піддатливе кріплення / **О.М. Шашенко, Р.М. Терещук, В.І. Пілюгин, О.В. Вівчаренко, М.В. Барабаш**; власник ДВНЗ «НГУ». – № u 201608462 ; заявл. 19.04.16; опублік. 10.03.17, Бюл. № 5.

2. **Терещук Р.М.** Оптимізація параметрів металевого рамного піддатливого кріплення / **Р.М. Терещук, О.З. Прокудін, О.В. Терещук** // Уголь Украины. – 2017. – №4. – С. 31–34.

УДК 681.326

Н. А. ІКОННІКОВА, О. А. ЯЛАНСЬКИЙ, кандидати техн. наук, доц.
ДВНЗ “Національний гірничий університет”

КОНТРОЛЬ ТА МОДЕЛЮВАННЯ НАКОПИЧЕННЯ ПОШКОДЖЕНЬ В ГЕОТЕХНІЧНИХ ТА ГЕОМЕХАНІЧНИХ СИСТЕМАХ

З метою попередження та запобігання роботи геотехнічних та геомеханічних систем в аварійних режимах, незважаючи на високий рівень виконаних досліджень у цьому напрямку, цілий ряд питань потребує подальшого поглибленого вивчення. По-перше, необхідно встановити причинно-наслідкові зв’язки між технічними параметрами елементів системи і характеристиками її роботи, які, безумовно, змінюються залежно від гірничо-геологічних умов та міцносних властивостей порід. По-друге, вимагає подальшого вдосконалення методична база оцінки динамічного стану геотехнічних систем. По-третє, необхідно завчасно обґрунтувати технологічні підходи з позиції керування динамічними процесами для підвищення ефективності роботи геомеханічних систем. Тому математичне моделювання динамічних процесів, удосконалення засобів їх комп’ютерного моделювання для вирішення задач оцінки стану геотехнічних систем, обґрунтування та обчислення геомеханічних параметрів має важливе галузеве значення.

На основі моделювання обладнання бурової свердловини та тунельного кріплення як системи пружинних маятників, оскільки, наприклад, кріплення може складатися з масивних бетонних або металевих кілець, що з’єднані пружними елементами, оцінена схильність до хаотичності динамічних процесів, які виникають у результаті ударних збурень. Досліджені повнозв’язні системи пружинних маятників, прості системи пружинних маятників до 150 елементів, і всі ці розрахунки призводили до подвоєння періоду, тобто при критичних умовах можливий перехід до хаосу через подвоєння періоду [1, 2]. Теоретично старший ляпуновський показник для такої системи повинен дорівнювати нулю, фактично для зазначених моделей він додатний та близький до нуля, але зростає при збільшенні кількості маятників у системі. Встановлено особливості математичного моделювання в детерміновано-хаотичних системах, у тому числі параметри, критерії та допустимі похибки ітерацій. Математичне моделювання в цьому випадку дозволяє врахувати кількість елементів у системі, конкретні маси та пружні зв’язки між елементами, задати будь-які впливи, що збуджують, і безпечно оцінити реакцію на ці впливи при моделюванні динамічних процесів у геотехнічних та геомеханічних системах. На його основі можна розробляти нові способи ефективного селективного керування гірським тиском, які враховують самоорганізацію породного масиву та дозволяють значно знизити витрати на ремонт і підтримку транспортних тунелів, водоводів, стволів рудників і шахт, капітальних та підготовчих виробок. З іншої сторони, ділянки максимальної реакції на вплив збудження повинні бути потенційними точками контролю.

Обрані інформативні параметри для оцінки стану динамічних процесів (початкова втрата стійкості системи, подвоєння періоду, втрата стійкості подвоєного циклу, втрата дискретності спектра), що відбивають з урахуванням поляризації коливань тенденцію домінуючих зв’язків і можливі фазові переходи. На основі комп’ютерного моделювання хаотичних процесів, удосконалено метод діагностики коливань в реальних системах, який базується на контролі акустичних сигналів конусними датчиками за взаємно перпендикулярними напрямками і віддзеркалює тенденцію можливих фазових переходів, що дозволяє врахувати поляризацію коливань та підвищити інформативність вимірів відомих параметрів: початкової втрати стійкості системи, подвоєння періоду, втрати стійкості подвоєного циклу, втрати дискретності спектра. Для оцінки динамічного стану геотехнічних систем розроблені математичні моделі та засоби моделювання динамічних процесів, встановлені закономірності їх розвитку в системі «гірничий технічний об’єкт – породний масив» при кріпленні підготовчих виробок в нестійких породах глибоких вугільних шахт. Результати цих досліджень дозволяють підвищити рівень ефективності та безпеки гірничих робіт.

Список літератури

1. **Кузнецов С.П.** Динамический хаос / **С.П. Кузнецов**. – М.: Физматлит, 2001. – 295 с.
2. **Арнольд В.И.** Теория катастроф. – Изд. 3-е, дополненное / **В.И. Арнольд**. – М.: Наука, 1990. – 128 с.

УДК 541.8 002+661

В. В. СОБОЛЕВ, д-р техн. наук, проф., В. В. КУЛИВАР, аспирант,
ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепр;
А. Л. КИРИЧЕНКО, канд. техн. наук, ГП «НПО «Павлоградский химический завод», г. Павлоград

ПЕРВИЧНЫЕ ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА ДЛЯ ЛАЗЕРНЫХ СИСТЕМ ИНИЦИИРОВАНИЯ

В настоящее время лазерное инициирование успешно используется в управлении пиросредствами космических аппаратов и ракет различного назначения. Актуальным является применение лазерной системы инициирования в машиностроении: сварка, штамповка, упрочнение, и маркировка металлов, синтез новых материалов [1]. В случае разработки оптических детонаторов короткозамедленного действия открываются перспективы применения в технологических процессах добычи полезных ископаемых, в строительстве, металлургии и др. При этом лазерное инициирование, создает принципиально новые возможности в решении проблем прецизионного выполнения взрывных работ, повышения безопасности и надежности за счет применения принципиально новых первичных взрывчатых веществ (ВВ) - энергоемких композиционных ВВ, аномально высокой чувствительности к импульсному лазерному излучению. Композиционные ВВ представляют собой прозрачную для лазерного излучения полимерную матрицу с распределенными в ней микрочастицами ВВ, напр., штатных бризантных ВВ: ТЭНа, азида свинца, октогена, гексогена и др. Технико-экономическая и физическая эффективность лазерной системы в наибольшей степени зависит от светочувствительных ВВ. Полученные высокочувствительные к действию лазерного моноимпульса ВВ (критические плотности энергии зажигания находятся в диапазоне 2-40 мДж/см^2), а также разработанная технология получения твердых покрытий из этих ВС на различных материалах позволили расширить область применения лазерного метода инициирования.

Для минимизации энергии инициирования, напр., оптического детонатора, содержащего первичное светочувствительное ВС-2, необходима энергия лазерного излучения всего 10–6 Дж, при этом, для азида свинца требуется энергии в 10 раз больше. Результаты исследований показывают, что чувствительность к действию лазерного импульса первичных инициирующих ВВ значительно выше, чем чувствительность вторичных ВВ. Другими словами, общепризнанный ряд чувствительности ВВ, в основном, коррелирует с чувствительностью к лазерному воздействию. Кроме аномально высокой чувствительности к лазерному излучению новые первичные ВВ характеризуются чувствительностью на уровне вторичных ВВ (ТЭН) к тепловым и механическим воздействиям. Такие характеристики некоторых светочувствительных ВВ, имеющих маркировку «ВС» с соответствующим номером, значительно понижают степень опасности детонаторов в обращении и лазерной системы инициирования в целом. При действии лазерного излучения на образцы ВВ и ВС установлены следующие физические особенности. Чувствительность зависит от длительности лазерного импульса: увеличение длительности импульса приводит к возрастанию порога зажигания, т.е. для инициирования детонации в зарядах с увеличением длительности импульса требуется увеличивать энергию излучения. Возможным параметром, влияющим на чувствительность взрывчатых веществ, может быть длина волны лазерного излучения. Эксперименты показывают, что чувствительности ВВ к действию излучения рубинового и неодимового лазеров, в пределах точности эксперимента, совпадают. Сильное влияние на пороговую энергию инициирования оказывает соотношение масс ВС/полимер. Для каждого ВС существует минимальное значение пороговой энергии, выше которого всегда происходит возбуждение детонации, при этом повышение или понижение соотношения масс приводит к значительному росту пороговой энергии. Установлено при уменьшении диаметра лазерного пучка энергия зажигания уменьшается, а плотность энергии слабо увеличивается. Энергетически выгодно использовать в оптических системах инициирования пучки диаметром менее 500 мкм.

Список литературы

1. **Sobolev V.** OPSIN – a new system of blast-hole change blasting in explosives / **V. Sobolev, A. Chernai, N. Studinsky** // Proceedings of the Fifth International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection 1996. – Rotterdam: AA Brakeman Publishers, 1996. – P.441–443.

УДК 621.629

В.Б. ГОГО, д-р техн. наук, проф., С.О. СКРИПНИК, студент,
Індустріальний інститут «Донецький національний технічний університет», Україна

МОДЕЛЬ ТЕХНОЛОГО-ЕНЕРГЕТИЧНОГО КОМПЛЕКСУ ШАХТИ

Для роботи вугільної шахти необхідні основні види енергії: електрична, теплова, пневматична та гідравлічна. В існуючих системах енергозабезпечення первинними є електрична і теплова. Електрична енергія постачається із зовнішніх енергоситсем, а теплова виробляється котельнею шахти. При цьому як зовнішня енергосистема, так і внутрішня теплосистема працюють на різних видах джерел енергії, в тому числі на вугіллі, що добувається шахтою. Виникає актуальна проблема комбінованого виробництва теплової та електричної енергії для потреб шахти. Вирішити цю проблему за нашим обгрунтуванням можливо створення шахтних міні-ТЕС. Це є раціольним з технічних, економічних, соціальних і екологічних позицій і створює шахтний автономний технолого-енергетичних комплекс (ШАТЕК). Сутність системи ШАТЕК полягає в тому, що необхідну енергію, як електричну, так і теплову, шахта виробляє на власному об'єкті - енергетичній котельні (ЕК), що працює як міні-ТЕС. Така організація енергопостачання вугільної шахти потребує певної оптимізації процесу. Перш за все - це створення головних енерготехнологічних агрегатів спільного вироблення теплової та електричної енергії на основі використання вугілля шахти, а також шахтного метану. Другим важливим є обгрунтування технології застосування вторинних матеріальних ресурсів - різного виду мінеральних порід, а також відходів згоряння вігулля. Третім важливим аспектом вирішення має стати екологічна безпека комплексу.

До переваг технолого-енергетичного комплексу відносять такі фактори:
висока економічна ефективність за рахунок синергетичного ефекту, що досягається при інтегруванні виробництва декількох видів продукції, загалом на шахті - вугілля та метан;
використання найсучасніших технологій, розроблених нових і запозичених в різних галузях промисловості переробки полімінеральної сировини;
кратне зниження екологічного навантаження на місця розміщення ШАТЕК за рахунок зниження, а в ряді випадків і виключення, шкідливих викидів від згорання вугілля;
залучення в господарський оборот поряд з традиційними таких первинних енергоресурсів, як низьконапірний природний газ і шахтний метан, але тільки після їх попередньої обробки;
можливість створення економічно вигідних енергонезалежних середньо- і малотоннажних виробництв будівельних матеріалів для їх безпосередного використання на підприємсві;

Для формування цільової функції необхідно мінімізувати загальні витрати ШАТЕК за економічним критерієм «вартість», а саме в показниках:
вартість вугілля, що видобувається шахтою, а також інших матеріальних ресурсів;
вартість переробки вугілля, шахтної води, метану, полімінералів;
вартість транспортних та складсьих витрат на переміщення первинного енергононосія, його збереження на території шахти та переробку електричної і теплової енергії від ТЕС;
вартість витрат на зв'язок із зовнішньою енергосистемою, тобто ТЕС.

Відомо, що механізм утворення тарифів залізничних перевезень вугілля дуже складний, оскільки різні тарифи залежать від обсягів перевезень, власників вагонів і т.д. Постійні транспортні витрати враховують розширення існуючої транспортної системи, наприклад, витрати на придбання нових вагонів, ремонт і будівництво залізниць і т.д. Тому витрати на перевезення вугілля є постійними, а тому їх треба вилучити.

Отже, модель ШАТЕК, що викладена вище, має істотні переваги і є перспективною. Накопичений до теперішнього часу досвід робіт у цьому напрямку вимагає ставити питання про створення, перш за все в Україні, дослідно-промислових установок ШАТЕК, експлуатація яких дозволить не тільки вирішить проблеми, а й продемонструє додаткові переваги запропонованих технологій роботи вугільної шахти.

Список літератури

1. **Гого В.Б.** Концептуальні положення автономного енергопостачання вугільних шахт і екологічної безпеки [Текст] / **В.Б. Гого** // Известия Донецького гірничого інституту. - 2000. - № 2.
2. Тригенерація - http://www.combienergy.ru/stat/1252-Energotehnologicheskie-kompleksy---perspektivnyy-put.

УДК 622.833

А. В. СОЛОДЯНКИН, д-р техн. наук, проф., И. В. СТРЕЛЬНИК, студент
Национальный горный университет, г. Днепр

ИССЛЕДОВАНИЕ ПОДРЫВОК ПОРОД ПОЧВЫ НА СОСТОЯНИЕ ВЫРАБОТОК

Пучение пород почвы существенно осложняет эксплуатацию выработок. В условиях больших глубин разработки пучение не является каким-то локальным процессом, затрагивающим только породы почвы. Деформационные процессы охватывают весь приконтурный массив, вызывая разрушение элементов крепи и необходимость перекрепления выработки.

Наиболее распространенным способом борьбы с последствиями пучения является подрывка пород почвы, которая часто выполняется многократно. Проведение подрывки приводит к нарушению равновесного состояния пород почвы и боков выработки, облегчает доступ воды к нижележащим пластам. Опыт показывает, что скорость пучения после подрывок может возрастать в 6-9 раз и более по сравнению со средними скоростями, зафиксированными непосредственно перед подрывкой. Таким образом, для повышения устойчивости протяженных выработок, необходимо снижение величины пучения пород почвы и сокращение числа ее подрывок.

В условиях больших глубин при значительно возросших величинах горного давления, традиционная металлическая рамная крепь, применяемая почти повсеместно, практически не препятствует расслоениям вмещающих выработку пород. Эффективным средством обеспечения устойчивости протяженных выработок будет являться рамно-анкерная крепь, с установкой анкеров сразу после ее проведения. Это позволит предупредить расслоение приконтурного массива, большие деформации пород, в том числе снизит пучение пород почвы.

Выполним численное моделирование поведения геомеханической системы «крепь выработки-массив» для условий отработки угля на шахте «Южнодонбасская №1».

Исходные данные к расчетам следующие. Начальное поле напряжений, создаваемое весом вышележащих пород для заданной глубины: $\sigma_y=\gamma H$=10 МПа. Здесь γ=25 кН/м^3 - объемный вес пород, H=400 м - глубина разработки. Граничные условия задаются в перемещениях - все границы жестко закреплены. Граница выработок свободна от напряжений.

Первый этап расчетов был направлен на адаптацию деформационной модели породного массива и расчетного алгоритма к реальным условиям эксплуатации выработок, т.е. осуществлялась «калибровка» модели и вычислительной процедуры. Решалась плоская задача о напряженно-деформированном состоянии породного массива. Моделировалась одиночная выработка в нетронутом массиве. Для оценки ее состояния рассматривались варианты моделей с пучением пород почвы и с их подрывкой. Применяемый метод исследований позволяет определить смещения контура выработки и область разрушенных пород, которые и создают нагрузку на крепь.

Полученные значения перемещений в модели (0,69 м в почве, 0,39 м в кровле, 1,02 м в боках) соответствуют величине перемещений в реальных условиях эксплуатации конвейерного ходка 12-й западной лавы пл. C_{18}. Совпадение расчетных и наблюдаемых значений достигнуто путем корректировки констант, учитывающих структуру породного массива на основе анализа геологической информации и визуального обследования выработки.

Пучение делает невозможным эксплуатацию выработки. Поэтому до подхода лавы проводится подрывка. Этот процесс смоделирован путем «выемки» слоя пород в выработке на 0,7 м. Это привело к увеличению площади разрушенных пород вокруг выработки на 15,5 м^2. Это также провоцирует их дальнейшее разрыхление. Так, в [1] установлено, что коэффициент пластического разрыхления массива β вокруг выработки возрастает с увеличением количества подрывок и составляет: после первой подрывки - β=1,12; после второй β=1,25; после третьей β=1,33.

Сопоставление расчетных смещений контура и реального состояния выработки показывает, что деформационная модель среды в рамках программы «Phase-2» откалибрована и на ее основе можно выполнять прогноз проявлений горного давления, обоснование параметров крепи. На этапе до подхода первой лавы в качестве элементов усиления будут использованы анкера.

Список литературы

1. **Шашенко А.Н., Солодянкин А.В., Смирнов А.В.** Пучение пород почвы в выработках угольных шахт. – Днепропетровск: ООО «ЛизуновПресс», 2015. – 256 с.

Секція
«Маркшейдерська справа»

УДК 622.1:528.02

П.Й. ФЕДОРЕНКО д-р техн. наук, проф,
Л.В. ДОЛГІХ, О.В. ДОЛГІХ, кандидати техн. наук, доц.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ МАРКШЕЙДЕРСЬКО-ГЕОДЕЗИЧНИХ СПОСОБІВ СПОСТЕРЕЖЕННЯ ЗА ПРОЦЕСАМИ ЗСУВУ НА ВІДВАЛАХ

На території криворізького басейну значні площі вкриті відвалами, які утворюються в результаті складування розкривних порід. Зсувні процеси на відвалах можуть викликати небажані наслідки, тому спостереження за ними є актуальною задачею.

Спостереження за зсувами гірських порід та обробка результатів спостережень є важливою задачею маркшейдерської служби. Вибір способу спостереження за деформаціями відвалів залежить від особливостей методу відвалоутворення, використовуваних приладів тощо. Спостереження за деформаціями відвалів, як правило, виконуються по реперах спостережних станцій.

Методика проведення маркшейдерських спостережень за станом відвалів за допомогою класичних оптичних інструментів до сих пір є основною на багатьох гірничодобувних підприємствах. Перевагою цієї методики є майже повна вивченість, невисока вартість і надійність результатів. Методика проведення спостережень за деформаціями відвалів, викладена в Інструкціях та настановах, які є нормативними документами для оцінки стану відвалів гірничодобувних підприємств.

Фотограмметрія, як метод безконтактних технічних вимірювань, має широкі можливості і перевагу під час вирішення багатьох задач в гірничий промисловості. Для контролю деформацій відвалів за допомогою цифрової фотограмметрії використовуються професійні цифрові фотокамери високої якості. Контроль за стійкістю здійснюється так, як і при використанні оптичних приладів, по закладених реперах на досліджуваних ділянках.

Супутникові навігаційні системи призначені для координування пунктів. Впровадження супутникових методів позиціонування дозволило змінити структуру маркшейдерського забезпечення і удосконалити методику польових та камеральних робіт при спостереженні за деформаціями на відвалах. Перевагою є: висока оперативність виконання робіт; автоматизація процесу визначення просторового положення реперів, достатня точність вимірювань (не більш 2 мм). За визначеним положенням реперів визначаються характеристики деформаційного процесу.

Принцип роботи, закладений в роботу електронних тахеометрів та лазерних віддалемірів успадкований з оптичних приладів для маркшейдерсько-геодезичних вимірювань. Електронний тахеометр – прилад з вбудованим всередині мікропроцесором, дає можливість не тільки виконувати виміри ліній, кутів та перевищень, а й вирішувати велику кількість задач. Такі прилади зручні при виконанні спостережень за деформаціями. Точність кутових вимірів складає - одну секунду, а відстаней - до 1 мм. Похибка лазерних віддалемірів в режимі без відбивача - не більш 8 мм, на марку - до 6 мм, на призму - до 1 мм.

Системи лазерного сканування мають переваги: вони дозволяють досліджувати стан гірського масиву в реальному режимі часу, оперативно визначати форму і характер деформацій.

Використання радарних систем контролю в гірничий промисловості почало застосовуватися зовсім недавно. Принцип роботи системи аналогічний роботі лазерних сканерів, однак, замість лазерного променя відстань визначається за швидкістю проходження радіохвиль. SSR переглядає 10000 м² ділянок за хвилину, незалежно від погодних умов. Радарні системи мають високу точність вимірювань (похибка до 1 мм).

Аналіз способів дозволив зробити висновок про необхідність оновлення інструкцій та настанов з виконання маркшейдерських робіт по спостереженню деформацій різного роду, що виникають на об’єктах гірничодобувних підприємств. Оновлення повинні враховувати питання точності вимірів сучасними приладами та їх можливості, схеми розміщення реперів на об’єкті та їх кількість при використанні сучасних приладів, наприклад, точність визначення координат за допомогою GPS, якщо вони використовуються у подальшому для обчислення параметрів деформацій. Сучасні прилади та технології дозволяють удосконалити класичні методики інструментальних спостережень та обробки результатів вимірів.

УДК 622.016.2: 658.152

З.М. МОТЫКА, д-р техн. наук, ассистент проф.
Главный горный институт, Польша

НОВЫЕ ЗАЛЕЖИ КОКСУЮЩЕГОСЯ УГЛЯ В НОВОЙ РУДЕ

Традиции и возможность восстановления добычи угля в Новой-Руде представлены на основе потенциально успешной концессии для австралийской компании Баламара Ресурс [1]. Новая-Руда это город в Нижнесилезском воеводстве, в районе Клодзко. Он расположен в Судетской зоне Нижнесилезского бассейна (ДЗВ).

Добыча угля началась здесь на рубеже 15 и 16 веков. В 1742 году владельцы Новой-Руды основали здесь угольную шахту. Средний годовой объем производства в ДЗВ до 1945 года составлял 0,25-0,5 млн т угля.

В течение следующих нескольких десятилетий шахта Новая-Руда достигла уровня годового производства коксующегося угля около 1 миллиона тонн, который остался на протяжении двух десятилетий.

В период пиковой добычи в 1980-95 годах среднегодовой объем производства в ДЗВ составлял 1,0-1,2 млн т в год. Более чем 90% общего объема добычи руды из шахты Новая-Руда было направлено на местные коксовые заводы. Несмотря на отличное качество угля, его добыча стала считатся невыгодной, что привело к закрытию шахты в 1995 году.

В течение ряда лет компания Коаль Холдинг, основанная в городе Катовице, вела проект возобновления добычи коксующегося угля в ДЗВ. Проект был назван Коксующий Уголь Новая-Руда. Он предпологал строительство горнодобывающего предприятия в Новой-Руде для неиспользуемого ранее участка бывшего рудника.

В июле 2013 года Баламара Ресурс приобрела 100% акций этой компании, а в результате тоже концессию для дальнейшей разведки угольных месторождений в этой области. В начале 2014 года, его основной акционер, компания Ампле Скил, выделил еще 1 млн долларов на краткосрочные инвестиции. Основываясь на этом проекте компания Баламара Ресурс оценила девственные ресурсы, в соответствии с требованиями кодекса *JORC*, на 23,06 млн т коксующегося угля в районе Новая-Руда. Оценки двух основных запасов залежей угля в Новой-Руде (залежий Вацлав и Лех) общей площадью около 20 квадратных километров составляют от 112,5 до 160,7 млн т.

Толщина пластов угля для Вацлавского залежия достигает 2,75 м, а в залежи Леха - до 7 м. Сердечники, полученные от Компании, рассматривались в Главном горном институте. После завершения программы разведочного бурения и создания обновленного отчета по геологическим ресурсам, включая ресурсы непосредственно пригодны для эксплуатации, в июне 2015 года было подготовлено предварительное технико-экономическое обоснование для запланированного повторного ввода эксплуатации коксующегося угля в этом районе.

Район этот имеет обширную железнодорожную и дорожную инфраструктуру, а также водные и энергетические сети.

В том же году Компания приобрела коксохимический завод в Новой-Руде. В начале 2017 года она заключила предварительное соглашение с немецкой компанией Унипер глобал комодитес, одной из ведущих энергетических компаний на европейском рынке. Хотя первоначально планировалось привести к производству коксующегося угля в Новой-Руде к концу 2016 года, сейчас говорят, что существует реальная возможность выполнить все формальности, необходимые для начала работы по строительству шахты до конца 2017 года.

Ожидается, что на шахте будет задействовано 1000 человек. Для достижения основного месторождения планируется запустить два уклона с наклоном 12%, с длиной почти 3 км [2].

Список литературы

1. Balamara Resources, World Coal, No 4 (23) (2014), c.10; No 5 (23) 2014, c.6.
2. Kopalnia węgla koksującego, Noworudzianin, No 4 (277) 2017, c.16-17.

УДК 622.1

А.А. АЛТАЕВА, докторант, Л.С. ШАМГАНОВА, д-р техн. наук, доц,
Казахский национальный исследовательский технический университет им. К.И. Сатпаева,
Казахстан

ПРОЕКТИРОВАНИЕ И МЕТОДЫ МОДЕЛИРОВАНИЯ В ГОРНОМ ДЕЛЕ С ПРИМЕНЕНИЕМ ГОРНО-ГЕОИНФОРМАЦИОННЫХ ПРОГРАММ

Новые геоинформационные технологии основаны на последних достижениях в развитии компьютерного оборудования, программного обеспечения, средств связи и спутниковых навигационных технологий, робототехники, искусственного интеллекта, методов измерений и контроля, системного анализа. Сущность геоинформацонных приложений в горнодобывающей промышленности отражена в функциях планирования, проектирования, мониторинга, анализа, обсуждения и контроль обратной связи за счет увеличения производства, производительности, надежности, эксплуатационной безопасности и работоспособности. Эта концепция работы ведет к использованию информационно-управляющих систем, многоэтапной иерархической логики, со встроенным искусственным интеллектом, высокой надёжности и эффективности управления и разработке нового поколения «интеллектуальных» горных машин - роботов.

Традиционные методы проектирования и моделирования подземных сооружений основаны на ручных расчетах параметров горных работ и ручной графической интерпретации карт, контурной поверхности. Недостатком этого метода является долгое время для обработки данных и разработки оптимальных решений, что значительно усложняет работу.

Горно-геоинформационные программы в горнодобывающей промышленности, позволили разработать новые методы разработки подземных рудников, что значительно отличается от традиционных методов. Эти методы называются современными методами проектирования и моделирования. Основное предположение для его применения заключается в том, что должна быть сформирована адекватная база данных геологических и горнодобывающих данных, а также создана модель месторождения.

Современные методы проектирования и моделирования основаны на интеграции информационных технологий с горнодобывающей деятельностью.

Традиционные методы основаны на:
ручной обработке данных;
длительной обработке данных;
анализе коэффициента зачистки;
высокой стоимости проекта;
приблизительной обработке результатов;
разрешение только 2D.

Современные методы основаны на:
компьютерной обработке данных,
значительно более короткий период времени для обработки данных,
анализе блоков на основе оптимальной последовательности добычи,
низкой стоимости проекта,
получение точной обработки данных,
разрешение 2D и 3D-отображение всех объектов.

Как правило, современные методы имеют гораздо большие преимущества перед традиционными, и в настоящее время применяются все больше и больше.

В практике применение современных методов проектирования и моделирования значительно расширилось и можно сделать вывод о том, что автоматизированный дизайн стал обычным способом разработки проектов в области добычи полезных ископаемых.

Также, разработаны профессиональные пакеты программного обеспечения для добычи полезных ископаемых, специализированные программные пакеты для оптимизации поверхностной или подземной эксплуатации и специализированные программные пакеты для анализа проблем, связанные с проектированием шахт или разработкой технологии эксплуатации.

UDC 622.12:622.3-021.465

M.V. SHOLOKH, Cand. Sc. (Eng.), Associate Professor, Kryvyi Rih National University, Ukraine

MINE SURVEYING SUPPORT FOR INTERNAL CAREER AVERAGING OF QUALITATIVE INDICATORS OF MINERALS IN THE QUARRY ORE LINE

The number of producing units for the performance of planned output is one of the key indicators determining the averaging of qualitative indicators of minerals in the quarry ore line. In order to assess the influence of the number of producing units on qualitative indicators of minerals in the iron ore line, we use the following: the variance of the qualitative indicator of the useful component in the quarry ore line, the average variance of the qualitative indicator of the useful component in a single ore line ("internal career dispersion"), the variance of the mean values of qualitative indicators of the useful component in individual iron ore lines ("inter-career dispersion"), the coefficient of variation in the productivity of the producing unit, the average correlation coefficient of the qualitative indicator of the useful component in the individual iron ore lines.

The dispersion values required for averaging of qualitative indicators of mineral content in the ore line is characterized by the uniformity of qualitative indicators of mineral content in the iron ore mass produced. The role of warehouses for averaging raw /crushed iron ore or transshipment areas in the system of internal career averaging of qualitative indicators of minerals in the iron ore line should be taken into account when determining the normative number of producing units. The efficiency of averaging the qualitative indicators of minerals in the iron ore mass at the averaging warehouse based on the coefficient of averaging the content of the qualitative indicators of minerals in the iron ore mass is defined as the ratio of the standard deviation of the qualitative indicator of the average useful component in the iron ore line from the quarry to the averaging warehouse and from the averaging warehouse to the ore-dressing plant. In the averaging warehouses and the transshipment areas, the value of the coefficient of averaging of the qualitative indicators of minerals in the iron ore mass varies within 1.0÷1.4 depending on the averaging technology and the capacity of the averaging warehouse. Thus, the requirements for homogeneity of the qualitative indicators of minerals in the iron ore line from the averaging warehouse to the ore-dressing plant are characterized by technical criteria.

The qualitative indicators of minerals in the iron ore line from the quarry are averaged on several useful components. Hence, the dependencies between them should be revealed. The dependencies between the qualitative indicators of useful components, averaged in the iron ore mass and shipped from the quarry to the concentrating factory, allow us to confirm the dependencies between the characteristics of the variance in the qualitative indicators of these useful components. When there is a significant correlation between the average square deviations of the qualitative indicators of the useful components averaged, the qualitative indicators of minerals in the iron ore line can be averaged according to one of the useful components, the definition of which is simpler and cheaper. Limiting the variance in the qualitative indicators of two interrelated useful components is inappropriate. Therefore, it is advisable to limit the variance in the qualitative indicators of one useful component. This provision is confirmed experimentally for iron ore quarries of Kryvbas. There is a directly proportional dependence between the mean square deviation and the deviation with given probability for statistical distributions subordinated to the normal law.

Ultimately, optimization of the internal career averaging of the qualitative indicators of minerals in the ore line by the technical criterion is limited to determination of the optimal number of producing units, i.e., such a minimum number of which is sufficient to ensure a uniformity in the qualitative indicators of minerals in the iron ore line. The variance of the overall career ore line can be reduced mainly by reducing the "internal career dispersion" at a constant number of producing units. The dispersion of single iron ore lines is reduced by varying the direction of the excavation works, using the rational methods for drilling and blasting, reducing the dilution and the depletion of the qualitative indicators of minerals in the extraction of balance industrial reserves.

If the variance of the quality indicators of several useful components are limited by requirements, then the number of producing units is determined according to the requirements for the quality indicators of each useful component. We select the maximum value for the quarry that limits variance in qualitative indicators of useful components averaged.

УДК 622.142.5

П.Й. ФЕДОРЕНКО, д-р техн. наук, проф., А.В. ПЕРЕМЕТЧИК, канд. техн. наук, доц.,
Т.О. ПОДОЙНІЦИНА, старший викладач, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВИЗНАЧАЛЬНІ ФАКТОРИ ГІРНИЧО-ГЕОМЕТРИЧНОГО ПРОГНОЗУВАННЯ ЯКІСНИХ ПОКАЗНИКІВ ЗАЛІЗИСТИХ КВАРЦИТІВ КРИВБАСУ

Для раціонального відпрацювання родовищ Кривбасу, більш чіткого уявлення про їх властивості набуває особливої актуальності задача геометризації залізорудних покладів.

При геометризації найважливішими показниками, яким слід приділяти увагу, є технологічні властивості руд. До таких показників відносяться вихід концентрату в кінцевій продукції, вміст заліза в концентраті і вміст заліза у хвостах переробки видобутої руди. Задачею геометризації, на сучасному етапі розвитку гірничої науки, є побудування такої гірничо-геометричної моделі родовища, яка б давала змогу описати закономірності розміщення найважливіших якісних показників у просторі з тим, щоб спрогнозувати їх змінення у процесі розвитку гірничих робіт.

Для цього, в першу чергу, потрібно детально розібрати геологічну будову родовища, і знайти залежності між розміщенням показників один від другого.

Скелеватське Магнетитове родовище приурочене до виходу на поверхню корінних порід замка Західно-Інгулецької синкліналі. У межах родовища ця синкліналь являє собою відкриту симетричну складку, яка полого, під кутом 10-20° спадає до півночі. Падіння крил синкліналі дорівнює 45-60°.

Найважливішим структурним елементом родовища є зона Скелеватського розлому, яка поділяє родовище на дві частини: західну і східну. Обидві ці частини мають синклінальну будову та відповідають Валявкінській та Єкатеринінській синкліналі, що встановлюються північніше родовища Півд.ГЗК.

На родовищі розробляється залізистий горизонт - *PR1sx4f*. До нього відносяться сім геологічних підгоризонтів, з яких в продуктивну товщу входять п’ять - *PR1sx4f2, PR1sx4f3, PR1sx4f4, PR1sx4f5, PR1sx4f6.* Також виділяються два підгоризонта - *PR1sx4f1 ma PR1sx4f7,* які в розробці участі не приймають через високу неоднорідність порід в них.

На Скелеватському родовищі залізистих кварцитів існує тісний зв’язок між вмістом у руді заліза магнетитового і виходу концентрату з руди. У свою чергу вміст заліза загального пов’язаний із вмістом заліза магнетитового. Проби, в більшості випадків, беруться за вмістом заліза загального і заліза магнетитового. Тому потрібно знайти залежності між вмістом цих компонентів, та технологічними показниками руд, що видобуваються.

Співставлення дисперсій вмісту компонентів показує, що найбільш рівномірними за вмістом компонентів є середні підгоризонти, а з наближенням до солончакових горизонтів дисперсії збільшуються. Для вмісту Fe_{mt}, Fe_{carb}, та FeO відмічена слабка тенденція до збільшення дисперсій від лежачого боку до висячого.

Перед статистичною обробкою геологічні дані потрібно привести до однакового рівня точності, тому що вони визначаються в цілому по блоках різної площі, які підриваються, і до вікна згладжування, розміри якого визначаються у межах родовища, або його ділянки. Розміри вікна згладжування повинні враховувати мінливість та радіуси кореляції за напрямками.

Коефіцієнтом мінливості геологічного признака називається константа, яка відображає степінь мінливості признака по лінії та площі при визначеному інтервалі випробування та розмірі проб.

Мінливість топографічної функції за різними напрямками різна та змінюється від нуля, коли напрямок співпадає з ізолінією топографічної поверхні або з прямолінійним рівномірним зміненням показника, до максимального , коли напрямок співпадає з лінією найбільших змінень крутизни топографічної поверхні.

Зважаючи на обмежену кількість даних на окремих ділянках, прогнозування показника в їх межах ведеться за методом групового урахування аргументів. За прогнозну функцію приймається така, що була обчислена на ділянці з аналогічними властивостями.

UDC 006.013-021.388:553.04

M.V. SHOLOKH, Cand. Sc. (Eng.), Associate Professor, M.P. SERGIEIEVA, Senior Lecturer, Kryvyi Rih National University, Ukraine

VARIANCE IN THE READY-TO-EXTRACT BALANCE INDUSTRIAL DEPOSITS WITH A VIEW OF THE PLANNED PERFORMANCE OF THE PRODUCING UNITS

The interrupted operations of producing/mining units are characterized by extraction of balance industrial iron ore deposits, ore bodies or array sections of solid minerals. A down time of mining units is one of the random determinants, which affects the mining operations. All producing units at the mining company take the same part in the mining process, since each of them is consistently in working and non-working regimes.

Any production period of a mining enterprise - shift, month or year-includes the possible number of shifts of a single producing unit and the actual number of worked shifts. The productivity of the mining unit per shift under consideration determines the following: the productivity of the mining unit in any shift, the average productivity variable of the producing units, the utilization factor of the producing unit and the number of the producing units. The values are correlated and the correlation moment is determined using the mean values (mathematical expectations). By defining the correlation moment, we determine the correlation coefficient, the mean square deviation and the coefficients of variation. The number of producing units necessary to the specified productivity of the mining company can be conditionally divided into main and reserve ones. The number of main producing units are established with the condition of their fault-free and continuous operation in the whole duration period in shifts. This means that the value can be determined through up-time operation. The number of producing units depends not only on the productivity and the degree of use of the producing units, but also on the stability of their operation, which is characterized by the coefficients of variation. The indicators for the mining company are calculated according to the planned production weekly-daily/shift-daily schedules of the mining company. At a time, the indicators of mathematical expectations can vary owing to changes in the number of producing units of the mining enterprise.

The variability of the active industrial reserves of the producing unit, which are broken down by blasting, is very volatile, where a time period equals to the interval between breakages of the rock. The amount of the producing unit reserves broken down by blasting at the time between breakages of the rock is the sum of the producing unit reserves prepared for drilling and blasting at a given time. Balance industrial reserves of the mining unit prepared for drilling and blasting in the time interval between breakages of the rock, the average value of the producing unit reserves prepared for the drilling and blasting in the interval between breakages of the rock, the passive producing unit reserves prepared for the drilling and blasting during the time between breakages.

Thus, with the increase in the number of producing units, i.e., an excessive number of producing units with a constant planned productivity, the indicator decreases due to the decrease in the number of shifts worked. This decrease is as a result of reducing downtime of the producing units, which are not related to the emergency condition, the repair work and the planned production necessity. This downtime is resulted from the lack of a workers' team, a transport vehicle, or when the mining unit is in reserve. These down-times are marked in the shift-daily schedules of the mining company and taken for the calculations of the value by increasing the number of shifts worked by the producing units. Hence, the variance in the ready-to-extract industrial deposits is independent of the number of producing units and the mean value of the variability indicators is used only for calculations.

With increasing the ready-to-extract balance industrial deposits at the constant productivity of the mining company, the average productivity of the producing units is reduced. Consequently, the productivity value of the mining units is reduced due to the decrease in the load on the mining faces and the incomplete time of their operation per shift. The determined values of the ready-to-extract balance industrial deposits do not depend on the number of producing units in the mining enterprise. The variability indicators and the correlation coefficient determined by the indices of the ready-to-extract balance industrial deposits are proved by the analysis results of the producing unit operation. According to the actual data of the Kryvbas opencast mining, it was found that the mathematical expectation is equal on average to l, 05.

УДК 528.721.

Ж.Т. КОЖАЕВ, сеньор-лектор каф. Маркшейдерского дела и геодезии
Б.Б. САДЫКОВ, докторант, Б.И. КИДИРБАЕВ, докторант
Казахский национальный исследовательский технический университет, Республика Казахстан

ПОВЫШЕНИЕ ТОЧНОСТИ ЛАЗЕРНОГО СКАНИРОВАНИЯ

Современные задачи предъявляют особые требования к точности маркшейдерских и геодезических измерений. Поэтому анализ влияния рефракционного искривления траектории лазерного луча на точность измерения дальности и вертикального угла сканирования представляет определенный интерес.

Для учета рефракционного удлинения траектории [1], переход от измеренного сканером расстояния к искомому геометрическому расстоянию рассчитывается через радиус кривизны рефракционной кривой для больших углов сканирования и воздушной среды при нормальных условиях. В то же время при сканирования вертикальный угол может меняться практически от 0 до 90 ^{0}C, а состояние воздушной среды значительно отличается от нормальных условий.

С учетом этого, нами предложен метод перехода от измеренного сканером расстояния (дуга) к искомому геометрическому расстоянию (хорда) через разность углов наклона касательных в начале и конце рефракционной траектории, совпадающих с углами падения и преломления светового луча в этих же точках. По определению радиус кривизны кривой перпендикулярен касательной к кривой в каждой ее точке. Центральный угол рефракционной дуги равен разности углов наклона касательных в начальной и конечной точках траектории, определяемых из закона преломления.

Как показано [2] на точность измерения расстояния также влияет величина угла сканирования, так как «размывание» отраженного от поверхности лазерного пятна зависит от ее ориентации к вектору распространения пучка, что аналогично увеличению площади пятна с расстоянием из-за его расходимости лазерного луча. Для учета этого влияния на точность измерения вводится приведенная по углу сканирования длина пути лазерного луча. Таким образом, при определении точности измерения по паспортным данным сканера, длина сканирования заменяется на приведенную.

Разница в измеренной и искомой дальности от сканера до объекта при рефракционном искривлении траектории лазерного луча объективно указывает на отличие величин измеренного и истинного вертикальных углов [3]. При вычислении пространственных координат в программное обеспечение заложено прямолинейная распространение. Поэтому сканером под измеряемым вертикальным углом воспринимается как некоторая мнимая точка, хотя реальное отражение луча вследствие рефракции будет от другой точки. И так как вертикальный угол измеренного направления входит во все уравнения по которым вычисляются пространственное координаты объектов как и измеренная дальность, для повышения точности сканирования на ряду с нахождением искомого геометрического расстояния разработан метод определения отклонения искомого вертикального угла от измеренного.

Таким образом предложенные методы расчета перехода от измеренных величин к истинным позволяет повысить точность наземного лазерного сканирования в условиях рефракционного искривления лазерного луча и могут быть использованы в качестве дополнения к программному обеспечению сканера.

Список литературы

1. **Середович, В.А.** Наземное лазерное сканирование: Монография / **В.А.Середович** [и др.]. – Новосибирск: СГГА, 2009. – 261 с.

2. **М.Е.Куттыкадамов, Ж.Байгурин, К.Б. Рысбеков**, Выбор оптимального ракурса съемки наземног лазерного сканирования высотных зданий и сооружении // Вестник КазНИТУ №6(118), 2016. -312 с.

Рысбеков К.Б., Кожаев Ж.Т., Имансакипова Н.Б., Куттыкадамов Е.Е. Влияние барометрического эффекта на точность результатов наземного лазерного сканирования высотных объектов// Сборник трудов международной научно-практической конференции. «Научное и кадровое

УДК 005.22(083):553.04

М.В. ШОЛОХ, канд. техн. наук, доц., Криворізький національний університет, Україна

МЕТОДИКА ВИЗНАЧЕННЯ НОРМАТИВНИХ ВЕЛИЧИН ГОТОВИХ ДО ВИДОБУВАННЯ БАЛАНСОВО-ПРОМИСЛОВИХ ЗАПАСІВ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Згідно класифікації запасів по ступеню підготовленості до видобування, оптимізуємо мінливості у часі промислових готових до видобування балансових запасів однієї видобувної одиниці і кар'єру у відповідності з якою готові до видобування запаси представленні як сума запасів активних, пасивних, відбитих, обурених і підготовлених до буріння вибуховими свердловинами. Для аналізу приймемо інтервал часу, що складається з суми початкового моменту часу, періоду часу до першого розпушення масиву твердих корисних копалин, числа масових вибухів розпушення масиву для видобувної одиниці, тривалість інтервалу часу між розпушеннями масиву для видобувної одиниці та інтервал часу після розпушення.

Відбиті від масиву активні запаси, які забезпечують продуктивність видобувної одиниці в період між часом розпушення залізорудної маси і в процесі їх відвантаження зменшуються доти, поки не досягнуть мінімального рівня. Мінливість відбитих запасів у забоях окремих видобувних одиниць і в кар'єрі відбувається стрибкоподібно з періодом, що дорівнює інтервалу часу між суміжними розпушеннями масиву і з амплітудою, яка дорівнює обсягу відбитої залізорудної маси. Кількість відбитих балансово промислових запасів видобувної одиниці між розпушеннями, є сума кількості відбитих запасів у забоях видобувних одиниць у початковий момент періоду часу, що розглядаємо кількості залізорудної маси, яку відвантажують видобувною одиницею за час між розпушеннями масиву, кількості запасів видобувної одиниці, які розпушують, продуктивності видобувної одиниці в інтервалі часу між розпушеннями масиву, кількість залізорудної маси, яку відвантажують видобувною одиницею за час між розпушеннями, середня кількість відбитих запасів для видобувної одиниці в інтервалі часу між розпушеннями масиву і середня продуктивність видобувної одиниці в інтервалі часу між розпушеннями. Мінливість активних запасів видобувної одиниці обурених вибуховими свердловинами, носить також стрибкоподібний характер з періодом, який дорівнює інтервалу часу між суміжними розпушеннями масиву, а кількість запасів видобувної одиниці, обурених вибуховими свердловинами на момент часу між розпушеннями, є сума запасів видобувної одиниці, які підготовлені до буріння вибухових свердловин, наявні в даний момент часу, запаси видобувної одиниці, підготовлені до буріння вибухових свердловин в інтервал часу між розпушеннями масиву, середньої величини запасів видобувної одиниці, підготовлених до буріння вибухових свердловин в інтервалі між розпушеннями масиву, пасивні запаси видобувної одиниці, підготовлені до буріння вибухових свердловин за час між розпушеннями. Аналогічно на момент часу між розпушеннями кількість запасів видобувної одиниці підготовлених до буріння вибухових свердловин буде сума запасів видобувної одиниці, які підготовлені до буріння вибухових свердловин, наявні в момент часу між розпушеннями, запаси видобувної одиниці, що підготовлені до буріння вибухових свердловин в інтервалі між розпушеннями масиву, середня величина запасів видобувної одиниці, які підготовлені до буріння вибухових свердловин в інтервалі часу між розпушеннями масиву, пасивні запаси видобувної одиниці, підготовлені до буріння вибухових свердловин за час між розпушеннями.

Методика визначення і обгрунтування нормативних величин балансово-промислових готових до видобування запасів корисних копалин для забезпечення видобувної одиниці визначаємо як суму «перехідних» запасів, що забезпечують фронт буровибухових робіт після розпушення масиву у забої видобувної одиниці і балансові запаси, які підготовлені до буріння вибухових свердловин. Отримана величина є сума двох додатків: «перехідні» відбиті від масиву запаси і активні відбиті від масиву запаси, які відвантажують за час між розпушеннями. Величина готових до видобування балансово-промислових запасів з масиву твердих корисних копалин по кар'єру в момент часу між розпушеннями при роботі видобувних одиниць є сума визначень: середніх значень, середніх квадратичних відхиленнь, коефіцієнтів кореляції між величинами і при цьому показники виражаємо через величину середнього інтервалу часу між розпушеннями масиву і середнього квадратичного відхилення.

УДК 622.1:528.02

Л.В. ДОЛГІХ, О.В. ДОЛГІХ кандидати техн. наук, доценти
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВИКОРИСТАННЯ СУЧАСНИХ ТЕХНОЛОГІЙ ПРИ СПОСТЕРЕЖЕННЯХ ЗА ПРОЦЕСАМИ ЗСУВІВ

На території Криворізького басейну великі за розміром земельні ділянки вкриті провалля-ми, терасами та тріщинами, які спричинені дією деформацій різного роду. Як правило, ці дефо-рмації є наслідком розробок корисної копалини підземним або відкритим способом. На деяких ділянках знаходяться споруди та будівлі, які потребують охорони від шкідливого впливу гірни-чих робіт.

Для всіх будівель, споруд і інших об'єктів, які підлягають охороні, тобто які попадають у зони зсувів, розробляється проект заходів із їх охорони. Будинки, споруди та інші об'єкти мо-жуть експлуатуватися в зонах зсуву, якщо їх деформації не перевищать допустимих величин. Тому, задача дослідження горизонтальних і вертикальних величин деформацій на територіях, де розташовані будівлі та споруди, є актуальною, а роботи по виконанню досліджень потребу-ють удосконалення.

Заходи з охорони навколишнього середовища та будівель різного призначення, як відомо, визначаються проектом розробки покладу корисної копалини. Проект розробляється на основі прогнозу розвитку зсувних процесів і розрахунку деформацій, які визначаються за результата-ми інструментальних спостережень.

Інструментальні спостереження за процесами зсувів проводяться згідно до вимог інструк-цій та настанов [1-3] і полягають у виконанні лінійно-кутових вимірів та вимірів перевищень між реперами профільних ліній. За результатами вимірів обчислюються горизонтальні та вер-тикальні деформації, які характеризуються значеннями: нахилу i, кривизні k, розтягу-стиску ε, осідання η.

Величини цих значень дозволяють оцінити рівень небезпеки знаходження різних об’єктів та людей на досліджуваній ділянці. Відомо, що зона небезпечного впливу підземних гірничих робіт характеризується критичними величинами нахилу $i=4\cdot10^{-3}$, кривизні $k=0{,}2\cdot10^{-3}$ (1/м), роз-тягу-стиску $\varepsilon=2\cdot10^{-3}$ та осідання $\eta=15$ мм. Перевищення цих критичних значень свідчить про необхідність прийняття заходів з охорони будівель та споруд.

Вирішення задачі підвищення ефективності інструментальних спостережень можливе за рахунок використання сучасних приладів та технологій. Сучасні прилади дозволяють не тільки підвищити точність та оперативність вимірювального процесу, а й вдосконалити весь процес спостережень. Досконаліть таких приладів, як GPS, електронні тахеометри, цифрові камери тощо, потребує вдосконалення всього технологічного процесу спостереження за деформаціями. При дослідженні горизонтальних та вертикальних деформацій з використанням GPS для визна-чення координат реперів, відомі формули обчислення нахилу i, кривизні k та розтягу-стиску $\boldsymbol{\varepsilon}$ перетворюються до зручного до виду.

Кутові і лінійні величини, які необхідні для визначення горизонтальних деформацій репе-рів та перевищень реперів, які необхідні для визначення вертикальних деформацій, обчислю-ються за плановими координатами реперів і їх висотами. Розташувавши репери рівномірно на досліджуваній ділянці та визначивши їх планові координати і висоти за допомогою GPS, можна визначити не тільки величини деформацій, а й напрям їх дії.

Використовуючи сучасні технології при виконанні графічних робіт, можна на плані побу-дувати вектори напрямів деформацій. Враховуючи вагу значень, розраховуються переважні напрями дії деформації. Для ділянок, які знаходяться між профілями, також можна визначити величини деформацій, враховуючи вагу значень, за якими здійснюються обчислення.

При використанні сучасних приладів нагальним є розробка нових методик виконання ін-струментальних спостережень та опрацювання даних.

Список літератури

1. Инструкция по исследованиям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений». М.: Недра, 1988.

2. Методические указания по наблюдениям за сдвижением горных пород и за подрабатываемыми сооружениями. Л., ВНИМИ, 1986.

3. Инструкция о порядке утверждения мер охраны здании, сооружений и природных объектов от вредного влияния

UDC 005.22(083):553.04

M.V. SHOLOKH, Cand. Sc. (Eng.), Associate Professor, Kryvyi Rih National University, Ukraine

METHODOLOGY FOR THE STANDARDIZATION LOSSES OF READY-TO-EXTARCT SOLID MINERALS

The transition from the productivity of the producing unit to the ready-to-extract mineral reserves can be made only based on the losses of the ready-to-extract mineral reserves, the dilution and depletion of the qualitative indicators of minerals during extraction. The value of the ready-to-extract industrial reserves can be assumed to be approximately equal to the value of productivity of the producing unit for the purpose of ensuring the drilling and blasting operations and a significant simplification of calculations. Assuming that the coefficient of probability and the mean square error of determining the normative value of the ready-to-extract mineral reserves, as well as the performance of the producing unit with the use of large statistical material are almost free of errors, then the calculation error of the standardization losses of ready-to-extract solid minerals depends only on the uncertainty in calculation of the number of producing units.

Indicators are set according to the production plan of mineral resources or determined on the basis of statistical processing of the actual data. The average value of the transitional ready-to-extract mineral reserves at the quarry is equal to the productivity of the producing unit. The recent analysis showed that this value can be equal to 0.3 of the average monthly productivity of the mining enterprise in Kryvbas. Such a value is sufficient to compensate for fluctuations in the productivity of mining excavators in the automobile transportation of iron ore from mines. However, such a reserve of transitional mineral reserves may not be sufficient in the rail transportation of iron ore. It is reasonable, therefore, to establish a coefficient allowing for increase in ready-to-extract mineral resources for the rail transportation. Then the loss standard of ready-to-extract mineral reserves is equal to the number of mining excavators working respectively on road and rail transport. It can be seen that the sum of exposed and broken reserves entering the enrichment is on average 76.9% of the industrial reserves. This indicates that for ferruginous quartzites the coefficient is 1.33. According to the operation of the Krivbass quarries, the indicators and the coefficients for different time intervals with road and rail transportation of iron ore from the mines are established, as well as the dependencies for calculating the standards of ready-to-extract industrial reserves are obtained. Determination of the averaged internal career dispersion of the qualitative indicators of the useful component is the most challenging when calculating the standards of industrial reserves at the design stage. The hypothesis on the connection between the averaged internal career dispesion and the inter-career dispersion of the qualitative indicators of iron ore and magnetite was tested in order to reduce computation complexities. The averaged internal career dispesion and the inter-career dispersion of the qualitative indicators of iron ore and magnetite characterize the variance in the qualitative indicators of minerals in subsoil and iron ore produced. The method for the standardization losses of ready-to-extract minerals, based on the use of the above dependence, is widely tested in the quarries of Kryvbas.

However, the methodology for standardizing the preparedness of the ready-to-extract balance industrial reserves is not entirely convenient, since some indicators should be clearly defined from the data of the operating mining enterprise. Thus, the methodology for standardizing the preparedness of the ready-to-extract mineral reserves has been upgraded and adapted to use already at the design stage. Indicators and coefficients characterize the ratio of individual components of the minerals exposed and prepared for drilling the blast holes, the type of transportation of iron ore and the unevenness of mining operations. The coefficient is established, provided that the area for drilling the blast holes is prepared before breaking down the iron ore in the mine, and equals to the average productivity of the excavator in the interval between the breaking down of magnetite-hematite quartzite ores in the mining faces. Actually, such an assumption is not necessary. Therefore, the value of "transitional" minerals prepared for drilling and blasting can be estimated using a coefficient that takes into account the presence of holes prepared for drilling and blasting in the components of the ready-to-extract mineral reserves. In this case, it is reasonable to use the coefficient allowing for increase in the ready-to-extract mineral reserves for the rail transportation of iron ore from mines compared to the automobile one, in order to calculate the loss standard of ready-to-extract solid minerals.

УДК 622.83

Б.А. КОДУНОВ, канд. техн. наук, доцент
Индустриальный институт ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет»
О.А. ЗЕМЕЛЬКО, Р.Т. КАРАБАХЦЯН, магистранты
ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет»

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРАНИЦ ОБЛАСТИ СДВИЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

При выемке полезных ископаемых и обрушении вышележащих пород образуется область сдвижения. Ее границы на земной поверхности согласно существующих методик определяются граничными углами. Границы зоны опасных деформаций определяются углами сдвижений, а границы плоского дна мульды сдвижений – углами полных сдвижений.

Изучение процесса сдвижения горных пород под влиянием подземных разработок начиналось с определения углов сдвижения, так как с их помощью определялись предполагаемые границы влияния горных работ на земную поверхность и устанавливалась зона ответственности горного предприятия или принимались меры охраны объекта на поверхности. Значения углов сдвижения устанавливались по факту, после подработки земной поверхности. Затем полученные значения углов экстраполировались на другие участки месторождения.

С начала изучения процесса сдвижения горных пород и земной поверхности до настоящего времени существенных изменений в плане определения с математической или физической стороны значений угловых параметров процесса сдвижения не произошло. Существуют установленные в нормативных документах значения углов сдвижения, а также граничных, полных сдвижений, которые получены как средние результаты из многочисленных наблюдений за сдвижением земной поверхности в определенном угольном бассейне или его части. Основная часть наблюдений производилась в 60-70-х годах прошлого века, когда глубина разработки угольных пластов, в основном, находилась в районе 200-300 м. Хотя многие исследователи сходились во мнении о том, что углы сдвижения имеют только локальное значение, то есть определяют точку сдвижения на земной поверхности для определенного очистного забоя и глубины разработки, в нормативные документы по предрасчету сдвижений вошли четко фиксированные значения угловых параметров процесса сдвижения вне зависимости от глубины разработки очистных забоев. Вследствие этого границы влияния очистных выработок как со стороны выработанного пространства (зона полных сдвижений), так и со стороны массива горных пород (граничные углы, и углы сдвижений) для различных глубин разработки определялись со значительными погрешностями.

Таким образом, положение границ области сдвижения на земной поверхности не может быть определено угловыми параметрами процесса сдвижения без учета глубины разработки.

Форма и положение области сдвижения в массиве горных пород практически не изучены. Многие исследователи сходятся во мнении, что по форме её границы приближаются к эллипсу или параболе.

Однако четких математических зависимостей для их описания не установлено.

Для определения границ зон влияния очистных работ может быть использован метод, описанный в работе [1], который основывается на положении о блочно - слоистой структуре массива горных пород.

В этом случае для моделирования перемещений блоков массива применяются закономерности перемещений частиц дискретной среды. Установлено, что в зависимости от стадии развития процесса сдвижения границы его области могут быть представлены эллипсоидом вращения или параболоидом.

Компьютерное моделирование позволяет определять координаты точек области сдвижения в любой точке пространства – в массиве горных пород и на земной поверхности. Результаты математического моделирования по выбранной схеме хорошо согласуются с фактическими данными.

Список литературы

1. **Кодунов Б.А.** Метод прогнозирования сдвижений горных пород и земной поверхности при подземной разработке угольных месторождений/ **Б. А. Кодунов** // Уголь.- 1991.-№2.-С.54-56.

УДК 681.5.013:622.3

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

СИНТЕЗУВАННЯ ВНУТРІШНЬО КАР'ЄРНОГО УСЕРЕДНЕННЯ ВМІСТУ ЯКІСНИХ ПОКАЗНИКІВ КОРИСНИХ КОПАЛИН У ПОТОЦІ ЗАЛІЗОРУДНОЇ МАСИ

Усереднюючи вміст якісних показників корисних копалин у потоці залізорудної маси, яку видобуваємо з кар'єру виконуємо різні вимоги, а саме: обмежуємо коливання вмісту корисних і шкідливих компонентів у різних обсягах видобутої залізорудної маси (найчастіше у змінних і добових), а на деяких залізорудних кар'єрах вимогами до вмісту якісних показників корисних копалин у потоці залізорудної маси, яку поставляємо на гірничо-збагачувальну фабрику, обмежуємо коливання вмісту якісних показників заліза загального, або вмісту якісних показників заліза, пов'язаного з магнетитом, сірки, а іноді і кремнезему у змінних і добових обсягах балансово-промислових запасів залізистих кварцитів.

Враховуючи численні вимоги до внутрішньо кар'єрного усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у потоці залізорудної маси при нормуванні підготовленості балансово-промислових запасів, з одного боку, важко, а з іншого - недоцільно, тому що ці вимоги не завжди обґрунтовані, часто дублюють один одного і повністю не контролюються. Тому доцільно проводити аналіз вимог по внутрішньо кар'єрного усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у потоці залізорудної маси з метою їх істотного спрощення і уточнення.

Усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у потоці залізорудної маси з кар'єру здійснюємо по декількох корисних компонентах, то при цьому слід виявити наявність залежностей між ними. Наявність достовірних залежностей між вмістами якісних показників корисних компонентів, які усереднюємо у залізорудній масі і відвантажуємо із кар'єру на гірничо-збагачувальну фабрику, дозволяє стверджувати про наявність залежностей між характеристиками мінливості вмісту якісних показників цих корисних компонентів. У тому випадку, коли між середніми квадратичними відхиленнями вмісту якісних показників корисних компонентів, які усереднюємо, є істотна кореляція, то усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у потоці залізорудної маси можна вести по одному з корисних компонентів, визначення якого є більш простим і дешевим. Обмежувати коливання вмісту якісних показників двох взаємозалежних корисних компонентів недоцільно, а досить обмежити коливання вмісту якісних показників одного корисного компонента. Це положення підтверджено експериментально для залізорудних кар'єрів Кривбасу. Між середнім квадратичним відхиленням і відхиленням з заданою ймовірністю для статистичних розподілів, що підкоряються нормальному закону, є прямо пропорційна залежність.

Відхилення вмісту якісних показників корисного компонента у добових обсягах видобування балансово-промислових запасів із заданою ймовірністю визначаємо відхиленням вмісту якісних показників корисного компонента у змінних обсягах видобування із заданою ймовірністю, тобто обмеження коливань вмісту якісних показників корисного компонента у змінних обсягах неминуче веде до обмеження коливань у добових обсягах і встановимо, яка величина відхилень вмісту якісних показників корисного компонента у добових обсягах балансово-промислових запасів відповідає відхиленням у змінних обсягах і навпаки.

Підводячи підсумок, можна констатувати, що аналіз вимог до внутрішньо кар'єрного усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у потоці залізорудної маси включає виявлення залежностей між ознаками вмісту якісних показників корисних компонентів, характеристиками мінливості вмісту якісних показників корисних компонентів, виявлення відповідності між коливаннями корисних компонентів у змінних і добових обсягах залізорудної маси при наявності залежностей між вмістом якісних показників корисних компонентів у потоці залізорудної маси обмежуємо коливання вмісту якісних показників одного з корисних компонентів і немає необхідності в обмеженні коливань вмісту якісних показників корисного компонента у змінних і добових обсягах залізорудної маси, а досить увести обмеження коливань вмісту якісних показників у змінних, або у добових обсягах видобування.

УДК 622.1: 528.484.321

О. А. ЗЕМЕЛЬКО, Донецкий национальный технический университет, Украина

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ТОЧКИ С ПОВЕРХНОСТИ В ШАХТУ СВОБОДНО ПАДАЮЩИМ ТЕЛОМ СТУПЕНЧАТЫМ СПОСОБОМ ОРИЕНТИРОВАНИЯ

Ориентирование подземных горных выработок имеет существенное значение для решения маркшейдерских вопросов. Основная задача проектирования - перенос по вертикали верхней точки отвеса на нижний горизонт с целью передачи координат *X* и *Y* с поверхности в шахту.

В настоящее время для проектирования наиболее часто используется проволочный шахтный отвес. Однако на точность измерений оказывает существенное влияние действие воздушного потока. Это заставляет задуматься об усовершенствовании данного способа, либо применении другого. С увеличением глубины разработки число горизонтов возрастает, и если они вскрыты одним вертикальным стволом, то ориентирование можно производить непосредственно на каждый горизонт отдельно или от поверхности постепенно с горизонта на горизонт. Такой метод называется ступенчатый способ ориентирования.

При проектировании непосредственно на горизонт и при ступенчатом ориентировании ошибки примыкания будут одинаковыми, но ошибки проектирования будут различными. Если будет большое количество горизонтов (ступеней), то ошибка при ступенчатом способе будет меньше. Поэтому целесообразно применять именно этот способ.

Но существует еще один способ ранее мало изученный - это проектирование точки с поверхности в шахту свободно падающим телом. На основе исследований этого способа, которые были произведены, можно увидеть, что разброс шара (свободно падающего тела) резко возрастает после 65 м. До этой глубины полет шара был практически вертикальный, а затем резко отскакивал в сторону, и к концу падения разброс превышал все допустимые нормы. Одно из возможных объяснений резкого отклонения шаров от вертикали, при больших высотах падения, в условиях шахты, может быть дано на основе некоторых положений аэродинамики об условиях и характере обтекания шара вертикальным потоком воздуха. Поэтому этот способ сочли неприемлемым для шахтного ориентирования, так как ствол имеет значительную глубину и свободно падающее тело не подходит для точной передачи координат с поверхности в шахту.

Однако хочу обратить внимание на то, что до 65 м шар преодолевает расстояние вертикально и имеет минимальную ошибку. И эта погрешность намного меньше, чем при проектировании отвесом на такую же глубину. Из этого можно сделать вывод, что этот способ имеет право на существование, если соединить способ ступенчатого ориентирования и свободно падающее тело. Это значит спускать ступенчато не отвес, а кидать шар, но важно учитывать, что бы высота ступени не превышала 65м. На примере рудника им.Орджоникидзе Криворожского бассейна, мы рассмотрим ошибки при ориентировании различными способами. При проектировании отвесом непосредственно на горизонт ошибка равнялась 0,6461м при глубине 680 м. При ориентировании отвесом ступенчатым способом погрешность составляла 0,4879 м при 10 ступенях (горизонтах) и глубине так же 680 м, а при 4 ступенях ошибка равняется 0,4186 м. Но как указывалось выше можно теоретически посчитать погрешность ориентирования свободно падающего тела ступенчатым способом, при 11 ступенях ошибка составляет всего 0,0994 м, а при 14 ступенях - 0,0849 м, глубина, как и при других способах, 680 м.

Из приведенных данных можно увидеть, что предложенный метод ориентирования уменьшает ошибку в 5 раз. Можно сделать вывод, что теоретически ориентирование свободно падающим телом ступенчатым способом возможно. Этот способ значительно лучше может передать координаты с поверхности в шахту. Однако, этот метод не изучен на практике в горном производстве и поэтому точность этого метода под сомнением. Так же, возможно, потребуются дополнительные приборы и механизмы для осуществления ориентирования. И для этого способа требуется разделять выработку на большое количество ступеней, так как свободно падающее тело дает минимальную ошибку только при высоте не более 65м. А при не глубоких стволах это экономически и механически нецелесообразно. Но вместе с увеличением добычи угля, глубина выработок увеличивается и возможно будет придумано оборудование, которое позволит применять предложенный способ в шахтном ориентировании.

УДК622.1:622.831.3

Т.О. ПОДОЙНІЦИНА, ст. викладач, С.В. ДІХТЯР, магістрант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ЗАСТОСУВАННЯ ПОВІТРЯНОГО ЛАЗЕРНОГО СКАНУВАННЯ ДЛЯ ВИЯВЛЕННЯ ЗОН ВПЛИВУ ПІДЗЕМНИХ ПУСТОТ НА ЗЕМНУ ПОВЕРХНЮ

Масштабна гірничодобувна діяльність призвела до надзвичайно складної ситуації в навколишньому середовищі Кривого Рогу. Все частіше спостерігаються процеси воронко-утворення, зрушень і провалів порід в зонах, які раніше ніколи не перебували в гірничих та земельних відводах законсервованих і нових гірничодобувних підприємств та вважалися стабільними. Тому, розробка нових способів та методів дистанційного моніторингу стану масиву гірських порід, з метою виявлення нових зон впливу підземних пустот, є актуальною.

Висока вартість досліджень об'єкту роблять застосування аерофотозйомки, в якості методу збору інформації, недоцільним, тоді як комбінування лазерного сканування і GNSS-технологій забезпечать максимальну повноту та якість даних, що значно спрощує процес обробки.

Лазерно-локаційні технології поєднують в собі точність і конкретність фотограмметрії, а також високу інформативність та продуктивність методів дистанційного зондування. В даній технології повністю реалізований принцип дистанційного зондування, що дозволяє збирати інформацію про досліджувані об'єкти, перебуваючи на значній відстані від них. Повнота одержуваної інформації дозволяє не тільки виконати коректні побудови, але і зробити повномасштабну та достовірну оцінку точності побудованих моделей, як окремо взятих елементів, так і їх поєднання. Повітряні лазерні сканери встановлюються на літак, вертоліт або безпілотний літальний апарат («дрон»). Вони призначені для зйомки великих ділянок місцевості з повітря в процесі обльоту. Оскільки положення і орієнтація сканера безперервно змінюються, такі системи укомплектовуються GPS приймачем та інерційної системою, в реальному часі, що реєструють стан і орієнтацію носія/сканера в просторі. Для підвищення точності вимірювань координат використовують базові GPS станції, які дають інформацію для обчислення диференціальних поправок, які враховують похибки поширення сигналів супутників. Як правило, спільно зі скануючою системою, на носій встановлюється цифрова фотоапаратура, що дозволяє виконувати аерофотозйомку одночасно з лазерним скануванням.

Дальність дії повітряних сканерів - від декількох сотень до декількох тисяч метрів. Точність фіксації відображень по висоті - 10-15 см, в плані - 1/2000 висоти польоту, що обумовлено дивергенцією (розбіжністю) лазерного променя. Щільність відображень зазвичай становить від одиниць до сотень точок на 1 м^2 та залежить від частоти генерованих імпульсів і висоти польоту.

Можливість фіксації кількох відгуків від кожного імпульсу дозволяє отримувати лазерні відображення від поверхні землі, яка прихована рослинністю – тобто відновлювати рельєф місцевості там, де це неможливо зробити за допомогою традиційної аерофотозйомки. Обробка хмари точок не тільки підвищує якість інженерних вишукувань, але і допомагає на ранніх стадіях виявити ділянки, на які слід встановити обладнання для проведення періодичних спостережень. Завдяки цьому, ще на ранніх стадіях виникнення деформацій земної поверхні, вдається виявляти велику кількість небезпечних ділянок, які через маскування їх рослинністю не виявляються при аерофотозніманні або радар-інтерферометрії зсувонебезпечних районів.

Моніторинг зрушень, за допомогою даної технології сканування досліджуваної території, здійснюється в режимі багаторазових обльотів для того, щоб по різниці даних, одержаних у різні періоди часу, контролювати динаміку розвитку зсувних процесів (зсувів, осідань, деформацій). Періодичне виконання сканування однієї і тієї ж території дозволяє отримувати інформацію про зсуви та деформації даного - об'єкту в просторі і часі, та складати карти небезпечних ділянок, які раніше були невідомі чи недостатньо досліджені.

УДК 622.1:528.02

Н.М. ЄРШОВА, аспірантка, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ МАРКШЕЙДЕРСЬКИХ ЗЙОМОК НА КАР'ЄРАХ ШЛЯХОМ ВПРОВАДЖЕННЯ МЕТОДІВ ЦИФРОВОЇ ФОТОГРАММЕТРІЇ

Як показує світовий досвід, найбільша повнота маркшейдерської графічної документації досягається завдяки застосуванню цифрових фотограмметричних методів, які базуються на використанні зображень, отриманих у цифровому вигляді.

Метод цифрової фотограмметричної зйомки став актуальним з появою професійних цифрових знімальних камер високої роздільної здатності та комп'ютерів з великим об'ємом пам'яті і з високою швидкодією.

З метою підвищення ефективності маркшейдерського забезпечення, актуальним та необхідним є впровадження новітніх технологій для систематичного оновлення маркшейдерської графічної документації, для вирішення різних маркшейдерських задач, для створення або підтримки існуючої цифрової моделі кар'єру, геоінформаційної системи підприємства. Ефективність даних технологій обумовлена:

високою оперативністю отримання результату (маркшейдерський план, схема чи профіль можуть бути отримані у короткий термін);

можливістю документально фіксувати положення гірничих робіт по всьому кар'єру на один фізичний момент часу, що у свою чергу дає можливість підвищити точність вимірів, виключити суб'єктивні помилки;

зменшенням вартості робіт за рахунок скорочення кількості виконавців робіт;

можливістю одержувати план у декількох масштабах з необхідною детальністю і точністю за результатами однієї зйомки;

одержанням результатів, які можуть бути представлені як на паперовому носії так і в електронному виді, які зручно обробляти та зберігати;

використанням загальновизнаних форматів даних, що забезпечує повну сумісність із існуючою цифровою моделлю родовища (при відсутності цифрової моделі - вона створюється автоматично);

забезпеченням безпеки виконавців (не потрібне знаходження людини в кар'єрі).

Точність наземної стереозйомки, яка виконуються семи-восьми мегапіксельними цифровими камерами, відносно невисока, але при виконанні зйомок у вибої, на невеликі відстані, вона достатньо ефективна.

На сьогодні, коли з'явилися більш потужні цифрові камери, ефективно можуть вирішуватися майже всі задачі маркшейдерського забезпечення кар'єру.

Одним із способів підвищення точності цифрових зйомок є оснащення камери орієнтирним пристроєм та подальше підвищення роздільної здатності.

Стереозйомка, виконана цифровою камерою, має ряд переваг.

По-перше, вона дозволяє оперативно отримувати кольорове зображення кар'єру без виконання фотолабораторних робіт.

По-друге, вона має можливість завантаження зображень у пам'ять комп'ютера без їх попереднього сканування.

Список літератури

1. **Долгіх Л.В., Долгіх О.В**. Практика використання цифрових методів зйомки кар'єрів //Збірник наукових праць «Вісник Криворізького технічного університету».- Кривий Ріг: КТУ. Вип. 16, 2007. с. 44-48.

2. **Федоренко П.И., Долгих А.В.** Применение новых технологий при маркшейдерском обслуживании горных предприятий // Разработка рудных месторождений. - Кривой Рог: КТУ.- №82.- 2003.- С. 68-72.

3. **Федоренко П.И., Долгих Л.В., Долгих А.В.** Использование цифровых методов фотограмметрии для маркшейдерского обеспечения карьеров // Разработка рудных месторождений. – Кривой Рог: КТУ. -№85.- 2004.- С. 59-62.

УДК 006.76: 553.04

М.В. ШОЛОХ, канд. техн. наук, доц., Криворізький національний університет, Україна

ДОСЛІДЖЕННЯ ЗАЛЕЖНОСТІ ДЛЯ РОЗРАХУНКУ НОРМАТИВУ ГОТОВИХ ДО ВИДОБУВАННЯ БАЛАНСОВО-ПРОМИСЛОВИХ ЗАПАСІВ

При роботі на залізничний транспорт у розпушеному масиві блоку, що забезпечує тижневу продуктивність екскаватора, коли приблизно 30 % відбитих від масиву балансово-промислових запасів перебуває на відстані від осі залізничної колії, що перевищує 25 м, залізорудна маса відвантажується з перелопачуванням як правило, з залізорудною масою наступного блоку і збільшує відбиті запаси, розубоження і засмічення. Промислово-балансові запаси готові до видобування при розрахунках нормативу балансово-промислових запасів готових до видобування корисних копалин у цьому випадку слід прийняти 1,3. Зі збільшенням об'єму блоку, що розпушується значення коефіцієнта зменшується, а для блоків, що забезпечують двотижневу роботу екскаватора, при розрахунках нормативу балансово-промислових запасів готових до видобування корисних копалин слід приймати - 1,15, чотиритижневу - 1,08.

Для оцінки величини коефіцієнта виконаний аналіз співвідношень готових до видобування балансово-промислових запасів відбитих, обурених і підготовлених до буріння вибухових свердловин. Аналіз проведений для умовах залізорудних кар'єрів Кривбасу. Вихідним матеріалом для аналізу стали фактичні дані обліку відбитих, обурених і зачищених готових до видобування балансово-промислових запасів з масиву залізистих кварцитів на видобувних уступах, що становлять у сумі готові до видобування промислово-балансові запаси. Отримані результати на кар'єрах Криворізьких ГЗК використані для оцінки середніх співвідношень між відбитими, обуреними і зачищеними готовими до видобування промислово-балансовими запасами. З наведених даних випливає, що сума відбитих і обурених готових до видобування балансово-промислових запасів, які надходять на збагачення, становить у середньому 76,9 % величини готових до видобування балансово-промислових запасів. Це свідчить про те, що для залізистих кварцитів коефіцієнт дорівнює 1,33. За даними роботи кар'єрів Кривбасу встановлені значення показників і коефіцієнтів, при наявності у кар'єрі автомобільного і залізничного транспортування залізорудної маси з забоїв для різних інтервалів часу і отримано залежності для розрахунків нормативів готових до видобування балансово-промислових запасів. При розрахунках нормативів балансово-промислових запасів готових до видобування на стадії проектування найбільші труднощі виникають при визначенні середньої внутрішньо забійної дисперсії вмісту якісних показників корисного компонента, які усереднюють. Для спрощення розрахунків було перевірено гіпотезу про наявність зв'язку між середньою внутрішньо забійною і міжзабійною дисперсіями вмісту якісних показників заліза, пов'язаного з магнетитом. Величини середньої внутрішньо забійної і міжзабійної дисперсій вмісту якісних показників заліза, пов'язаного з магнетитом з різних сторін характеризують мінливість вмісту якісних показників корисних копалин у надрах і у залізорудній масі, яку видобуваємо. У той же час вони є характеристиками однієї і тієї ж частини масиву балансово-промислових запасів, що дозволяє припускати наявність кореляції між цими показниками.

Для аналізу використані дані, які отримані із звітів гірничовидобувних підприємств Кривбасу, а для розрахунку нормативів готових до видобування балансово-промислових запасів нами встановлено залежність величини інтервалу часу між розпушеннями масиву балансово-промислових запасів від виробничої потужності кар'єру по скельній масі. При цьому враховано співвідношення, між обсягами видобування балансово-промислових запасів і скельної маси. Якщо співвідношення залишається постійним, то мінливість величини у загальному випадку для того самого інтервалу часу відношення будуть різними. При цьому залежність буде представляти собою систему прямих, кожна з яких відповідає певному значенню показника. Проведений кореляційний аналіз показує, що між розглянутими величинами є залежність у вигляді прямої, що проходити через початок координат. Коефіцієнт кореляції дорівнює 0,84 і свідчить про високу тісноту зв'язку, він є досить надійний і його похибка в 9 разів менше його абсолютного значення, а коефіцієнт варіації змінної продуктивності видобувних екскаваторів знаходиться в межах 0,4÷0,5.

Секція
«Охорона праці»

УДК 612.17:628.511

А.А. ГУРИН, д-р техн. наук, проф., Т.В. ДАВЫДЧУК, студентка ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

УСКОРЕННАЯ БИОЛОГИЧЕСКАЯ РЕКУЛЬТИВАЦИЯ ОТРАБОТАННЫХ ХВОСТОХРАНИЛИЩ

Общая площадь хвостохранилищ в Кривбассе превышает 7000 га. Значительная часть их уже законсервирована и пылит. С одного гектара сухой поверхности хвостохранилища при скорости ветра 5-6 м/с уносится 2-5 т пыли в сутки. Такая пыль является силикозоопасной, так как содержит более 90% мелких частиц размером менее 4,0 мкм. Кроме того эти площади не используются для сельскохозяйственных и других нужд, так как естественное их зарастание происходит в течение 20-30 лет.

Известные способы и средства закрепления поверхности законсервированных хвостохранилищ от пыления (пленки, щебень, известь, полимеры и др.) не позволяют быстро возвратить огромные площади земли в эксплуатацию, это возможно только путем биологической их рекультивации. Наиболее рационально покрывать поверхности хвостов отвальными породами (глина, чернозем), которые ежегодно вывозятся из каждого карьера. Если учесть, что толщина природного слоя чернозема составляет 30-50 см., то этого материала достаточно для рекультивации хвостохранилищ на любом ГОКе. [1]

Промышленные исследования ускоренного озеленения хвостохранилищ проводили на ЮГОКе , где на площади 1,0 га - 0,45 га были покрыты слоем глины толщиною 0,15 м и сверху слоем чернозема толщиной 0,12 м. и 0,45 га - слоем глины толщиной 0,15 м. Хвосты третьего участка площадью 0,1 га не покрывались ничем. Все три участка были разделены на равные под- участки, на которых посеяли семена кохии веничной, клевера и люцерны 05.05.2013г. Искусственный полив экспериментальных участков не проводился.

Наилучшие результаты получили на участке чернозема засеянного кохией веничной. За четыре месяца биомасса растений превысила 2500 г/м^2, плотность стояния растений составила 80-90%, а высота стебля превысила 70 см. Кохия- растение кормовое и экологически безвредное. Другие растения посеянные на участках чернозёма и глины в 2013г. развития не получили. В то же время на участке чернозема наблюдается рост сорняков из классов двудольных и однодольных растений, семена которых находились в отвальных породах. Это курай садовый, гренделия растопыренная, донники белый и лекарственный, щирица белая, щавель и другие. [2]

Продолжая наблюдения за экспериментальными участками в 2014-2016 годах мы неожиданно столкнулись с фактом исчезновения кохий веничой, ее место заняли растения ледвенца Ольги. Это растение кормовое, медонос, лекарственное. Растет высотой 30-60 см на всей территории Украины. Плотность зарастания и биомасса ледвенца Ольги ничем не уступают кохии веничной. Среди зарослей ледвенца Ольги находились растения полыни, кудрявца Софии, лебеды белой и др. На участках покрытых глиной начали прорастать растения полыни австрийской, молокана татарского, татарника колючего, полыни горелой, камыша городского, овсюга пустого и другие.

Вывод. Биологическую рекультивацию отработанных хвостохранилищ необходимо начинать путем покрытия их поверхности карьерными отвальными породами (черноземом и глиной) и посева на них семян кохии веничной в апреле-мае месяце, что, благодаря ее быстрого роста, уже через 4-5 месяцев может предупредить сдувание пыли хвостов и обеспечить в последующие годы активный рост сорняков, семена которых находятся в черноземе. Через 3-4 года рекультивированные земли могут быть возвращены для хозяйственного пользования.

Список литературы

1.Екологія гірничого виробництва/**П.В. Бересневич, Ю.Г. Вілкул, О.М. Голишев** та ін. Кривий Ріг.-Мінерал, 1998.-152с.

2. Патент на корисну модель №89843 Спосіб рекультиваці хвостосховищ/ **Гурін А.О., Сініцін В.В., Таран М.А.,** та інш.

3. **Гурин А.А., Таран Н.А., Шевченко А.В.** Геологическое закрепление пылящих поверхностей отработанных поверхностей хвостохранилищ/ Вісник Криворізького національного університету. Зб. Наук. праць, вип.43.-2017.-с. 131-137.

УДК 504.3:631.14:636.2

В.П. ЩЕКИН, д-р техн. наук, профессор; В.В. ЕЖОВ, канд. техн. наук
НИИ безопасности труда и экологии в горнорудной и металлургической промышленности

ПОДХОД К ИССЛЕДОВАНИЮ КОМПЛЕКСНОГО ВЛИЯНИЯ ВЫБРОСОВ ПРЕДПРИЯТИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА И ПРЕДПРИЯТИЙ МАЛОГО И СРЕДНЕГО БИЗНЕСА НА ЭКОЛОГИЧЕСКУЮ ОБСТАНОВКУ КРИВОГО РОГА

Анализ содержания вредных веществ в атмосферном воздухе селитебной зоны города показывает, что они не пропорциональны динамике снижения выбросов вредных веществ такими предприятиями как «ЮГОК», «СевГОК», «ЦГОК», «АрселорМиттал Кривой Рог» и во многих случаях уровень загрязнения по территории города не коррелируется с их расположением. Такая ситуация может объясняться появлением в последнее время большого количества предприятий малого и среднего бизнеса, ростом числа автотранспорта, вклад которых в общее загрязнение природной среды города стал существенным и для снижения их влияния, уже в настоящее время требуются специальные мероприятия.

В 80-е годы по инициативе городской власти для выработки стратегии планирования улучшения экологической обстановки в городе, была выполнена работа по определению влияния промышленных предприятий на уровень загрязнения атмосферного воздуха.

Научно-технический совет Института НИИБТГ Криворожского национального университета, как профильный в вопросах охраны труда и промышленной экологии, пришел к выводу, что в настоящее время, с целю определения вклада отдельных предприятий в общее загрязнение природной среды города, назрела необходимость проведения исследований комплексного влияния выбросов предприятий ГМК и предприятий малого и среднего бизнеса на экологическую обстановку селитебной территории Кривого Рога. Это подтверждается сложной экологической обстановкой в отдельных районах города, на территории которых находятся такие крупные промышленные предприятия как: «ЮГОК», «АрселорМиттал Кривой Рог», ПАО "Хайдельберг Цемент Украина" и др. Проектные санитарно-защитные зоны этих предприятий граничат друг с другом, а на некоторых территориях пересекаются. В связи с этим возникают недоразумения о вкладах указанных предприятий в загрязнение определённых селитебных территорий.

Для решения поставленной задачи необходимо выполнить детальный анализ объемов и параметров выбросов загрязняющих веществ, а также анализ природоохранных мероприятий по снижению выбросов загрязняющих веществ от объектов каждого из предприятий. Провести инструментальные измерения приземных концентраций загрязняющих веществ в атмосферном воздухе на прилегающих территориях предприятий и определить их влияние на состояние фитоценозов в пределах территорий предприятий и зоны рассеивания выбросов на основе инструментальных и лабораторных исследований. Выявить растения-индикаторы по компонентам и по комплексному действию токсикантов. На основе выполненного анализа и проведенных инструментальных замеров выполнить расчёт величин приземных концентраций загрязняющих веществ в атмосферном воздухе с учетом метеорологических характеристик и коэффициентов, определяющих условия рассеивания загрязняющих веществ в атмосферном воздухе в местах расположения предприятий.

Кроме этого, необходимо установить наличие корреляции заболеваемости населения (хронические и острые заболевания дыхательных путей, в том числе острые и хронические бронхиты и пневмонии, пневмокониозы, хронические обструктивные заболевания легких, туберкулез, опухоли дыхательной системы) от уровня загрязняющих веществ в атмосферном воздухе по данным медико-санитарных подразделений предприятий, учреждений городского и областного управлений здравоохранения, НИИ промышленной медицины, городского и областного управления Госпродпотребслужбы в Днепропетровской области.

Анализ заболеваемости работников предприятия и населения планируется проводить по трем группам: работающие на исследуемых предприятиях, проживающие в зоне с повышенным уровнем загрязнения атмосферы, проживающие в зоне условного контроля.

По результатам проведенных исследований будут составлены карты содержания загрязняющих веществ в атмосферном воздухе Кривого Рога, определены зоны влияния отдельных предприятий на общий уровень загрязнения селитебной территории города, составлены карты-схемы интенсивности воздействия на биологическую среду и здоровье населения прилегающих районов, разработаны рекомендации по сокращению общего уровня загрязнения атмосферного воздуха в пределах города.

УДК 622.807

О. Є. ЛАПШИН, докт. техн. наук, проф., Криворізький національний університет,
О. О. ЛАПШИН, докт. техн. наук, проф., Криворізький національний університет,
Д. О. ЛАПШИНА, канд. техн. наук, ст. викладач, Криворізький національний університет

ОЧИЩЕННЯ РУДНИКОВОГО ПОВІТРЯ ЗА ДОПОМОГОЮ ГІДРАВЛІЧНИХ ЗАВІС

Розробка родовищ корисних копалин відкрито-підземним способом має ряд переваг, серед яких провітрювання шахт і кар'єрів з використанням існуючих підземних виробок і головних вентиляторних установок (ГВУ). Разом із позитивними факторами існує проблема безпеки під час здійснення вибухових робіт −потрапляння шкідливих газів і пилу з кар'єру в гірничі виробки шахт і навпаки з гірничих виробок в кар'єрний простір. Дієвим засобом щодо запобігання отруєння працюючих є утворення штучних перешкод на шляху забрудненому повітрю та очищення його від шкідливих домішок за допомогою гідравлічних завіс. Застосування існуючих засобів очищення рудникового повітря шляхом зрошення його за допомогою типових форсунок є неефективним. Метою запропонованого способу є підвищення ефективності очищення рудникового повітря за допомогою гідравлічної завіси високого тиску (1,0−1,5 МПа). Гідравлічна завіса утворюється установкою «Дощ», випробування якої відбувалося на проммайданчику шахти ім. Фрунзе ПАТ «Суха Балка», Кривий Ріг. Конструкція промислового зразка установки містить корпус, виконаний у вигляді циліндричного патрубка діаметром 0,2 м, довжиною 1,0 м, що має на вході конфузор, а на виході- дифузор, які з'єднані між собою змішувальною камерою. В середині змішувальної камери обладнано відцентрову форсунку, яка з'єднана з водопроводом високого тиску за допомогою поворотної муфти. Установка «Дощ» діє наступним чином. Вода під тиском 1,0-1,5 МПа надходить з водопроводу у відцентрову форсунку, за допомогою якої у камері змішування утворюється дрібнодисперсний водяний факел, який ежектує в конфузор установки оточуюче забруднене повітря. В камері відбувається змішування його з дрібними краплями води та утворення водоповітряної суміші негативної полярності, яка на виході з дифузору перетворюється в гідравлічну завісу. Витрата води регулюється електричним клапаном, який обладнано на водопроводі високого тиску.

Факел гідравлічної завіси завдяки поворотній муфти спрямовується попутно або назустріч потоку забрудненому повітрю у гірничій виробці. Утворені краплі води діаметром 1,0-100 мкм мають негативний заряд, що сприяє ефективній коагуляції їх з частками пилу і адсорбції шкідливих газів.

Гідравлічна завіса високого тиску утворює перешкоду «загороджувальну стінку» повітряній хвилі, що розповсюджується виробками під час вибуху в кар'єрі та в очисних блоках в умовах шахти. В межах дії гідравлічної завіси здійснюється зрошення забрудненого повітря, що дозволяє знизити вміст в ньому шкідливих домішок.

Основні параметри гідравлічної завіси отримані під час випробувань на проммайданчику шахти полягають в наступному: далекобійність завіси понад 20 м; витрати води 0,03-0,05 л/м^3; напруженість електричного поля 400-600 В/м; електрозарядженість водного аерозолю понад 800 нКл/кг.

Випробування гідравлічної завіси в умовах шахти «Тернівська» (м. Кривий Ріг) на горизонті 1275 м відбувалося безпосередньо після вибуху шпурових зарядів вибухових речовин загальною масою 24 кг (гранулі т 79/21−19 кг, україніт−5 кг) при проведенні штреку 45-49 горизонту 1308 м, орт 43 вісі. Забруднене після вибуху повітря надходило в наскрізну виробку, прилеглої до зони гірничих робіт.

За результатами випробувань гідравлічної завіси «Дощ» встановлено:

-достатньо високу ефективність очищення повітря в середньому: від пилу−94-98%, оксиду вуглецю−55-80%, оксидів азоту−75-85%;

-спостерігається стійкий режим роботи завіси в умовах запиленості і загазованості повітря.

УДК 622.8.8 : 614.8

А.Г. БЕЖАНИШВИЛИ, канд.техн.наук, проф., Н.В. АРУДАШВИЛИ, канд.техн.наук, проф., А.Т. ГОЧОЛЕИШВИЛИ, канд.техн.наук, проф., Грузинский технический университет

ОСУЩЕСТВЛЕНИЕ ТЕХНИЧЕСКОГО НАДЗОРА НА ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ ГРУЗИИ

Согласно данным Международной Организаций Труда, на горных предприятиях ежегодно фиксируется значительное количество аварий, несчастных случаев и производственного травматизма. Поэтому осуществление надзора над технической безопасностью на горных предприятиях имеет важное значение. В Грузии надзор за безопасным ведением работ в горной промышленности за последние 20 лет осуществляла Государственная инспекция технического надзора Грузии, а с 2010 года юридическое лицо публичного права – Агенство технического и строительного надзора.

Однако, после того, как в 2012 г. парламент Грузии принял закон «Кодекс безопасности продукта и свободного обращения», технический надзор на опасных производственных об’ектах, в том числе на горных предприятиях, может быть осуществлен частными организациями – органами инспектирования после прохождения ими соответствующей аккредитации. Периодичность инспектирования об'ектов определена постановлением правительства Грузии.

В 2016 году нами создан и функционирует по настоящее время 000 «Техинспектгарант», который по договору осуществляет технический надзор над горными предприятиями Грузии, а Агенство технического и строительного надзора на основании анализа и оценки документальных результатов технического инспектирования, осуществляемого нами, проводит документальный контроль об'екта.

За последние 10 лет под нашим руководством совместно с группой специалистов были разработаны и в соответствии с законодательством утверждены нормативные документы, на основании которых позднее созданы технические регламенты и стандарты Грузии для об'ектов горной промышленности, которые являются основными руководящими документами в области технического инспектирования.

Орган инспектирования в случае обнаружения несоответствия об'екта к требованиям нормативного документа, составляет акт инспектирования и в течение 24 часов передает в Агенство технического и стройтельного надзора, а в случае полного соответствия выдает сертификат инспектирования.

Значительным горным предприятием Грузии яевляется 000 «Джорджианмарганец», в рамках которого на Чиатурском месторождений марганца в настоящее время функционируют 9 рудников. Наиболее часто встречающиеся нарушения, зарегистрированные 000 «Техинспектгарант» во время инспектирования в течение периода с 15 ноября 2016 г. по 15 ноября 2017 г., следующие: нарушение сплошности бетонного крепления в выработках и в местах сопряжения выработок; несоответствие высоты подвески контактного провода к стандарту; нарушение режима вентиляции; уменьшение сечения выработки и несоответствие проекту, утвержденному техническим руководителем рудника; отсутствие заземления на некоторых электро установках и др. Для устранения этих нарушений предприятию дается определенное время, после чего снова проводится инспектирование.

В целом, за последнее время на рудниках Чиатурского месторождения значительно улучшен уровень технической безопасности. Однако, не осуществляется инспектирование обогатительных фабрик, хотя они входят в единую систему горного комплекса. Агенство выдает разрешение на использование взрывчатых материалов и осуществляет надзор лишь за выполнением условий выданного разрешения, а об'екты (склады) для хранения взрывчатых материалов остаются без надзора, что создает дополнительные трудности для обеспечения высокого уровня технической безопасности на горных предприятиях Грузии.

УДК 331.452

О.Є. КРУЖИЛКО, д-р техн. наук. старший науковий співробітник,
Я.Б. СТОРОЖ, канд. техн. наук, доц., ДУ «ННДІПБОП»
Ю.О. ПОЛУКАРОВ, канд. техн. наук, доц., каф. ОПЦБ НТУУ «КПІ»

ЗАСТОСУВАННЯ ПОКАЗНИКА ВИРОБНИЧОГО РИЗИКУ ПРИ ПЛАНУВАННІ ПРОФІЛАКТИЧНИХ ЗАХОДІВ НА ПІДПРИЄМСТВІ

Аналіз результатів теоретичних та експериментальних досліджень свідчить, що застосування показників, які характеризують виробничі ризики, замість традиційно використовуваних показників дозволяє раціонально планувати профілактичні заходи та розподіляти фінансові кошти на їх реалізацію.

На прикладі статистичних даних про стан охорони праці конкретного промислового підприємства отримано кількісну оцінку впливу чинників на узагальнений показник стану охорони праці, що дозволяє виділити пріоритетні напрями по забезпеченню безпечних і нешкідливих умов праці, а також проведено оптимізацію розподілу фінансових коштів на профілактичні заходи, внаслідок чого досягається мінімізація сумарних втрат, пов'язаних з охороною праці. При вирішенні поставлених завдань розглянуто два принципових випадки.

Перший випадок характеризується плануванням і виконанням заходів без урахування вартості їх реалізації, при цьому розрахунок економічного ефекту традиційними способами ускладнений. Запропонований підхід, заснований на математичному моделюванні показника виробничого ризику, дозволив оцінити міру впливу заходів з охорони праці на даний показник та обґрунтувати рішення щодо пріоритетності виконання цих заходів. Внаслідок застосування запропонованого підходу для умов конкретного підприємства встановлено, що на показник виробничого ризику по значущості впливає, зокрема, стан безпеки технологічних процесів, стан умов праці на робочих місцях, а меншою мірою стан безпеки виробничого обладнання. Стан інших чинників (для умов даного підприємства) не впливає істотним чином на вказаний показник. На основі отриманих результатів в план заходів з охорони праці рекомендовано включити саме ті заходи, які спрямовані, насамперед, на зниження небезпеки технологічних процесів та виробничого обладнання, поліпшення умов праці на робочих місцях.

Другий випадок характеризується плануванням і виконанням профілактичних заходів з урахуванням вартості їх реалізації. При цьому, для підготовки обґрунтованого плану заходів застосований підхід, який дозволяє оцінити загальну суму фінансування, що потребується, а потім раціонально розподілити цю суму на заходи, спрямовані на зниження рівня небезпеки (шкідливості) чинників [1]. Для обґрунтування потрібних обсягів фінансування заходів використана математична модель залежності збитків від витрат на заходи з охорони праці, отримана в результаті обробки статистичних і розрахункових даних з охорони праці конкретного підприємства. Для визначення пріоритетності фінансування заходів пропонується оцінювання виробничих ризиків, зумовлених дією виробничих чинників з урахуванням їх небезпеки (шкідливості). При цьому, результати теоретичних та практичних досліджень свідчать, що стандартний матричний метод оцінювання ризиків (та його модифікації) не забезпечують адекватність процесу оцінки ризиків наявним небезпечним та шкідливим факторам через високий рівень суб’єктивізму.

Таким чином, для обґрунтованого планування профілактичних заходів, на першому етапі необхідно зібрати, систематизувати та проаналізувати дані про наявні на підприємстві чинники, які є джерелами виробничих ризиків. Далі необхідно визначити можливий обсяг фінансування заходів із зниження ризиків може бути виділений на плановий період. На заключному етапі здійснюється вибір та застосування прийнятного методу оцінювання виробничих ризиків та обґрунтування плану профілактичних заходів.

Список літератури

1. **Кружилко О. Є.** Управління ризиком травматизму на виробничих підприємствах / **О. Є. Кружилко, В. В. Майстренко, К. Н. Ткачук, О. І. Полукаров** // Проблеми охорони праці в Україні : зб. наук. праць. – К. : ДУ «ННДІПБОП». – 2013. – Вип. 26. – С. 3–8.

УДК 616-036.86:331.7:349.3

Л.О. ЯНОВА, канд. техн. наук, доц., Криворізький національний університет

АНАЛІЗ ПРОЦЕДУРИ ВИЗНАЧЕННЯ СТУПЕНЯ ВТРАТИ ПРАЦЕЗДАТНОСТІ

Ступінь втрати працездатності потерпілим установлюється медико-соціальною експертною комісією (МСЕК) за участю Фонду соціального страхування від нещасних випадків (ФССНВ) і визначається у відсотках професійної працездатності, яку мав потерпілий до ушкодження здоров'я. МСЕК установлює: обмеження рівня життєдіяльності потерпілого, визначає професію, з якою пов'язане ушкодження здоров'я, причину, час настання та групу інвалідності у зв'язку з ушкодженням здоров'я, визначає необхідні види медичної та соціальної допомоги. Огляд потерпілого проводиться МСЕК за умови подання: актів про нещасний випадок на виробництві та розслідування професійного захворювання за встановленими формами, висновку спеціалізованого медичного закладу про професійний характер захворювання, направлення лікувального закладу або роботодавця, профспілки підприємства, де потерпілий одержав травму чи профзахворювання, або ФССНВ, суду чи прокуратури. Позачергова експертиза проводиться МСЕК за заявою потерпілого, інших заінтересованих осіб, суду чи прокуратури. За наявності у потерпілого наслідків, спричинених двома або більше травмами або професійними захворюваннями, ступінь втрати професійної працездатності встановлюється відповідно до групи інвалідності, а саме при I групі - не вище 100%; при II групі - не вище 85%; при III групі - не вище 65%. У випадках невизнання потерпілого інвалідом сумарний відсоток втрати професійної працездатності не повинен перевищувати 40%. Потерпілому на виробництві, який уперше звернувся до МСЕК, відсотки втрати професійної працездатності встановлюються з дати надходження документів до МСЕК, незалежно від дати встановлення факту виникнення професійного захворювання або трудового каліцтва. Сума щомісячної страхової виплати встановлюється відповідно до ступеня втрати професійної працездатності та середньомісячного заробітку, що потерпілий мав до ушкодження здоров’я. Якщо потерпілому одночасно із щомісячною страховою виплатою призначено пенсію по інвалідності у зв’язку з одним і тим самим нещасним випадком, їх сума не повинна перевищувати середньомісячний заробіток, який потерпілий мав до ушкодження здоров’я. Визначені раніше сума щомісячної страхової виплати та пенсія по інвалідності зменшенню не підлягають. У разі стійкої втрати професійної працездатності, встановленої МСЕК, Фонд проводить одноразову страхову виплату потерпілому, розмір якої визначається відповідно до ступеня втрати професійної працездатності, виходячи з 17 розмірів прожиткового мінімуму (РПМ) для працездатних осіб на день настання права потерпілого на страхову виплату. Якщо комісією з розслідування нещасного випадку встановлено, що ушкодження здоров’я настало не лише з вини роботодавця, а й внаслідок порушення потерпілим вимог з охорони праці, то розмір одноразової допомоги зменшується, але не більш як на 50%. Фонд фінансує витрати на медичну та соціальну допомогу, у тому числі на додаткове харчування, придбання ліків, спеціальний медичний, постійний сторонній догляд, побутове обслуговування, протезування, медичну реабілітацію, санаторно-курортне лікування, придбання спеціальних засобів пересування тощо, якщо потребу в них визначено висновками МСЕК та індивідуальною програмою реабілітації інваліда. Допомога по тимчасовій непрацездатності виплачується в розмірі 100 відсотків середнього заробітку (оподатковуваного доходу). При цьому перші п’ять днів тимчасової непрацездатності оплачуються власником або уповноваженим ним органом за рахунок коштів підприємства, установи, організації. Сума витрат на необхідний догляд за потерпілим не може бути меншою (на місяць) за: розмір мінімальної заробітної плати (РМЗП), встановленої на день виплати, - на спеціальний медичний догляд (масаж, уколи тощо); половину РМЗП - на постійний сторонній догляд; та чверть РМЗП - на побутове обслуговування (прибирання, прання білизни тощо). Витрати на догляд за потерпілим відшкодовуються Фондом незалежно від того, ким вони здійснюються.

У разі смерті потерпілого внаслідок нещасного випадку на виробництві виплачується одноразова допомога його сім’ї у сумі, що дорівнює 100 РПМ для працездатних осіб на день настання права та одноразова допомога кожній особі–утриманцю і на його дитину, яка народилася протягом не більш як 10-ти місячного строку після смерті потерпілого, у сумі, що дорівнює 20 РПМ - для працездатних осіб на день настання права на страхову виплату. Сума страхових виплат кожній особі, яка має на це право, визначається шляхом ділення частини заробітку потерпілого, що припадає на зазначених осіб, на кількість цих осіб.

UDK 622

K. J. KABUSONGI, République du Congo**,** étudiant de deuxième cycle, Université nationale de Kryvyi Rih, Ukraine

APPROCHE PREVENTIVE DE LA SANTE ET LA SECURITE DANS LES MINES

Comme la plupart des activités industrielles, l'exploitation minière comporte des risques, malgré des efforts considérables déployés pour améliorer la sécurité des mineurs dans de nombreux pays, les taux de décès, de blessures et de maladies demeurent très élevés chez les mineurs, dans le monde entier.

Toutefois, les mines sont l'un des secteurs industriels les plus dangereux. Beaucoup trop de mineurs sont victimes d'accidents du travail, en particulier des accidents graves et mortels, ainsi que de maladies respiratoires et professionnelles.

Dans le cas de l'exploitation des mines à ciel ouvert, certains dangers sont inhérents dans les dispositifs liés au transport du minerai tel les engins lourds, les gros véhicules, bulldozers, le combustible utiliser, souvent le diesel. Les explosifs et du matériel mobile, comme des dragueuses et des excavatrices, des pompes et ventilateurs alimenté par du courant haute tension. Ce dernier nécessite Il y a aussi le risque que présentent les roches propulsées en l'air lors de l'abattage à l'explosif de grandes zones. Le travail souterrain impose d'évoluer dans des espaces restreints où l'éclairage est limité. Le bruit, les gaz d'échappement des moteurs, les poussières minérales et les gaz présentent aussi des dangers, en particulier sous terre. Les gaz présentent un risque supplémentaire pour l'exploitation du charbon au cours de laquelle du méthane est souvent libéré des strates de roche. Le méthane est très explosif entre 5 à 15 % lorsqu'il est présent dans une certaine gamme de concentration dans l'atmosphère. Lorsqu'ils se produisent, les accidents miniers sont souvent dévastateurs et provoquent de sérieux dommages matériels et humains.

Les mineurs peuvent aussi faire des chutes ou être frappés par des roches qui tombent. Ils peuvent réduire le risque de chute en étant plus attentifs à leur tâche en cours et à l'environnement immédiat, en adoptant des méthodes de travail plus sécuritaires et en suivant une formation appropriée. Le risque de chute de roches peut être réduit par l'adoption de meilleures pratiques d'abattage à l'explosif, par le dégagement immédiat, le purgeage des plaques ou des blocs de roche instables ou le renforcement des parois rocheuses. La consigne habituelle est de ne jamais marcher sous un plafond rocheux qui n'a pas été inspecté, purgé et boulonné. On fait appel à la science de la mécanique des roches et à son pendant pratique, le contrôle des pressions des terrains, pour concevoir les galeries de mine en tenant compte des caractéristiques géologiques, de la solidité des roches et des contraintes locales dans la masse rocheuse.

Dans le secteur minier, on perfectionne sans cesse l'équipement, les méthodes de travail et l'équipement de protection en vue d'améliorer l'environnement de travail et les conditions de l'ouvriers. On constate l'utilisation des capteurs pour surveillance des caractéristiques fonctionnelles de l'équipement, la concentration de différents gaz dans l'atmosphère de la mine et le mouvement des parois rocheuses.

Aujourd'hui, de nombreux mineurs utilisent des robots, des ordinateurs et des équipements de haute technologie qui rendent l'exploitation des mines encore plus sécuritaire que d'autres activités industrielles comparables telles que la construction, l'exploitation forestière ou même l'agriculture.

УДК 331.45

О.Г. ЛЕВЧЕНКО, докт. техн. наук, проф., О.С. ІЛЬЧУК, асистент (КПІ ім. Ігоря Сікорського)

ФОРМУВАННЯ ПРИНЦИПІВ ПОБУДОВИ РЕЙТИНГУ РІВНЯ ВИРОБНИЧОГО ТРАВМАТИЗМУ В ГАЛУЗІ МАШИНОБУДУВАННЯ

Однією з основних складових підвищення рівня оцінювання ефективності управління охороною праці на виробництві у галузі машинобудування є здійснення дій щодо використання та впровадження адекватного оцінювання рівня стану виробничого травматизму. Для цього потрібно застосовувати такий механізм оцінювання, який би дозволив здійснювати аналіз різнопараметричних показників, що мають різний вплив на ефективність управління охороною праці на виробництві. Це є важливою складовою процесу для аналізування стану охорони праці на машинобудівних виробництвах.

Рейтинг є оцінкою діяльності даних об'єктів на основі розробленої системи індикаторів – показників, що дозволяють здійснити оцінювання рівня ефективності управління охороною праці, провести їх класифікацію.

Рейтинги є тільки одним з варіантів діагностики стану рівня ефективності управління охороною праці на виробництві у галузі машинобудування – комплексною складовою аналізу.

Під час формування принципів побудови рейтингу оцінювання рівня виробничого травматизму в машинобудуванні необхідно враховувати такі його основні характеристики, як комплексність та порівнянність. При цьому під комплексною оцінкою рівня виробничого травматизму розуміється характеристика, отримана в результаті одночасного і узгодженого вивчення сукупності показників, що відображають усі (або більшість) важливі аспекти ефективності управління охороною праці.

Необхідно виділити основні концептуальні складові оцінювання травматизму з використанням рейтингу та визначити його можливості відносно аналізу стану виробничого травматизму в галузі машинобудування. Отже, рейтинг повинен:

1. Бути джерелом інформації стосовно машинобудівного виробництва, що включає комплекс параметрів, за якими відбувається оцінювання.

2. Стимулювати для оцінюваного машинобудівного виробництва рішучі дії з поліпшення ситуації в галузі охорони праці.

3. Дозволити зменшити вплив суб'єктивних чинників, що зазвичай впливають на формування завдань з оцінювання рівня виробничого травматизму.

4. Використовуватися самим виробництвом з метою просування та формування власного розвитку в галузі охорони праці.

Використання рейтингових оцінок не викликають сумнівів з необхідності їх застосування в галузі машинобудування.

Існує ряд наступних проблем, які погіршують розширення напрямків використання рейтингів:

– складність визначення набору показників, що підлягають оцінюванню в процесі розрахунку рейтингу та в повній мірі відображають стан виробничого травматизму;

– наявність декількох, іноді суперечливих методик розрахунку рейтингів одного і того ж виробництва, що призводять до недовіри до кінцевого результату;

– проблема компетентності суб'єктів оцінки;

– низький рівень знань про можливості рейтингових оцінок.

Таким чином, рейтинг є інструментом, використання якого дозволяє отримувати інформацію відносно травматизму на виробництві порівняно з іншими машинобудівними виробництвами, стимулювати керівництво для здійснення дій з поліпшення стану справ у галузі охорони праці, здійснювати взаємодію між різними суб'єктами відносин і контролювати процес досягнення мети − підвищення рівня ефективності управління охороною праці на виробництві в галузі машинобудування.

Узагальнення переваг використання рейтингових оцінок в діяльності об’єктів виявило ряд проблем, одна з яких є низький рівень знання суб'єктів оцінювання можливостей рейтингових оцінок у галузі охорони праці.

УДК 622.4.012

С.Г. ГЕНДЛЕР, профессор кафедры безопасности производств,
Е.С. ШИПИКА, аспирантка кафедры безопасности производств,
Санкт-Петербургский горный университет, г. Санкт-Петербург, Российская Федерация

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРИРОДНЫХ ИСТОЧНИКОВ ЭНЕРГИИ ДЛЯ ПОДОГРЕВА НАРУЖНОГО ВОЗДУХА В ЗИМНЕЕ ВРЕМЯ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Подземная добыча угля в России, в основном, осуществляется в регионах с суровым климатом, что определяет необходимость подогрева наружного воздуха перед подачей его в горные выработки. При количествах необходимого для проветривания шахт количества воздуха, превышающих 500 м³/с, и его температуре на поверхности - 20 °С — -25 °С тепловая мощность калориферных установок может достигать 17 – 22 мВт. Энергетические затраты такой величины приводят как к повышению себестоимости добычи угля, так и к ухудшению экологической обстановки в тех районах, где для выработки тепловой или электрической энергии используется в качестве топлива уголь.

Переход на альтернативные источники энергии связан с истощением запасов нефти, природного газа и угля, а также необходимостью снижения экологической нагрузки на окружающую среду. Альтернативой традиционным источникам энергии являются, так называемые, природные источники, в частности солнечная энергия, энергия ветра, тепловая энергия, аккумулированной в гелиотермозоне и поверхностном слое гидросферы (морская, речная и озерная вода) и литосферы (геотермальная энергия), а также энергия, которая может быть получена при сгорании горючего газа, дренируемого из угольного пласта.

Наиболее технически доступными природными источниками энергии в угольных шахтах следует считать горные породы и шахтную воду. Эти источники теплоты в отличие от других вышеперечисленных природных источников отличаются простотой освоения и стабильностью теплового потенциала в течение годового периода и, что делает целесообразным их непрерывное использование или для подогрева воздуха, или для аккумулирования с возможностью вовлечения в процесс тепловой обработки воздуха при дефиците энергии.

В условиях угольных шахт наиболее технически доступными природными источниками энергии следует считать шахтную воду, которая поступает на поверхность из системы водоотлива и (или) из скважин, где осуществляется подогрев поверхностной воды до температуры пород.

Каждый из этих источников может использоваться индивидуально или в сочетании с другим источником. При этом следует принимать во внимание, что температурный потенциал энергии, получаемый в результате отбора теплоты от шахтной воды, зависит, при прочих равных условиях, от глубины горных работ и в настоящее время на большинстве шахт ограничен температурами 15 °С – 20 °С. В этой связи, для эффективного использования тепловой энергии шахтной воды ее температурный потенциал должен быть повышен до 60 °С – 80 °С, что достигается за счет применения тепловых насосов.

Положительный опыт применения тепловых насосов, в различных областях промышленности, в том числе в горнодобывающей промышленности подтверждает возможность использования тепловых насосов в системах подогрева шахтного воздуха.

В случае совместного использования теплоты шахтной воды и теплоносителя, получаемого при сжигании горючего газа, возникает возможность для рационального комплексирования этих источников с целью достижения максимального энергетического и экономического эффекта.

Выполненные расчеты позволили установить соотношение между расходами извлекаемой на поверхность шахтной воды, температурный потенциал которой повышается с помощью теплового насоса, и дебитом горючего газа, дренируемого из угольного пласта, сжигание которого приводит к получению теплоносителя. Эти вычисления использованы в дальнейшем для определения ресурсов теплоты природных источников энергии, перспективных для использования в системе подогрева наружного воздуха.

УДК 622.411.322

С.П. МИНЕЕВ, д-р техн. наук, проф., В.Н. КОЧЕРГА, инж., А.С. ЯНЖУЛА А.С., инж.
Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины

МЕТОДОЛОГИЯ ПРОГНОЗА ИМПУЛЬСНЫХ МЕТАНОВЫДЕЛЕНИЙ В ЗАБОЙ ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК

В данном материале приведены результаты исследований по обоснованию параметров прогноза опасности импульсного, внезапного метановыделения во время первичных и последующих посадках (обрушениях) пород основной кровли. Они позволили обосновать геологические критерии прогнозирования внезапных загазирований горных выработок при обрушении пород основной кровли в зонах геологических нарушений. Сущность их заключается в следующем. Прогноз мест возможных прорывов метана с кровли на шахтах выполняются геологическими службами шахт на основе анализа геолого-технической документации и осуществляется на стадии проектирования выемочного участка.

По результатам прогноза устанавливают наличие в пределах ненарушенного горного массива микрозалежей газа, приводящих в дальнейшем при ведении горных работ к импульсным метановыделениям. Так, например, если в подрабатываемой толще есть разрывное геологическое, малоамплитудное нарушение, не выходящее на земную поверхность, с амплитудой смещения до 10 м (обычно это апофиза большого надвига), то считается, что границы опасных участков размещены на расстоянии порядка 20 м в оба бока от линии скрещивания пласта и сместителя разрыва. А если в подрабатываемой толще есть зона затухания продольного или диагонального разрывного геологического нарушения то границы опасных участков будут размещены на расстоянии 40 м в бока от линии скрещивания пласта и сместителя разрыва.

Выполненные исследования позволили установить, что обрушение пород кровли, как правило, сопровождается интенсивным выделением метана из разгруженных угольных пластов и пород в выработанное пространство, как из кровли, так и из почвы разрабатываемого пласта. При прорывах газа из кровли метановыделение может существенно увеличиваться и достигать максимальных значений в течение незначительного промежутка времени. Затем происходит постепенное снижение дебита выделяющегося газа. В ряде горно-геологических условий интенсивного метановыделения в выработки при первичных посадках кровли не будет.

В работе сформулированные основные условия отнесения участков разрабатываемого пласта и предложены типовые схематичные геологические разрезы пород, характерные для возможных прорывов метана в забой выработки. Они являются основой для прогноза возможности импульсных метановыделений в зонах геологических нарушений при ведении горных работ:

- наличие геологических нарушений, или зон малоамплитудной нарушенности, которые являются: путями миграции углеводородных газов; создают ловушки свободных газов в зонах влияния нарушений или в самих зонах малоамплитудной нарушенности;
- приуроченность очистных работ к геологическим структурам, где образование ловушек и микрозалежей свободного газа обусловлено структурным положением участка.
- совмещение газонасыщенной структуры с тектонической, которая обнажается при обрушении основной кровли и выделяет газ в выработки за небольшие промежутки времени.
- наличие в основной кровле разрабатываемого угольного пласта или газонасыщенных песчаников, пластов- коллекторов, покрышки - непроницаемых или слабопроницаемых пород глинистого (аргиллиты), углисто-глинистого или песчано-глинистого (алевролиты) состава, которые препятствуют постепенной дегазации коллекторов при ведении горных работ. Газовыделение начинается только после обрушения пород основной кровли и обнажения коллектора.

Разработанная методология прогноза импульсных метановыделений в забой очистных выработок является достаточно надежной и широко используется в условиях шахтоуправления «Покровское».

УДК 331.452

О.В.ПИЩИКОВА, канд.техн.наук, доцент, Криворізький національний університет

АКТУАЛЬНІСТЬ УПРАВЛІННЯ ВИРОБНИЧО-ПРОФЕСІЙНИМИ СТРЕСАМИ НА ПІДПРИЄМСТВАХ УКРАЇНИ

Стрес в сучасному суспільстві став однією з глобальних проблем, що впливає в процесі професійної діяльності на всі без винятку професії та всі категорії працівників. Саме вплив стресу на працівників може бути однією з причин виникнення небезпечних ситуацій, аварій та нещасних випадків на виробництві. Формами прояву виробничих стресів є депресії, агресивність по відношенню до колег, небажання виходити на роботу, прогули, велика кількість браку продукції, підвищенні навантаження на роботі, гіпервідповідальність, конфлікти з колегами.

Під виробничо-професійним стресом будемо розуміти стан психічного напруження (негативно забарвлена емоційна реакція на трудовий процес), викликана небезпеками, що виникають у людини при розв'язанні важливої для неї задачі, через психічні перевантаження працівників, через надмірні вимоги до роботи, авторитарного керівництва, конфліктів на робочому місці, насильства і мобінгу.

Виникнення **робочого стресу** має пряму кореляцію від параметрів мікроклімату приміщення, рівня промислової безпеки, організації робочих місць, монотонної і одноманітною роботи, понаднормованих робіт і інш.

Виробничий стрес негативно впливає на продуктивність праці і працездатність людини, мотивація до праці знижується, збільшується брак на виробництві, зростає рівень травматизму на підприємстві або в організації. Найчастіше виробничий стрес веде до алкоголізму, прогулів, крадіжок, зростання плинності кадрів тощо.

Організаційний стрес може проявлятися через стиль управління на підприємстві, організаційні зміни, занадто швидке або занадто повільне просування по службі, при порушенні субординації в організації та ін.

Згідно Міжнародного класифікатора хвороб 10-го перегляду (МКБ-10), орієнтовні терміни тимчасової непрацездатності внаслідок стресу на робочому становлять при розладах середньої тяжкості - 15-20 днів, а при тяжкій формі - 45 - 120 днів. Відомо, що від 20 до 40 відсотків загальних захворювань працівників промисловості пов'язано з умовами праці, несприятливими для людей. Таким чином, повсюдне поширення стресу на роботі призводить до зниження працездатності працівників, і створює організацію економічно неефективною.

На сьогоднішній день у багатьох країнах світу функціонують спеціалізовані інститути управління стресом, в вузах ведуться курси з управління стресом, розробляються урядові програми, створюються спеціалізовані центри по боротьбі зі стресом.

У зв'язку з тим, що проблеми стресу зачіпають інтереси всіх країн, було створено Міжнародну асоціацію управління стресом (ISMA). Первісною її метою було сприяння в придбанні та розповсюдженні наукових знань зі стрес-менеджменту. ISMA має філії в Австралії, Бразилії, Великобританії, Гонконгу, Індії, Нідерландах, Росії, США, Франції, Японії та деяких інших країнах. На жаль в Україні філіал ISMA відсутній.

На жаль проблемі нервового перенапруження и виробничо-професійним стресам в нашій країні не приділяють належної уваги ні держава, ні роботодавці, ні профспілки. Тому дану проблему необхідно вирішувати на державному рівні через розробку:

- сучасних базових методик профілактики стресових станів в процесі трудової діяльності та впровадження програм профілактики стресів на робочому місці,
- методик розрахунку ступеня стресу для конкретних груп підвищеного ризику (керівники, персонал середньої та нижчої ланки, працівники, зайняті у важких і шкідливих умовах праці);
- методик оцінки ризиків розвитку виробничо-професійних стресів різних категорій працівників.

Таким чином, усвідомлюючи важливість проблеми стресу на робочому місці пропонується цілий ряд заходів для вирішення даної проблеми, зокрема вважаємо за необхідне гармонізувати законодавчу діяльність в Україні з європейськими нормативними документами.

УДК 622. 17:504.064.4

А.А. ГІТУЛЯР, аспірант, Запорізька державна інженерна академія
А.Г. МНУХІН, д-р.,техн., наук, проф.,Запорізька державна інженерна академія
Н.О. МНУХІНА,канд.,техн., наук, доц., Запорізька державна інженерна академія

КОМПЛЕКСНА ПЕРЕРОБКА ПОРОДНИХ ВІДВАЛІВ ГІРСЬКОЇ ПРОМИСЛОВОСТІ

Нині увага промисловості знову звертається до породних відвалів вугільних шахт. Широкий спектр різних хімічних сполук і елементів, що включають германій і рідкоземельні метали, а також глинозем для виробництва бокситів, залізну руду і безпосередньо вугілля при високій його доступності, низькій ціні і практично необмежених об'ємах початкової сировини - породи, робить перспективним вказаний технічний напрям.

Наявність в країні більше 1000 породних відвалів є значною екологічною небезпекою з одного боку, і в той же час є практично необмеженим джерелом бросової мінеральної сировини, що обумовлює актуальність розробки і впровадження технологій їх комплексної переробки. Відомо,що цю проблему очищення повітря, стічних вод, землі, на якій розташовані терикони, може вирішити лише повна рекультивація зайнятої ними території [1].

Для ефективного використання породної маси, накопиченої у відвалах, в якості сировини для отримання ряду кольорових металів в т.ч. алюмінію і його сплавів, залізовмісних елементів, германію і рідкоземельних елементів, а також сировини для виробництва будівельних матеріалів і виробів, нині є досить вагомі наукові і технічні передумови. Базуються пропоновані технології в основному на використанні серійного або, принаймні, апробованого промислового устаткування і застосуванні стандартних технологічних прийомів і схем переробки.

Комплексну переробку і подальше розбирання "під нуль" доцільно (найекономічніше вигідно) розгортати на базі шахт, що закриваються, або збагачувальних фабрик, відвали яких мають усі необхідні сировинні компоненти. Адже наявність біля шахт залізничних колій і автомобільних шляхів, енергетичного комплексу, будівель і споруджень промислового і побутового призначення, а також шахтних селищ з кваліфікованою робочою силою, істотно дозволяє скоротити витрати і терміни введення в дію переробного комплексу.

Слід зазначити, що, незважаючи на очевидну корисність постановки такого виду робіт, до теперішнього часу в повному об'ємі вони практично ні у нас, ні за кордоном ніколи не ставилися. Тому ідея розбирання "під нуль" породних відвалів вугільних шахт України здійснюється як у вітчизняному, так і зарубіжному народному господарстві вперше [2].

З вивчення даної проблеми витікає, що для її комплексного вирішення потрібне залучення фахівців різного профілю (металургів, гірників, хіміків, електромеханіків та ін.), що підкреслює її специфічність і різнонаправленість.

Повна комплексна переробка породних відвалів вугільних шахт може вирішити безліч екологічних питань та буде сприяти реалізації отримуваної сировини в різних галузях промисловості. Отримання при цьому рідкоземельних металів (Ge, Ga, Sc, Zr) і алюмінію для металургії, глинозему - отримання бокситів, та сировини для виробництва будівельних матеріалів (блоків, плит, балок та ін., укладання дорожніх покриттів високої якості) - все це підвищує ефективність описаних технологій.

Список літератури

1. В.И. Николин, Е.С. Матлак. Охрана окружающей среды в горной промышленности. – К.; Донецк: Вища шк., 1987.-192 с.

2. А.Г.Мнухин. Комплексная переработка породных отвалов шахт Донецкого региона // http://www.maknii.makeevka.com/

УДК 625.7

Р. В. ЗАКУСИЛО, канд. техн. наук, Шосткинский институт Сумского государственного университета

ЛОГИСТИЧЕСКИЕ И ПРАВОВЫЕ АСПЕКТЫ ПЕРЕХОДА УКРАИНЫ К СТАНДАРТАМ ЕВРОПЕЙСКОГО СОЮЗА ПО ПЕРЕВОЗКЕ ОПАСНЫХ ГРУЗОВ

Перевозка опасных грузов, в том числе взрывчатых веществ, компонентов взрывчатых материалов и систем инициирования для горнодобывающей промышленности – актуальная практическая и научно-логистическая задача. В Украине существует ряд правил, большинство из которых достались ей со времен СССР, регламентирующих данный опасный и требующий особой скрупулезности процесс.

В рамках Евроинтеграционных процессов последних лет Украина намерена повысить безопасность логистики перевозок опасных грузов автомобильным, железнодорожным, морским и речным транспортом, а также в мультимодальном сообщении в соответствии с международными нормами и стандартами Европейского Союза.

Международные перевозки опасных грузов автомобильным транспортом регламентируются Европейским соглашением о международной дорожной перевозке опасных грузов (ДОПОГ = ADR). ДОПОГ (Европейское соглашение о международной Дорожной Перевозке Опасных Грузов) или «ADR» (Accord europe´en relatif au transport international des marchandises Dangereuses par Route) – соглашение, в рамках которого 49 европейских государств согласовали общие правила перевозки опасных грузов автомобильным транспортом через их границы и по их территориям. Главная цель ДОПОГ заключается в обеспечении безопасной перевозки опасных грузов, а также в упрощении международных перевозок таких грузов (страны – участницы соглашения должны допускать перевозки опасных грузов из других стран-участниц при условии соблюдения требований ДОПОГ).

Работа проекта Евросоюза Twinning "Повышение безопасности перевозки опасных грузов мультимодальным транспортом в Украине" проводится по четырем направлениям: имплементация европейского законодательства и стандартов в национальном законодательстве и в технических требованиях Украины по перевозке опасных грузов во всех видах сообщения; усиление институциональной способности органов, отвечающих за перевозку опасных грузов; повышение эффективности госконтроля за соблюдением безопасности при перевозке опасных грузов; оказание поддержки органам, осуществляющим госуправление и контроль в сфере перевозки опасных грузов.

Исполнителями проекта стал консорциум из государственных органов стран-членов ЕС.

В чем же отличия правил перевозки опасных грузов в ЕС от украинских:

а) дополнительные требования, касающиеся:

- транспортных средств используемых в комбинированных перевозках, например, перевозящихся на паромах или железнодорожных составах;

- транспортных средств заезжающих в порты, другие транспортные терминалы или выезжающих из них;

- маршрутов движения или стоянки транспортных средств с опасными грузами при неблагоприятных погодных условиях, землетрясениях, авариях, забастовках, гражданских беспорядках или военных действиях;

б) дополнительные ограничения, касающиеся:

- проезда через определенные сооружения, например, мосты;

- движения транспортных средств с опасными грузами по установленным маршрутам с целью исключения их проезда через коммерческие, жилые или экологически чувствительные районы, промышленные зоны с опасными объектами или по дорогам, представляющим серьезную физическую опасность;

- движения транспортных средств с опасными грузами в определенные дни.

Перспективы евроинтеграционных процессов, и конкретно перехода Украины к адаптированным под требования ЕС Правилам перевозки опасных грузов, являются очевидными и актуальными составляющими современных украинских реалий.

УДК 331.452

О.Є. КРУЖИЛКО, д-р техн. наук. старший науковий співробітник,
В.В. МАЙСТРЕНКО канд. техн. наук, ДУ «ННДІПБОП»,
Г.В. ДЕМЧУК канд. техн. наук, каф. ОПЦБ НТУУ «КПІ»

УДОСКОНАЛЕННЯ НАУКОВО-МЕТОДИЧНИХ ПІДХОДІВ ДО УПРАВЛІННЯ ДЕРЖАВНИМ НАГЛЯДОМ З ОХОРОНИ ПРАЦІ У ВУГІЛЬНІЙ ПРОМИСЛОВОСТІ

Одним із законодавчо закріплених заходів, спрямованих на вирішення питань охорони праці, є контрольно-наглядова діяльність. Практика свідчить, що ефективність державного нагляду з охорони праці значною мірою залежить від методичного та інформаційно-аналітичного забезпечення наглядових органів в процесі планування їх діяльності. Інформаційний матеріал, методи аналізу та планування, які використовуються сьогодні при вирішенні завдань державного нагляду за охороною праці, застосовуються за стереотипними принципами і, зазвичай, не підкріплюються науково обґрунтованими розрахунками. Це, в свою чергу, призводить до того, що більшість управлінських рішень з наглядової діяльності базується на інтуїтивних висновках та оцінках. Незважаючи на те, що окремі аспекти проблеми методичного та інформаційно-аналітичного забезпечення управління наглядовою діяльністю в сфері охорони праці розроблялися в контексті державного законодавства, нині вони вже дещо застаріли, не відповідають рівню розвитку сучасної науки й техніки та втратили свою актуальність [1].

За результатами проведеного аналізу визначено основні показники контрольно-наглядової діяльності, яких достатньо для обґрунтування пріоритетних напрямків при підготовці планів заходів з охорони праці на вугільних шахтах [2]. Експериментально досліджено математичні моделі прогнозу цих показників з використанням методу розподіленого лагу, що дозволило оцінити ступінь ризику травмування. Адаптований для моделювання метод розподіленого лагу забезпечує побудову математичних моделей з відносною похибкою прогнозування до 10 %.

Встановлено, що в процесі планування контрольно-наглядової діяльності необхідно використовувати математичні моделі показників, які дозволяють прогнозувати результати реалізації управлінських рішень з організації державного нагляду та обирати на цій основі найкращий варіант плану.

Встановлено залежність взаємного впливу виробничого травматизму та показників наглядової діяльності інспектора у вугільній промисловості. Розроблено для практичного використання алгоритм прийняття управлінських рішень з урахуванням оцінки ризику виробничого травматизму на основі прогнозних оцінок. Використання вказаного алгоритму дозволило удосконалити механізми оцінювання результатів контрольно-наглядової діяльності у вугільній промисловості та управління державним наглядом, що забезпечило об’єктивність та обґрунтованість управлінських рішень.

В зв’язку з реформою органів державної влади виникає нагальна потреба у подальшому розвитку інформаційно-аналітичних систем (ІАС) в діяльності Державної служби України з питань праці, складовою якої буде система обліку, аналізу та планування наглядової діяльності у вугільній галузі. Розширення функціональних можливостей ІАС підвищить оперативність обробки даних, а також забезпечить аналітичну обробку зібраних даних з використанням методів моделювання, прогнозування, експертних оцінок для науково-обґрунтованого планування заходів зі зменшення впливу шкідливих та небезпечних виробничих чинників. ІАС забезпечить створення єдиної електронної бази даних перевірок та іншої інформації про наглядову діяльність на рівні центрального апарату, територіальних органів та інспекцій, проведення обробки та аналізу такої інформації та формування на її основі звітних форм.

Список літератури

1. **Романенко Н.В.** Удосконалення інформаційно-методичного забезпечення наглядової діяльності за охороною праці: автореф. дис. на здобуття наук. ступеня канд. тех. наук: 05.26.01. – К: 2008.-18 с.

2. **Майстренко В.В.** Особливості інтегральної оцінки показників наглядової діяльності інспекторів вугільних інспекцій// Зб. наук. праць «Проб. охорони пр. в Україні. – К., – 2014. – № 27. – С.85-94.

УДК 622.807

Ю. А. МОЛОДЕЦЬ, аспірант, Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»

НОРМУВАННЯ ПИЛУ В РОБОЧІЙ ЗОНІ ПРИ ВІДКРИТІЙ РОЗРОБЦІ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Гірничопромисловий комплекс, як один із видів економічної діяльності, виступає серйозним забруднювачем навколишнього природного середовища. Основними джерелами пилоутворення при розробці родовищ відкритим способом є: буріння, підривання, первинне та вторинне подрібнення, виїмково-навантажувальні роботи та операції, пов'язані з переміщенням гірської маси. Окрім того, на забруднення атмосфери впливають процеси, які безпосередньо пов'язані з веденням відкритих гірничих робіт (відвалоутворення, хвостосховища і т.д.). Інтенсивними джерелами пилоутворення на гірничовидобувних підприємствах є відвали гірських порід [1].

Запиленість під час проведення відкритих гірничих робіт може варіюватися в межах від 0,5 до 10000 мг/м3. Пилове навантаження призводить до підвищення захворюваності, смертності, значного зниження працездатності. Відомо, що найбільшу загрозу здоров'ю людини становлять частинки пилу дрібних фракцій – з аеродинамічним діаметром меншим ніж 10 (PM10) та 2,5 мкм (PM2,5). У виробничих умовах пил проникає в організм людини через дихальні шляхи і накопичується в легенях, сприяючи ущільненню легеневої тканини. При цьому можуть розвинутися ураження легеневої тканини та дихальних шляхів, які по клініко-морфологічних аналізах мають схожість з пневмосклерозом і хронічним бронхітом [2]. Хвороби органів дихання займають перше місце по частоті серед професійних захворювань України [3]. У зв'язку з тим що вимога повної відсутності шкідливих речовин в зоні дихання працюючих часто неможлива, особливого значення набуває гігієнічна регламентація змісту шкідливих речовин і дотримання гранично допустимої концентрації (ГДК) шкідливих речовин.

ГДК пилу, що містить більше 70% вільного діоксиду кремнію, становить 1 мг/м3, від 10 до 70% – 2 мг/м3, від 2 до 10% – 4 мг/м3. Проте нормування пилу за фракціями в Україні не відбувається. В країнах ЄС та США з 1987 року здійснено перехід на нормування пилу за фракціями PM10 та PM2,5, тоді як в нашій країні до сьогодні нормування включає показник лише загального пилу (TSP), тобто суму зважених речовин, що включає всі частинки, які знаходяться у повітрі, без урахування дисперсності цих частинок [4].

Гранична щорічна межа впливу, що визначена Всесвітньою організацією охорони здоров'я, для пилу розміром меншим ніж 10 мкм становить 0,02 мг/м3, а для пилу розміром 2,5 мкм – 0,01 мг/м3. Тобто ГДК пилу в Україні приблизно в 100 разів вище ніж гранична межа впливу для мілкодисперсного пилу в Європі та США. Це несе за собою неконтрольований вміст саме мілкодисперсного пилу в робочій зоні кар'єра так як вимірюють ГДК пилу в загальному, а не по фракціям пилу.

Отже, для зменшення випадків захворювань гірників хворобами дихальних шляхів потрібно більш детальне вивчення питання розділення нормування концентрації пилу по фракціям, що приведе до жорсткішого контролю здоров'я працівників кар'єру, особливо на хвороби дихальних шляхів (пневмоконіоз і т.ін.).

Список літератури

1. Снижение пылеобразования и переноса пыли при разрушении горных пород / **Ю. В. Шувалов, С. А. Ильченкова, Н. А. Гаспарьян, А. П. Бульбашев** // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2004. – № 10. – С. 75 – 78.

2. **Артамонова В. Г.** Профессиональные болезни: учеб. / **В. Г. Артамонова, Н. Н. Шаталов**. – М.: Медицина, 1988. – 420 с.

3. **Горностай О. Б.** Розвиток професійних захворювань в Україні / **О. Б. Горностай** // Науковий вісник НЛТУ України. – 2013. – Вип. 23.16. – С. 396 – 401.

4. **Севальнєв А. І.** До проблеми нормування дрібнодисперсного пилу в Україні / **А. І. Севальнєв, Ю. В. Волкова** // Тези доповідей V Регіональної науково-практичної конференції студентів, аспірантів та молодих учених «Актуальні проблеми та перспективи розвитку медичних, фармацевтичних та природничих наук», Запоріжжя. – 2016. – С. 152 – 155.

УДК 622.614.8:621.31

В.В. МІЛІНСЬКИЙ, магістрант, О.О. ХАРИТОНОВ, старший викладач,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ РОЗРОБОК СИСТЕМ ПІДГОТОВКИ КЕРУЮЧИХ РІШЕНЬ ПО ПРОФІЛАКТИЦІ ЕЛЕКТРОТРАВМАТИЗМУ У ГІРНИЧОРУДНІЙ ПРОМИСЛОВОСТІ

Електротравматизм на гірничих роботах шахт і кар'єрів у всіх галузях промисловості характеризується не стільки абсолютною кількістю випадків у загальному виробничому травматизмі (1,5-3) %, скільки вагою їх результату [1]. Так, число електротравм зі смертельним результатом складає (15-25) % від числа смертельних виробничих травм.

В останні десятиліття зроблений значний крок від безсистемних заходів щодо забезпечення безпеки праці до розробки довгострокових планів комплексного поліпшення охорони праці. Комплексне ж планування профілактичних заходів вимагає вивчення значного числа різнорідних показників, що характеризують несприятливі виробничі фактори в їхній сукупній дії. Такий підхід вимагає у наукових розробках по охороні праці застосування найсучасніших методів і засобів досліджень, у тому числі засобів обчислювальної техніки. За останні 15 років був виконаний ряд розробок з використанням ЕОМ у галузі охорони праці, які по функціональнім призначенню можна розділити на наступні групи: автоматизований контроль і аналіз факторів виробничого середовища; автоматизований облік, аналіз і попередження виробничого травматизму; автоматизований контроль над своєчасним впровадженням нормативно - технічної документації й дотриманні вимог пропонованих нею; вивчення й аналіз захворюваності на виробництві.

Зроблений аналіз наявної інформації про розроблені системи керування електробезпечністю, дозволяє констатувати наступне:

1. Роботи зі створення систем керування електробезпечністю можна розділити на два типи керування: в умовах нормальної експлуатації й аварійних ситуаціях. Завдання першого типу пов'язані з перспективним і поточним плануванням заходів, спрямованих на підвищення безпеки робіт в електроустановках. Їх слід уважати основними при розробці систем керування, оскільки заходи повинні мати профілактичний характер.

2. Електробезпечність має всі ознаки складної системи: велика кількість елементів; складні взаємозв'язки між ними; ієрархічність; невизначеність цілей. При цьому, формування й функціонування систем керування електробезпечністю здійснюється на основі теорії керування.

3. Основою реалізації теорії керування є система керування, що забезпечує на базі ЕОМ і математичних методів аналіз вихідної інформації, прийняття рішень і їх реалізацію з метою впливу на об'єкт керування.

4. У загальному виді система керування складається з об'єкта керування, джерел інформації, пристроїв для аналізу інформації й виконуючого пристрою, тобто органа керування й засобів реалізації рішень.

5. Процес керування прийнято розділяти на два зв'язані етапи - розробку програми й механізму її реалізації. Такий підхід використовується, як для керування технічними й технологічними системами, так і для керування соціальними й економічними системами.

Стосовно до гірничорудної промисловості на основі вищенаведеного стану робіт, по даному питанню можна констатувати наступне:

1. Електротравматизм у цій промисловості має свою специфіку, яку потрібно враховувати при розробці профілактичних заходів для забезпечення їх ефективності, а в його динаміці постійно має місце тенденція росту по всіх його складових.

2. Впровадження в гірничорудній промисловості профілактичних заходів щодо забезпечення електробезпечності відбувалося безсистемно, в основному, шляхом використання розробок з інших галузей, що знижувало ефективність їх застосування через вплив не врахованих при їхній розробці дестабілізуючих факторів гірничорудного виробництва.

Список літератури

1. **Цапенко Е.Ф**. Электробезопасность на горных предприятиях / **Е.Ф. Цапенко, С.З. Шкундин** // – И.: МГГУ, 2006. – 104 с.

УДК 614.89

Ю.И. ЧЕБЕРЯЧКО, И.М. ЧЕБЕРЯЧКО, кандидаты техн. наук, доц.
ГВУЗ «Национальный горный университет», Украина

ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ ВЫХОДНОГО ДИАМЕТРА ФИЛЬТРУЮЩЕЙ КОРОБКИ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПЫЛЕУЛАВЛИВАНИЯ РЕСПИРАТОРА

В настоящее время существует множество конструкций фильтрующих коробок для респираторов [1-2], большинство из которых имеет выходной диаметр от 20 до 30 мм. Важной характеристикой этих коробок является их срок службы, который напрямую зависит от пылеемкости фильтрующего элемента. Её часто увеличивают за счёт объёмного конфигурирования фильтров с целью увеличения рабочей площади фильтрации. Как показывает практика, запыление фильтрующих элементов происходит неравномерно [1]. Это существенно снижает эффективность фильтрующих коробок в целом. Причинами могут выступать как параметры фильтрующих материалов, способ гофрирования так и конструкция самой коробки. Поэтому, актуальной задачей являются исследования направленные на изучение степени влияния различных факторов на время защитного действия респираторов.

Для исследований был выбран наиболее распатроненный тип коробки –- цилиндрический. Изучение распределения воздушно-пылевых потоков на фильтре в этой коробке проводилось с помощью программных пакетов CAD и математической модели приведенной в работе [4]. В результате расчетов были получены эпюры распределения скорости воздушного потока по площади фильтра с учетом геометрических параметров коробки (диаметр выходного отверстия d, высоты H и диаметра коробки D). Кроме того, учитывалась расход воздуха и концентрация пыли на входе в фильтр.

Моделирование показало, что равномерное распределение скоростей воздушного потока по площади фильтра достигается при выходном диаметре в диапазоне d=50-60 мм При учете конструктивных габаритов полумаски оптимальным входным диаметром являются d=55 мм (рис. 1).

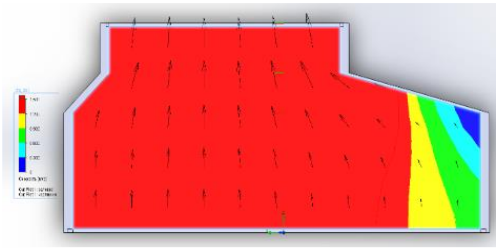


Рис. 1. Эпюра распределения скорости воздуха в фильтрующей коробке

Как видно из рис. 1, на эпюре распределения скорости воздуха практически по свей ее области 87,5% имеет скорость 1,2 – 1,5 м/с в фильтрующей коробке. Таким образом, при изменении выходного диаметра маски будет увеличиться эффективность улавливания пыли что продлит срок службы респиратора.

В ходе исследований было установлено, что конструкция фильтровальной коробки влияет на величину осаждение частиц, за счет выходного диаметра фильтрующей коробки, а также наибольшая пылеемкость и срок защитного действия отмечается в фильтровальной коробке при условии равномерного распределения воздушного потока по всей площади фильтра.

Список литературы

1. Средства защиты органов дыхания работников горнорудных предприятий / **В. И. Голинько, Ю. И. Чеберячко,С. И. Чеберячко, Н. Н. Наумов** // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2016 – № 4. – С. 111-116

2. **Басманов П.И.** Средства индивидуальной защиты органов дыхания: Справ. рук-во / П.**И. Басманов, С.Л. Каминский, А.В. Коробейников, М.Е. Трубицына**. – С.Пб.: ГИПП «Искусство России», 2002. – 399 с.

3. **Чеберячко С.И.** Исследование влияния толщины фильтрующего слоя, диаметра волокон и плотности упаковки на основные показатели фильтрующих элементов / **С.И. Чеберячко, Д.И. Радчук, Ю.И. Чеберячко** // Зб. наук. пр. НГУ. – 2007. – № 29. – С. 224 – 229.

4. **Чеберячко, Ю. И.** Математическая модель движение запыленных потоков воздуха в фильтре респиратора / **Ю. И. Чебер**ячко // Вестник НТУ «ХПИ», Серия: Новые решения в современных технологиях. – Харьков: НТУ «ХПИ». – 2017. – № 23 (1245).

УДК 622.28.04

О.Е. 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

При проходженні капітальних горизонтальних гірничих виробок в теперішній час назріла проблема розробки нових конструктивних рішень, для збереження необхідних розмірів форм 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. Це в більшості випадків досягається виконанням низки заходів, одним з яких є використання запропонованої запобіжної пересувної вишки, яка ілюструється на рис.1.

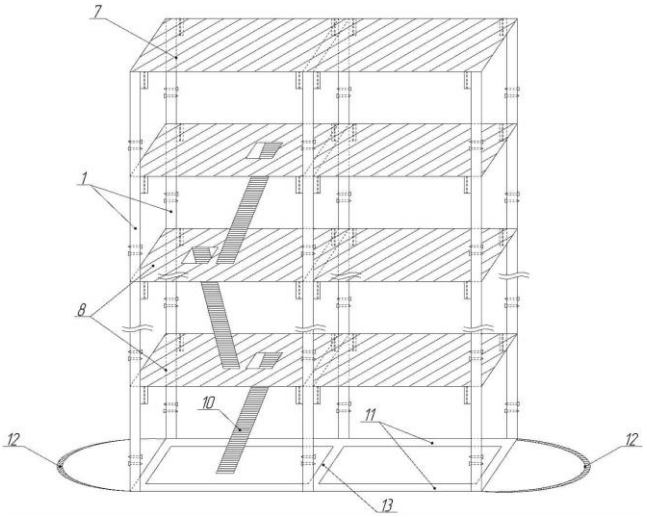


Рис. 1. Загальний вид запобіжної пересувної вишки: *1* – опори; *7* – захисний помост; *8* – монтажні помости; *10* – драбина; *11* – лижі; *12* – петля; *13* – повздовжня перемичка

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 . 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.

Відомі конструкції запобіжних вишок, які застосовуються на гірничих підприємствах мають складне обладнання, використовуються тільки для виробок певного перерізу та не мають захисту працюючих від падіння породи, що маже призвести до травмування [1].

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.

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.

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 виробок, камер, підземних приміщень 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. Запропонована запобіжна пересувна вишка значно підвищить безпеку проведення гірничих виробок та знизить виробничий травматизм на гірничих підприємствах.

Список літератури

1. **Гиленко В.А., Федотов В.Н., Цветков В.К**. Способы и средства возведення временной крепи в подземных горизонтальних выработках. – М., 1989. – 28 с.

УДК 331.438

Т. В. АЛТУХОВА, асистент кафедри електромеханіки і автоматики,
О. М. ЄВДОКІМОВ, магістрант, Індустріальний Інститут ДВНЗ Донецький Національний Технічний Університет, студент ПВНЗ Університет Сучасних Знань, факультет правознавство

ФОРМУВАННЯ КРИТЕРІЇВ ЕФЕКТИВНОСТІ ОХОРОНИ І БЕЗПЕКИ ПРАЦІ В ГІРНИЧІЙ ПРОМИСЛОВОСТІ УКРАЇНИ

Охорона праці – це система правових, соціально-економічних, організаційно-технічних, санітарно-гігієнічних і лікувально-профілактичних заходів та засобів, спрямованих на збереження життя, здоров'я і працездатності людини у процесі трудової діяльності. Охорона і безпека праці в гірничій промисловості України - гірничі роботи, що пов'язані з рядом небезпек: тиск і обвали гірських порід, виділення шкідливих і небезпечних газів і пилу не тільки для дихання людей, але і здатних горіти та вибухати, обмежений простір в гірничих виробках, висока температура і вологість, агресивні підземні води, значна глибина шахт (середня глибина шахт в Україні близько 750 м, ряд шахт має глибину понад 1 000 м), небезпека раптових викидів вугілля (особливо в регіоні Донбасу), газів та гірничих порід і інші шкідливі фактори. Крім того, більшість розроблюваних пластів має товщину менше 1 м, що дуже ускладнює умови праці. Негативний стан більшості гірничих підприємств склався на початку 1990-х років у зв'язку з недостатнім фінансуванням процесу оновлення основних виробничих фондів, побудови нових шахт замість тих, які вичерпали ресурси корисних копалин. Це сприяло і сприяє збільшенню небезпеки робіт в гірничій. промисловості: загрози вибухів, зростанню травматизму і професійних захворювань. В останні роки XX ст. в Україні прийнято ряд важливих законодавчих актів, правових та технічних нормативних документів, які унормовують та регламентують питання охорони та безпеки праці згідно законодавству. Зокрема велике значення має Закон України «Про охорону праці» (1992 р.), а також «Правила безпеки на вугільних шахтах України», затверджені наказом Міністерства праці та соціальної політики України у 2000 р., і Правила безпеки інших гірничодобувних підприємств. Закон декларував принцип державної політики в галузі охорони праці і встановив систему правових, соціально-економічних, організаційно-гігієнічних і лікувально-профілактичних заходів та засобів, спрямованих на збереження здоров'я і працездатності людини в процесі праці, а Правила безпеки деталізували такі заходи та засоби. В Україні державна політика в галузі охорони здоров'я базується на принципах: пріоритету життя і здоров'я працівників відносно до результатів виробничої діяльності підприємства, повної відповідальності власника підприємства за створення безпечних та нешкідливих умов праці. Згідно з такою концепцією і Законом «Про охорону праці» та ін. нормативними актами, закладка, будівництво, оснащення обладнанням та експлуатація шахт, кар'єрів та інших гірничих підприємств повинні здійснюватися з додержанням державних технічних нормативів і стандартів безпеки та екології.

Отже, щоб зробити шахтарську працю більш безпечним необхідно: відкоригувати організаційні заходи щодо попередження травматизму на шахтах, тобто розробляти організаційно-технічні заходи, що спрямовані на виправлення недоліків, виявлених під час проведення відомчих перевірок стану охорони праці на виробництві, також проводити профвідбір, підвищення кваліфікації, навчання і підготовку ІТП з питань охорони праці та техніки безпеки; змінити підхід до роботи з охорони праці, а саме вивчати причини виникнення порушень, розробляти заходи щодо запобігання нещасним випадкам, проводити профілактику; збільшити штрафи за порушення вимог промислової безпеки та охорони праці; постійно вести контроль за безпечної експлуатації шахтного устаткування, транспорту, станом протиаварійного і протипожежним захистом, веденням вибухових робіт. Наступне, що необхідно зробити, це удосконалити технічні заходи щодо попередження травматизму на шахтах, тобто забезпечувати нормальне провітрювання і пилоподавлення, виконувати комплексну дегазацію шахт і підвищувати її ефективність, забезпечувати безпечну експлуатацію високопродуктивних очисних вибоїв при відпрацьовуванні вугільних пластів, багатих на газ, виконувати комплекс заходів по боротьбі з раптовими викидами вугілля і газу.

УДК 622.457

О.О. ЯВОРСЬКА, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ «Національний гірничий університет»

ДО ПИТАННЯ ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ПРОВІТРЮВАННЯ МАРГАНЦЕВИХ ШАХТ

Найбільший в світі за запасами руди Нікопольський марганцевий басейн є основною рудної базою феросплавної промисловості країни, що забезпечує отримання високоякісних сталей при металургійних процесах.

Подальший розвиток видобутку марганцевої руди пов'язаний з постійним вдосконаленням та впровадженням сучасних засобів і методів ведення очисних і підготовчих робіт, застосуванням в технологічному процесі високопродуктивних машин і механізмів, підвищенням концентрації та інтенсифікації очисних робіт. Всі ці зміни істотно впливають на ефективність вентиляції виїмкових дільниць і шахт в цілому.

Одним із способів боротьби з пилом в гірничих виробках марганцевих шахт є ефективне провітрювання із застосуванням різних способів і засобів вентиляції.

Провітрювання марганцевих шахт, як правило, здійснюється по центральній схемі, при якій мають місце значні витоки повітря, що сягають 50% і більше від продуктивності вентилятора головного провітрювання. У зв'язку з наявністю великих втрат повітря в гірничих виробках, що мають значну протяжність, склад рудникової атмосфери в найбільш віддалених від вентилятора, виїмкових дільницях, зазнає суттєвих змін. Вміст кисню у вихідних струменях деяких ділянок знижується до 18%, а вуглекислого газу підвищується до 1,5% і більше. Запиленість повітря перевищує ГДК і вміст окислів марганцю в пилу перевищує санітарну норму, яка становить 0,3 мг/м3. Кліматичні умови в очисних вибоях і виїмкових штреках характеризуються високою вологістю 99% і низькою температурою, що змінюється протягом року від 11 до 17 °С.

Ці явища викликають несприятливі умови праці на робочих місцях, що в кінцевому підсумку знижує продуктивність праці гірників.

Недосконаліть вентиляційних мереж марганцевих шахт і застосування в технологічному процесі високопродуктивних машин і механізмів призводить до того, що вентиляція є стримуючим фактором при відпрацюванні запасів марганцевої руди. Здійснити подачу повітря в найбільш віддалені ділянки мережі гірничих виробок відповідно до дійсної потреби в ньому, підвищити ефективність провітрювання шахт в умовах застосування технологічних процесів з використанням високопродуктивних машин і механізмів, можна на основі розробки способів і засобів, що відповідають дійсним вентиляційним процесам, що протікають в марганцевих шахтах.

Вивчення явищ, пов'язаних з процесами витоків повітря, що протікають в гірничих виробках марганцевих шахт при проведенні гірничих робіт на віддалених ділянках шахтного поля, присвячено значну кількість досліджень. Відомо, що витрати на вентиляцію і підтримання необхідної герметичності вентиляційних споруд, а також даремна витрата частини електроенергії, що споживається вентилятором, залежать від величини витоків повітря. Тому норми витоків повинні встановлюватися з урахуванням усіх чинників. Крім того, для умов марганцевих шахт майже не має ефективних способів і технічних засобів управління провітрюванням виїмкових дільниць, а також немає достатньо обґрунтованих методів розрахунку вентиляційних мереж марганцевих шахт з прямоструминними схемами провітрювання і виведенням вихідного струменя в районі ведення гірських робіт.

У зв'язку з викладеним, дослідження вентиляційних процесів, що протікають в гірничих виробках марганцевих шахт і розробка на цій основі способів і засобів, що поліпшують санітарно-гігієнічні умови праці на робочих місцях і підвищують безпеку при веденні гірських робіт, є досить актуальним.

Список літератури

1. Підвищення ефективності провітрювання марганцевих шахт: моногр./ **В.І. Голінько, О.О. Яворська, Я.Я. Лебедєв.** – Д.: Національний гірничий університет, 2010., Рос. мовою – 93 с.

УДК 614.842.6

С.О. АЛЕКСЕЄНКО, канд. техн. наук, доц.,
ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпро, Україна
Г.С. МАСУР, викладач, Дніпровський національний університет залізничного транспорту ім. В. Лазаряна, м. Дніпро, Україна
Ю.А. ЛЕММЕР, магістр, ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпро, Україна

РОЗРОБКА ТЕХНІЧНИХ ЗАСОБІВ ДЛЯ ГАСІННЯ ПОЖЕЖ НА ВІЙСЬКОВИХ СКЛАДАХ БОЄПРИПАСІВ

У даний час однією з актуальних проблем в Україні є вибухи і пожежі на військових складах боєприпасів. Пожежі на складах з боєприпасами вже не випадковість, а тенденція. Статистика показує, що тільки за роки гібридної війни з Росією на військових складах боєприпасів сталося 4 найбільших пожежі. Одна з найбільш масштабних пожеж сталася в Балаклії (на Харківщині). У березні 2017 року, там загорівся найбільший в Україні склад боєприпасів. Вибухи не припинялися кілька днів поспіль. Були жертви й постраждалі. Пошкоджено 265 будівель. Сума збитків перевищила 200 млн гривень. 27 вересня 2017 року на 48-му арсеналі ЗСУ в селі Калинівка Вінницької області пролунали вибухи, що призвели до знищення десятків тисяч тонн снарядів на одному з найбільших сховищ боєприпасів в Україні. Ця катастрофа стала третім за рахунком вибухом складу боєприпасів в 2017 році і шостим за рахунком, спробою підриву складів боєприпасів за останні три роки війни з Росією. Сума збитків, за попередніми даними, склала близько 800 тисяч доларів. Основними причинами таких катастроф є диверсії спецслужб Росії та недбалість посадових осіб.

Усі ці обставини вимагають вирішення питань розробки технічних засобів щодо попередження вибухів і гасіння пожеж.

На кафедрі Аерології та охорони праці ДВНЗ «Національний гірничий університет» розроблено мобільний багатофункціональний комплекс для гасіння пожеж і локалізації вибухів та ліквідації надзвичайних ситуацій.

Детальний опис зазначеного комплексу наведено у роботі [1].

Мобільний комплекс обладнаний двома моніторами, які дозволяють викидати струї робочої рідини. Далекобійність рідинних струменів - до 100 м з витратою 200 л/с, газорідинних і аерозольних струменів - до 300 м. Обробка аварійної зони може проводитися по сектору, колу або смугами, зі зміною або фіксацією кута нахилу струменів.

Розроблений нами багатофункціональній комплекс має високу прохідність і маневреність, в тому числі на пересіченій місцевості, піщаних і кам'янистих грунтах, на болотистій і засніженій місцевостях.

Мобільний комплекс конструкції НГУ може бути оперативно доставлений до місця роботи залізничним або водним транспортом, великовантажними транспортними літаками або своїм ходом. Після доставки комплексу на місце надзвичайної ситуації він може бути включений в роботу без додаткової збірки.

Розробники багатофункціонального комплексу бачать подальші перспективи його вдосконалення в системній автоматизації технологічних рішень, тобто по суті перетворення мобільного комплексу в сучасну багатофункціональну систему, здатну вирішувати широке коло завдань по ліквідації надзвичайних ситуацій. Передбачається комплектація системи безпілотними літальними апаратами для здійснення функцій моніторингу навколишнього середовища.

Для завершення комплексу робіт зі створення мобільного багатофункціонального комплексу необхідне відповідне фінансування та міжнародне співробітництво в цьому напрямку.

Список літератури

1. **Алексеенко С.А.** Мобильный многофункциональный комплекс для локализации и ликвидации чрезвычайных ситуаций / **Алексеенко С.А., Шайхлисламова И.А., Масур А.С.** // Чрезвычайные ситуации: образование и наука. Международный научно-практический журнал, Гомель, ГИИ МЧС Республики Беларусь, 2016, том 11, №1. С.70-74.

УДК 614.89

С.І. ЧЕБЕРЯЧКО, д-р. техн. наук, доцент, доцент кафедри аерології та охорони праці
М.М. НАУМОВ, канд. техн. наук, доцент, доцент кафедри аерології та охорони праці
ДВНЗ «Національний гірничий університет»

ОЦІНКА РИЗИКУ ВИНИКНЕННЯ ПРОФЕСІЙНИХ ЗАХВОРЮВАНЬ ОРГАНІВ ДИХАННЯ ПРИ ВИКОРИСТАННІ ФІЛЬТРУВАЛЬНИХ РЕСПІРАТОРІВ

Ситуація стосовно професійних захворювань в Україні на сьогоднішній день є досить складною. Найбільш шкідливі виробничі фактори на робочих місцях гірників – це вугільнопородний пил, шум, вібрація, несприятливий мікроклімат. Більше половини профзахворювань мають пилову етіологію, тобто являють собою пневмоконіози різного виду і ступеня тяжкості. Крім того, збільшилася кількість випадків професійного раку легенів, через довгостроковий вплив пилу на робочих місцях.

Існуючі колективні засоби знепилення повітря гірничих виробок можуть забезпечити тільки технічно досяжні показники запиленості, які коливаються у діапазоні від 200 до 300 мг/м3. На гірничо-видобувних підприємствах для захисту органів дихання шахтарів використовують протипилові респіратори. Вважається, що їх використання є одним із ефективних способів зниження рівня професійних захворювань органів дихання [1]. Зробивши аналіз існуючих СІЗОД, виникає питання на скільки вони ефективно захищають працівників від негативного впливу пилу. Відповідь на це питання можна отримати зробивши оцінку ризику виникнення пневмоконіозу при використанні фільтрувальних респіраторів. Для цього скористаємось достатньо апробованим і прийнятим в країнах ЄС методом, розробленим відповідно до вимог Британського стандарту [2]. Сутність його полягає у встановленні серйозності наслідків на організм людини причинених небезпечною ситуацією, визначенні ймовірності небезпеки та частоти її виникнення, при цьому величину ризику розраховують за формулою

$$R = SEP \tag{1}$$

де R - ризик; S - серйозність наслідків; E - частота виникнення; P - ймовірність небезпеки.

Вагомим параметром, який значно впливає на ризик є ймовірність небезпеки. В даному випадку вона залежить від кількості пилу, який потрапить до легенів гірників. Зручно її оцінити через величину пилового навантаження, де використання будь-якого фільтрувального респіратора враховується єдиним значення коефіцієнту, який дорівнює 0,1

$$П = 0{,}001kCQtN \tag{2}$$

де $П$ - пилове навантаження, г; k - коефіцієнт, який враховує наявність респіратора (при наявності респіратора 0,1; при відсутності 1); C - концентрація пилу в робочій зоні, мг/м3; Q - витрата повітря, дм3/хв; t -час робочої зміни, хв; N - кількість змін.

Аналіз сутності цього коефіцієнту, дозволяє прирівняти його до коефіцієнта проникнення ЗІЗОД. Тоді коефіцієнт захисту респіраторів, що є величиною обернено пропорційною буде складати 10. Цей показник захисної ефективності півмасок підтверджується багаточисельними експериментальними даними, які були отримані на робочих місцях та опублікованими у країнах Європи. Тому в європейських нормативних документах використання фільтрувальних респіраторів з еластомерною півмаскою обмежено до 20 ПДК. На основі елементарних розрахунків, виходячи з технічно-досяжних рівнів концентрації пилу у гірничих виробках можна зробити висновок, що протипилові респіратори зменшують рівень ризику не більше як на 50 %, що не дозволяє забезпечити достатній рівень захисту органів дихання гірників. Наприклад, перевищення гранично-допустимого рівня рудникового пилу у підмасковому просторі респіратору з півмаскою типу ПР-7 при запиленості повітря робочої зони 100 мг/м3 сягає майже у двічі. Отже, можна зробити висновок, що використання фільтрувальних респіраторів при концентраціях пилу понад 100 мг/м3 є надто ризикованим для здоров'я працівників гірничорудних підприємств.

Список літератури

1. **Левішко К.В.** Методика розрахунку рівнів виробничих ризиків на прикладі професії «гірник очисного вибою / Зб. наук. пр ХУПС. – 2015. № 2 (43). – С. 123 – 128. 2. ДСТУ-П OHSAS 18001:2006. «Системи управління безпекою та гігієною праці. Вимоги».

УДК 622.232.83

В. М. РЯСНИЙ, канд.техн.наук, завідувач лабораторії НДІБПГ КНУ

ПРОВЕДЕННЯ ПІДНЯТТЄВИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК: ПРОБЛЕМИ ТА РІШЕННЯ

Проведення підняттєвих гірничих виробок є одним з найбільш складних та небезпечних видів гірничих робіт. Відомо декілька способів, які різняться як технологією, так і обладнанням, що використовується. Найбільш поширені: дрібно-шпуровий (звичайний) та із застосуванням механізованих монорейкових комплексів; посекційна відбійка породного масиву підриванням свердловинних зарядів; спосіб буріння виробок на повний перетин (комбайновий).

Останній спосіб – найбільш прогресивний, тому що виключає необхідність присутності у вибої людини і, крім того, дає значно більші можливості підвищення продуктивності праці.

Спосіб проведення підняттєвих підриванням паралельних свердловинних зарядів не знайшов широкого застосування з причин відсутності ефективних засобів для буріння свердловин в заданому напрямку і особливо для утворення компенсаційних порожнин діаметром 400-600 мм, а також у зв'язку з проблемами, пов'язаними з сейсмічним навантаженням гірничих виробок.

Економічні труднощі, які переживають і в теперішній час більшість гірничорудних підприємств, застаріла технологія видобутку корисних копалин змушують останніх більшість (по об'єму) підняттєвих проходити звичайним, тобто дрібно-шпуровим, способом.

Роботи, що виконуються прохідниками, обумовлюються не тільки високою трудомісткістю, але й надзвичайною травмонебезпечністю. У середньому рівень виробничого травматизму під час проведення підняттєвих складає 8-10% від загальної кількості травм на підземних гірничих роботах. Кожен четвертий нещасний випадок за статистикою закінчується смертельним наслідком. Основним травмуючим фактором, як і в попередні роки, є падаючі куски гірничої маси (заколи), на долю яких припадає майже 50% від загальної кількості травм. Високим залишається ризик знаходження гірників в непридатній для дихання атмосфері.

Головними причинами високого травматизму гірників та складних санітарно-гігієнічних умов праці є низький рівень механізації та відсутність ефективних спеціальних засобів захисту.

Вищенаведені обставини підкреслюють значну актуальність і нагальність вирішення існуючих проблем. Ці завдання були успішно реалізовані НДІБПГ КНУ за участю співвиконавців та виробничників.

Конкретно, були розроблені конструкції та проведені успішні державні приймальні випробування:

- монорейкових прохідницьких комплексів КП-1 та КП-2 з параметрами спуско-підйомних операцій від 100 до 160м, що забезпечують одночасно підвищення продуктивності праці прохідників в 2,5 рази. Серійне виробництво комплексів освоєно ремонтно-механічним заводом ДП «СхідГЗК» (м. Жовті Води);
- малогабаритного монорейкового гірничорятувального підйомника ПГР-350 з параметрами спуско-підйомних операцій до 160м, серійне виготовлення якого освоєно ТОВ «Техномаш» (м. Жовті Води);
- принципово нового комплекса обладнання для проходки короткометражних (на висоту до 20м) підняттєвих гірничих виробок різного призначення (рудозвалювальних, вентиляційних, матеріально-ходових) «КОПП-20РВМ» та на його базі армувального комплекса для швидкого зведення тимчасового ходового каналу у підняттєвих гірничих виробках на висоту до 100м «ХІД-100РВМ», серійне виготовлення яких освоєно ТОВ «Технотрон» (м. Жовті Води);
- універсального пило-шламовловлюючого апарата ежекторного типу УПА-1М, який одночасно виконує функції засобу провітрювання підняттєвих після проведення вибухових робіт, та пристрою для дистанційного контролю якісного складу повітря в привибійній частині виробки ПДКСП-20/80РВМ (підприємство-виробник ТОВ «Технотрон»);
- спеціального засобу захисту органів дихання гірників ПАПП-2 (підприємство-виробник ТОВ «Техномаш»).

Організація заводського виготовлення, а значить масове впровадження розробленого обладнання та пристроїв, засобів нормалізації умов праці та захисту в аварійних ситуаціях дозволить суттєво підвищити рівень охорони та безпеки праці гірників.

УДК 65.011.56: 622.7.05

О.С. ВЕНТИЛЕВСКИЙ, студент, С.А. АЛЕКСЕЕНКО, канд. техн. наук, доц.
ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепр, Украина

ТУШЕНИЕ ПОЖАРОВ В ТУПИКОВЫХ ВЫРАБОТКАХ

Угольная промышленность в Украине является наиболее опасной отраслью, несмотря на улучшение мер техники безопасности. Одной из главных причин возникновения пожаров в угольных шахтах является выделение метана в горных выработках. Выделение метана в горных выработках возникает из-за сложных горно-геологических и горнотехнических условий при ведении подготовительных и очистных работ на глубоко расположенных горизонтах. По регламенту пожарной безопасности [1] рабочие после ведения взрывных работ в забое отсутствуют в течение 20-30 мин, вследствие чего нет возможности обнаружить воспламенения метана, пожар активизируется и его ликвидация затруднительна из-за высокой температуры и задымленности. Рост энерговооруженности угольных шахт также увеличивает вероятность возникновения и развития подземных пожаров.

Одной из сложных задач является тушение пожара в тупиковых выработках, поскольку в современных условиях протяженность тупиковых выработок достигает 3000 м и более. Поэтому подход к пожару является невозможным, что влечет за собой применение изоляции пожарного участка, а это, как известно, способствует большим экономическим потерям.

В настоящее время существующие средства пожаротушения для угольных шахт были созданы для других пожароопасных объектов. Они, в свою очередь, имеют сложное конструктивное строение, высокую себестоимость, значительную массу, их невозможно установить в призабойном пространстве тупиковой выработки. Решением данной проблемы является создание и внедрение более эффективного средства пожаротушения так как, на шахтах такие средства в настоящее время отсутствуют. Данные средства пожаротушения должны располагаться в местах вероятного пожара тупиковой выработки и работать автономно. Такие средства должны соответствовать требованиям пожарной безопасности [1].

Для тушения пожаров в тупиковых выработках большой протяженности может быть применен автоматический порошковый огнетушитель закачного типа, разработанный на кафедре аэрологии и охраны труда НГУ совместно с НИИГД и ПБ «Респиратор [3].

Конструкция автоматического порошкового огнетушителя приведена в работе [2]. Огнетушитель должен крепиться в горизонтальном положении кронштейном к стяжке шахтной крепи на высоте 1,8-1,9 м от почвы выработки с направлением сопла в сторону забоя на вентиляционный поток воздуха, выходящий из трубопровода. При возникновении пожара огнетушитель оказывается в исходящем тепловом потоке пожарных газов, его легкоплавкий замок расплавляется, давлением сжатого воздуха разрушается герметичная мембрана запорно-пускового устройства. Газопорошковая смесь выбрасывается в призабойную зону, дополнительно, перемешиваясь с вентиляционной струей воздуха, и тушит пожар.

Предложенная конструкция автоматического порошкового огнетушителя обеспечивает постоянное поддержание давления порошковой смеси в корпусе огнетушителя, и обеспечивает постоянную дальность выдачи смеси. В огнетушителе происходит равномерное вспушивание смеси при его работе, что в свою очередь, обеспечивает полную выдачу порошка из резервуара огнетушителя. За счет чего и обеспечивается более эффективное тушение пожара.

Поэтому рекомендовано применение данного огнетушителя для тушения пожаров в тупиковых выработках большой протяженности. Однако для создания и внедрения данного огнетушителя требуются финансовые средства.

Список литературы

1. НАПБ Б.01.009-2004. Правила пожарной безопасности для предприятий угольной промышленности Украины, ООО «Промдрук», 2005. – 336 с.

2. **Пилепенко А.А.** Обоснование параметров автоматических средств пожаротушения в тупиковых выработках угольных шахт / **А.А. Пилепенко**: дис…канд. тех. наук, МакНИИ, Макеевка, 2014.

3. Пат. 82118 U Україна, МПК8 A 62 C 13/62. Порошковий вогнегасник / **Пилипенко А.А., Алексеєнко С.О., Булгаков Ю.Ф., Дікенштейн І.Ф**.; заявник і власник патенту Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет».– № U201300032; заявл. 02.01.2013; опубл. 25.07.2013, Бюл. № 14.

УДК 658.3: 622.8

Ю.М. НИКОЛАШИН, докт. техн. наук, И.П. ПОДОЙНИЦЫН, аспирант,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОРГАНИЗАЦИОННО-ТЕХНИЧЕСКИЕ МЕРОПРИЯТИЯ ПО ЗАЩИТЕ РАБОЧИХ ПЛОЩАДОК ОТ СКАТЫВАНИЯ И ПАДЕНИЯ КУСКОВ ПОРОДЫ С ОТКОСОВ УСТУПА

Одной из важнейших проблем обеспечения безопасности производства горных работ в карьере является защита от падения отдельных камней и кусков породы с уступа в рабочую зону. Рабочие уступы карьера, состоящие из породы любой крепости, подвергаются процессу разрушения, в результате которого от уступа отделяются крупные глыбы или мелкие куски породы. Интенсивность осыпания зависит в основном от выветриваемости пород, углов откосов уступов и способа заоткоски уступов. Сотрясения горных пород под влиянием взрывных работ и работы горнотранспортного оборудования активизируют развитие осыпей.

Период снижения начальной прочности до критической в крепких породах зависит, при прочих равных условиях, от степени их трещиноватости. Время начала осыпания крепких и средней крепости горных пород устанавливается путем определения их критической прочности и закономерности изменения прочности во времени. Критическая прочность пород для каждой литологической разности определяется на поверхности нескольких осыпающихся откосов с различными углами заоткоски, превышающими угол естественного откоса.

При постановке борта карьера в конечное положение необходимо учитывать движения отдельных кусков горной массы по откосу уступа и их выкатывание на его нижнюю площадку. Основным фактором, определяющим опасность этого процесса, является масса, и высота с которой скатываются отдельные куски по откосу уступа. Наиболее крупные обломки за счет качения выделяются из общей массы, набирают наибольшую скорость, выкатываются на нижнюю площадку уступа до зоны производства горных работ карьера и в результате создают угрозу работе буровых станков и другого горного оборудования.

Для обеспечения безопасности работы буровых станков рабочая площадка должна иметь предохранительное ограждение (например, насыпной вал из кусковых скальных пород). При определении высоты вала учитываются его параметры в зависимости от массы и формы кусков. Улавливающий вал должен обеспечивать защиту от его переката, перелета и разрушения препятствия двигающегося куска породы с высоты вышележащего заоткошенного уступа. Полученны зависимости, позволяющие с достаточной степенью точности определить дальности выкатывания кусков породы на берму, падения кусков породы при отражении от откоса и после скатывания по берме, полета кусков породы после отскока при падении на берму с учетом, высоты и углов откосов уступов, скоростей падения, углов отражения от откоса уступа или бермы.

При обрушении более мелкая фракция скальной массы скатывается по откосу уступа на нижнюю площадку и остается там, а более крупная - частично погасив скорость при ударе, катится по этой площадке и вновь приобретает скорость, падая вниз, пока не окажется на нижней площадке рабочего уступа, погасив свою скорость за счет трения качения. Формирование защитного улавливающего породного **вала включает** использование обломков пород с укладкой в подошве внешнего **откоса вала** вдоль границы с улавливающей бермой одного рада блоков пород **фракции не** ниже 200 мм. Применение ограждающих валов на бермах позволяет увеличить высоту откосов бортов в 1,5-2 раза с сохранением безопасных условий ведения горных работ. При высоте откоса более 20 м на берме дополнительно должна отсыпаться амортизирующая "подушка" для уменьшения высоты отскока кусков породы от площадки бермы. Щебеночную подушку на поверхности бермы достаточно формировать, начиная с удаления 4 м от нижней бровки уступа, до края бермы с учетом угла естественного откоса щебеночной насыпи. Это позволит, во-первых, существенно уменьшить расход щебня, а во-вторых, создаст условия, при которых щебеночная подушка будет работать и как средство поглощения энергии движения камней, что является достаточным для предотвращения их падения на нижние горизонты. Геомеханическое обоснование безопасных уступов и берм бортов карьеров является актуальной научной и технической задачей, имеющей существенное значение для повышения экологической безопасности и эффективности отработки месторождений полезных ископаемых открытым способом.

УДК 331.45

Б. В. ШУМ'ЯЦЬКИЙ, П. М. КОЛЯДА ст., Львівський державний університет ім. І.Франка
Л. Ю. ФІРМАН ст. викладач кафедри природно-математиних наук Львівського інституту економіки і туризму

ОРГАНІЗАЦІЯ ОХОРОНИ ПРАЦІ В ГАЛУЗІ ГІРНИЧОДОБУВНОЇ ПРОМИСЛОВОСТІ

Гірничодобувна промисловість є однією зі стратегічних і суспільно значущих галузей національної економіки, потенційно здатною забезпечити стійкі конкурентні переваги України на міжнародному сировинному ринку.

Створення ефективного захисту гірників від дії шкідливих і небезпечних факторів при роботі в підземних умовах є складним організаційно-технічним і економічним завданням, що нині в достатній мірі не вирішене. Заходи з охорони праці часто виявляються недостатньо ефективними, а інколи і економічно недоцільними, бо багато з них в повній мірі не враховують як негативні природні явища, так і зміни в суспільних відношеннях, що відбуваються в останні роки.

Метою забезпечення безпеки праці в гірничій промисловості є охорона праці, збереження здоров'я, працездатності і життя працюючих.

Об'єктами безпеки гірничих робіт є умови праці і засоби безпеки, а суб'єктами — персонал гірничих підприємств з підземним та відкритим способом видобутку і переробки корисних копалин: вугілля, металевих і неметалевих руд, солі, будівельних матеріалів і таке інше.

В середньому до 30% по Україні зросла питома вага працівників, зайнятих у шкідливих для здоров′я умовах праці. На підприємствах Мінвуглепрому, гірничодобувної промисловості, металургії та металообробки число таких робітників досягає 70%. Недосконалі технології, машини і механізми, їхня несправність, невикористання засобів захисту, порушення правил техніки безпеки, режимів праці і відпочинку, масове порушення роботодавцями статті 8 Закону України «Про охорону праці» щодо забезпеченості працівників спеціальним одягом, спеціальним взуттям та іншими засобами індивідуального захисту згідно з Порядком та типовими нормами – головні причини несприятливих умов праці [3].

Спостерігається також значне погіршення здоров'я працюючого персоналу в важких умовах праці. За прогнозами, в Україні вже до 2020 р. потреба в трудових ресурсах може бути задоволена лише на 40-45%, що безумовно становить велику загрозу для економіки країни [4].

Ефективність управління охороною праці залежить від якісної системи обліку, аналізу та оцінки стану охорони праці. В цій системі визначають три групи показників: 1) оцінка наслідків несприятливих умов праці (рівень виробничого травматизму, загальної та професійної захворюваності); 2) оцінка наслідків рівня виробничого травматизму (рівень і тривалість втрати працездатності, матеріальні наслідки для працівників); 3) економічні наслідки професійних ризиків [2].

Вирішення будь-якого державного завдання, тим більше такого складного, як охорона праці, потребує системного й комплексного підходу, керування на виробничому, регіональному, галузевому й національному рівнях. Безпечна робота є позитивним чинником підвищення продуктивності та економічного росту підприємств та держави в цілому.

Підсумовуючи наведене, ми дійшли висновку – краще провести профілактику нещасних випадків, ніж компенсувати їх наслідки. Ефективніше встановити контроль з боку адміністрації підприємств і організацій за дотриманням працівниками вимог безпеки, підвищенням виробничої дисципліни, навчанням та перевіркою знань з питань охорони праці.

Список літератури

1. Закон України “Про охорону праці” № 2695-XII від 14.10.1992.

2. Залознова Ю.С. Негативні наслідки небезпечних умов праці у вугільній промисловості та шляхи її подолання / Ю.С. Залознова // Науковий журнал «Уголь Украины», лютий 2011р.

3. Статистичні дані Фонду соціального страхування від нещасних випадків на виробництві та професійних захворювань України. [Електронний ресурс]. – Режим доступу до документу.: http://www.social.org.ua

4. Рекомендації щодо впровадження заходів з профілактики виробничого травматизм у// Охорона праці. - 2010. - № 12.

УДК 622.673:681.518.5

О. О. ЛАПШИН, докт. техн. наук, проф., Криворізький національний університет,
К. І. БАТИР, магістрант, Криворізький національний університет

УДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНІЧНОГО ДІАГНОСТУВАННЯ ПІДЙОМНИКІВ

Відповідно вимог діючого законодавства [1,2] та порядку державного нагляду у сфері охорони праці України роботодавець в цехах гірничорудного виробництва повинен забезпечити проведення експертного обстеження (технічного діагностування) підйомників. До підйомників належать вантажопідйомні машини циклічної дії, призначені для переміщення працівників з інструментами та матеріалами в робочу зону проведення робіт з робочої платформи підйомника.

Експертне обстеження (технічне діагностування) – комплекс робіт з визначення технічного стану, умов і терміну подальшої безпечної експлуатації підйомника з урахуванням фактичного режиму роботи, а також визначення потреби у проведенні ремонту, модернізації, реконструкції або виведенні з експлуатації.

Нормативно-правові акти з охорони праці, які передбачають проведення експертного обстеження (технічного діагностування) підйомників і регламентують процедуру обстеження:

Порядок проведення огляду , випробування устаткування підвищеної небезпеки [3];

Методичні вказівки з проведення експертного обстеження підйомників [4].

Експертному обстеженню (технічному діагностуванню) підлягають самохідні, змонтовані на відповідному шасі, автомобільні, на спеціальному шасі, пневмоколісні, гусеничні, залізничні підйомники і причіпні підйомники, які не обладнані механізмом для пересування по дорогах і переміщуються буксиром.

Експертне обстеження (технічне діагностування) підйомників проводиться в наступних випадках:

- після закінчення граничного строку експлуатації;
- перед проведенням реконструкції;
- в разі аварії або пошкодження, причиненого надзвичайною ситуацією природного чи техногенного характеру, з метою визначення можливості відновлення;
- в разі виявлення під час проведення технічного огляду зносу (механічного або корозійного), залишкової деформації, тріщин, інших пошкоджень складових частин, деталей або їх елементів, що перевищують допустимі значення;
- в інших випадках відповідно до вимог нормативно-правових актів з охорони праці або за ініціативою роботодавця [5].

Список літератури:

1.Конституція України. Відомості Верховної Ради України, офіційне видання, від 23.07.1996 — 1996 р., № 30, стаття 141, Офіційний вісник України офіційне видання, від 01.10.2010 — 2010 р., / № 72/1 Спеціальний випуск /, стор. 15, стаття 2598.

2.Закон України «Про охорону праці».- Відомості Верховної Ради України від 08.12.1992р., № 49, стаття 669.

3.«Порядок проведення огляду, випробування та експертного обстеження (технічного діагностування) машин, механізмів, устаткування підвищеної небезпеки», Офіційний вісник України офіційне видання, від 11.06.2004 — 2004 р., № 21, стор. 68, стаття 1434, код акту 28973/2004 та Урядовий кур'єр, офіційне видання від 09.06.2004 — № 106

4. Методичні вказівки з проведення експертного обстеження (технічного діагностування) підйомників. МВ 22959884.001-2004. Підйомно-транспортна академія наук України, 21.10.2004р.

5.СОУ МПП 53.030-158:2006. Вантажопідіймальні крани, підіймальні пристрої і відповідне обладнання. Виготовлення. Загальні технічні вимоги. Видання офіційне. Міністерство промислової політики України, 2006.

УДК 504.75.05

И.И. ЧОБОТЬКО, аспирант, С.В. ТЫНЫНА, ст. науч. раб.,. Інститут геотехнической механики НАН України

ПРОБЛЕМЫ ЭКСПЛУАТАЦИИ И МЕТОДЫ ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ВОЗГОРАЕМОСТИ ПОРОДНЫХ ОТВАЛОВ

В Украине насчитывается 1500 породных отвалов, их занимаемая площадь около 165 тыс. га (4% территории Украины).

До недавнего времени вопросам теории и практики отвалообразования не уделялось должного внимания, хотя отвальные работы составляют значительную часть всего комплекса горных работ.

Породные отвалы содержат значительное количество полезного ископаемого, в составе которого содержится пирит и сернистый ангидрит.

Вместе эти два компонента вызывают серьезные проблемы в виде возникновения очагов горения при проникновении влаги и повышенной температуры окружающей среды. Поэтому столь важен контроль нормализации температурного состояния отвалов для борьбы с горением и безопасности эксплуатационных работ [1].

Проблемы эксплуатации отвалов связаны с внешними и внутренними процессами, протекающими в породных отвалах. К внешним процессам относится воздействие на поверхность породных отвалов, изменяющейся температуры окружающей атмосферы, осадков, ветра, которое приводит к разрушению части крупных кусков до размеров пыли. В сухую погоду эта пыль ветром сдувается с отвалов и уносится на значительные расстояния, загрязняя атмосферу. Установлено, что концентрация пыли при скорости ветра 3-3,5 м/сек и влажности воздуха 90% на расстоянии 150 м от породных отвалов составляет 10-15 мг/м^3. К внутренним процессам отвалов относится окисление, протекающее с выделением большого количества тепловой энергии. Это приводит к самовозгоранию углей или пород, содержащих уголь, который сорбирует на своей поверхности из воздуха молекулярный кислород, образуя с углеродом нестойкое пероксидное соединение. Последнее легко разлагается, выделяя при этом активный кислород, окисляющий уголь и превращающий его в богатые кислородом стойкие соединения [2].

Горящие отвалы представляют большую опасность для обслуживающих их рабочих и добычного оборудования, т. к. на поверхности отвала воронки не всегда имеют открытый выход, он может перекрываться тонким слоем спекшихся пород, которые легко обрушаются при движении по ним человека. Особенно часто такие воронки встречаются на контакте с рыхлыми частями ствола, которые приурочены к выгоревшим, но не уплотнившимся участкам, у трещин разлома и оседания, где есть свободный доступ атмосферного воздуха к очагам горения газов, выходящих из глубины отвала, и выход продуктов сгорания [2].

В результате анализа статистики состояния породных отвалов за 2013,2014,2015 года, определены основные факторы, влияющие на внешние и внутренние процессы, которые протекают в отвалах. Установлены категории экологической опасности на окружающую среду Таким образом мы можем повысить безопасность работ на отвалах и снизить риск возникновения пожаров и экологической опасности.[3].

Список литературы

1. Радченко В.В., Кулиш В.А., Чепига Е.В., Сторожчук В.С. Уголь Украины, 2013 год. Охрана окружающей среды. «Стан породних відвалів вітчизняних вугільних шахт»
2. Плахотній С.А., Павличенко А.В. Шляхи зменшення негативного впливу породних відвалів ліквідованих шахт на екологічний стан вугледобувних регіонів. — Матеріали міжнародної науково-технічної конференції «Форум гірників — 2016».Вип.№ 2 — с.229-233.
3. Воробьев Е.А., Сокирка С. А., Сухарь Е. А. ГВУЗ «ДонНТУ», г. Горловка, 2010 г.-стр. 1-5. Влияние породных отвалов на окружающую среду.

УДК 622.8 – 047.72:519.25

Є.І. КОНОПЕЛЬКО, канд. фіз.-мат. наук, доцент
Донецький Національний технічний університет, Покровськ, Україна

ПРО МОЖЛИВІСТЬ ПРОГНОЗУВАННЯ РІВНЯ ТРАВМАТИЗМУ У ВУГІЛЬНІЙ ПРОМИСЛОВОСТІ УКРАЇНИ ФОРМАЛІЗОВАНИМИ МЕТОДАМИ

Вугільна промисловість України не зважаючи на постійне зниження рівня травматизму, залишається найбільш небезпечною галуззю в країні. У 2016 році на вугільних підприємствах травмовано 3147 гірників, з них 100 – смертельно, що дало вклад в структуру смертельного травматизму в цілому по країні 18,7%. Для забезпечення ефективності боротьби з цим негативним явищем необхідно, крім аналіз травматизму та виявлення його причин, прогнозування рівнів травматизму на майбутнє. Інтуїтивні методи, за звичай, застосовуються або для простих об'єктів, або настільки складних, що аналітично не можливо врахувати всі фактори, що обумовлюють його параметри, а також при нестабільному в часі стану умов, які впливають на основі показники прогнозованого явища або процесу. Саме в такому стані, як вважають багато спеціалістів, знаходиться вугільна промисловість України, і тому як основний пропонується метод експертних оцінок. На наш погляд, він має дуже велику суб'єктивність. Тому ми вважаємо за доцільне розглянути можливість для прогнозування рівня травматизму у вугільній промисловості України більш об'єктивні формалізовані методи. В теперішній час такими найбільш використаними для прогнозування є метод найменших квадратів, статистичний метод, метод ковзкої середньої та метод, який вважається найбільш універсальним, експоненціального згладжування. Зрозуміло, що формалізоване прогнозування не може враховувати якихось кардинальних змін в технології або новітніх засобів безпеки, але воно висвітлює тенденцію, що є необхідною умовою для розробки засобів та/або заходів для зменшення ризиків травмування гірників.

Проаналізуємо можливість застосування з вищевказаною метою такого прогнозування за результатами проведеного аналізу травматизму за 2006-2016 рр. на шахті «Україна» ДП «Селидіввугілля», який, як показали дослідження, добре корелює з цим показником у вугільній промисловості України взагалі. Критерієм можливості їх застосування є, на наш погляд, похибка, яка визначається при порівнянні коефіцієнтів частоти травматизму за минулі роки та прогнозованих цими методами. Методи найменших квадратів та статистичний дають велику невизначеність (>25%), але що важливо, що в межах розрахованих похибок прогнозовані значення співпадають. Метод ковзкої середньої, навіть модернізований нами, також дає велику невизначеність (від 20% до 40%), яка залежить від розміру інтервалу згладжування та розміру періоду, який передує прогнозованому періоду. Такі великі значення невизначеності обумовлені різкими коливаннями коефіцієнту частоти травматизму (майже до двох разів), що призводить до невизначеності в такі періоди до 50%. При прогнозуванні методом експоненціального згладжування важливе значення має вибір коефіцієнта згладжування α та початкового експоненціального зваженого значення Uo, яке в I способі приймається рівним середньому арифметичному всіх значень за попередній період, а у II способі приймаємо за Uo його. Розрахунки для двох способів вибору Uo з α=0,2 (яке отримано з формули, що рекомендована професором Брауном) дало дуже великі похибки (більше 40% та 90% для двох способів відповідно). Тому в роботі були проведені розрахунки, при варіації α від 0,2 до 0,9. З'ясувалося, що зі збільшенням α невизначеність зменшується і становить 5,1% та 11,5% для I та II способів вибору Uo.

Таким чином:

- формалізованими методами прогнозування травматизму у вугільній промисловості можливе;
- найбільш достовірні дані дає метод експоненціального згладжування;
- при наявності попередніх вимірювань як Uo слід використовувати середнє значення за попередній період, що зменшує невизначеність у два рази;
- для збільшення достовірності прогнозу необхідно проварювати в розрахунках значення α і для подальших розрахунків вибрати те, що дає найменшу невизначеність.

УДК 622.235.535.2

А.Н. ХОЛОДИЛОВ, канд. физ.-мат. наук, доц.,
Санкт-Петербургский горный университет, Россия

МЕТОДОЛОГИЯ ОПЕРАТИВНОГО ПРОГНОЗИРОВАНИЯ СЕЙСМИЧЕСКОГО ДЕЙСТВИЯ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ

Взрывные технологии широко применяются для отбойки горной массы при открытом и подземном способах разработки месторождений полезных ископаемых, однако, они сопровождаются негативным сейсмическим действием взрыва на объекты промышленной и социальной инфраструктур, особенно, на ранних этапах развития горных работ на предприятиях. Это выражается в угрозах повреждения элементов конструкций зданий и сооружений и даже в их частичном разрушении [1]. Кроме того, достаточно часто возникают жалобы со стороны производственного персонала и населения на сейсмическую вибрацию зданий.

Современные методы прогнозирования сейсмического действия взрыва базируются на известной формуле М.А.Садовского, в которой скорость смещения грунта в основании сооружения выражается через приведенное расстояние (приведенный заряд, приходящийся на одну ступень замедления) и параметры грунта (коэффициент сейсмичности и коэффициент затухания сейсмических волн). Коэффициент сейсмичности и коэффициент затухания сейсмических волн считаются независимыми параметрами. В последнее время широко обсуждаются методы прогнозирования сейсмического действия взрыва на основе искусственных нейронных сетей, дающие гораздо более надежные оценки скорости смещения грунта. К основным недостаткам указанных методов следует отнести необходимость наличия весьма обширной экспериментальной базы по сейсмическому действию взрыва, что приводит к большим временным и материальным затратам, необходимым для определения оптимальных параметров буровзрывных работ по сейсмическому фактору.

Оперативность прогнозирования сейсмического действия массовых взрывов можно повысить путем уменьшения количества определяемых параметров грунта до одного, используя функциональную связь между коэффициентом сейсмичности и коэффициентом затухания сейсмических волн, а также в результате использования классификации источников сейсмических колебаний по интенсивности сейсмического действия взрыва [2]. Выражение коэффициента сейсмичности через скорости распространения поверхностных и продольных сейсмических волн также приводит к надежным оценкам скорости смещения грунта, так как в этом случае коэффициент сейсмичности оказывается менее чувствительным к установке датчика сейсмических колебаний.

В результате исследований сейсмического действия массовых взрывов, проводимых на подземных рудниках, на надшахтные сооружения было выявлено более быстрое возрастание скорости смещения грунта при увеличении приведенного заряда нежели, чем это вытекает из формулы М.А.Садовского [1]. Из этого следует, что при определенной ситуации система грунт – наземное сооружение сама становится источником опасных сейсмических колебаний. Физическими предпосылками такого поведения указанной системы могут служить условия для возникновения стоячих сейсмических волн.

Приведенный комплекс технических решений апробирован на объектах Новоширокинского рудника, в железнодорожном тоннеле, заложенном вблизи Коршуновского ГОКа, на карьерах строительных материалов Ленинградской области. Установлено, что высокая надежность прогнозирования скорости смещения грунта достигается при сравнительно небольшой выборке экспериментальных данных.

Список литературы

1. **Холодилов А.Н.** Методология оценки сейсмической безопасности массовых взрывов, производимых на подземных рудниках, вблизи надшахтных сооружений / **А.Н. Холодилов**, **А.П. Господариков** // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2016. №2. С.320-328.

2. **Белин В.А.** Методические основы прогнозирования сейсмического действия массовых взрывов / **В.А. Белин, А.Н. Холодилов**, **А.П. Господариков** // Горный журнал. 2017. №2. С.66-69.

УДК 622.17

Е.В СТОЛБЧЕНКО, канд. техн. наук, доц., Государственный ВУЗ «Национальный горный университет», С.И. ПУГАЧ, ассистент, Государственный ВУЗ «Национальный горный университет»

ПЕРЕРАБОТКА ОТХОДОВ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

На территории нашей страны скопилось огромное количество отходов горнодобывающей промышленности. Поэтому особенно остро стоит задача комплексного использования недр и минерального сырья при разработке месторождений полезных ископаемых.

Однако существующая технология добычи и обогащения полезных ископаемых с богатым содержанием минералов приводит к тому, что приходится извлекать большие объёмы вскрышных и вмещающих пород. Поэтому, необходимо предварительно на шахтах частично обогащать эту горную массу, то есть создавать комплексы шахта – обогатительная фабрика, что позволило бы не перевозить транспортом горную массу. Эти отвалы пустых пород занимают десятки тысяч гектаров земель, кроме того неблагоприятно влияют на окружающую среду.

Между тем, отвалы открытой и шахтной разработок полезных ископаемых, как правило, являются ценным сырьем для производства ряда материалов (в основном строительных), так как содержат различного вида глины, каменные и песчаные материалы, мел и другие компоненты. Еще более ценными являются отвалы обогатительных предприятий ряда отраслей промышленности, содержащие гамму ценных компонентов. Так, на обогатительных фабриках цветной металлургии с отвальными хвостами теряется все железо, содержащееся в руде, а также значительные количества серы, окисленных соединений металлов, ряд редких и рассеянных элементов.

В настоящее время оба этих вида отходов (отвалы вскрыши и хвосты обогащения) используют незначительно. Между тем проведенные исследования, производственные испытания и опыт работы ряда промышленных производств показывают, что отходы добычи и обогащения полезных ископаемых служат прекрасным сырьем для производства пористых заполнителей бетонов, строительного кирпича и керамики, штукатурных и кладочных растворов, щебня и других материалов, пользующихся большим спросом в строительстве и других отраслях.

Уголь, содержащийся в отходах углеобогащения, может быть использован как топливо при их термической переработке (в смеси с глинистыми породами) в кирпич, керамику и в другие строительные материалы. Таким способом получают, например, аглопорит - искусственный легкий пористый заполнитель для бетонов, производство которого налажено в ряде зарубежных стран.

Производство диоксида серы, проводимое с целью уменьшения содержания серы в угле обогащение, сопровождается образованием углистого колчедана, содержащего 42– 46% серы и 5-8% углерода.

Вскрышные и попутно извлекаемые породы при добыче полезных ископаемых содержат разнообразные компоненты, являющиеся ценным сырьем для промышленности строительных материалов. Так, мел может быть использован для производства белого цемента и воздушной строительной извести, а также в производстве минеральной ваты, стекла и резиновых изделий. Из песчаных пород можно производить тарное стекло, а песчано-глинистые породы можно использовать в производстве кирпича.

В горнодобывающей промышленности нашей страны развиваются способы шахтной добычи полезных ископаемых с закладкой выработанного пространства. С целью максимального удешевления закладочных работ стремятся в качестве закладочного материала использовать как отвалы и хвосты обогащения горных предприятий, так и отходы других отраслей промышленности (шлаки, золы и т. п.).

В большинстве случаев способы добычи с закладкой применяют с целью более полной добычи полезных ископаемых, так как при обычной технологии их выемки для компенсации горного давления требуется оставлять под землей так называемые охранные целики, содержащие десятки и сотни миллионов тонн руд и твердого топлива.

Анализируя вышеуказанное на наш взгляд необходимо в Украине: провести ревизию всех отвалов этой отрасли, установить сколько их, провести анализ по установлению всех компонентов которые находятся в этих отвалах, привлечь государственные средства, средства инвесторов и превратить страну производящую продукцию, а не быть сырьевой базой для других. Изучив все возможные методы переработки: химико-технологические, термические, физико-химические и другие, начать переработку этих отходов, тем самым можно значительно повысить экономическое состояние этой промышленности и улучшить экологическое состояние страны.

УДК 504 (075.8)

ЧАСОВА Е.В., МОВЧАН В.В., кандидати хім. наук, доц.,
ДЕМЧИШИНА О.В., канд. хім. наук, асистент, Криворізький національний університет

ВПЛИВ СПОЛУК ЦИНКУ НА НАВКОЛИШНЄ СЕРЕДОВИЩЕ ТА ЗДОРОВ'Я ЛЮДИНИ

Цинк відноситься до d-елементів, які ще мають назву «перехідних». Крім того цинк входить до числа есенціальних (тобто життєвонеобхідних) елементів. В той же час цинк – це важкий метал і у високих концентраціях є токсичним. Джерело попадання важких металів в організм людини – це повітря, ґрунт, вода, їжа.

Дослідження про накопичення важких металів у рослинах регіону Кривбасу, які людина вживає в їжу, показали, що рослини, які зростають поблизу металургійного комбінату містять надто високі концентрації «важких металів» [1]. У ґрунті санітарно-захисної зони металургійного комбінату були знайдені всі метали (у тому числі і цинк), які використовуються для легування сталей. Дослідження показали, що максимальні дози сумарного добового надходження окремих металів, у тому числі і цинку у 3-3,5 рази перевищують допустиме добове навантаження [2]. Значний вклад у забруднення важкими металами, окрім металургійних і гірничодобувних підприємств, додає і господарсько-побутова діяльність, у тому числі і за цинком [3]. Еколого-гігієнічна характеристика ґрунту несе, вірогідно, найбільш достовірну інформацію про тривале надходження забруднюючих сполук ніж інформація з усіх інших середовищ, суміжних з ґрунтом (повітря, стічних вод, твердих відходів). Відомо, що накопичення важких металів у ґрунті призводить до зменшення його родючості, а також негативно позначається на стані здоров'я людини.

Перспективним напрямом оптимізації стану навколишнього середовища індустріальних районів Кривбасу можна розглядати екологічне моделювання. Використання розрахункових математичних моделей надходження важких металів в ґрунт дає змогу спрогнозувати оптимальні показники викидів пилу в повітря гірничо-збагачувальними комбінатами. Контроль вмісту того ж цинку в ґрунті і воді, наприклад, можна проводити хімічними або фізико-хімічними методами аналізу з певною періодичністю, що і підтверджують наші дослідження. Для визначення рухомих форм цинку в ґрунтах готувалась витяжка. До 50 г ґрунту, доведеного до повітряно-сухого стану і пропущеного скрізь сито з діаметром отворів 1 мм, додавали 500 $см^3$ розчину HCl (C_e = 1 моль/$дм^3$) і струшували протягом 1 години. Фільтрували крізь паперовий фільтр (біла стрічка). Аналіз ґрунтів проводили фотоколориметричним методом на колориметрі КФК-2 з дитизоном з товщиною кювети ℓ = 20 мм, з світлофільтром №5 (540 нм), який визначили, як оптимальний для цього аналізу. В якості розчину порівняння використовували розчин CCl_4.

Аналіз води проводився таким чином. 100 $см^3$ зразка води переносили в ділильну лійку, додавали декілька крапель фенолфталеїну, 5$см^3$ розчину цитрату натрію (ω = 10%) і нейтралізували аміаком до появи слабо-рожевого кольору. Струшували протягом 3 хвилин з 3 $см^3$ розчину дитизону в CCl_4 (ω = 0,01%) і після поділу фаз дитизоновий прошарок зливали в чисту ділильну лійку. Екстракцію продовжували до тих пір, доки дитизон не перестане змінювати свій первісний зелений колір. Об'єднані дитизонатні екстракти обробляли розчином HCl (C_e= 0,02 моль/$дм^3$). Хлоридний розчин, який містить цинк, переносили в мірну колбу ємністю 250 $см^3$. В аліквотній частині розчину визначали цинк на КФК-2 так, як описано вище.

Отже, проведені дослідження показали, що метод фотоколориметрії дозволяє проводити визначення кількісного вмісту цинку у ґрунті і пробах води. Тому вважаємо перспективним напрямом подальшої роботи оптимізацію методик фотоколориметричних визначень важких металів в ґрунті і воді Кривбасу з встановленням їх метрологічних характеристик.

Список літератури

1. **Гапон В.А.** Особенности загрязнения территории санитарно-защитной зоны металлургического комбината тяжелыми металлами техногенного происхождения // Довкілля та здоров'я. – №3(14). – 2000. – С.25-27.

2. **Белецкая Э.Н.** Гигиеническая оценка суммарного суточного поступления тяжелых металлов в организм в условиях промышленных городов // Довкілля та здоров'я. – №2(9). – 1999. – С.2-6.

3. **Горбань Т.В.** Особливості розподілу важких металів у ґрунті селітебної зони м. Кривого Рогу / Т.В. Горбань, В.О. Гапон, В.М. Савосько // Материалы II-й международной науч.-практ. конф. «Проблемы экологии и экологического просвещения». – Кривой Рог. – 2003. – С. 194-196.

УДК 614.84:622.012

О. О. ЛАПШИН, докт. техн. наук, проф., Криворізький національний університет,
О. С. КУРИЛОВИЧ, магістрант, Криворізький національний університет

МЕТОДИКА РОЗГЛЯДУ ПРОЕКТІВ ЗОВНІШНІХ ПРОТИПОЖЕЖНИХ ВОДОГОНІВ ПІДПРИЄМСТВА

Початок роботи новоутворених підприємств, початок використання суб'єктом господарювання об'єктів нерухомості здійснюється суб'єктом господарювання на підставі поданої декларації відповідності матеріально-технічної бази суб'єкта господарювання вимогам законодавства з питань пожежної безпеки, а для суб'єктів господарювання з високим ступенем ризику – також за наявності позитивного висновку за результатами оцінки (експертизи) протипожежного стану підприємства, об'єкта чи приміщення [1].

Орган з інспектування проводить оцінку (експертизу) протипожежного водогону підприємства проводить оцінку (експертизу) протипожежного стану новоутворених підприємств та об'єктів нерухомості (будівель, споруд, приміщень, їх частин).

В установленому законодавством порядку орган інспектування отримує ліцензію на зазначений вид діяльності протипожежного призначення [2].

Висновок за результатами оцінки протипожежного стану оформляється та надається суб'єктом господарювання, який проводив оцінку протипожежного стану.

Суб'єкт господарювання набуває право вчиняти дії щодо провадження господарської діяльності з дня реєстрації декларації відповідним дозвільним органом [3].

Проектні матеріали зазвичай складаються з пояснювальної записки, креслень і кошторисів.

В процесі ознайомлення з пояснювальною запискою можуть бути виявлені загальні питання зовнішнього водопостачання, які включають:

обґрунтованість вибору системи водопостачання пожежної небезпеки об'єкта та відповідність вимогам державних будівельних норм [4];

відповідність прийнятих в проекті витрат і напорів на цілі пожежогасіння вимогам державних будівельних норм [4];

доцільність пристрою пожежних водойм або, виходячи з надійності і економічності, пристрою протипожежного водогону.

Експертизу проектів протипожежного водопостачання необхідно здійснювати за ходом руху води від її джерела або водозабірної споруди до споживачів, тобто поелементно.

Методика розгляду проектів зовнішніх протипожежних водогонів підприємств передбачає здійснення наступних перевірок:

за джерелами водопостачання і споруд для забирання води;

за насосними станціями першого підйому;

за насосними станціями другого підйому;

за резервуарами чистої води (пожежними водоймами;

за проектними матеріалами водогінної мережі.

Список літератури:

1. Кодекс цивільного захисту України. Відомості Верховної Ради України, офіційне видання, від 30.08.2013 — 2013 р., № 34-35, стаття 458, Офіційний вісник України офіційне видання, від 30.11.2012 — 2012 р., / № 89/, стор. 9, стаття 3589, код акту 64336/2012..

2. ПКМУ «Деякі питання ліцензування господарської діяльності з надання послуг і виконання робіт протипожежного призначення».- Відомості Верховної Ради України від 08.12.1992р., № 49, стаття 669.

3. «Порядок прийняття в експлуатацію закінчених будівництвом об'єктів», Офіційний вісник України офіційне видання, від 06.05.2011 — 2011 р., № 32, стор. 81, стаття 1359, код акту 56190/2011 та Урядовий кур'єр, офіційне видання від 30.04.2011 — № 79.

4. ДБН В 1.1-7:2016. Пожежна безпека об'єктів будівництва. Загальні вимоги. Офіційне видання. – ДП «Укрархбудінформ». Мінрегіон України, 2017.

УДК 622.807:621.928.9

М. В. ХУДИК, канд. техн. наук, ст. викладач
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

КЛАСИФІКАЦІЯ ПИЛОВЛОВЛЮЮЧИХ АПАРАТІВ ТА ПРИСТРОЇВ ДЛЯ СТВОРЕННЯ АВТОМАТИЗОВАНОЇ БАЗИ ДАНИХ ЇХ ПАРАМЕТРІВ

Видобуток та переробка корисних копалин, будівельних матеріалів, твердого палива та інших видів сировини супроводжується виділенням забруднюючих речовин (пил, пари та гази), дія яких на робітників та людей, що мешкають поблизу промислових підприємств, може викликати у них професійні захворювання та розлади стану здоров'я.

З метою запобігання розповсюдженню забруднюючих речовин у виробничих приміщеннях та навколишньому середовищі на промислових підприємствах обладнують системи вентиляції (приточної та витяжної). Для очищення повітря від пилу в системах вентиляції застосовують відповідні апарати та пристрої: приточні системи – повітряні фільтри, витяжні системи – пиловловлювачі.

Повітряні фільтри використовують для підтримання у межах санітарно-гігієнічних норм чистоти повітря у приміщенні, а також для запобігання потраплянню в систему вентиляції пилових часток, парових сумішей, газів та ін. Згідно стандартів DIN 24184, DIN 24185, EN 779, EN 1882, EUROVENT 4/5 повітряні фільтри в залежності від ефективності очищення повітря підрозділяються на три класи:

1. Фільтри грубого очистки (вловлюють пилові частки розміром більше 10 мкм з ефективністю до 90 %) – застосовують для попереднього очищення, а також у приміщення з мінімальними вимогами до чистоти повітря.

2. Фільтри тонкого очищення (вловлюють пилові частки розміром більше 1 мкм з ефективністю до 95 %) – застосовують як фільтри другої стадії очищення, а також у системах кондиціювання та вентиляції лікарняних палат, адміністративних будівель, готелів та ін.

3. Фільтри особливо тонкого очищення (ефективного очищення EPA до 99,5 %; високоефективного очищення HEPA до 99,995 %; надвисокої ефективності очищення ULPA до 99,999995 %) – застосовують як фільтри остаточного очищення (абсолютного очищення) у приміщеннях з максимальними вимогами до чистоти повітря.

Промислові пиловловлювачі для витяжних вентиляційних систем за способом осадження пилових часток підрозділяють на дві групи:

1) апарати та пристрої сухого очищення;

2) апарати та пристрої мокрого очищення.

В залежності від сил, що діють на частки пилу при їх відділенні від потоку повітря, пиловловлювачі класифікують на наступні види:

- гравітаційні (переважно сухі), до яких відносять пилоосаджувальні камери;
- інерційні сухі та мокрі. До сухих інерційних фільтрів відносять одиночні та групові циклони, високоефективні одиночні циклони, батарейні, жалюзійні та інерційні апарати. Мокрі інерційні пиловловлювачі поділяють на мокроплівкові циклони, циклони-промивачі, струменеві мокрі пиловловлювачі, крапельні апарати типу Вентурі;
- тканинні сухі та змочені, до яких відносять рукавні та сітчасті фільтри;
- волокнисті (волоконні) сухі та змочені;
- електричні сухі та мокрі.

Роботу повітряних фільтрів та пиловловлювачів характеризують такі параметри: коефіцієнт очищення η; продуктивність пиловловлювача за повітрям Q (м3/год. або м3/с); гідравлічний опір фільтра ΔР (Па); швидкість фільтрації vф (м3/м2·хв або м3/м2·год.); пилоємність фільтра (г або кг); вартість очищення 1000 м3/год. повітря.

Оскільки процес вибору повітряного фільтру або пиловловлювача для різних видів промислового пилу на даний час є достатньо трудомістким, постала проблема створення єдиної бази таких апаратів та пристроїв, яка дозволить спростити цю процедуру в залежності від конкретних вхідних умов (фізико-хімічні властивості, фракційний склад та концентрація пилу, витрати забрудненого повітря, необхідні ефективність очищення та гідравлічний опір фільтра).

УДК 37.04

М.В.ДОМНІЧЕВ, О.В.НЕСТЕРЕНКО, канд. техн. наук, доценти кафедри «РАОП»
В.В. БІЛАШ, студентка кафедри «РАОП», ДВНЗ «Криворізький національний університет»

РЕКОМЕНДАЦІЇ ЩОДО ОРГАНІЗАЦІЇ ВИКЛАДАННЯ КУРСУ БЖД

В даній роботі, нами окреслено шляхи покращення засвоєння окремих елементів курсу безпеки життєдіяльності (БЖД) студентами за допомогою широкого використання наочного приладдя при проведенні практичних завдань.

Проведено огляд робіт – зокрема Н. А. Мельникова, Р. М. Федосюк, О.В. Березок та інших [1-3], численних відкритих джерел, та враховано рекомендації фахівців.

1. Перша допомога при травмах і пораненнях – основа курсу БЖД.

Оскільки людина може отримати травму чи поранення будь-коли, навички з надання першої допомоги є життєво важливими. На сьогодні, існують широкі можливості для отримання як теоретичних [4] так і практичних [5] навичок з надання першої допомоги. Але через фінансову скруту, брак часу чи віддаленість від великих міст, практична складова засвоєння необхідних навичок може бути недосяжною для значного відсотку населення. Виходячи з вищевикладеного, ми вважаємо за доцільне, проводити посилене вивчення основ надання першої допомоги під час занять з БЖД.

2. Визначення необхідних засобів для проведення практичних занять.

Для отримання практичних навичок і якісного засвоєння знань з основ надання першої невідкладної допомоги, доцільно використовувати в навчальному процесі різні медичні засоби (бинти, джгути, індивідуальні перев'язувальні пакети, бандажі тощо). [6]

Для кращого засвоєння матеріалу [7], доцільним буде залучення студентів до відпрацювання практичних навичок надання першої невідкладної допомоги одне на одному. Найкращий варіант - призначення студентів на роль постраждалого і виконання іншими необхідних дій з постійним контролем правильності виконання кожного етапу надання допомоги і зміною «постраждалого». Накладання джгута має здійснюватися на короткий час, необхідний для перевірки правильності виконання вправи (не довше ніж на 1-2 хвилини) те саме стосується пов'язок, бандажів, шин тощо.

Висновки та напрямок подальших досліджень:

1. Встановлено необхідність і актуальність проведення навчання основам надання першої невідкладної допомоги в рамках курсу БЖД.
2. Визначено основні перешкоди проведенню якісного навчання.
3. Вказано шляхи вирішення даного завдання у навчальних закладах.

Список літератури

1. **Н. А. Мельникова** та ін. Основи медичних знань та здорового способу життя/ Навчально-методичний посібник.- Саранськ: МГПИ, 2007. - 92 с.

2. Перша допомога при травмах та інших невідкладних станах. Сайт «Медицина Практична» [Електронний ресурс] http://empendium.com/ua/chapter/B27.III.23.

3. Безпека життєдіяльності Сайт «Електронні посібники ВНТУ» [Електронний ресурс] http://posibnyky.vntu.edu.ua/bjd/index.htm

4. Курс ПМД он-лайн. Сайт «Будь готовий врятувати життя»! [Електронний ресурс] http://1staidplast.org.ua/

5. Тренінги та курси Сайт «Всеукраїнська спілка парамедиків» [Електронний ресурс] https://pmgroup.org.ua/training-and-courses/

6. Аптечка на каждый день. Сайт «DRIVE2.RU» [Електронний ресурс] https://www.drive2.ru/b/2356150/

7. Озерян О.Л. Різні види візуалізації навчальних матеріалів. Навчальний посібник – К.: Національна академія педагогічних наук України. Університет менеджменту освіти, 2014. – 39с.

УДК 666.76.001.2

В.Ю.ТИЩУК д-р. техн. наук, доц., І.Б.КОВАЛЬОВА. ст. викладач, Криворізький металургійний інститут Національної металургійної Академії України

ЗАСОБИ ЗНЕШКОДЖЕННЯ ШКІДЛИВИХ ВИКИДІВ У КОКСОХІМІЧНОМУ ВИРОБНИЦТВІ

Коксохімічне виробництво є джерелом інтенсивного забруднення повітря робочих зон та атмосферного повітря вугільним пилом та шкідливими газами – оксидом вуглецю, оксидами азоту, диоксидом сірки, сірководнем, ціанідами, бензапіреном та іншими. Даний спектр газових компонентів найбільш складно нейтралізувати простими розчинами, наприклад, водою.

В зв'язку з цим розробка нових засобів нейтралізації шкідливих викидів в коксохімічній промисловості є актуальною науковою і технічною задачею, яка пов'язана з виконанням програм по покращенню стану атмосферного повітря, підвищенню якості життя населення, а також безпеки, гігієни праці і виробничого середовища.

При пошуку активних нейтралізуючих речовин було звернуто увагу, що ними можуть бути природні органічні сполуки. В попередніх наших роботах доведено, що на активованому вугіллі відбувається фізична сорбція газів, при цьому підкреслюється його здатність поглинати різні гази, незалежно від їх хімічної природи. Таким же чином газові молекули можуть поглинатися іншими природними сорбентами.

Аналітично встановлено, що в якості газових сорбентів доцільно використати природні глини. Склад глин включає такі інгредієнти, %: SiO_2 – 44,0 - 68,0; AI_2O_3- 5,0-28,8; Fe_2O_3- 1-15; FeO – 0,15-:-1,34; CaO- 0,8-:-9,19; MgO- 0,9-:- 4,2; K_2O+Na_2O-0,8-:-5,62; волога-6-:-22,8.

Крім того в складі глин знаходяться гумінові комплекси, які можуть поглинати шкідливі гази. Попередні наші дослідження показали, що газові молекули можуть взаємодіяти з іонами і полярними групами гумінових комплексів, тобто з іонами гуматів натрію (калію), що знаходяться в розчині, а також з гідроксильними, гарбоксильними, фенольними, карбонільними групами, наявність яких в складі гумінових кислот доведено. Ця взаємодія має електростатичний характер і по силі своїй наближається до величини ковалентного зв'язку.

Тому при проходженні газів через водну суспензію глин потенційно також може відбуватися їх поглинання. Таким чином буде здійснюватися нейтралізація газів глинами.

Непрямим підтвердженням можливості нейтралізації газів цими суспензіями є той факт, що гумусові речовини, що містяться в грунті, поглинають гази, більш енергійно в порівнянні з іншими ґрунтовими частками. При цьому основним елементом гумусу є гумінові кислоти, які входять до складу глин.

Дослідження показали, що питома сорбція монооксиду вуглецю становить 10-12 мг на 1 г зеленої глини. Також проведено дослідження по нейтралізації оксидів азоту та диоксиду сірки з використанням зелених глин. Результати досліджень показали, що глини є ефективним засобом нейтралізації цих шкідливих газів. Дослідження проводилися на водяних розчинах глин та показали, що питома сорбція газів на глинах становить 40-70 мг на 1 г . Значно більша питома сорбція цих газів в порівняні з монооксидом вуглецю обумовлена тим, що частина газових молекул розчиняється у водяному середовищі розчину, який має лужний показник.

Технологічна доцільність використання водяних розчинів зелених глин обумовлена їх фізико-хімічними характеристиками. У мікроскопічному вимірі глини представлені об'єднанням часток з розмірами меншими 2 мм, що заряджені переважно негативно. Проте на поверхні цих часток можуть співіснувати як негативні так і позитивні заряди. Теоретичною основою нейтралізації шкідливих газів водними суспензіями зелених глин є хімічна кінетика і каталіз. В складі зелених глин є промотори - оксиди заліза та алюмінію і платина, які підсилюють сорбційні властивості глин.

Подальші дослідження повинні бути спрямовані на поглиблене вивчення нейтралізації шкідливих газів водними розчинами зелених глин при різних їх концентраціях і витратах, а також на розробці технології введення розчинів в пилогазову гарячу пару.

UDK 536.24:697.1

L.D. TRETIAKOVA , doctor of technical science, prof., **L.O. MITYUK**, candidate of technical science, docent, National Technical University of Ukraine «Igor Sikorsky Kyiv Polytechnic Institute»

ACTUALITY OF IMPROVING PROTECTIVE CLOTHES FOR MINERS

The working conditions in the mines are characterized by the complex influence of dangerous and harmful production factors. The creation of safe working conditions is a meaningful and actual issue, an important component of which is protective clothes; therefore the quality and reliability of personal protective means (PPM) is worth improving. It will give a possibility to minimize or completely avoid the impact of all the harmful and dangerous factors on an employee. At first, it is necessary to determine the impact of harmful and dangerous manufacturing factors on miners and up-to- date models of protective clothes must be developed according to it. The range of PPM for the coal industry workers is wide enough, and about nine main types and thirty types of PPM are recommended for use.

Protective clothes (PC) is the main type of PPM, which allows to reduce significantly the risks of occurance of professional diseases, injury and contamination of miners' skin . Carbon and breed dust, falling on the human skin, causes the disease of pyoderma with the occlusion of the sweat and sebaceous glands. In order to develop the models of PC, it is necessary to analyze the influence of factors on miners who have different working conditions, taking into account mining - geological and technical conditions, different in terms of localization and intensity. In order to improve the safety of the work, it is expedient to have a distinguishing mark of light reflective materials with reflection indicators of not less than four units on PC.

All components of PC kit form a solid system, each part of which has a certain function. In general, PC kit can provide a high level of protection against aggressive production environment and be comfortable for workers. Three basic designs of PC have been developed: its first model consists of a jacket and trousers, the second one has a jacket without side seams, a solid coquette with sleeves without shoulder seams. This design of the jacket provides greater tightness. The third model has a straight jacket that is glued to the bottom in the side zones, a sepulchral clasp sewn on seven rivets creates an additional sealing to prevent water penetration. For those who work in watered mines, a waterproof suit which consists of a jacket, trousers and a headdress is made. The use of knee pads and elbow pads is a major measure for the prevention of bursitis. A set of protective clothes should be designed taking into account working conditions, the possible risks which are caused by the influence of varied harmful and dangerous factors of the production environment.

The use of such kits makes it possible to provide a normal long-term thermal state of the worker, prevent the moisture or contamination of human skin with harmful substances and reduce the rate of dustiness of the skin up to nine times.

References

1. (2016), «Day of the miner: how they work underground and how much they earn for ahard work», [«Den' shakhtarya: yak pratsyuyut' pid zemleyu i skil'ky zaroblyayut' za vazhku pratsyu»], Fakty [Electronic resource], Mode of access to the resource: http://fakty.ictv.ua/ru/ukraine/suspilstvo/20160828-1592982/, (in Ukrainian)].
2. Dolzhenkov A. F., Vorob'ev V. D., Kryuchkov A. Y., Dolzhenkov S. A. (2011), «Improving the efficiency of personal protective equipment for coal miners», [«Povyishenie effektivnosti sredstv individualnoy zaschityi gornorabochih ugolnyih shaht»], Donetsk, Donbass, 218 p. (in Russian)].
3. Tretyakova L. D. (2010), «Research and modeling of the thermal state of the worker in an insulating set», [«Doslidzheniya i modelyuvannya teplovoho stanu pratsivnyka v izolyuvanomu komplekti»], Bulletin of NTUU «KPI», Series «Mining», No. 19, pp. 154-161. (in Ukrainian)

УДК 159.944

М.В.ДОМНІЧЕВ канд.. техн..наук, доцент кафедри «РАОП», К.В.ДІБРОВ, студент кафедри «РАОП» ДВНЗ Криворізький національний університет

БЕЗПЕКА ЕКСТРЕМАЛЬНИХ СИТУАЦІЙ

Однією з задач гігієни праці, є зниження впливу несприятливих чинників для попередження виробничо-обумовлених і професійних захворювань працюючих, які необхідно розглядати як інтегральну характеристику здоров'я працівника в цілому. Дослідження екстремальної психології мають на меті вдосконалення психологічного відбору та підготовки для роботи в різних несприятливих умовах, розробку захисту від травмуючої дії психогенних факторів.

Стресостійкість.

Система особистісних якостей, які допомагають людині переносити зі вплив стресорів, без шкідливих наслідків для його організму, особистості та оточення. Залежно від своєї сили, стрес впливає на людину як позитивно так і негативно.

Відповідно до сучасних досліджень психологічна стійкість до стресів є характеристикою людини, яка полягає в декількох компонентах:

- психофізіологічному (характеристика нервової системи).
- вольовому (усвідомлена саморегуляція дій щодо ситуації).
- мотиваційному (сила мотивів визначає емоційну стійкість).
- емоційному (особистісний досвід, накопичений пережитими негативними впливами ситуацій).
- інтелектуальному (аналіз ситуації і прийняття правильного способу дій).

Розвиток стресостійкості.

Підвищення стресостійкості допомагає людині:

- виконувати поставлене завдання в стресових умовах; при зовнішніх відволікаючих факторах (поганому освітленні, шумі тощо); при психологічному тиску оточуючих людей;
- не відволікатися на критику, образи, провокації або плітки інших;
- легко знаходити вихід в гострій ситуації.

Психологія екстремальних ситуацій

Екстремальні ситуації можна визначати як несприятливий, складний стан умов людської життєдіяльності, що набув для окремої особи або групи осіб особливої значимості. Об'єктивно складні умови діяльності, що сприймаються й оцінюються як напружені чи небезпечні.

Головними принципами надання допомоги при психологічній травмі є:

- невідкладність;
- наближеність до місця подій;
- єдність і простота психологічного впливу.

Висновок та напрямок подальших досліджень:

1. Поганий психічний стан працівників при виконанні трудових обов'язків – одна з головних причин травматизму.

2. Імовірність нещасних випадків збільшується при схильності до ризику, авантюризму, недисциплінованості, легковажності, соціальної нестійкості, агресивності, імпульсивності та зниженій стресостійкості

3. Одним з шляхів вирішення проблеми стресостійкості, є введення працівником себе у стан спокою і підтримка його протягом робочої зміни та допомога в цьому колег і керівництва.

Список літератури

1. Барабаш В. И. Психология безопасности труда - СПб: СПГАУ, 1996 - 298 с.
2. Гогиташвили Г. Г. Порядок разработки и внедрения системы управления безопасностью труда на предприятии: Методичреком - Л: Облсовпроф, 1978 - 28 с.
3. Котик М. А. Психология и безопасность - Таллин: Валгус - 1981 - 132 с.
4. Психология экстремальных ситуаций: Хрестоматия / Сост. А. Е. Тарас, К.В. Сельченок-Мн.: Харвест, 2000.- 480с.
5.Тригранян Р. А. Стресс и его значение для организма / Отв. ред. навст. предисл. О. Г. Газенко. – М.: Наука, 1988-176с.

УДК 504.6(477.63-Кр.Ріг)

О.В.ПИЩИКОВА, канд. техн. наук, доц., О.А.КРЕМЕР, студетка, Криворізький національний університет

ПРОБЛЕМИ ЗАБРУДНЕННЯ ПОВІТРЯНОГО СЕРЕДОВИЩА ВІД ВИРОБНИЧИХ ПІДПРИЄМСТВ КРИВБАСУ

Гірнича індустрія має доволі широкий спектр діяльності. В м. Кривий Ріг ведеться видобуток руди відкритим і підземним способом і розташовано 8 з 11 підприємств України з видобутку та переробки залізорудної сировини.

Видобуток корисних копалин має багато як переваг так і недоліків. Основним недоліком на даний час є проблеми забруднення повітряного середовища. Приблизно 99,5% загальних викидів забруднюючих речовин в атмосферу припадає на 10 найбільших підприємств міста, таких як ПАТ «Арселорміттал Кривий Ріг», Південний ГЗК, Центральний ГЗК, Північний ГЗК, Інгулецький ГЗК та інші.

Лідером забруднення Кривбасу протягом останніх декількох десятиліть є «Арселорміттал Кривий Ріг», з помітним відривом випередив «Південний ГЗК». На нього припадає 82% від загального обсягу викидів забруднюючих речовин у атмосферне повітря по місту. На «Південний ГЗК» припадає 12% всіх викидів в атмосферу Кривого Рогу. За ним розташувалися ще три ГЗК – «Північний» (4%), «Центральний» (1%) і «Інгулецький» (0,5%).

Достатньо вказати щорічний обсяг викидів забруднюючих речовин у 80-х роках, який досягав більше мільйона тон. На сьогодні кількість накоплених відходів гірничо-металургійного виробництва складає більше 2,0 млрд.т. Перелік забруднюючих речовин, які викидаються в довкілля містить 135 найменувань, більша частина яких відноситься до токсичних. Всі ці викиди негативно впливають на людський організм. Пил, потрапляючи в організм людини, сприяє фіброгенному впливу , що полягає в роздратуванні слизових оболонок дихальних шляхів. Протягом двох останніх років в атмосферному повітрі Кривбасу спостерігається надзвичайно висока концентрація формальдегіду, який призводить до порушення функцій печінки, центральної нервової системи, захворювань шкіри, його дію пов'язують з розвитком ракових захворювань носоглотки. В гірників при тривалому вдиханні пилу виникають професійні захворювання легенів – силікози. Доля затриманих в органах дихання пилових часток різна. Частина з них виводиться за рахунок діяльності миготливого епітелію, активної перистальтики бронхів, включення захисних рефлексів – чхання, кашлю. Інша частина пилових часток поглинається фагоцитами, частково виводиться або заковтується зі слизом або з токовищем лімфи транспортується в глиб тканини.

В м. Кривий Ріг, з метою реалізації державної політики у сфері охорони навколишнього природного середовища починаючи з 2000 року діє Програма виходу з екологічної кризи міста, яка затверджена рішенням обласної ради від 31.03.2000 №210-10/XXIII та погоджена міською радою (рішення від 26.01.2000 №338). У рамках реалізації Міської програми вирішення екологічних проблем Кривбасу та поліпшення стану навколишнього природного середовища на 2016-2025 роки було виділено 654, 7 млн.грн. на охорону та поліпшення атмосферного повітря.

Стан повітряного середовища в місті дедалі погіршується. На даний час у місті проводяться численні мітинги і протести, круглі столи з представниками забруднюючих підприємств. Кілька разів проходили акції «Досить труїти Кривий Ріг». Цей заклик стосувався комбінатів, зокрема й промислового гіганта – «АрселорМіттал». Криворіжці обурені тим, що промисловий гігант не виконує взяті на себе екологічні зобов’язання, адже підприємство не припиняє забруднювати навколишнє середовище.

Таким чином, необхідно виробити ефективну модель взаємодії промислових підприємств з містами, де вони працюють . На нашу думку реалізація природоохоронних заходів вищезазначеної Міської екологічної програми потребує постійного контролю з боку виконкому міської ради, депутатів міської ради та громадських організацій. Від виконання природоохоронних заходів залежить стан довкілля нашого міста, а значить комфорт і безпека проживання криворіжців.

УДК 622.807

О. Я. ТВЕРДА, канд. техн. наук, старший викладач, Національний технічний університет України, «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»

ПІДВИЩЕННЯ РІВНЯ ЕКОЛОГІЧНОЇ БЕЗПЕКИ ГІРНИЧОПРОМИСЛОВИХ КОМПЛЕКСІВ З ВИРОБНИЦТВА ЩЕБЕНЮ

Об’єми виробництва щебеню в Україні постійно зростають. Підвищений попит на високоякісний щебінь пов’язаний і з виконанням державних програм будівництва доріг та доступного житла [1]. При відкритій розробці родовищ скельних порід спостерігається значний вплив на навколишнє середовище, основними факторами такого впливу є масові вибухи на кар’єрах (виділення пилогазової хмари в атмосферу), навантаження та транспортування гірничої маси (підняття пилу, газовиділення при роботі дизельних двигунів), переробка мінеральної сировини на дробильно-сортувальних заводах (шум, вібрація, пиловиділення), відвалоутворення (пиловиділення, заняття родючих земель під відвали), складування готової продукції на відкритих складах (пиловиділення) [2]. Окрім того, всі кар’єри будіндустрії характеризуються підвищеним радіаційним фоном, а території радіаційного забруднення зростають за рахунок розширення кар’єрів, відвалів та розсіювання сировини [3]. В Україні, яка володіє значними запасами гранітної мінеральної сировини, близько 40 % родовищ розташовані поблизу населених пунктів, магістральних шляхів сполучення і інших об’єктів громадського призначення [2], що створює ризик не лише для навколишнього середовища, але й для населення прилеглих територій.

Вивчення екологічної обстановки навколо гірничопромислових комплексів з виробництва щебеню, обґрунтування й розробка заходів для поліпшення цієї обстановки є важливою складовою забезпечення екологічної безпеки окремої території. Для досягнення цієї мети запропоновано наступний алгоритм.

Підвищення рівня екологічної безпеки буропідривних робіт. Розробити спосіб зменшення обсягу викидів пилу, оксидів азоту та вуглецю, утворених внаслідок підривання вибухових речовин у свердловинних зарядах; встановити закономірності зміни обсягу дрібнодисперсних фракцій гірничої маси (пилу) від параметрів розташування свердловинних зарядів та анізотропії масиву.

Оцінка впливу процесів транспортування та подрібнення гірничої маси на стан прилеглих територій. Розробити рекомендації щодо підвищення рівня екологічної безпеки процесів транспортування та механічного подрібнення гірничої маси.

Підвищення рівня екологічної безпеки відвалів. Провести оцінку токсичності ґрунтів прилеглих до гранітних кар’єрів територій методами біоіндикації [4], дослідити процес поширення пилу в атмосфері внаслідок пиління відвалів, розробити заходи щодо підвищення рівня екологічної безпеки відвалів [5].

Дослідження радіаційного фону гранітних кар’єрів. Дослідити динаміку зміни радіаційно-гігієнічного фону з розвитком гірничих робіт в кар’єрах [3], провести оцінку радіаційного фону гранітних кар’єрів, розробити заходи щодо зменшення радіаційного навантаження на стан навколишнього середовища в районі розміщення гранітних кар’єрів.

Список літератури

1. **Диняк С. В.** Розробка циклічно-поточної технології виробництва щебеню на гранітних кар’єрах: автореф. дис. на здоб. наук. ступеня канд. техн. наук: спец. 05.15.03 «Відкрита розробка родовищ корисних копалин» / **Диняк С. В.** – Київ, 2016. – 16 с.

2. **Симоненко В. І.** Технологічні схеми відкритої розробки гранітних кар'єрів, що забезпечують безпеку території у зменшеній санітарно-захисній зоні / **В. І. Симоненко, Л. С. Гриценко** // Форум гірників – 2013: матеріали міжнар. конф., 2-5 жовтня 2013 р. – Дніпропетровськ, 2013. – Т.1. – С. 124-130.

3. **Тверда О. Я.** Динаміка зміни радіаційно-гігієнічного фону з розвитком гірничих робіт у гранітному кар’єрі / **О. Я. Тверда, А. О. Меркулова, К. К. Ткачук** // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва. – 2016. – Вип. 2 (18). – С. 57-64.

4. **Тверда О. Я.** Обґрунтування вибору рослинних тест-систем для оцінки токсичності грунтів прилеглих територій гранітних кар'єрів / **О. Я. Тверда, І. В. Косяк** // Вісник Національного технічного університету України "Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського". – 2017. – №33. – С. 69-77.

5. **Тверда О. Я.** Визначення рівня pH грунтів прилеглих територій до відвалів гірських порід / **О. Я. Тверда, Ю. А. Молодець, К. К. Ткачук, Н. А. Шевчук** // Science and Education a New Dimension. Natural and Technical Sciences. – 2016. – IV (12), Issue: 110. – С. 25-27.

УДК 614.895.5:621

Т.В. КОСТЕНКО, канд.техн.наук, докторант кафедри охорони праці
ДВНЗ «Донецький національний технічний університет» (м.Покровськ)

УДОСКОНАЛЕННЯ ПРОТИТЕПЛОВОГО ЗАХИСТУ РЯТУВАЛЬНИКІВ

Найчастіше робота гірничорятувальників та пожежних рятувальників при ліквідації аварій відбувається в умовах високої температури оточуючого повітря та дії інтенсивного теплового випромінювання. Причиною, що призводить до теплових уражень та їх ускладнень, є недостатня захисна дія протитеплових засобів, що знаходяться на оснащені рятівних підрозділів.

Ефективним є рішення активної протидії нагріву рятувальників шляхом використання холодоагентів, наприклад розміщенням всередині захисної оболонки водокрижаних охолоджуючих елементів. Запас холоду, що заздалегідь приготований в холодильних пристроях і розміщений в спецодязі, дозволяє збільшити час перебування рятувальників в зонах дії підвищених температур. Але ресурс подібних засобів обмежений внаслідок недопущення надмірного навантаження рятувальників значною масою охолоджуючих елементів, це стримує тактичні можливості пожежних підрозділів.

Ресурсне обмеження при використанні такої конструкції можна оминути шляхом переходу від автономної системи охолодження з використанням охолоджуючих елементів до відкритої (шлангової) [1]. В ній холодоагент, який поступає із пожежного рукава, рухається по розміщеним в середині костюму трубкам, які охоплюють поверхню тіла, а потім, відібравши тепло з підкостюмного простору, виливається назовні. Проточна схема охолодження дозволяє використовувати практично без обмеження значні об'єми рідкого холодоагенту. Проведені полігонні випробування такої конструкції продемонстрували тривалість 23 *хв* набору підкостюмної температури від 25 до 40°*C,* при цьому зовнішня оболонка була постійно нагріта до 180…220°*C.* Під час випробувань до костюму подавали близько 2 *л/хв* води з температурою *t1* близько 23…25°*C.*

Перевагою такого технічного рішення є також відсутність додаткового навантаження на рятувальника поза зоною нагріваючого мікроклімату при зупиненому охолодженні, маса сухих трубок значно менша від маси охолоджуючих елементів. Шлангова схема подавання холодоагенту частково обмежує переміщення ствольщиків, вона є проблемною при захисті рятувальників, що знаходяться на відстані від пожежних трубопроводів. Недоліком конструкції є, також, нагрів до високої температури зовнішньої оболонки та загроза її термодеструкції.

Цикли епізодичного екстремального теплового навантаження-розвантаження зовнішньої оболонки захисного костюму під час кількох пожеж призводять до накопичення деформацій, термодеструкції і поступової втрати протитеплових властивостей костюму. Це визначає скорочення строку експлуатації амуніції та збільшує ризики теплових травм особового складу. Для подолання цього недоліку пропонується перейти до зовнішнього охолодження костюму при шланговій схемі проточного подавання води. На відміну від відомих технічних рішень по зовнішньому охолодженню рятувальників, запропоновано створювати над поверхнею і на поверхні оболонки костюму водяний екран, який забезпечує ефективне поглинання теплової енергії та винос її назовні [2]. Температура оболонки не перевищує температуру холодоагенту, який не прогрівається більше 100°*C*. Можливим є створення пінного захисного шару на поверхні оболонки.

Використання запропонованих конструктивних рішень дозволить значно збільшити захисний ресурс протитеплових засобів і знизити ризик виходу їх з ладу під час ведення аварійних робіт.

Список літератури

1. Патент на корисну модель України №109668 «Теплозахисний костюм» МПК A62B 17/00, A41D 13/02 /Автори: **В.К. Костенко, О.Л. Зав`ялова, Т.В. Костенко, Г.В. Зав`ялов, В.М. Покалюк**/ опубл. 25.08.2016, Бюл. №16.
2. Патент на корисну модель України № 115193 «Охолоджуючий пристрій теплозахисного костюму» МПК (2017.01) A62B17/00, A41D13/002 (2006.01). / Автори: **В.К. Костенко, Т.В.Костенко, В.М. Покалюк, А.О. Майборода, О.М. Нуянзін, А.А. Нестеренко** / опубл. 10.04.2017, Бюл. №7.

УДК 621.1.016.7:697.34 (0.75)

О.М. ГОЛИШЕВ, д-р техн. наук, проф.,
В.І. ДЕНЬГУБ, В.А. КОНОВАЛЮК, кандидати техн. наук, доц.
Криворізький національний університет

ДОСЛІДЖЕННЯ ЕКСЕРГЕТИЧНОЇ ЕФЕКТИВНОСТІ ШВИДКІСНИХ ТЕПЛООБМІННИКІВ ДЛЯ ГАРЯЧОГО ВОДОПОСТАЧАННЯ

Внаслідок впливу різних факторів в галузі теплопостачання України утворилась негативна ситуація в забезпеченні централізованим гарячим водопостачанням мешканців житлових будинків. Перспективним напрямком виходу з такої ситуації є відмова від теплових мереж багатокілометрової протяжності шляхом: децентралізації теплових котелень; введення в експлуатацію групових або будинкових котелень; використання альтернативних (відновлювальних) джерел теплової енергії.

В зв'язку з цим виникає необхідність проведення аналізу доцільності використання швидкісних теплообмінників для централізованої підготовки гарячої води для потреб населення.

На основі застосування відомих законів термодинаміки розроблена методика розрахунку ексергетичного ККД (ЕККД), як для окремих елементів теплообмінних апаратів, так і для всієї конструкції. На основі відомих теплотехнічних даних виконані розрахунки ЕККД одноступеневих і двоступеневих теплообмінників. Результати розрахунків наведені в таблиці 1.

Таблиця 1

Розрахункові значення ексергій, анергій та ексергійних ККД швидкісних теплообмінників

№ з/п (умовна назва теплообмінника)	Ексергія теплового потоку, кВт			Ступінь 1 теплообміну				Ступінь 1 теплообміну				Ексергійні ККД		
	загальна, $e = Q$	ступеня 1, $e_1 = q_1$	ступеня 2, $e_2 = q_2$	мережевої води		водопровідної води		мережевої води		водопровідної води		ступеня 1 η_1	ступеня 2 η_2	теплообмінника 4
				анергія a_{r1}, кВт	ексергічний ККД η_{r1}	анергія a_{x1}, кВт	ексергічний ККД η_{x1}	анергія a_{r2}, кВт	ексергічний ККД η_{r2}	анергія a_{x2}, кВт	ексергічний ККД η_{x2}			
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
1	300	–	300	–	–	–	–	33	0,90	54	0,85	–	0,77	0,77
2	192	–	192	–	–	–	–	39	0,88	45	0,87	–	0,78	0,78
3	400	230	170	13,8	0,94	25,3	0,90	13,8	0,94	11,9	0,94	0,85	0,87	0,86
4	300	132	168	10,6	0,96	20,0	0,90	8,5	0,94	11,8	0,93	0,81	0,89	0,85
5	4570	2770	1800	304,7	0,90	332	0,89	12,6	0,91	126	0,93	0,81	0,88	0,84

Встановлено, що ЕККД одноступеневих теплообмінників коливаються в межах 0,74÷0,77, а двоступеневих – 0,84÷0,86 і практично не залежать від конструкції (кожухотрубні чи пластинчасті) та способу підключення до трубопроводів теплової мережі (змішаний чи послідовний).

Втрата ексергії в швидкісних теплообмінниках з фізичної точки зору пояснюється зміною температур (питомою теплоємністю) при теплообміні і відведенні нагрівальних потоків за межі системи гарячого водопостачання. Підвищення значення ЕККД можливо за рахунок збільшення кількості секцій теплообміну, але з практичної точки зору воно недоцільне і більш глибоке охолодження нагрівального теплоносія може викликати порушення температурного режиму систем опалення.

Перехід до групових і індивідуальних систем теплопостачання обмежує застосування швидкісних теплообмінників для гарячого водопостачання і їх використання доцільне в теплових мережах з потужними джерелами теплоутворення, наприклад від ТЕЦ або промислово-опалювальної котельні. Для ефективного використання теплової енергії в процесі підготовки гарячого водопостачання бажано використовувати теплообмінники-змішувачі теплових потоків.

Секція
«Збагачення корисних копалин»

УДК 622.7

Т. А. ОЛІЙНИК, д-р техн. наук, проф., А. Ю. СКЛЯР, студентка
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ СТРУКТУР ПІРОТИНУ РУД ПРАТ «ЦГЗК»

На збагачувальній фабриці ПрАТ «ЦГЗК» перероблюються магнетитові кварцити Артемівськго, Петровського родовищ, Великої Глеюватка та шахта Орджонікідзе.

Мінеральний склад залізистих кварцитів представлено магнетитом, гематитом, карбонатами, силікатами, кварцом та сульфідами заліза Сірка вміщується у двох сульфідах заліза: піриті та піротину. Сульфіди заліза концентруються у силікатно-магнетитових та магнетито - силікатних різновидах Петровського родовища. При схемі магнітного збагачення більш 60 % сірки переходить у магнітний продукт.

Визначено, що у концентраті знаходиться піротин у вигляді моноклінного різновиду, 94 % його має присутність у вільному вигляді та крупнисті 10-40 мкм. Сульфідні мінерали та магнетит мають близьку щільність, але розрізняються магнітними властивостями. Пірит та гексагональний піротин – немагнітні мінерали, моноклінний піротин - феромагнетик. Магнітна сприятливість піротину на порядок нижче, коерцитивна сила у два три рази більша, а залишкова намагніченість у 2-4 рази менша, ніж у магнетиту. Сірка, яка представлена моноклінним піротином, частково остається у концентраті магнітної сепарації.

Однієї з основних властивостей піротину, є мінливість його складу, що характерна навіть для одного зразка. Пірит-FeS_2 містить 46.6% Fe, 53,4% S. Пірит має кристали кубічних грат, в яких іони сірки сильно зближують і утворюють пари S_2^2 з гомополярним зв'язком. Піротин - $Fe_{1-x}S$ і по хімічному складу має надлишок сірки (замість 36,4% вміст сірки доходять до 30-40%) і є твердим розчином Fe_2S_3 або Fe_3S_4 в сірчистому залізі.

Кристалічна структура представлена гексагональними решітками. До мінералів групи піротину відносять всі природні сполуки складу Fe+xS, серед них виділяється троіліт (FeS), моноклінний піротин (Fe_9S_{10}-$Fe_{11}S_{12}$).

При поясненні відмінностей і технологічних властивостях мінералів групи піротину необхідно відзначити сильний ковалентно-металевий характер зв'язків. У разі надлишку атомів сірки в кристалічній решітці піротину з'являється деяка кількість вільних октаедричних порожнеч, зайнятих в нормальних структурах атомами металу.

В цьому випадку для погашення загального негативного заряду аніонів S^{2-} частина іонів заліза повинна мати тривалентний позитивний заряд. Параметри кристалічної решітки змінюються залежно від речовинного складу мінералу. Берто припустив, що Fe_7S_8 має надструктуру, що виникла у наслідок наявності вакансій в позиціях заліза. Розглянувши енергії впорядкування вакансій на основі електростатичної моделі Берто запропонував модель, в якій баланс валентності підтримується іонами Fe^{3+}, розташованими в тих же шарах, що і вакансії.

Передбачається формальна схема валентності типу $S_5^{2+} + S_5^{3+} + S_8^2\, Fe_5^{2+}Fe_2^{3+}+S_8^{2-}$. Вказана модель описується як зверхструктура 2A, 2B, 4C. Крім розглянутих структур троіліта і моноклінного піротину велике число типів структур і надструктур було виявлене у природних і синтетичних піротинах.

У природному піриті можуть виявлятися напівпровідникові властивості *n*-типу в одному і тому ж монокристалі. Було висловлено, що природний пірит, який утворюється при низьких температурах, відноситиметься до *p*-типу (дефіцит заліза), а високотемпературний пірит - до n-типу (дефіцит сірки).

Рухливість електронів в піриті може мінятися в широких межах, але, як правило, приблизно на два порядки величини перевершує рухливість дірок.

Висока швидкість окислення піротину пояснюється будовою кристалічних решіток багатосірчастих піротинів - дефектністю структури.

Дефектність структури піротину сприяє високій швидкості адсорбції кисню.

При флотації проб руди з pH близько 6,0 визначили, що піротини з відношенням S:Fe більше 1,1 флотуються краще, ніж з відношенням менше 1,1.

Таким чином, на підставі визначення енергії впорядкування вакансій, в якій чергування вакансій обмежується шарами атомів заліза в площині і кожній іншою позицією у рядах, що чергуються, в цих шарах, піротини руд ПРАТ «ЦГЗК» можливо віднести до мінералів з зверх структурами, флотаційна активність яких залежить від атомних співвідношень S:Fe.

UDC 622

I. BAIC, DSc. PhD (Engineering), Associate Prof., Branch Director, Institute of Mechanized Construction and Rock Mining – Branch in Katowice, Poland
W. BLASCHKE, Prof. DSc. PhD (Engineering), Full Professor, Institute of Mechanized Construction and Rock Mining – Branch in Katowice, Poland

RESEARCH ON THE REDUCTION OF MERCURY CONTENT IN COAL USING DRY SEPARATION METHODS

Mercury content in hard coal is relatively small. However, considering the large amounts of coal burned in Poland, considerable quantities of mercury are released to the atmosphere. Mercury occurs mainly in pyrite and marcasite included in mineral matter in coal, but it is also present in coal organic matter. Certain, sometimes substantial, amounts of mercury are found in the roof and bottom layers of coal fields, which pass to run-of-mine coal in the mining process. It is possible to remove impurities with gangue coming from these layers and impurities originating from stone inserts in coal fields. It is also possible to remove the liberated iron sulphide particles. But, as practice shows, wet enrichment methods (jigging, flotation) are often imprecise.

The concentrates contain certain amounts of gangue and sulphur compounds which results in the passing mercury compounds to commercial products.

The Katowice Branch if the Institute of Mechanized Construction and Rock Mining has been conducting research on method for deshaling of dry run-of-mine for several years. In the study a system equipped with a pneumatic vibratory separator was used.

The system, when properly adjusted, allows effective removal of these contaminants. It is therefore possible to deshale the excavated material and also to remove mercury compounds occurring in the high density fractions.

This article discusses the sources and emissions of mercury, its content in hard coal and legal considerations regarding mercury emissions. Also presented are the preliminary results of research on mercury removal using a pneumatic vibratory separator.

Preliminary studies have shown that it is possible to remove mercury from coal commercial products by using dry separation.

The use of a pneumatic vibratory separator enabled us to remove 32% - 57% of the total mercury contained in the studied steam coal samples.

The study has shown that the effectiveness of mercury removal depends on the amount of reject and middlings obtained in the dry separation process, grain class and on the form of mercury in coal (whether it accompanies organic or mineral matter).

In the authors' opinion the effectiveness of mercury removal can be increased by modifying the operating parameters of the pneumatic vibratory separator and by extending the scope of analyses to take into consideration the form of mercury occurrence in coal.

The final effect of the planned research work will be a proposal of a process set-up for the removal of mercury from steam coal accompanied by a specification of conditions for conducting the process effectively.

List of References

1. **Baic I**. et al. Application of air concentrating table for improvement in the quality parameters of the commercial product "Jaret". Journal of the Polish Mineral Engineering Society Tom. 16(1), 2015a, p. 221-226.

2. **Baic I**. et al. Nowa ekologiczna metoda usuwania zanieczyszczeń skałą płonną z urobku węgla kamiennego. Annual Set The Environment Protection. Tom 17. Wyd. Środkowo-Pomorskie Towarzystwo Naukowe Ochrony Środowiska. Koszalin, 2015b, p. 1274-1285.

3. **Baic I.** et al. Badania nad odkamienianiem energetycznego węgla kamiennego na powietrznych stołach koncentracyjnych. Annual Set The Environment Protection. Tom 17. Wyd. Środkowo-Pomorskie Towarzystwo Naukowe Ochrony Środowiska. Koszalin, 2015c, p. 958-972.

4. **Baic I.,** Blaschke W.: Preliminary Study on the Reduction of Mercury Content in Steam Coal by Using a Pneumatic Vibrating Concentrating Table. Proceedings of the 21th International Conference on Environment and Mineral Processing. VSB – Technical University of Ostrava. Czech Republic. s. 7-16.

5. **Baic I.,** Blaschke W., Dziok T., Strugała A., Sobko W.: Badanie podatności węgli energetycznych na zmniejszenie zawartości rtęci na etapie pre-combustion. Zeszyty Naukowe Instytutu GSMiE PAN Kraków. nr 98. s. 103-114.

6. Dziok T., Strugała A., Chmielniak T., **Baic I.,** Blaschke W.: Koncepcja hybrydowego procesu usuwania rtęci z węgla kamiennego. Zeszyty Naukowe Instytutu GSMiE PAN Kraków. nr 98. s. 125-136.

УДК 622

Р.И. СТУРУА, д-р техн. наук., проф., Д.Г. ТАЛАХАДЗЕ, канд. техн., наук., проф.,
А.В. АБШИЛАВА канд. техн., наук., проф., Грузинский технический университет, Грузия.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ МАЛОСУЛЬФИДНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД БНЕЛИ–ХЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ (ГРУЗИЯ)

Представленная на технологические испытания малосульфидная руда месторождения Бнели-Хеви сложена литокластическими, окварцованными туфами, трахидацитами и глинисто-обломочной породой.

Рудные минералы слагают вкрапленную, прожилково-вкрапленную, прожилковую и ячеистую минерализации. Преобладающим минералом является пирит (в пробе его порядка 3-3,5 %).

Также в руде в виде единичных зерен обнаружены: аргентит, халькопирит, сфалерит, мельниковит - пирит, галенит, лейкоксен и ковеллин.

Вкрапленность пирита выполнена зернами неправильной, реже додекаэдрической формы. Размер зерен от 15-20 мкм до 650-700 мкм, преобладают 135-180 мкм.

Крупные зерна пирита частично катаклазированы, часть зерен имеет внутри графические структуры, выполненные нерудным веществом.

Золото обнаружено, как свободное (35-37%), так и в сростковой форме.

Размер Свободных золотин достоточно большой, он составляет порядка 50-65 мкм.

В Сростковой форме золото менее крупное, размер его составляет лишь 5,7 мкм.

Находится оно в сростке с аргентитом и пиритом, а также на стыке двух этих минералов. В этом же сростке обнаружено овальное зерно самородного серебра.

По результатам рационального анализа можно судить о возможности гравитационного выделения золота.

Достаточно эффективной может быть флотация как свободного, так и сросткового золота, возможно частично ассоциированного золота.

В результате хим.анализа установлено, что содержание золота в исходной малосульфидной руде составляет 1,73 гр/тн , пирита - 3,82 %.

Выщелачивание исходной руды (кучное и чановое) несмотря на увеличению расхода цианида не дали положительные результаты и извлечение золота не превышало 50-55 %.

В результате проведенных исследовании предложено комбинированная технологоческая схема, которая предусмотривает

Гравитационное обогащение измельченной исходной руды (63,5 % класса -0,074 мкм) и в дальнеишнем флотацию хвостов гравитационного обогащения. Гравитационное обогащение осуществлялся на центробежном концентраторе - ,,ИТОМАК" - 0,1 Н.

Флотацию проводили при следующем режиме: SIPX - 20 гр/тн ; Т-92-30; pH - пульпы - 6,5-7.

Результате обогащения получен гравитационный золотосодержащий концентрат с содержанием золота 800 гр/тн , с извлечением - 28-29 % с выходом - 0.06 %; флотационный концентрат с выходом 2,8 % содержанием золота 36,2 гр/тн извлечением 58-59 %.

Общее извлечение золота составил 86-88 %.

УДК 622.226

В.С. БІЛЕЦЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., НТУ «Харківський політехнічний інститут»

OIL AGGLOMERATION OF FINE COAL

In Ukraine have carried out a series of scientific-investigative works related to applied and theoretical aspects of the coal oil agglomeration process. The investigations were carried out in Donetsk State Technical University and Coal Chemistry National Academy of Sciences(NAN) of Ukraine, Kharkiv polytechnical Institute, Institute of Biocolloide Chemistry NAN of Ukraine and also on coal preparative factories and thermoelectric power stations of Donbas. Theoretical and practical elaborations have been made, experimental results have been obtained.

Theoretical bases of the process of selective oil agglomeration are developed on the bases of modern state of physical chemistry, physical-chemical hydrodynamics, adhesion theory, solid fuel chemistry. The necessary and sufficient conditions for aggregate forming coal and oil components in water have been formulated.

The oil agglomeration process was run at a demonstration plant a capacity um to 3 t\h, also a industrial plant a capacity um to 6 t\h (on Avdiivsky coke-chemistry plants) and 30-40 t\h (on the plants "Rosija", Donetsk-region).

Object	Coal	Granulate(agglomerate)	waste
Demonstration plant	0 - 0,2 mm 14-16%-60-70%*	0,5-5 mm 6 - 15% * 15-18%**	75- 90 % *
Avdiivsky coke-chemistry plant	0 - 1 mm 60-80%*	0,2-1,2 mm 11,3-18,7%*	73-86%*
Plant "Rosija"	0 - 6 mm 53%*	0,2-6,3 mm 18-23% * 19-20%**	76-77%*

* A^d,%; ** W^r_t,%.

Besides that, we have investigated six major technological alternatives(schemes) in hydrotransport. Analysis and summarising of investigation results allow to draw a conclusion as to obvious attractiveness of the hydrotransport-agglomeration technique. Utilisation of oil granulation technique for conveyed long-distance hydrotransport system(LHS) allows the following:

to decrease moisture content of sedimentation centrifuge cake by a factor of 2-3 at a transportation distance of 250-1700 km;

to substantially reduce losses of coal fines in sedimentation centrifuge centrates at the LHS end terminal and ensure that ash content of a centrate solid phase be > 80%;

to maintain technological properties of coking coals while transportation in water flow at a distance upto 500 km.

Therefore, oil agglomeration is a perspectiv-process for coal preparation and long-distance hydrotransport.

The central problem of "coal-reagent" interaction during coal aggregation has been solved. A presence of chemical bonds, H-bonds in a "coal-oil" interphase zone, the changes in a supermolecular structure of coal during pelleting it have been established (on the example of ukrainian salty coals). Made a mathematical description of processes for forming coal-oil aggregates including kinetics. Analysis of factors which influence on the process, its mathematic models has been realized.

Rational conditions of pelleting of energetic and coking coal, coal row material and products of coal preparation plants, electric power stations, hydraulic transport systems have been determined. Results of complex study of technologic properties of coal aggregates as objects of dewatering, hydrotransportation, consumption, coking, pyrolysis and carriers at gold adhesive preparation have been presented.

The elaborated theoretical principles and experimental data served as a basis for creating about 40 new methods and devises, that permit realise the process of coal selective oil agglomeration. The universality, polifunctionality and simplicity of realizing the process of selective oil agglomeration, possibility of oil aggregation of different coals has been demonstrated.

УДК 622.333:537.32

Н. В. БИЛАН, канд. геол. наук, В. В. СОБОЛЕВ, д-р техн. наук, проф.,
ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепр
А.А. КАМЧАТНЫЙ, мл. научн. сотрудник,
Институт физики горных процессов НАН Украины, г. Днепр

ИЗМЕНЕНИЕ НЕКОТОРЫХ ФИЗИЧЕСКИХ СВОЙСТВ УГЛЕЙ, ОБРАБОТАННЫХ СЛАБЫМ ЭЛЕКТРИЧЕСКИМ ПОЛЕМ

При воздействии слабого электрического поля часть органической массы углей марок Г, К и Ж переходит в газ, возрастает концентрация парамагнитных центров, происходит сдвиг зернистости в меньшую сторону и т.д. [1]. Предполагается, что наиболее интенсивные фазовые переходы угля в газ обусловлены разрывом слабых связей углеводородных и углеродных цепочек, а также спонтанным распадом неустойчивых фрагментов цепочек [2].

В дополнение к результатам [1] получены экспериментальные данные, свидетельствующие об идентичности основных физических характеристик обработанных в электрическом поле образцов угля с метастабильными углями из выбросоопасных зон.

Использовался уголь с содержанием углерода 86,6 %, водорода 5,7 % (шахта им. А.Ф. Засядько). Показатель отражения витринита $R_0 \geq 1{,}03$ %, Y=18 мм, W=1,1 %. Образцы готовились из угля, измельченного до фракций 160/125 мкм. Температура нагрева при электрофизических обработках не превышала 400 К. Разность потенциалов на концах образца составляла 250 В. Плотность тока - $10^{-6} \div 10^{-5}$ А/мм^2. Время обработки каждого образца не превышало 4 часа.

Образцы угля приобретали разность потенциалов до 2700 мВ, которая обнаруживалась после выключения поляризующего тока и за время около $6 \cdot 10^3$ минут спадала до значений 0,5…0,7 мВ. Так вызванная электрохимическая активность для выброшенного угля Ж (шахта им. А.Ф. Засядько) составляет $8{,}8 \cdot 10^{-6}$, из невыбросоопасной зоны – 10^{-2}. Значение относительного спада электретной разности потенциалов (ЭРП) характеризует устойчивость поляризованного состояния угля. В углях марки Ж максимальное значение ЭРП соответствует выбросоопасным состояниям, а минимальное - выброшенным углям, у которых потенциальные возможности реализации активных твердофазных химических реакций оказываются практически исчерпанными. Измерения значений ЭПР прекращались после нескольких суток релаксации, причем ни в одном из опытов не были достигнуты значения, которые бы приблизились к нулю. Время релаксации электретного состояния составляло для различных углей от $8 \cdot 10^4$ до $2 \cdot 10^6$ с, что в сравнении с максвелловским временем релаксации (~30 с) на 3…5 порядков больше. Установленные значения спада приобретенного потенциала удовлетворительно коррелируют с концентрацией парамагнитных центров, сформированных в углях Ж. С точки зрения физического механизма здесь нет разногласий с результатами других авторов.

В следующей серии опытов образцы углей насыщались метаном в течение 15 суток. После этого записывались спектры ЯМР ^{1}Н в процессе десорбции метана. Из полученных спектров установлено, что для обработанных образцов (образцы с нарушенной микроструктурой) наблюдается значительное увеличение характерного времени десорбции метана (для угля марки Г в три раза, для марки Ж в два раза), что вероятно связано с увеличением внутренней поверхности в обработанных углях. Сравнивая ход десорбции из образцов исходного угля и обработанного электрическим полем, газонасыщенность уменьшается всего на несколько процентов, тогда как скорость выделения метана существенно возрастает.

Гравиметрический метод исследования потери массы газонасыщенными образцами (десорбция метана) при температуре 363 К показал, что темп потери массы у исходного образца выше, чем у обработанного. Аналогичная картина характерна и для образцов угля марки Г.

Список литературы

1. **Pivnyak, G.G.** Phase transformations in bituminous coals under the influence of weak electric and magnetic fields / **G.G., Pivnyak, V.V., Sobolev, A.O., Filippov** // Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. – 2012. – Volume 5. – P. 43-49.

2. **Пивняк, Г.Г.** Устойчивость углеродсодержащих фаз в углях при прохождении слабого электрического тока / **Г.Г., Пивняк, В.В., Соболев, А.С., Баскевич** // Доп НАН Украины. –2012. – №2. – С. 107-113.

УДК 661.842

З.Р. МАЛАНЧУК, д-р техн. наук, проф., О.Ю. ВАСИЛЬЧУК, канд. техн. наук, ст. викладач,
Р.В. ЖОМИРУК, канд. техн. наук, доц.
Національний університет водного господарства та природокористування

ОЦІНКА ВМІСТУ РІДКОЗЕМЕЛЬНИХ ЕЛЕМЕНТІВ У ЗОНІ СКЛАДУВАННЯ ТЕХНОГЕННОГО РОДОВИЩА ФОСФОГІПСУ

При розробці родовищ корисних копалин, їх видобутку і переробці, як правило, утворюються відходи, які забруднюють навколишнє середовище, зокрема, ґрунти і ґрунтові води. На даний час загальний обсяг накопичених в Україні твердих відходів складає 25…28 млрд. т. Вони розміщені у відвалах, загальна площа яких складає близько 180 тис. га та щорічно збільшується на 3-6 тис. га. В першу чергу, це відноситься до гірничо-металургійного комплексу, оскільки утворення відходів цієї галузі складає 90% загального обсягу усіх відходів промислового виробництва України. Відходоутворення є одною з основних причин глобальної екологічної кризи.

За матеріалами Рівненської геологорозвідувальної експедиції в Рівненській області налічується майже 1200 стаціонарних джерел потенційного забруднення ґрунтів та ґрунтових вод. Зокрема, значну небезпеку здоров'ю населення Рівненщини представляють відвали фосфогіпсу ПАТ «Рівнеазот». Це відходи четвертого класу токсичності. Із загальної кількості відходів, які є в області (16,8 млн. т.), 15,3 млн. т. зберігається у відвалах фосфогіпсів.

Для подальшого використання та переробки відходів необхідно провести оцінку вмісту рідкоземельних елементів у фосфогіпсі ПАТ «Рівнеазот», що становлять значну економічну цінність. Можлива переробка відходів даного виробництва підвищить рівень екологічної безпеки шляхом застосування більш надійних інженерних систем із екологічно безпечного зберігання відвалів фосфогіпсу.

За дослідженнями апатитової руди, що походить з Кольського півострова встановлено наявність значної кількість техногенних корисних копалин, а саме рідкоземельних елементів. Їх вміст у фосфогіпсі становить: ітрій - 100 мг/кг; ітербій – 10 - мг/кг; лантан - 500 мг/кг; стронцій - 10 г/кг.

Натурним шляхом досліджено міграцію фосфору, фтору, сірки, міді, хрому, марганцю, цинку, свинцю, кадмію, заліза, нікелю і кобальту вздовж профілю штучного ґрунтового перерізу. Результати досліджень підтвердили підвищене накопичення рухливої форми металів у ґрунтах. Забруднення ґрунтових вод відбувається переважно хромом (VI), концентрація хрому (VI) складає 0,02…850 мг/дм^3 і в 95% пробах перевищує ГДК. У той час як хром (III) у 20% проб відсутній і 30 % проб перевищує ГДК.

Вміст рухомого фосфору в ґрунті коливається від 280 мг/кг до 3100 мг/кг, що значно перевищує ГДК. На рівні залягання ґрунтових вод вміст фосфору в 2…3 рази більший ніж вище залягання рівня ґрунтових вод. Це говорить про те забруднення ґрунту виникає за рахунок фільтрації води від джерела забруднення. Таж сама тенденція спостерігається і з вмістом в дослідних зразках заліза (2500…10700 мг/кг). Вміст найбільш токсичних компонентів - свинцю, кадмію - постійно перевищує ГДК, кадмію у межах 2…10 разів, свинцю в межах 5…10 ГДК.

Аналізуючи вміст нікелю, свинцю, сірки, марганцю, кобальту і цинку в дослідних зразках спостерігаємо закономірність розподілу: вміст цих мікроелементів в зразках відібраних на глибині 3…6 м в 2…3 разів перевищує вміст цих мікроелементів відібраних вище залягання ґрунтових вод; якщо розглядати повздовжній розріз свердловини то спостерігається накопичення нікелю, свинцю, сірки, марганцю, кобальту і цинку в залежності від глибини, а на глибині 6 м відбувається зменшення концентрації цих мікроелементів.

Результати із сорбції і десорбції нікелю, свинцю, сірки, марганцю, кобальту і цинку свідчать про те, що породи не є перешкодою на шляху міграції цих мікроелементів і його нагромадження в породі спостерігається тільки в зоні повного водонасичення за рахунок заповнення порового простору. В зв'язку із збільшенням глибини відбору зразка зменшується пористість ґрунту і коефіцієнт фільтрації, а, отже, зменшується поровий простір – це приводить до зменшення відповідних мікроелементів в ґрунті.

УДК 622.765.06;

К.Т.КОШЕРБАЕВ, канд.техн. наук, проф., Казахский Национальный Исследовательский Технический Университет имени К.И.Сатпаева, Казахстан
М.Р. ШАУТЕНОВ , канд.техн. наук, проф., Казахский Национальный Исследовательский Технический Университет имени К.И.Сатпаева, Казахстан
Г.Е. АСКАРОВА , преподаватель, Казахский Национальный Исследовательский Технический Университет имени К.И.Сатпаева, Казахстан

РАССМОТРЕНИЕ ВОПРОСОВ СЕЛЕКЦИИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РУДЫ МЕДНО-СВИНЦОВО-ЦИНКОВО-ПИРИТНОГО КОНЦЕНТРАТА

Полиметаллические медно-свинцово-цинковые руды являются наиболее сложными и трудными объектами для селективной флотации. Сложность руд усуглубляется еще присутствием значительного количества сульфидов железа как пирита. Нередко в этих рудах сульфиды встречаются в агрегатно вкрапленном виде в пустой породе. В таких случаях становится целесообразным обогащение медных минералов по коллективной схеме флотации с последующей селекцией коллективного концентрата.[1-3]

Разделение коллективного сульфидного концентрата в настоящее время осуществляется по двум принципиально различным схемам:

1. Сначала из него выделяется, как в случае рудной флотации медно-свинцовый концентрат при депрессии сфалерита и пирита цинковым купоросом и цианидом.

Сравнительный анализ практики применения и результаты многочисленных исследовательских работ выявил основной недостаток схемы с выделением из коллективных концентратов сначала медно-свинцового концентрата. За счет неглубокой депрессии цианидом переходит часть сульфида цинка и, наоборот, при полной депрессии последнего путем повышения расхода цианида часть сульфидов меди теряются в хвостах медно-свинцовой флотации.

2. По второй схеме сначала выделяют медный концентрат при депрессии других сульфидов обработкой коллективного концентрата сернистым газом, цинковым купоросом, известью, крахмалом при pH пульпы 5.8-6.3. Из хвостов медной флотации флотируют галенит после обработки пульпы цианидом, цинковым купоросом и содой при pH=1 1-11.5 и пирита при pH=2-

3. Выявленная нами технология не имеет аналогов в мире по технологическим режимам. Дальнейшее совершенствование этой технологии является весьма актуальным. Актуальность ее не вызывает сомнений по той причине, что, во-первых, с обеднением руд переход на коллективные схемы флотации дает возможность полнее выделить из руд ценных компонентов; во-вторых, позволит снизить расходы реагентов вообще, а в частности, исключить или значительно снизить расход токсичного реагента- цианида, который способствует потерям благородных металлов за счет растворения; в-третьих, способствует оздоровлению окружающей среды, снижая расходы на очистку сточных вод.

В связи с вышесказанным, необходимо проводить исследования, позволяющие глубже вникнуть в происходящие процессы и выявить определенные закономерности в действиях реагентов на минеральные поверхности. Необходимо особо отметить необходимость установление роли железной поверхности. Последняя всегда присутствует в пульпе в той или иной форме. Однако до настоящего времени специального исследования не проводились. Кроме нее весьма интересным является закономерности адсорбции сульфита натрия и кальций иона, которые является основными реагентами в сочетаний с железной поверхности в медном цикле.

Список литературы

1 Вериго К.Н., Минаева М.Г. Организация обогащения медно-свинцово-цинковых руд /К.Н. Вериго, М.Г.Минаева//Японии. Бюллетень //Цветная металлургия, 1967,№ 16. –С. 25.

2 Кулимин С.Г. Опыт внедрения схемы коллективной флотации на Лениногорской ОФ /С.Г. Кулимин//Сборник Горнодобывающая промышленность Казахстана.Алма-Ата, 1961 ,№5 -С.48-55.

3 Ковчев К., Георгиев К., Михов П./ К. Ковчев, К. Георгиев, П.Михов// Обоготявс на рудите Болгарии. София: Техника, 1964. 267 с.

УДК 681.5.015

А.М. МАЦУЙ, канд. техн. наук, доц., В.О. КОНДРАТЕЦЬ, д-р техн. наук, проф.
Центральноукраїнський національний технічний університет

ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ РОБОТИ КУЛЬОВИХ МЛИНІВ ПЕРШОЇ СТАДІЇ ПОДРІБНЕННЯ АВТОМАТИЧНОЮ СТАБІЛІЗАЦІЄЮ РОЗРІДЖЕННЯ ПУЛЬПИ

Постійне зростання вартості електричної енергії, куль і футеровки ставить у складне положення збагачувальне виробництво концентратів для чорної металургії і зменшує конкурентоспроможність продукції на світовому ринку. Покращити становище можливо підвищенням ефективності роботи кульових млинів першої стадії, зокрема, автоматичною стабілізацією розрідження пульпи в барабані технологічного агрегату за умов його оптимального завантаження рудою.

Недоліком існуючих систем автоматичного керування даним параметром є невідповідність встановлення оператором задавальних значень завантаження млина рудою і співвідношення тверде/рідке реальним значенням в умовах зміни крупності вихідного живлення на основі спостережень за технологічним процесом.

До створення системи автоматичного управління параметром попередньо в промислових умовах проводять експеримент з визначенням найбільшої продуктивності по руді найменшої середньої крупності та найкращого розрідження пульпи, досягаючи в ньому подрібнення до встановленої середньої крупності, і такий же експеримент на твердому найбільшої крупності, в результаті яких отримують і відповідні витрати води в кульовий млин. Встановлені в результаті промислового експерименту продуктивності дозволяють точно врахувати умови подрібнення. Оскільки експериментальних продуктивностей дві, то буде отримано два значення параметра. Його середнє значення $A_{ср}$ дозволяє знаходити поточні продуктивності кульового млина. При цьому на ділянці конвеєра від ваговимірювального засобу до точки завантаження в кульовий млин вимірюється середня крупність руди, інформація про яку передається у блок обчислення поточної витрати руди. Знайдена витрата руди «запам'ятовується». Даний сигнал формує задавальне значення на витрату руди у кульовий млин. Система автоматичного регулювання витрати руди у кульовий млин відпрацьовує це завдання впродовж циклу регулювання, подаючи у технологічний агрегат дроблений матеріал відповідно його середній крупності.

На вхід блока обчислення рухомої площі поверхні вихідного живлення поступають сигнали з пристрою вимірювання середньої крупності руди і блока обчислення витрати руди, за якими визначається площа поверхні рухомого дробленого матеріалу. Обчислення витрати води у кульовий млин здійснюють як добуток товщини водяної плівки відомої поверхні твердого, де використовують експериментально встановлені умовні товщини водяних плівок на кусковому матеріалі, причому витрату води на першій половині діапазону середньої крупності твердого визначають відповідно експериментальним даним щодо умовної товщини плівки води, отриманої для матеріалу найменшої середньої крупності, а на другій половині діапазону крупності – відповідно експериментальним даним щодо вихідного живлення найбільшої середньої крупності. Визначена витрата води «запам'ятовується» і використовується для формування задавального значення на витрату води у кульовий млин. Це задавальне діяння відпрацьовується системою автоматичного регулювання, забезпечуючи подачу води у кульовий млин в такій кількості, щоб точно гарантувати необхідне розрідження пульпи у технологічному агрегаті у відповідності з середньою крупністю вихідного живлення.

Таке керування дозволяє забезпечити найвищу продуктивність кульового млина як з причин формування задавального впливу на витрату руди, так і з причин оптимізації співвідношення тверде/рідке. При цьому гарантовано забезпечується оптимальна продуктивність технологічного агрегату і по руді, і по готовому продукту. Ручним способом не можливо об'єктивно встановити завдання на витрату руди і співвідношення тверде/рідке, оскільки крупність дробленого матеріалу при розвантаженні бункерів, як встановлено останніми дослідженнями, на конвеєрній стрічці епізодично змінюється, що приводить до значних втрат в отриманні якості і кількості подрібненого матеріалу за умов перевитрати електричної енергії, куль і футеровки.

УДК 331.46925(043):669.43.22

С.А. ЕФИМЕНКО, канд. техн. наук, ТОО «Корпорация Казахмыс»,
А.М. ШАХАНОВ, Д.К.НУРГАЛИЕВ, ТОО «Корпорация Казахмыс»

«ON-LINE» КОНТРОЛЬ КАЧЕСТВА РУД, ПОСТУПАЮЩИХ НА ЖЕЗКАЗГАНСКИЕ ОБОГАТИТЕЛЬНЫЕ ФАБРИКИ №1 И №2 ТОО «КОРПОРАЦИЯ КАЗАХМЫС»

В связи с большим числом поставщиков руды на жезказганские обогатительные фабрики №1 и №2 ТОО «Корпорации Казахмыс» ранг актуальнейшей производственной задачи получила задача эффективного контроля над качеством поступающей руды. Конечная цель такого контроля – объективное распределение меди и серебра, излеченного в медный концентрат, между поставщиками руды.

Заявленная аналитическая задача была существенно осложнена: *а* - гранулометрическим составом руды (класс -300 мм); *б* - низкими содержаниями основного сопутствующего компонента серебра в рудах (от 5+ ppm); в) отсутствием положительного мирового опыта решения аналогичной задачи на предприятиях цветной металлургии.

Тем не менее, с января 2017 года такой контроль реализован на всех четырех тяжелых конвейерах ЖОФ-1 и ЖОФ-2.

Разработчиком аппаратурного и методического обеспечения выступило ТОО «Аспап Гео» (г. Атма-Ата). В кратчайшие сроки были спроектированы, изготовлены, прошли стендовые испытания, смонтированы на конвейерах и запущены в производство три рудоконтролирующие 3-02 производства ООО «Геотех» (С-Пб). РКС РЛП-21Т обеспечивает определение в «on-line» режиме содержаний Cu, Ag, Pb, Zn, Cd и Fe, а РКС РЛП-3-02 - только Cu. Метод опробования руды – рентгенофлуоресцентный. Далее речь пойдет только об РКС РЛП-21Т, как наиболее современном аппаратурном и методическом продукте.

Основными конструктивными элементами РКС РЛП-21Т являются: рентгеновская трубка - VF-50J/W/S; высоковольтный источник питания - uX50P50/XCC; полупроводниковый детектор - XR-100SDD X-Ray Detector; ультразвуковой датчик расстояния - MaxBotix MB7067; термоэлектрический модуль - Laird Technologies AA-150-24-44-00-XX.

Режим работы РКС РЛП-21Т следующий: аппаратурные спектры измеряются каждую секунду. Такое техническое решение позволило контролировать небольшие порции руды (0,69т) и, следовательно, более точно определять средние содержания элементов по составам. Содержания Ag и Cd рассчитываются, как среднее из 40 спектров; Cu, Pb, Zn и Fe - как средние содержания из 20 спектров. В случае простоя конвейера с рудой или без руды измеренные спектры исключаются из обработки и не сказываются на расчете содержаний элементов.

Запуску РКС РЛП-21Т в эксплуатацию предшествовал цикл стендовых исследований на порошковых и крупно дробленных пробах. РКС РЛП-21Т были отградуированы по всем шести элементам. Было доказано, что разработанный, очень сложный алгоритм обработки вторичных аппаратурных спектров обеспечивает независимость определяемых содержаний всех элементов от высоты подвески РКС дан конвейером в диапазоне от 22 до 72 см.

На монитор компьютера выводятся графики содержаний шести элементов, а также график загруженности конвейера рудой. По итогам смены выдается отчет: сколько времени конвейер стоял (с рудой и без нее) и сколько времени конвейер работал (с рудой и без нее).

АРМ «Весы» и АРМ РКС объединены в единое целое. Результаты «on–line» контроля качества руд сейчас доступны любому пользователю корпорационной сети как в режиме «on–line», так и в виде сменных отчетов.

С января по сентябрь 2017 года величина расхождения средний содержаний меди по данным РКС и слива классификатора обогатительных фабрик составила: по ЖОФ-1 σ = 2,07%, по ЖОФ-2 σ = 2,07%. Аналогичные погрешности по серебру составили: 0,78 и 3,41%.

В результате выполненных методических изысканий и стендовых исследований впервые в цветной металлургии Казахстана решена задача достоверного опробования в режиме «on–line» крупнодробленых руд класса -300 мм на Cu, Zn. Pb, Fe, а также, - что самое главное, - на Ag и Cd при низких (5+ppm) содержаниях последних в рудах. Пункты опробования ОТК руд на конусных дробилках ликвидированы.

УДК 622. 235.6: 550.348.098.64(045)(476)

Н.Н. ПОЛИКАРПОВА, канд. биол. наук, доцент кафедры «Горные работы»,
Н.В. АСТАШКО; А.А. ВИННИК студенты фкультета горного дела и инженерной экологии,
Белорусский национальный технический университет, Республика Беларусь

ПРИМЕНЕНИЕ МИКРОФОТОГРАФИИ ДЛЯ ИЗУЧЕНИЯ НЕФТИ

Устойчивое социально-экономическое развитие страны и ее экономическая безопасность определяются состоянием минерально-сырьевой базы, в которой решающую роль играют энергетические ресурсы и прежде всего запасы нефти. История добычи нефти в Беларуси начинается с залежей Припятского прогиба, в котором открыто 64 месторождения. Их поиски и разведка осуществлялись с 1952 г., а разработка началась с 1965 г. Все месторождения за исключением одного расположены в северной тектонической зоне Припятского бассейна. Здесь обнаружены свыше 185 нефтеносных залежей из них 183 в девонских отложениях. Наибольшее число 95 количество нефтяных залежей приурочено к подсолевой карбонатной толще , в межсолевой толще их 64, в верхнесолевой 13, в подсолевой терригенной. Запасы нефти в месторождениях Припятского прогиба распределены, как и везде в мире, неравномерно Наиболее крупными по запасам являются Осташковическое и Речицкое месторождение, за ними следует Вишанское, Южно-Осташковическое и Южно-Сосновское.

Нефть каждой залежи по своему уникальна. Все нефти различаются по физико-химическим свойствам и качеству получаемых из них нефтепродуктов. Среди различных видов нефти встречаются малосернистые (с содержанием серы до 0.01% массовых) и высокосернистые (с содержанием серы более 4.5 % массовых). Различаются нефти по содержанию парафиновой фракции (парафинистые и высокопарафинистые) и смолистых веществ (малосмолистые и высокосмолистые). В месторождениях Беларуси встречаются как особо легкие нефти, с плотностью не более 830 кг/м^3 , так и битуминозные нефти, плотность которых превышает 950 кг/м^3; маловязкие с вязкостью не более 1 мм^2/с и высоковязкие, имеющие вязкость в поверхностных условиях более 300 мм^2/с; пластовые флюиды с незначительным содержанием газовой фракции (до10 м^3/т) и высоким содержанием газа (до 785 м^3/т).

Поскольку свойства нефти обусловливают подбор различных методов добычи, выбор оптимальной системы сбора и подготовки различных видов нефти, то для изучения пластовой и дегазированной нефти, а также нефтяных попутных газов используется обширный комплекс физических и химических методов исследований.

В тоже время создание новых подходов в изучении нефти для решения в последующем технических вопросов не утрачивает своей актуальности. Нами была поставлена задача, разработать новый эффективный метод для изучения оптических свойств нефти. Для этого на кафедре «Горные работы» БНТУ была собрана установка, состоящая из бинокулярного оптического микроскопа (МИКМЕДво-1), фотокамеры (NIKONCoolPix 4500) и компьютера.

Она позволяет в широком диапазоне изучать оптические характеристики как измельченной твердой фракции горных пород и составляющих их минералов, так и жидкие минералы, в частности нефти. Максимальная разрешающая способность (увеличение) установки составляет 1150 х. Получаемые фотоснимки выводятся на монитор компьютера и получают на нем дополнительное увеличение. С помощью данной установки были исследованы образцы нефти с различных месторождений: образец №1 (Александровское), №2 (Речицкое месторождение), №3 (Барсуковское), №4 (Первомайское), №5 (месторождение неизвестно), №6 (Вишенское), №7 (Речицкое). Были подготовлены микропрепараты нефти. Для этого на предметное стекло пипеткой наносилась капля нефти, которая сверху накрывалась покровным стеклом. Препарат помещался на предметный столик микроскопа, и производилось его фотографирование с последующим выведением фотографии на компьютер.

Анализ рассмотренных микрофотографий образцов нефти, взятых с различных месторождений, показал, что они имеют четко выраженные характерные отличия по цвету и микровключениям, обусловленным их генезисом. Однако установить конкретно какие именно органические составляющие(виды биологических организмов) попадали в поле зрения пока не удалось, поскольку для этого требуется специальное изучение органических остатков, входящих в состав нефти. На основании проведенной работы следует, что данный метод является перспективным для исследования таких пород как нефть для их классификации.

УДК 622.73.

В.С. БІЛЕЦЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., НТУ «Харківський політехнічний інститут»
Л.Ж. ГОРОБЕЦЬ, д-р техн. наук, проф., Національний гірничий університет

ПЕРСПЕКТИВИ ВИКОРИСТАННЯ ТОНКОДИСПЕРСНОГО ВУГІЛЛЯ ТА АМОРФНОГО ВУГЛЕЦЮ

У техніці все більше розповсюдження отримують тонкодисперсні вуглецеві матеріали, зокрема тонкодисперсне вугілля та технічний вуглець, тонкоподрібнений аморфний вуглець, активоване вугілля.

До специфічних властивостей тонкодисперсних вуглецевих матеріалів треба зарахувати механохімічну активацію органічної речовини, яка викликає зміну фізико-хімічних властивостей вугілля в процесі тонкого подрібнення. При цьому відбувається зміна ближнього порядку атомів вуглецю в структурі вугілля, збільшення дисперсії віддалей між атомами вуглецю і виникнення деформованих зв'язків. В результаті розриву хімічних зв'язків виникають вільні радикали, порушуються вуглець-вуглецеві та вуглець-кисневі зв'язки, виникають нові атомні утворення, переалкілування конденсованих ароматичних ядер приводить до утворення летких речовин та розчинних продуктів. Механохімічні перетворення для малометаморфізованого вугілля, особливо в присутності каталізатора, мають характер механодеструктивного гідрування, отже слід очікувати підвищення ефективності скраплення вугілля. При тонкому подрібненні пропорційно збільшенню зовнішньої питомої поверхні порошків зростає кількість активних функціональних груп речовини, що придає йому нові технологічні властивості, зокрема, підвищену фізико-хімічну активність. Ефекти утворення нової поверхні і механоактивації тонкодисперсного продукту залежать від локальної густини енергії $W_{\Delta V}$ в зонах диспергування згідно співвідношенню, що включає коефіцієнт корисної дії диспергування $\eta_Д$, відносну деформацію $\varepsilon_Д$ на стадії диспергування і теоретичну поверхневу енергію γ подрібнюваного матеріалу: $\Delta S/V \approx (W_{\Delta V}\, \varepsilon_Д \eta_Д) / \gamma$. Стадію диспергирування, що завершує процес руйнування навантаженого твердого тіла з формуванням тонкодисперсних активованих частинок, характеризують енергетичні параметри густини енергії W_V і $W_{\Delta V}$. Зокрема, параметр $W_V = \sigma_o \varepsilon_o/2$ це енергія, придана тілу в процесі навантаження, яка припадає на одиницю його об'єму, а $W_{\Delta V}=W_V/\varepsilon_Д$ – локальна густина енергії на одиницю об'єму центру (вогнища) руйнування. Остання характеризує енергетичний поріг акту саморуйнування-диспергування, при досягненні якого спрацьовує механізм вивільнення акумульованої енергії.

Інформацію про названі енергетичні властивості ($\gamma, \eta, W_{\Delta V}$) матеріалу, що визначають ефекти механоактивації, можна отримати експериментально шляхом дослідження позамежної стадії деформування і руйнування з використанням діаграмм σ-ε навантаження модельних зразків триосьовим нерівнокомпонентним стиском. Встановлено, що при більш високій густині отриманої зразком енергії до моменту руйнування спостерігається тенденція прояви механоактиваційних властивостей тонких (не більше 200 мкм) частинок вугілля. Для оцінки адсорбційної активності подрібнених частинок використовують величину умовного адсорбційного потенціалу $\varphi\, \Delta$ дисперсної речовини для заданої фізико-хімічної системи. Параметр $\Delta\, \varphi$ характеризує величину вільної енергії, запасеної твердим тілом при його навантаженні. Нами встановлено, що механоактиваційні властивості подрібненого продукту більш сильно виражені у найбільш тонких фракцій (менше 40 мкм): $\Delta\varphi$ = 10-13 мВ в порівнянні з крупними частинками: $\Delta\varphi$ = 1-4 мВ і $\Delta\varphi$ = 2-8 мВ з розмірами відповідно до 200 і 100 мкм. При цьому для фракції вугілля менше 40 мкм у випадку збільшення W_o на 0,3 МДж/м^3 $\Delta\varphi$ зростає на 0,3 мВ.

Таким чином, тонкодисперсні активовані вуглецеві матеріали – вугілля та подрібнений аморфний вуглець мають специфічні властивості, зокрема завдяки механохімічній активації органічної речовини, яка найбільш ефективно реалізується у високоенергонапружених апаратах (струменевий, планетарний млини, дезінтегратор-активатор). Механоактиваційні властивості подрібненого продукту більш сильно виражені у найбільш тонких фракцій. Велика зовнішня питома поверхня тонких вуглецевих порошків та активованість їх поверхні обумовлюють особливі характеристики рідини в зоні «адгезив-субстрат», що має суттєві технологічні наслідки. Підвищення міцності адгезійного та когезійного контактів перспективне при приготуванні спеціальних активованих порошків вуглецевого матеріалу.

УДК 622.7

М.О. ОЛІЙНИК, канд. техн. наук, В.В. БРЕСЛАВСЬКИЙ, магістр
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСУ ТОНКОГО ПОДРІБНЕННЯ У ВІБРАЦІЙНОМУ ШАРІ КУЛЬ ПРИ ЗБАГАЧЕННІ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ

Відомі десятки способів і сотні різновидів апаратів для подрібнення, які успішно використовуються в промисловості для підготовки сировини до її збагачення. На фабриках Південного, Центрального, Новокриворізького, Інгулецького, Північного, Полтавського, ГЗК на кульове подрібнення витрачається близько 4,3 млрд кВт·год електроенергії і 380 тис. т подрібнюючих тіл. У витратах на подрібнення енергія і кулі складають близько 70 %, а в цілому в собівартості збагачення досягає до 50-60 %.

Останнім часом з'явився ряд методів подрібнення, механізм руйнування гірських порід в яких принципово відрізняється від механізму руйнування в барабанних млинах. Ці методи використані в струміневих, планетарних, баштових, вібраційних млинах. Баштовий млин був розроблений для тонкого подрібнення мінералів. Подрібнення відбувається в результаті дії сил тертя і роздавлювання, що краще всього задовольняє вимогам виробництва тонкопомелених частинок в межах 100-1 мкм. Порівняно з кульовим млином баштовий млин менш енергоємний. Споживана потужність баштового млина продуктивністю 22,5 т/г при подрібненні класу 16-0 мм до крупної 95% -0,044 мм склала 96,9 кВт проти 196,4 кВт·год для кульового млина за тих же умов подрібнення.

На основі аналізу теорії й практики руйнування гірських порід досліджено спосіб тонкого подрібнення у віброобертовому шарі куль для схем збагачення магнетитових кварцитів зі стадіальним виділенням концентрату на базі ПРАТ «ПІВНГЗК», що дозволить удосконалити процес подрібнення руд.

Дослідження виконувалися на магнетитових рудах Ганнівського й Першотравневого родовищ. В ході виконання робот досліджено динаміки руху тіл, що мелють, виявлено рівняння визначення радіальної складової швидкості руху кулі у баштовому млині.

Розглянуті закономірності впливу механічних та технологічних факторів на споживну потужність приводом баштового млина, встановлене уточнене рівняння залежності цих факторів та продемонстровано її залежність від різних геометричних параметрів конструкцій баштового млина.

Вивчення визначення впливу різних розмірів куль на процес подрібнення показує, що кулі, діаметром 30мм мають перевагу, тому що не переподрібнюють мінеральні зерна в порівнянні з кулями 40 мм, і мають найменшу витрату електроенергії і найбільшу ефективність подрібнення в порівнянні з кулями великих розмірів.

За допомогою застосування математичної моделі розраховані значення замкнутого циклу подрібнення «баштовий млин-гідроциклон», визначені числові значення основних параметрів: функцій руйнування, відбору й класифікації для кожного вузького класу крупності.

Числові значення цих параметрів визначалися шляхом ітеративних обчислень безпосередньо за результатами експериментальних досліджень рішенням відповідних систем векторних рівнянь.

Визначено основні конструктивні параметри баштового млина: шаг та висота спіралі, частота оберту шнека, корисна потужність та діаметр млина, об’єм робочої зони та маса кульового завантаження.

У III стадію подрібнення потрапляє 20,8% по виходу матеріалу, який представлений зростками порожньої породи з тонковкрапленним магнетитом.

Показники магнітного збагачення в цій стадії залежать від інтенсифікації процесу розкриття матеріалу. Для отримання високоякісного концентрату живлення магнітної сепарації повинно містити не менше 96,0% класу мінус 0,044 мм.

Подрібнення руди в барабанних кульових млинах характеризується високими циркуляційними навантаженнями та збільшенням енергоспоживання.

У зв'язку з цим як альтернатива традиційному подрібнення в барабанних млинах запропоновано замкнутий цикл подрібнення із застосуванням баштового млина.

УДК 622.7:622.346.3

И.К. УМАРОВА , канд. техн. наук, доц., А.А. БОБОЕВ, магистрант,
Ташкентский государственный технический университет, Узбекистан

ОСОБЕННОСТИ ОБОГАТИМОСТИ ВОЛЬФРАМСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ САРЫКУЛЬ

В работе приведены результаты обогащения руды месторождения Сарыкуль. Для исследований использовались две пробы окисленной руды. Содержание ценного компонента WO_3 в пробах 1 -0,52% и 2-0,28%. Единственным ценным компонентом в пробах является WO_3. Минеральный состав пробы 1 включает шеелит и минералы пустой породы (кварц, полевой шпат, серицит, гетит и лимонит). Из сульфидов в этой пробе присутствует пирит. В отличие от нее в пробе 2 меньше полевых шпатов, больше серицита, пирита (до 3,5%). Присутствует пироксен (7%).

Анализ известных способов переработки вольфрамовых руд показал целесообразность применения комбинированной схемы, включающей гравитационное и флотационное обогащение. Основной целью гравитационных исследований явилось выявление возможности извлечения шеелита в гравиоголовку. Экспериментальным путем установлено, что оптимальная тонина помола для гравитационного обогащения 50% класса -0,074 мм.

ВовлечениеWO_3 в концентраты из проб 1 и 2 составило 53,4 и 66,8%. Содержание WO_3 в них при крупности -3,0÷+0 мм повысилось незначительно – с 0,52 до 0,64 % в пробе 1 и с 0,28 до 0,37 % в пробе 2. Более высокого содержания WO_3 удалось добиться при снижении крупности обогащаемой руды до -0,5÷+0 мм и 0,315÷+0,0мм. В этом случае содержание WO_3 повышается до 2,02-2,4% при извлечении в концентрат 76,5-83,2%. При обогащении классифицированного материала получены более качественные концентраты 1,65-6,6% и 1,78-6,1% соответственно.

Для флотации была использована традиционная схема обогащения шеелитовых руд. Проведены опыты флотации с различными реагентами в оптимальном режиме. Получены удовлетворительные показатели при флотации с реагентом олеат натрия+таллиевое масло: в концентрат из пробы 1 извлекается 69,8% WO_3 при его содержании 1,95%; из пробы 2 в концентрат извлекается 71,5% WO_3 при его содержании в нем 0,71%.

Проводились опыты предварительной сульфидной флотации с переменным расходом извести в сухом виде и в виде раствора, ксантогената и Т-80. Время флотации сульфидов – 3 мин. Основными реагентами для флотации шеелита являлись сода, жидкое стекло и таллиевое масло. Результаты опытов показывают, что при увеличении расхода жидкого стекла повышается качество концентрата, но уменьшается извлечение WO_3. Выход сульфидного концентрата небольшой, из-за значительной окисленности руды.

При флотации объединенного промпродукта стола получены шеелитовые концентраты, содержащие 1,25% WO_3 при извлечении 65,8 (проба 1). и 1,37% WO_3 при извлечении 58,7% (проба 2)..

Доводка шеелитовых концентратов осуществлялась путём варки сгущенного чернового концентрата (~50%) при температуре 85-95 °С в течение 1 часа в среде жидкого стекла до $C_{ост}Na_2SiO_3$ = 3,0. Содержание WO_3 в конечном продукте составило 50,8-67,56 % (пробе 1) при расходе жидкого стекла 7,8 кг/т в контрольную доводочную флотацию, расходе Эм. олеата натрия+тал.масло 50 г/т, а в концентрате из пробы 2 содержание WO_3 составило до 41,4-48,0% WO_3 при его извлечении 70,0-72,2%.

По комбинированной схеме в концентрат из пробы 1 извлекается от операции 82,2% WO_3 при содержании в нем 65,2% WO_3. Извлечение WO_3 от руды составило 70,7%; из пробы 2 в концентрат извлекается 78,2% WO_3 от операции при содержании в нем 47,9% WO_3. Извлечение WO_3 от руды составило 67,9%.

В результате исследований разработана рекомендуемая схема флотации исследуемых руд с реагентами содой, жидким стеклом и олеатом натрия, по которой получены следующие показатели: - из пробы 1 шеелитовый концентрат содержит 65,2% WO_3 при извлечении 70,2% от руды; - из пробы 2 шеелитовый концентрат содержит 48,0% WO_3 при извлечении 68,6%.

Отмечается повышенное содержание фосфора в концентрате из пробы 1 - 3,6% P_2O_5.

УДК 622.7

Л.В. СКЛЯР, канд. техн. наук, доц., Н.С. КОВАЛЬ, магістр
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

УДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ЗБАГАЧЕННЯ ЗАЛІЗНИХ «КОРИЧНЕВИХ» РУД

У даний час Україна займає одне з провідних місць в світовому балансі залізорудної сировини за запасами, виробництвом, споживанням та експортом продукції. Основне промислове значення мають магнетитові руди з вмістом 31-35% заліза, з яких методом багатостадійної магнітної сепарації отримують концентрати з вмістом 65-68% заліза і 7-9% кремнезему. Виснаження запасів багатої сировини змушують виробників залізорудної продукції залучати у переробку інші різновиди залізних руд. Одним із резервів залізорудної бази чорної металургії є «бурі залізняки». На сьогоднішній день дослідження в цьому напрямку є досить актуальними.

Досліджень проводились на пробі бурого залізняка структури ооліту з вмістом заліза загального 50,10%.

Дослідження по подрібненню проводилися сухим та мокрим способом. Розраховано алгоритм кристалографічних дефектів і показано механізм селективного розкриття мінеральних комплексів і зростків, що дозволило визначити оптимальні умови подрібнення буро-залізистих руд. У результаті вивчення параметрів розкриття мінералів і умов підготовки руди до збагачення встановлено:

при подрібненні руди спостерігається збільшення вмісту гідрогетита і глинистих силікатів від крупних класів до дрібних, тому в схемах збагачення руди може бути передбачено знешламлення продуктів;

при сухому подрібненні руди тонкі зерна гідрооксидів заліза, що утворюються при подрібненні, налипають і міцно закріплюються на крупних зернах і в повітряному середовищі не можуть бути далі розділені.

при мокрому подрібненні руди до 70 % класу мінус 0,074 мм у відкритому циклі вихід класу мінус 0,044 мм досягає 63,29 % (час подрібнення 40 хвилин). При часі подрібненні 10 хвилин граничний клас крупності збільшується до 0,5 мм (вихід класу складає 81%). При цьому вихід класу -0,074 мм складає 42,04 %, а класу -0,044 мм досягає 22,7 %, у якому концентрується до 20,46 % заліза загального (масова частка заліза загального в класі -0,044 мм складає 45,2 %).

Магнітним аналізом встановлено, що при напруженості 160 кА/м в магнітний продукт, окрім магнетиту, вилучається маггемит, у вільному стані і у вигляді зростків з окисленими мінералами, кварцем і бетитом. Наявність в руді силікатних мінералів і темно кольорових мінералів із зниженою величиною магнітної сприятливості зумовлює достатньо високу ефективність розділення у інтенсивному магнітному полі. Із збільшення напруженості магнітного поля більше 800 мА/м окислені мінерали і їх зростки вилучаються у магнітний продукт. У крупності - 0,125 мм + 0,044 мм магнітним збагаченням (напруженість поля 160 і 1280 кА/м) можна виділити концентрат в кількості 16-17% від вихідної руди.

На підставі результатів дослідження проб руди розроблена схема збагачення, що передбачає наступні операції: дроблення, промивка руди, подрібнення у відкритому циклі, класифікація по граничній крупності 0,125 і 0,044 мм з метою зменшення ошламування гідроокислів заліза та максимально сконцентрувати оксид заліза у класі 1 - 0,125, магнітне збагачення у слабкому полі класу 0,125-0,044 мм і 0,044-0 мм, магнітне збагачення немагнітного продукту при напруженості 1280 кА/м і перечищенням магнітного продукту при напруженості 800 кА/м.Показано, що збагачення руди забезпечують отримання з вихідної руди з масовою часткою 50,1 % залізовміщуючих концентратів з масовою часткою заліза 53-42 % з вилученням 79,74 %, хвости та шлами з масовою часткою заліза 40,24 % з вилученням 20,26%.

УДК 681.17

О.М. СЕРБУЛ, канд. техн. наук, доц., В.О. КОНДРАТЕЦЬ, д-р техн. наук, проф.
Центральноукраїнський національний технічний університет

УДОСКОНАЛЕННЯ ОДНОРОЛИКОВИХ СТАЦІОНАРНИХ СИСТЕМ КОНТРОЛЮ РУХОМОЇ МАСИ СИПКИХ СЕРЕДОВИЩ

В Україні виробляється значна кількість магнетитового концентрату з бідних залізних руд, які потребують збагачення. Значні перевитрати електроенергії та матеріалів при подрібненні вихідної руди підвищують собівартість кінцевої продукції, що ставить в нерівні умови вітчизняних і закордонних виробників цієї продукції на світовому ринку. Частково покращити ситуацію можливо використанням дешевих однороликових конвеєрних вагів замість складних більш вартісних закордонних, які в основному використовуються.

Недоліком однороликових конвеєрних вагів, серед яких найбільш розповсюдженими стали ЕТВ-2, є невитримування об’явленої точності (відносної похибки ± 1 %) заводами, що їх виготовляли.

Системним аналізом складових виявленого недоліку встановлено, що дану точність можливо забезпечити, якщо зменшити або повністю ліквідувати вплив різних діючих факторів. Встановлено, що однороликові конвеєрні ваги можливо подати трьома практично незалежними підсистемами – вантажоприймання; вимірювання швидкості руху конвеєрної стрічки; перемноження погонного навантаження на швидкість руху і обробки результуючого сигналу. Проаналізуємо стан кожної з підсистем під дією експлуатаційних факторів.

Аналізом встановлено, що підсистема вантажоприймання виконана з реалізацією вимог, які забезпечують їй найкращі показники. Тому підсистема вантажоприймання конвеєрних вагів ЕТВ-2 повністю відповідає сучасним вимогам, забезпечуючи точну передачу невикривленого сигналу, і не потребує удосконалення.

Підсистема вимірювання швидкості руху конвеєрної стрічки знаходиться дещо в інших умовах. Швидкість руху конвеєрної стрічки звичайно пульсує в межах 2…3 %. Вимірюється швидкість руху конвеєрної стрічки тахогенератором постійного струму, який має сталу часу T_{TG}, яка дорівнює 0,5…0,15 с. Аналізом встановлено, що вимірювати швидкість руху конвеєрної стрічки тахогенератором у ваговимірювальних системах не доцільно. Тому підсистему вимірювання швидкості руху конвеєрної стрічки необхідно удосконалювати.

Підсистема перемноження погонного навантаження на швидкість руху конвеєрної стрічки і обробки результуючого сигналу знаходиться у найбільш складних умовах роботи, оскільки на неї впливають всі збурні фактори. Для компенсації і перемноження вимірюваних величин використовують реверсивний двофазний двигун змінного струму, який має сталу часу T_M близько 0,006 с. Моделюванням встановлено, що зміна вихідної величини в такій підсистемі буде відносно повільною, що не сприяє швидкому реагуванню на динамічні процеси на виході вимірювальної системи. Швидка зміна сигналу погонного навантаження, використання реохордів і електродвигуна при перемноженні сигналів та тахогенератора при вимірюванні швидкості руху конвеєрної стрічки допускають значну похибку при отриманні кінцевого результату. Тому підсистема перемноження сигналів повинна бути удосконаленою шляхом ліквідування зазначених вад.

Підсистему вимірювання швидкості руху конвеєрної стрічки удосконалено застосуванням магнітоіндукційного перетворювача.

Підсистема перемноження погонного навантаження на швидкість руху конвеєрної стрічки удосконалена застосуванням мікропроцесорної техніки. Аналіз показав, що високої точності можливо досягти лише використовуючи аналого-цифрові перетворювачі не нижче 12-розрядних, а мікроконтролери – 16-розрядних.

Ліквідувавши виявлені недоліки в окремих підсистемах і об’єднавши їх в єдине ціле, отримали однороликові конвеєрні ваги, які гарантовано забезпечують теобхідну точність вимірювання масової витрати сипкого матеріалу. Експериментальна перевірка конвеєрних ваг показала, що вони в умовах змінного навантаження і швидкості руху стрічки забезпечують відносну похибку вимірювання маси сипкого матеріалу, яка не перевищує ± 1 %. Розроблені однороликові конвеєрні ваги захищені патентом України.

УДК 622.7.622.342(575.3)

И.К. УМАРОВА, канд. техн. наук, доц., В.Ж. АБДУЛЛАЕВА, магистрант,
Ташкентский государственный технический университет, Узбекистан

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД С ПРИМЕНЕНИЕМ НОВЫХ РЕАГЕНТОВ

В течение ряда лет исследователями проводятся опытно-исследовательские работы по изучению возможности замены традиционных реагентов местными. Ведение процесса эффективными реагентами позволит снизить их расходы, что повысит его селективность и остаточную концентрацию реагентов в жидкой фазе. Поэтому работы, направленные на изучение и модифицирование реагентов для придания им более эффективных флотационных свойств, представляются весьма актуальными.

Целью данной работы является проведение испытаний в лабораторных условиях новых местных реагентов - собирателей ОС-1 и ОС-2 при флотации руды месторождения Кальмакыр и сравнение полученных результатов с традиционным реагентом-собирателем БКК (бутиловым ксантогенатом калия).

Изученная проба представлена существенно сульфидно–медно-молибденовой рудой. Текстура руды являются вкрапленная, прожилково-вкрапленная и пятнистая. В пробе содержание меди 0,5%, молибдена -0,0055%.). При флотации медно-молибденовых руд месторождения Кальмакыр в качестве заменителей БКК использовались новые местные реагенты ОС-1 и ОС-2. Проводились опыты с заменой 50% БКК на новые реагенты и отдельно с новым реагентом ОС-1. Схема включала измельчение руды до крупности 65-70% кл. -0,074 мм, по аналогии со схемой МОФ АГМК, основную и контрольную флотации. Для сравнения действия традиционных реагентов в качестве собирателей в наших исследованиях использовались традиционные реагенты - бутиловый ксантогенат калия, изопропиловый беспылевой ксантогенат натрия, эмульсия ксантогената бутилового с аполярными реагентами (керосином, трансформаторным маслом). Собиратель загружался в три приёма в соотношении 1:1:2 в межцикловую, основную и контрольную флотации. При использовании традиционного реагента-собирателя БКК, при расходе БКК-20+10 г/т был получен медно-молибденовый черновой концентрат с выходом 9,91%, содержащий 3,2 % меди при её извлечении 64,19%.

В сочетании ОС-1 с БКК получен медно-молибденовый черновой концентрат с выходом 10,82%, содержащий 4,2% Cu при ее извлечении 92,74%. В сочетании традиционного БКК и нового реагента ОС-2, при расходе БКК- 10+3 г/т и ОС-2- 15+5 г/т, был получен медно-молибденовый черновой концентрат с выходом 7,65%, содержащий 5,5%, Cu, при извлечении 87,21%. При использовании реагентов собирателей БКК и ОС-2, при расходе БКК- 10+3 г/т и ОС-2- 10+5 г/т, был получен медно-молибденовый черновой концентрат с выходом 8,89%, содержащий 5,1% Cu, при извлечении 89,07%.По данным рентгенофлюографического анализа наряду с Cu и Mo во флотоконцентрат переходят соединения кобальта, никеля, цинка, мышьяка, селена, палладия, серебра. Содержания кальция, калия, титана, ванадия, хрома, марганца, стронция, свинца, рубидия, циркона, кадмия во флотоконцентрате ниже, чем в промпродукте и хвостах.

С новым реагентом собирателем ОС-1 был проведен опыт отдельно, без использования БКК. Полученные результаты показывают, что при использовании в качестве реагента-собирателя только ОС-1 при расходе -20+10 г/т был получен медно-молибденовый черновой концентрат с выходом 4,4%, содержащий 10,82% меди при её извлечении 93,17% . При использовании в качестве реагента с уменьшенным внесением ЯН-2 был получен медно-молибденовый черновой концентрат с выходом 8,89%, содержащий 5,1% Cu при ее извлечении 89,07%.

В результате исследований было установлено, что применение всех испытанных реагентов собирателей, получаемых на основе местного сырья, при флотации медно-молибденовой руды месторождения Кальмакыр позволяют получать черновые концентраты с содержанием Cu- 4,2-10,82% и Mo- 0,028-0,052%. Извлечение меди в черновой концентрат колеблется от 87,21 до 93,17% , и молибдена от 53,16 до 83,72%. Полученные результаты по меди не только сопоставимы с результатами базовой схемы, но и по степени извлечения меди в черновой концентрат выше на 17-22%.

УДК 622.7

Л.В. СКЛЯР, канд. техн. наук, доц., О.Ю. ЮРЧЕНКО, магістр
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВИБІР СПОСОБУ ПОДРІБНЕННЯ ПРИ ЗБАГАЧЕННІ ГЕОЛОГО-ТЕХНОЛОГІЧНИХ РІЗНОВИДІВ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ ІНГУЛЕЦЬКОГО РОДОВИЩА

У даний час безперервно зростають вимоги до якості товарних рудних концентратів, що обґрунтувало необхідність нового підходу до проблеми підготовки залізорудної сировини до збагачення. Аналіз практики роботи закордонних та вітчизняних фабрик для переробки залізних руд дозволив узагальнити основні тенденції технологічних схем збагачення геологічно-технологічних різновидів магнетитових кварцитів. Кульове подрібнення має істотні перевагами в питомій продуктивності й енергоємності, але супроводжується недостатньою ефективністю розкриття мінералів, що знижує якість кінцевих концентратів. Величезним резервом підвищення якості концентратів є технологія самоподрібнення магнетитових кварцитів, за рахунок більш ефективного розкриття мінералів та зниження їх собівартості.

Для вивчення подрібнюваності різновидів магнетитових кварцитів при кульовому подрібнені та самоподрібненні було відібрано проби, що характеризують різновиди кварцитів семи горизонтів Інгулецького родовища: 1. Гематит-магнетитові джеспіліти. 2. Магнетитові джеспіліти. 3. Магнетит – силікатні джеспіліти 4. Магнетитові кварцити 5. Магнетит-силікатні кварцити . 6+7. Силікат-магнетитові і магнетитові кварцити .

У роботі визначено гранулометричний, хімічний склад, фізико-механічні властивості різновидів магнетитових кварцитів Інгулецького родовища. Масова частка заліза загального в пробах, що представлені на дослідження, коливається від 28,1 до 37,6 %; заліза магнетитового від 17,5 до 32,7 %; кремнезему від 40,1 до 49,9 %; глинозему від 0,35 до 2, 93 %; фосфору - 0,051 до 0,083 %; сірки - від 0,037 до 0,207 %.

З метою визначення особливостей подрібнення шести геолого-мінералогічних різновидів магнетитових кварцитів та вивчення питання доцільності збагачення кожного з різновидів окремо, виконано дослідження з використанням самоподрібнення та кульового подрібнення.

Технологічні випробування з кульовим подрібненням проводилися за схемою з трьох стадійним подрібненням і магнітним збагаченням. Час подрібнення в II і III стадіях однаково для всіх різновидів. Встановлено, що при кульовому подрібненні різновиди за ступенем зменшення якості концентрату розташовуються в наступному порядку 4>5 >6+7>1>2>3.

Технологічні випробування з самоподрібненням проводились за схемою: у I стадії самоподрібнення, у II стадії - рудногалечне подрібнення. Встановлено, що при такій схемі подрібнення різновиди за ступенем зменшення якості концентрату розташовуються в аналогічному порядку, що і при кульовому подрібнені 4>5>6+7>1>2>3.

Випробування, проведені із застосуванням самоподрібнення, підтвердили деякі закономірності, отримані при кульовому подрібненні. Зіставлення збагачуваності різновидів з даними подрібнення дозволяє зробити висновок про зв’язок збагачуваності та подрібненності: ніж важче подрібнюється різновид, тим гірше він збагачується.

Порівнюючи результати досліджень можна підвести підсумок, що більш ефективними є схеми в яких використовується процес самоподрібнення за рахунок досягнення оптимального ступеню розкриття мінералів і зменшення капітальних затрат на будівництво (приблизно на 20 %). Також ефективним є збагачення кожного з різновидів окремо. Показники якості концентратів: при кульовому подрібненні концентрат з найнижчим вмістом заліза отриманий для різновидів 1+2 і складає 63,1 %, з найвищим вмістом заліза отриманий для різновида 5-67,3 %; при самоподрібненні концентрат з найнижчим вмістом заліза отримано також для різновидів 1+2 - 64,2 %, з найвищим вмістом заліза отриманий для різновида 5-68,3 %. Рекомендованою схемою для збагачення магнетитових кварцитів Інгулецького родовища є схема з використанням процесу самоподрібнення і мокрої магнітної сепарації, в результаті збагачення отримуємо концентрати якістю від 64,2-68,3 %.

УДК 622.7.00.183

Н.И. БЕРЕЗОВСКИЙ, доктор техн. наук, проф., зав. кафедры «Горные машины»;
Н.П. ВОРОНОВА, Е.К. КОСТЮКЕВИЧ, кандидаты техн. наук, доц.,
Белорусский национальный технический университет, Республика Беларусь

РАЦИОНАЛЬНОЕ УПРАВЛЕНИЕ ПАРАМЕТРАМИ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ СЫРЬЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ТОПЛИВНЫХ БРИКЕТОВ

Проблема искусственного обезвоживания сырья для производства топливных брикетов на протяжении многих лет является актуальной из-за высокого расхода тепла на испарение влаги.

Выполненные аналитические и экспериментальные исследования показывают, что при реализации существующих технологических схем обезвоживания торфа при обогащении сырья для топливных брикетов не в полной мере используются потенциальные возможности интенсификации удаления влаги из данного полезного ископаемого.

В процессе получения топливных брикетов ставиться задача рационального управления параметрами процессов обогащения сырья с целью достижения более однородной и тонкопористой его структуры. Как известно, структура торфа определяется величиной, формой и расположением частиц, их пространственной ориентацией и характером межфазного взаимодействия.

Торф представляет собой капиллярно-пористое тело, в котором твердая фаза заполнена частично водой и воздухом. В нем различают макро- и микроструктуры. Макроструктуру составляют остатки растений-торфообразователей, а микроструктуру – продукты распада. Поры в торфе изменяются в широких пределах – от 10^{-10}до 10^{-4} м и имеют неправильную форму. Поэтому торф относится к неоднородным пористым материалам. Имеющиеся в нем микропоры могут существенно влиять на кинетику диффузии и значительно изменять коэффициент диффузии.

Установлено, что при воздействии ультразвуковых колебаний (УЗК) на дисперсные системы такие, как торф, для ускорения процессов массопереноса требуется интенсивность не ниже 0,2 Вт/см^2, а наиболее эффективной для воздействия УЗК на процессы массопереноса является область частот 18-50 кГц.

Воздействуя УЗК на торф, можно ускорять явления массопереноса и добиваться в некоторых случаях более полного извлечения веществ, а также изменять их свойства. При этом уменьшаются потери рассеиваемой энергии, что ведет в целом к снижению энергоемкости процессов. Исследования специалистов показывают, что использование ультразвука изменяет структуру торфа настолько, что известные коэффициенты диффузии становятся неприемлемыми.

Нами была рассмотрена смешанная задача для однородного уравнения диффузии, которая состояла в отыскании «эффективного» коэффициента диффузии по известным из эксперимента значениям влагосодержания в определенных точках выбранного образца в заданные моменты времени обработки его ультразвуком. Задача решалась - с привлечением метода сеток, аппроксимацией уравнения диффузии на четырехточечном шаблоне по неявной схеме. Для определения значений влагосодержания использовали метод прогонки.

Для проверки предложенного алгоритма численного решения было проведено аналитическое решение поставленной задачи методом Фурье при конкретных начальных и граничных условиях.

Анализ полученных результатов показал, что использование численного метода решения обратной задачи позволяет определять коэффициент диффузии с большой степенью точности.

На основании экспериментальных данных с применением метода наименьших квадратов получена зависимость для определения «эффективного» коэффициента диффузии от времени, с помощью которого можно полностью описать комплексный процесс обработки торфа УЗК.

Оценка результатов полученных данных показала, что воздействием ультразвуковых колебаний на торф можно увеличить в 1,5 раза коэффициент массопроводности за счет равномерного распределения влажности в объеме и тем самым снизить энергозатраты получения топливных брикетов за счет уменьшения влажности сырья (торфа), поступающего в сушилку.

УДК 622.778

И.К. МЛАДЕЦКИЙ , д-р техн. наук, проф., Национальный горный университет, Украина

ИДЕНТИФИКАЦИЯ СРЕДНЕЙ КРУПНОСТИ ВКРАПЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗНОЙ РУДЫ.

Прогнозирование показателей обогащения полезных ископаемых связано с большой предварительной экспериментальной работой по определению текстурно-структурных признаков руды. При глубоком обогащении это вкрапление ценного компонента, которое характеризуется функцией распределения по крупности.

Идентификация этой функции связана с кропотливым исследованием шлифов под микроскопом. Имеются и сканирующие микроскопы для этой цели, но они пока весьма дорогие и оправдывают расходы при исследовании полиметаллических руд. По этой причине на предприятиях, где обогащается один вид полезного ископаемого, пользуются опосредованной величиной, которая в значительной степени зависит от вкрапления. Это так называемая обогатимость. Исследование рудных разновидностей на обогатимость предполагает испытание на измельчаемость, которое проводится в лабораторных мельницах. Для этого пробу определенной массы помещают в мельницу и измельчают до тех пор, пока не будет получен продукт, имеющий заданную крупность помола, например, 95% класса -0,05мм. Затем полученный измельченный продукт подвергается разделению на анализаторе и далее обогащенный продукт подвергается анализу на содержание ценного компонента.

Получают величину β_O, которая служит ориентиром для ожидаемого показателя качества концентрата. Таким образом, получают одну интегральную величину. Задача же состоит в получении функции распределения сростков в измельченном продукте.

Решение задачи. Однако из полученных результатов можно извлечь и промежуточные показатели, которые непосредственно характеризуют обогатительные свойства руды, например, вкрапление d_{BK} , а также результаты раскрытия, т.е. функцию распределения сростков и открытых зерен рудной и нерудной фаз.

Анализатор представляет собой практически идеальный разделительный аппарат и поэтому можно считать, что содержание ценного минерала в нем будет определено количеством богатых фракций полученных при измельчении. Богатыми фракциями принято считать открытые рудные зерна $P_{РЗ}$ и богатые сростки $P_{РС}$ т.е.

$$\beta_O = \left(P_{PC} \cdot \alpha_{PC} + P_{PЗ}\right) / \left(P_{PC} + P_{PЗ}\right), \tag{1}$$

где $\alpha_{PC} = \left(1+\alpha_{И}\right)/2$ - содержание ценного минерала в богатых сростках ; $\alpha_И$ - содержание ценного компонента в исходной руде.

Тонко измельченный продукт с достаточной точностью может быть охарактеризован однопараметрическим законом распределения Пуассона

$$f(d) = \bar{d}^{-1} \exp(-d/\bar{d}) \ , \tag{2}$$

где $\bar{d}$ - средняя крупность помола (параметр распределения).

Для условий измельчения, когда необходимо довести крупность продукта до определенного значения, то в выражении (2)величина $\bar{d}$ является постоянной.

а количество богатых сростков и открытых рудных зерен можно определить по соотношениям [1]

$$P_{PЗ} = \alpha_{И} \int_0^{d_{BK}} (1 - d/d_{BK}) f(d) \partial d \ , \tag{3}$$

$$P_{PC} = \alpha_{И} \left(\int_0^{d_{BK}} d/d_{BK} \cdot f(d) \partial d + \int_{d_{BK}}^{\infty} f(d) \partial d \right) . \tag{4}$$

Значение величины $\alpha_{И}$ получают по результатам химического анализа.

Таким образом, в выражениях (1,-4) неизвестной величиной остается только d_{BK}, но так как они представляют собой систему, то решение ее относительно d_{BK} однозначно и даст искомое значение вкрапления. Так как получаемая система является существенно нелинейной, то решение осуществляется численными методами. Выбор метода не имеет принципиального значения.

УДК 622.02

Л.В. ШПИЛЬОВИЙ, канд. техн. наук, директор ТОВ «Азов-Мінералтехніка», м. Волноваха, Україна
В.С. БІЛЕЦЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., НТУ «Харківський політехнічний інститут»
К.Л. ШПИЛЬОВИЙ, головний інженер ТОВ «Азов-Мінералтехніка», м. Волноваха, Україна

ЗБАГАЧЕННЯ РІДКІСНОМЕТАЛІЧНИХ РУД МАЗУРІВСЬКОГО РОДОВИЩА

Розроблення й удосконалення технічних засобів для збагачення рідкіснометалічних руд – важлива проблема гірничого машинобудування. Це обумовлено специфічними властивостями перероблюваної сировини – рідкісних металів, які найчастіше є бідними і тонковкрапленими. Традиційні гравітаційні машини та способи збагачення таких руд не забезпечують достатньо високого вилучення металів у чорнові концентрати. Багаторічні дослідження збагачуваності рідкіснометалічної руди єдиного в Україні Мазурівського родовища різними дослідницькими організаціями з метою розроблення ефективної технології збагачення не дали поки що прорив-них результатів. Вилучення найбільш цінного мінералу - пірохлору - в кращому випадку не перевищувало 35-40 % .

Мета роботи - обґрунтування раціональної конструкції відцентрового концентратора та дослідження впливу методів дезінтеграції на показники збагачення руди у сепараторі відцентрового типу, дослідження процесу селективної дезінтеграції ніобієвої руди Мазурівського родовища в подрібнювальних апаратах різного типу, обгрунтування раціонального способу подрібнення руди та технічних і технологічних параметрів процесу.

На основі аналізу конструкцій відцентрових концентраторів обґрунтовано вибір апарату для збагачення рідкіснометалічних руд.

Виконані дослідження процесу подрібнення пірохлорової руди в млинах різного типу та обгрунтована доцільність застосування млинів ударно-відцентової дії для забезпечення селективності розкриття мінералів. Методом активного експерименту обгрунтовані раціональні технічні та технологічні параметри млина ударно-відцентрової дії.

Проаналізовано вплив способів дезінтеграції на технологічні показники збагачення рідкіснометалевої руди Мазурівського родовища у відцентровому концентраторі Нельсона. При дослідженнях використовувався основний різнотип руд Мазурівського родовища - маріуполіт. В результаті досліджень встановлено:

1. Млин ударно-відцентрового типу є раціональним апаратом для подрібнення рідкіснометалічної руди Мазурівського родовища з точки зору мінімізації втрат цінного компоненту - ніобію, - з шламами, та розкриття мінералів. При цьому відбувається вибіркове руйнування як рудних, так і нерудних (альбіту, мікрокліну, нефеліну) мінералів. Розкриття мінералів у такому млині відбувається в більш грубому класі - 0,08-0,071 мм. Це сприяє зростанню показників гравітаційного збагачення.

2. Оптимальними технічними та технологічними параметрами млина ударно-відцентрової дії є: окружна швидкість ротора - 85-87 м/с, продуктивність по вихідній руді - 1100-1200 кг/год, крупність вихідної руди - 4-6 мм. Конструкція відцентрового концентратора з рихленням постілі струменями води є оптимальною для розділення мінералів пірохлорової руди Мазурівського родовища.

3. Руда, подрібнена у млині ударно-відцентрового типу, збагачується у відцентровому гравітаційному сепараторі з вилученням на 35 % (відносн.) вищим за вилучення пірохлору з руди, підготовленої у кульовому млині. При цьому вміст пентоксиду ніобію у чорновому концентраті (2,03 %) майже в два рази перевищує його значення при подрібненні руди у кульовому млині (1,11 %).

UDC 574.63 : 622.17

V.G. LEVYTSKYI, PhD, O.M. TOLKACH, PhD
«Zhytomyr State Technological University», Ukraine

ENVIRONMENTAL FEATURES OF CRUSHED STONE WASTE RECYCLING

Crushed-granite waste is often used for production of various reinforced concrete products, and structural solution from crushed-granite waste and cement is very high-quality. The concrete, made on the basis of small granite dropout, is most demanded in landscape design. With this material, tiles are created for the sidewalk, different types of reservoirs, the territories, adjacent to the houses, flower beds and many other elements of decor are decorated. The main use of the crushed-granite waste is reduced to the full sand replacement or its using as a partial substitute.

In production, it is necessary to pay attention to all components and their quality. For production of high-quality solution, the diameter of the applied clear crushed-granite waste should be 1,5-4 mm. Crushed-granite waste with more shallow particles are absolutely not suitable for the concrete manufacture. Special attention should be paid to quality of the used material, because crushed-granite waste should not contain any impurities.

To use crushed-granite waste in the structures construction, it needs to be prepared as appropriate. It preparation consists in washing from clay, dust and oozy particles, and also in the further large fractions fragmentation after sifting operation. The received sand in quality comes nearer to natural sand for construction work.

In production of a silicate bricks and other silicate products, natural sand can be replaced by some sandy kinds of waste. In particular, the waste of wet and dry enrichment of an ilmenite concentrate at the Irshansky GZK factory, introduced into a silicate mixture instead of the aggregate sand, provides increased raw material strength. Introduction of coarse-grained sand-filler from crushed-granite waste allows to increase the silicate products strength by 30%.

The problem of waste using is an environmental problem of regional scale, and the production of construction materials from industrial waste is one of the most promising methods for its solution. Utilization of the industrial wastes is directed first of all to environmental protection and, only as a result, - to production and receiving an economic benefit. In this regard, some have to be well understood, at first sight nonrational, actions of the production enterprises: sale of waste and products from them below cost, waste transfer to consumers it is free, waste delivery to consumers by the transport of waste producers, financing of researches on the environment, carrying out waste spaces recultivation, recovery of a fertile layer, etc.

The use of industrial wastes by the production of building materials, the creation of masonry and dams, the filling of waste pits requires the huge quantities of various wastes processing and transfer. The transition of such a mass of waste into the secondary mineral resources category contributes to the release of waste land, the air purification from gas and dust emissions, formed in dumps under the atmospheric agents influence, prevents the harmful substances removal from the dumps with surface waters, reduces the river waters pollution extent.

Ultimately, comprehensive work is being undertaken to preserve and restore natural landscapes, to improve the human habitat's environment. Proceeding from this, the environmental priorities of industrial waste utilization are determined, economic and environmental efficiency is estimated, practical tasks for waste utilization in the national economy are developed.

In Zhytomyr region, the priorities settle down in the following order:

- conducting research and experimental works with studying of opportunities of the fullest and versatile recovery of the mining industry, utilization of these wastes, wastewater regeneration, and the dumping of harmful impurities. It is important to prevent the entry of these harmful to humans, animals and vegetation of materials in surface and underground waters, which will allow them to significantly clean them from impurities and bring them closer to the natural waters in chemical composition;

- holding of design and organizational actions for the achievement of low-level technologies for the crushed stone waste processing of mining and extraction complex enterprises. It is necessary to critically evaluate the efficiency and feasibility of technological processes practical use and production schemes of building materials developed by experts.

Thus, environmental priorities are intimately bound to the economy of mining and industrial products production, contribute to stabilization and further improvement of natural landscapes and human habitat.

REFERENCES

1. **Davydova, I.V.** (2010), “Otsinka fizyko-khimichnykh vlastyvostei lisovykh gruntiv u zoni tekhnohennoho vplyvu shchebenevykh karieriv na Zhytomyrskomu Polissi” [Estimation of physical and chemical properties of forest soils in the area of man-made impact crushed stone quarries in Zhytomyr Polissya], *Agroecology magazine*. Special issue, pp. 74–81.
2. **Tchadjié, L.N.,** at all. (2016), "Potential of using granite waste as raw material for geopolymer synthesis", *Ceramics International*, Vol. 42(2), pp. 3046-3055. https://doi.org/10.1016/j.ceramint.2015.10.091.

УДК 622. 235.6:550.348.098.64(045)(476)

Н.Н. ПОЛИКАРПОВА, канд. биол. наук, доцент кафедры «Горные работы»,
П.А. ДАМОРАД студент ф-та горного дела и инженерной экологии Белорусский национальный технический университет, Республика Беларусь

МЕХАНИЗМЫ ВОЗДЕЙСТВИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ ОБЪЕКТОВ НА ОРГАНИЗМЫ

Научное направление, оформившееся на стыке зарождавшихся в древности естественных наук и получившее в наши дни название «медицинская геология», переживает второе рождение. 1 марта 2005 была основана медико-геологическая секция (МГС РосГео), когда в ВИМСе во время чтений памяти А.И. Гинзбурга был сделан доклад «Современная медицинская геология, основные проблемы и пути их решения» (к.г.-м.н. И.Ф. Вольфсон) и состоялась встреча представителей медицинской и геологической общественности. В 2006 увидела свет коллективная монография «Биокосные взаимодействия: жизнь и камень» (Изд-во СПбГУ, 2006). Медицинская геология изучает воздействие геологических объектов естественного (горные породы, руды, минералы, продукты эрозии, вулканической деятельности, воды и др.) и техногенного происхождения (продукты переработки рудного и нерудного минерального сырья, сплавы, строительные материалы и т.д.), геологических процессов и явлений на здоровье людей и животных, состояние растений.. Главную роль среди породообразующих минералов играют минералы, в состав которых входит оксид кремния - кремнезем (SiO_2). Кремний встречается в виде таких широко распространенных минералов как кварц, халцедон, опал, из которых состоят такие известные осадочные породы как кремень, яшма, пески, глины и др. Кремний является основой неорганического мира. В тоже время кремний играет важную роль в живых организмах (например, входит в состав коллагена - основного белка соединительной ткани. Традиционно горные породы и минералы, составляющие твердую оболочку планеты, рассматриваются как косное вещество, лишенное тех свойств, которые характеризуют живую материю. В тоже время многие факты говорят о памяти минералов, об их способности приспосабливаться к внешним условиям: кристаллы устают, стареют, они способны отдыхать, издавать звуки. Подобно живым существам они, размножаются, способны восстанавливать (регенерация) отломанные части, передавать информацию о своем строении на значительные расстояния и др. Эти жизнепроявления, позволяют рассматривать минералы как специфическую форму жизни неорганического мира, которая находится в процессе взаимодействия с биологическими объектами. Поддержание жизнедеятельности организмов осуществляется посредством метаболизма, который обеспечивается веществом и энергией, поступающими из внешней среды. Изучение процессов взаимодействия минеральных и органических составляющих биосферы, главным образом, проводится на вещественном (химическом) уровне. В тоже время такой раздел медицинской геологии как литотерапия подразумевает энерго-информационное, а не химико-фармакологическое воздействие на организм. Кристаллы минералов создают вокруг себя невидимое силовое поле. Впервые на это обратил внимание в 1844-1867 гг. австрийский химик Карл фон Рейхенбах. В дальнейшем исследователями было не только подтверждено наличие у минералов энергетических полей, но и возможность взаимодействовать с ними. Доказано, что физические приборы, в схемах которых используются кристаллы, довольно остро реагируют на психофизическое воздействие экспериментатора. Например, кристаллы кварца при мысленном воздействии на них человека меняют свои частотные характеристики почти так же, как при облучении их лазерным лучом. Таким образом, прослеживается не только вещественная, но и энергоинформационная взаимосвязь между минеральными и органическими составляющими биосферы. Несмотря на большой интерес к применению природных минеральных веществ в лечебных целях механизмы их воздействия на живые организмы практически неизвестны. На кафедре «Горные работы» БНТУ разрабатывается дисциплина «Биофизика горных пород», одной из задач которой является изучение механизмов взаимодействия минеральных и биологических объектов биосферы. Для этого в течение ряда лет проводятся эксперименты, в которых определяется способность изолированных образцов различного генезиса горных пород (глины, алевролиты, песчаники, известняки, мрамор, сильвинит, и др.) массой 200-500 г регулировать процессы развития и роста семян растений. При этом наблюдался стимулирующий эффект таких кварц содержащих пород как алевролиты и глины.

УДК 622.7:622.342 (575.1)

И.К. УМАРОВА, канд. техн. наук, доц., ШАРИФОВА Н. студентка., Ташкентский государственный технический университет, Узбекистан

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОБЫ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ХАНДИЗА

Целью данной работы является изучение вещественного состава проб руды и разработка эффективной технологии обогащения руды месторождения Хандиза.

В процессе подготовки из руды отбирались средние пробы для выполнения спектрального, химического, рационального анализов, а также образцы и средние пробы руды крупностью 3-0 мм для минералогического исследования и гранулометрического анализов.

В результате проведенных исследований выявлено, что содержания полезных компонентов в пробе: свинца -2,55%, цинка -5,19%, меди -0,56% и пирита -6,0%. Основными рудными минералами являются сфалерит, галенит, халькопирит и пирит. Главными нерудными минералами в руде являются кварц, серицит и хлорит. Сплошные массивные руды сложены взаимно тесно проросшими между собой тонкозернистыми сфалеритом, галенитом и халькопиритом. Изучаемая проба руды характеризуется простым комплексом слагающих их минералов, но отличаются сложным, чрезвычайно тонким и тесным взаимным прорастанием минералов между собой что, по-видимому, представляет большое затруднение при их разделении.

Наиболее тесно срастаются три минерала - галенит, халькопирит и сфалерит. Рудные минералы находятся в тесном срастании с нерудными - кварцем, серицитом, хлоритом, карбонатом и др. Процессами окисления руда не затронута.

Исследования велись по двум направлениям: коллективная флотация всех рудных минералов с дальнейшей селекцией коллективного концентрата на свинцовый, цинковый, медный и пиритный концентраты и прямая коллективно-селективная флотация с получением последовательно свинцово- медного, цинкового и пиритного концентратов.

Первый путь предопределен тем, что раскрытие зерен нерудных минералов происходит раньше. В качестве реагентов использовались: Собиратели - бутиловый ксантогенат, бутиловый аэрофлот; вспениватели - ИМ-68, Т-92, крезол; регуляторы среды - сода кальцинированная, жидкое стекло, цинковый купорос, цианистый натрий; активаторы - медный купорос, сернистый натрий; активированный и сульфоуголь и др. Водорастворимые реагенты подавались в пульпу в виде растворов 1-10% концентрации, вспениватели - в виде капель, уголь (актив и сульфоуголь) - в сухом виде в измельчение.

Исследования велись по двум направлениям: коллективная флотация всех рудных минералов. При выбранном режиме наблюдаются сравнительно высокое извлечение всех компонентов в коллективный концентрат свинца, цинка и мед: 88,6; 96,0 и 79,6% соответственно и довольно низкий по содержанию в хвостах. На основании проведенных

исследований был выбран оптимальный режимы. В условиях оптимального режима был поставлен опыт с перечистками концентрата с целью повышения качества продукта..

Дальнейшие исследования велись в направлении селекции коллективного концентрата.

При этом вначале выделялся свинцово-медный концентрат, затем цинковый концентрат.

В качестве депрессоров цинковых минералов использовались комплексы: цианистый натрий, сернистокислый натрий и цинковый купорос, гидросульфит натрия и цинковый купорос. Наилучшая депрессия цинковых минералов достигнута с помощью цианистого натрия и цинкового купороса.Для десорбции собирателя были использованы: сернистый натрий, активированный уголь, сульфоуголь.

Схема селективной флотации включала в себя предварительное измельчение руды и коллективную флотацию в оптимальном режиме, две перечистки с последующим сгущением. Сгущенный продукт подвергался доизмельчению и десорбции. Десорбция осуществлялась путем перемешивания коллективного концентрата с сернистым натрием последующей отмывкой. Селекция коллективного концентрата протекает не эффективно. Часть цинка переходит в свинцово-медный концентрат, что объясняется тесным взаимным прорастанием сфалерита с галенитом и халькопиритом и активацией сфалерита ионами меди.

УДК 66.041-6: 622.78

В.Й. ЛОБОВ, канд. техн. наук, доц., К.В. ЛОБОВА, студентка
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

КЕРУВАННЯ ТЕРМІЧНОЮ ОБРОБКОЮ КОТУНІВ НА КОНВЕЄРНІЙ ВИПАЛЮВАЛЬНІЙ МАШИНІ

Випалювання залізорудних котунів, що виконується на конвеєрній випалювальній машині, потребує значних витрат енергоресурсів. Вченими проводяться дослідження покращення якості випалених котунів та використання новітніх способів випалу котунів, що мають підвищити продуктивність конвеєрної машини та зменшити витрати палива на процес випалення [1, 2]. Тема доповіді є актуальної та має практичне значення.

Основними недоліками способів термічної обробки котунів є те, що технологічні та технічні рішення не враховують якісні властивості випалених котунів у режимі онлайн, через що може виникати неоднорідність шару випалених котунів, та як наслідок отримання частки непридатних котунів для доменної печі. Виконання процесу термічної обробки котунів з урахуванням властивостей котунів у режимі реального часу дозволить подавати необхідну кількість палива, тому використання енергоресурсів зменшується. Попереднє визначення хімічного складу котунів дозволяє керувати температурним режимом більш гнучко у технологічних зонах конвеєрної випалювальної машини.

Проаналізувавши вказані недоліки, у доповіді представлений новий метод керування термічною обробкою котунів на конвеєрній випалювальній машині з урахуванням хімічних процесів, що протікають під час технологічних процесів сушки, підігріву, випалу, рекуперації, охолодження, за допомогою попереднього визначення хіміко-фізичного складу котунів, їх насипної маси, тощо і може бути використано для фабрик огрудкування для виготовлення котунів з більш оптимальним хімічним складом. Під час термічного процесу протікають різні хімічні процеси у залежності від технологічної зони випалювальної машини. Для визначення властивостей котунів необхідно ввести на задатчик складу котунів такі параметри як початкова маса, вологість котунів (для уникнення перезволоження, що може спричинити руйнування котунів), вміст концентрату в шихті, вапняку в шихті, твердої речовини у вапняку, оксиду заліза в концентраті, FeO у випалених котунах, сірки. Пропонується використовувати датчики вимірювання маси котунів наприкінці технологічних зон, для цього можливе використання схеми тензорезисторів у вимірювальному мосту. Завдяки визначеним параметрам хімічного складу котунів підраховується маса котунів у кожній зоні випалювальної машини, що дозволяє керувати пальниками та заслінкою для руху повітряно-газових потоків у залежності від маси котунів.

Моделювання запропонованого способу керування термічним процесом котунів було розроблено у програмі LabVIEW, що представляє собою графічне середовище та дозволяє реалізувати будь-яку технічну задачу. Модель складається з фронтальної панелі та блок-схеми. Фронтальна панель уявляє собою технологічні зони випалювальної машини, у кожній з який визначається маса та необхідна кількість палива для термообробки, та задатчика складу котунів, до якого вводяться властивості залізорудних сирих котунів. Блок-схема складається з декількох частин, що мають обрахувати значення маси котунів за даними, що були задані на задатчику, та створення керуючого сигналу до системи управління пальниками, для надання необхідної та достатньої кількості палива.

Запропонований спосіб керування термічною обробкою котунів на конвеєрній випалювальній машині дозволяє збільшити її продуктивність та підвищити якість випалених котунів. Також спосіб може бути використаний для визначення раціонального співвідношення шихтових матеріалів при виготовленні сирих котунів.

Список літератури

1. **Vyacheslav Lobov**, **Karina Lobova**, **Mykhailo Koltiar**. Investigation of temperature distribution along the height of the layer of pellets on conveyor roasting machine Metallurgical and Mining Industry, 2015, No.4, p.p 34-38.

2. Спосіб керування процесом випалювання котунів на конвеєрній машині/. Патент України № 109810. C22B 1/02 (2006.01), G01N 21/00 (12.09.2016), опубл. 12.09.2016, бюл. № 17

УДК 553.21/.24(477)

М. В. РУЗІНА, д-р геол. наук, проф., Н. В. БІЛАН, канд. геол. наук, доц., О. А. ТЕРЕШКОВА, канд. геол. наук, доц., ДВНЗ «Національний гірничий університет»

АНАЛІЗ РУДОУТВОРЮЮЧИХ І РУДОКОНТРОЛЮЮЧИХ ФАКТОРІВ ПІД ЧАС ТЕХНОЛОГІЧНОЇ ОЦІНКИ ПЕРСПЕКТИВ КОМПЛЕКСНИХ РУДНИХ ФОРМАЦІЙ У МЕТАСОМАТИЧНО ЗМІНЕНИХ ГІПЕРБАЗИТОВИХ МАСИВАХ

Метасоматичні формації характеризуються специфічним набором рудних елементів. Процеси метасоматичних перетворень у породах в основному є полістадійними. У одних випадках багатократні прояви метасоматичних процесів відіграють утворюючу роль, формуючи комплексну рудну мінералізацію, в інших – руйнівну, яка знищує попередні рудні мінеральні утворення, що необхідно враховувати під час оцінки перспектив зруденіння. Прикладом двоїстої ролі метасоматозу у рудоутворенні може бути формування покладів хризотил-азбесту у гіпербазитових масивах з хромітовим зруденінням. Утворення мономінеральних хризотилових порід у гіпербазитах відбувається після прояву регіональної серпентинизації, у найбільш проникних для рудоносних розчинів зонах дроблення гіпербазитів. У процесі азбестоутворення метасоматичні процеси, які призводять до формування хризотилових порід, мають руйнівний вплив не тільки на породоутворюючі, але й також на рудні мінерали. Метаморфізм хромшпінелідів у хромітових рудах є ізохімічним та ізофаціальним зміненням вміщуючих їх материнських порід. Як наслідок, під час серпентинізації, яка спричинює виніс FeO, MgO, Cr_2O_3 і перехід Fe^{2+} та Fe^{3+}, з хромшпінелідів також виносяться FeO, MgO, Cr_2O_3, що призводить до руйнування та зникнення хромшпінеліду. У результат, серпентинізація, яка обумовлює виникнення азбесту, здійснює руйнівний вплив на прояви хроміту більш ранніх стадій утворення. Саме цьому в зонах інтенсивного азбестоутворення не виявлені великі поклади хромітових руд. При цьому інтенсивне отальковання і карбонатизація у гіпербазитових масивах є негативним фактором при оцінці азбестоносності даних комплексів порід.

У Середньопридніпровському мегаблоці Українського щита в межах Південно-Білозерського масиву гіпербазитів виявлені прояви хроміту, комплексні аномалії золота, срібла і платини, прояви тальку, магнезиту і хризотил-азбесту. Майже всі прояви приурочені до зон тектонічних порушень та ділянок інтенсивного прояву метасоматозу у вигляді лиственітізації і серпентинізації, отальковання, карбонатизації. Генезис подібних проявів визначений як дислокаційно-метаморфічний. Прояв декількох стадій метасоматичних процесів спричинив утворення сприятливого середовища для формування комплексного зруденіння, але промислове значення різних типів мінеральної сировини оцінюється як нерівнозначне:

– рудопрояви хроміту платиновміщувальної хромітової формації визнані безперспективними через заміщення хроміту серпентином і магнетитом, що призводить до зубожіння і без того низької якості руд і виносу платиноїдів; а також ускладнює процес збагачення;

– рудопрояви поперечно-волокнистого хризотил-азбесту оцінені як позитивні зважаючи на сприятливі структурні умови локалізації, зеленосланцеву фацію метаморфізму, дорудний характер загальної антигоритизації;

– рудопрояви талько-магнезитів, пов'язаних з найпізнішими метасоматичними процесами (лиственітізацією), визнані найперспективнішими, обґрунтована можливість виявлення середніх за масштабами родовищ шабровського або медведевського морфогенетичних типів.

Інтенсивна регіональна серпентинізація декількох етапів, що знижує перспективність платиновміщувальних хромітових руд, а також масштаби проявів хризотил-азбестової сировини, водночас розширює перспективи тальк-магнезитової сировини. Таким чином, під час оцінки перспектив комплексного зруденіння у гіпербазитових масивах необхідно враховувати двоїсту роль метасоматозу (позитивну для благородних металів, тальк-магнезитових проявів і негативну для рудопроявів хроміту зважаючи на заміщення гістерогенним магнетитом і для хризотил-азбесту під час епігенетичного отальковання).

Металогенічний аналіз позитивних і негативних чинників при оцінці перспектив зруденіння вищевказаних типів дозволить визначити критерій збереження складових рудних формацій і в цілому, на стадії пошукових робіт оцінити перспективи комплексного зруденіння, в тому числі доцільність розробки і обґрунтування технологічних схем збагачення.

УДК 622.813:622.76.1.012

Н.В. КУШНІРУК, канд. техн. наук, доц., М.С. ГАРКУША, магістрантка
ДВНЗ «Криворізький національний університет»
І.М. МАЦЮК, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпро

РОЗРОБКА НОВОЇ БЕЗВІДХОДНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ПЕРЕРОБКИ БУРОВУГІЛЬНИХ ШЛАМІВ БРИКЕТНИХ ФАБРИК.

Частка бурого вугілля в світовому виробництві електроенергії становить 4 %, але в окремих країнах вона значно більше, наприклад, в Греції - 68 %, Чехії - 63 %. У Німеччині, з урахуванням новітніх технологій спалювання і забезпечення екологічних вимог, починаючи з 2000 р. електроенергія, що отримується з бурого вугілля, стала найдешевшою. Як показує досвід розвинених країн світу, буре вугілля використовується не тільки як енергетичне паливо, але і як цінна сировина для хімічної та інших галузей промисловості.

Балансові запаси вугілля в Україні становлять 45 млрд т, в тому числі бурого - понад 8 млрд т. При традиційній технології брикетування бурого вугілля відходи брикетних фабрик - шлам (до 3%) і крихта (до 15%) не переробляються внаслідок відсутності теоретичного і експериментального обґрунтування їх утилізації.

Перспективним напрямком удосконалення процесу виробництва буровугільних брикетів є розробка і впровадження безвідходної технології роздільного переробки шламу і крихти, а також замкнутого циклу оборотного водопостачання брикетних фабрик, що виключить скидання за їх межі шламів і відповідно забруднення навколишнього середовища.

Розвитку теорії та практики брикетування вугілля присвячені роботи В.Н. Крохіна, І.Д. Ремесленікова, І.Ю. Святця, а переробці вугільного шламу і зернистих матеріалів - М.Г. Бедраня, В.С. Білецького, В.С. Бутовецького, Б.О. Блюсса, А.С. Кірнарського, В.І. Кривощокова, П.І. Пілова, О.Д. Полуляха, Т.Г. Фоменко та ін.

У роботі представлена технологія безвідходної переробки буровугільних шламів, що включає послідовність наступних операцій. Після термічної обробки і пресування у бурого вугілля з'являється властивість гідрофобності поверхні його дрібнозернистої, в результаті бою брикетів, шламової фракції. У якості критерію оцінки роздільової здатності безреагентної флотосепарації буровугільного шламу нами прийнятий комплексний показник, що враховує вплив на цей процес гідрофобності поверхні зерен, фракційного і гранулометричного складів фракцій, що спливли та потонули. Процес здійснюється в безреагентному флотосепараторі з ефективністю поділу до 65% і максимальною крупністю фракції, що спливає - 2,25 мм. Таким чином, роздільна переробка фракцій буровугільних шламів, з подальшим їх перемішуванням з подрібненим до 3 мм боєм брикетів, обумовлена поверхневими властивостями шламу, і сприяє зниженню вологи зернистої суміші. Безреагентний флотосепаратор складається зі стандартних комплектуючих: флотаційної камери, аератора-ежектора і насадок до нього.

Роздільне кондиціювання потонулої фракції флотосепарації шляхом гідроциклонування і обробки реагентами пісків гідроциклону, з подальшим їх змішуванням зі зливом, дозволяє значно скоротити витрати флокулянтів. Тому технічна компоновка роздільного кондиціонування і безреагентної флотосепарації - це перспективний напрямок розвитку технології переробки вугільних шламів та інших зернистих матеріалів.

Пристрій для роздільного кондиціонування пульпи фракції, що потонула, виконано на базі гідроциклону і відрізняється, розпилювачем реагентів та перфорованим спіральним аератором. Згущений (грубозернистий) продукт і злив об'єднують у змішувачі, де відбувається перерозподіл реагенту з поверхні крупних частинок на поверхню дрібних для подальшого процесу згущення пульпи.

Перевага поличного згущувача з похилими пластинами полягає у високій продуктивності при невеликій площі, відсутності рухомих частин і приводу, а також у незначному зносі деталей та малих експлуатаційних витратах. Продуктивність такого згущувача у порівнянні зі звичайним того ж об'єму в двадцять разів більше.

Для реалізації схеми переробки відходів брикетних фабрик вибрано та обґрунтовано основне технологічне обладнання, яке може бути виготовлене в умовах фабрики.

УДК [622.02 : 539.2/.8]: 620.174.24

Л.Ж. ГОРОБЕЦ, д-р техн.наук, проф., ГВУЗ «Национальный горный университет»
И.В. ВЕРХОРОБИНА, магистр, инж., ИГТМ НАН Украины

ТЕОРИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ ДИСПЕРГИРОВАНИЯ ГЕТЕРОГЕННЫХ МАТЕРИАЛОВ В ВЫСОКОСКОРОСТНЫХ СТРУЯХ

В данной работе проблема обработки гетерогенных сред для получения тонкодисперсных активированных порошков рассматривается с позиции установления обобщающих закономерностей разрушения и диспергирования на базе изучения факторов, ускоряющих стадию автоколебательного резонанса нагружаемого объекта. Разрушение - это неравновесный процесс, инициируемый акустическими волнами при достижении критической плотности энергии $W_{\Delta V}$ в активных локальных зонах деформируемого тела. К числу параметров, задающих эффекты диспергирования, относятся средняя плотность энергии, приданной телу в процессе нагружения, приходящейся на единицу его объема V: $W_V=\sigma_o\varepsilon_o/2\cong 10^0\ldots10^2$ МДж/м^3; и локальная плотность энергии на единицу объема очага разрушения: $W_{\Delta V}=W_V/\varepsilon_Д\cong10^2\ldots10^3$ МДж/м^3 ($\varepsilon_Д$ - относительная деформация геосреды на стадии диспергирования, σ_o, ε_o - предел прочности и деформация на пределе прочности). Параметр $W_{\Delta V}$ служит оценкой удельных затрат энергии на диспергирование, поскольку по физической сути характеризует энергетический порог диспергирования, при переходе через который происходит высвобождение накопленной энергии с раскрытием очагов разрушения (зон образования тонкодисперсных фракций). Уровень $W_{\Delta V}$ задает величину свежеобразованной поверхности ΔS в зависимости от энергетических природных свойств материала, проявляющихся в значениях γ поверхностной энергии и к.п.д. $\eta_Д$ диспергирования: $\Delta S/V\approx W_{\Delta V}\varepsilon_Д\eta_Д/\gamma$.

Исследование показало, что с ростом динамичности разрушения степень диспергирования $I_{pq}=d_p/d_q$ можно увеличить на несколько порядков: от I_{pq}=2-3 при статическом нагружении до $I_{pq}=5\cdot10^3$ при разрушении взрывом (d_p,d_q - размеры частиц до и после разрушения). При высокой скорости динамической деформации ($\cong 10^5\ldots10^6$ с$^{-1}$) усиливается накопление энергии в активированных структурных дефектах гетерогенных сред на микро- и наноуровнях, что приводит к изменениям технологических свойств диспергированного материала.

На практике режимы высокодинамичного импульсного нагружения измельчаемых (до единиц и десятков микрометра) частиц реализованы в установках газоструйного измельчения, использующих энергоноситель с температурой 400-600ºС. Процесс измельчения происходит по механизму квазихрупкого разрушения при относительной скорости соударений частиц порядка удвоенной скорости звука в воздухе. Эффекты диспергирования возрастают пропорционально длительности спонтанного разрушения (авторезонанса), а определяющая роль в исследовании стадии диспергирования принадлежит методу акустической эмиссии. Энергия разгоняемых частиц трансформируется в энергию акустического излучения, кинетическую и поверхностную энергию разрушенных частиц. Коэффициент полезного действия $\eta_д$ для процесса газоструйного диспергирования отвечает физической сути квантового кпд $\eta_{кв}$ акустической эмиссии: $\eta_{кв}=(P_{макс}\,c)/U=(h\,c/a)/U=h\,\nu_m/U=10^{-2}\ldots10^{-3}$ ($P_{макс}$ - максимальная энергия фонона, c - скорость звука в твердом теле, U – энергия межатомной связи, ν_m - максимальная частота колебаний атомов в акустической волне, h – постоянная Планка. Тонкодисперсные продукты струйного измельчения (глинозем, шамот, цемент, шлак, мел, мрамор, кварцевый песок, каолин, формовочный гипс) показали улучшенные технологические свойства. Например, гидравлическая активность доменного шлака с удельной поверхностью $S_{уд}$ = 0,6-0,9 м^2/г позволила использовать его в строительных растворах и изделиях с четырехкратным сокращением расхода клинкера в производстве цемента. До дисперсности порядка единиц микрометра и удельной поверхности до 2 м^2/г измельчаются в струях абразивные и алмазные порошки, редкометальные концентраты (цирконовый, дистеновый, сурьмяный, вольфрам- и молибденсодержащий), диоксиды циркония и титана, электрокорунд, карбиды кремния и бора.

УДК 622.7. 674(075)

В.С.БІЛЕЦЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., НТУ «Харківський політехнічний інститут»

СУМІЩЕНІ ТЕХНОЛОГІЧНІ ПРОЦЕСИ В ГІРНИЦТВІ

Суміщення технологічних процесів - це поряд з гео-, нано- та ІТ-технологіями один з перспективних напрямів розвитку сучасної науки і техніки. Суть суміщення технологічних процесів (в часі і просторі) – реалізація двох і більше процесів в одному апараті (робочому просторі) і в один час. Це дозволяє, по-перше, скоротити сукупну тривалість технологічних операцій, і, по-друге, зменшити кількість необхідного обладнання, спростити технологічну схему гірничого підприємства (цеху, дільниці тощо). У гірництві і дотичних галузях можна виділити ряд груп суміщених процесів, зокрема: 1. «видобування-збагачення»; 2. «видобування-газифікація»; 3. «гідротранспорт-селективна агрегація»; 4. «мокре подрібнення-селективна агрегація»; 5. «подрібнення-сушка

Процеси «видобування-збагачення» включають операції по власне добуванню корисних копалин з надр в результаті їхньої розробки та операції первинної обробки мінеральної сировини, що мають на меті відділення всіх цінних мінералів від порожньої породи, а також взаємне розділення цінних мінералів. Приклади таких процесів, які вже освоєні в промисловості: комплексна технологія «рідинна екстракція (в пласті) - електроліз», яка суттєво здешевлює процес видобування деяких металів, зокрема міді. Це, зокрема, промислове підземне вилуговування міді, урану (SX/EW – технологія), промислово-експериментально - марганцю, заліза, кобальту, нікелю, цинку, селену, молібдену, золота, титану, ванадію та ін. У світі частка SX/EW міді весь час зростає і сьогодні сягає понад 13%.

Прикладом можливого процесу *«видобування-збагачення»* може бути гідровидобуток «солоного вугілля», який включатиме : а) гідровидобуток (шахтний або свердловинний) вугілля, б) передачу гідросуміші вугілля гідротранспортом на поверхню - під час цього органічна речовина вугілля знесолюється, а глини розмокають та дезінтегрують (подрібнюються до тонких класів), в) розділення гідросуміші в осаджувальній центрифузі (з підвищеним числом Фруда), що забезпечує зневоднення і водночас збагачення по солі (видалення солей з водною фазою) та виділення глин. В результаті такого одержують знесолене вугілля і фугат, що містить солі та зольні фракції (хвости).

Процеси *«гідротранспорт-селективна агрегація» та «мокре подрібнення-селективна агрегація»*. Ці процеси об'єднує наявність спеціального процесу збагачення та зневоднення тонкодисперсного гідрофобного матеріалу «масляна агломерація» (oil agglomeration), для реалізації якого необхідно і достатньо забезпечити перемішування водо-вугле-масляної суміші певного складу у турбулентному режимі. Суміщений процес «гідротранспорт-селективна агрегація» має місце як у випадку промислового, так і магістрального гідротранспорту. При промисловому гідротранспорті водовугільної пульпи з добавкою 1-3 мас.% гідрофобного реагента в умовах вуглезбагачувальних фабрик відбувається селективна флокуляція та агломерація вугільної фази безпосередньо у гідротранспортній системі, що підвищує флотованість вугілля ультратонких класів крупності. Турбулентність гідросуміші підтримується самим режимом транспортування, проте, як показано в роботах, для інтенсифікації цього процесу можуть бути використані насоси, місцеві опори (коліна і згини трубопроводів, байпаси тощо. Іноді використовують імпелери та внутрішні гвинтові нарізки. Ця технологія була запропонована у 1980-х роках в Японії і паралельно - в Україні (ДонНТУ). У 2010-х роках вона докладно опрацьована в роботах Білецького В. та Сургової Н.

При магістральному гідротранспорті водовугільної пульпи з добавкою 1-3 мас.% гідрофобного реагента або суміші «вугілля – вуглемасляний гранулят» масляна агломерація вугілля здійснюється безпосередньо в гідротранспортному трубопроводі, тобто гідравлічний транспорт вугілля і його масляна агломерація відбуваються одночасно. Окремі аспекти цього процесу - як з точки зору збагачення корисних копалин, так і з точки зору гідравлічного транспортування вуглемасляного агломерату - досліджувалися в ДонНТУ, НВО «Хаймек», Інституті фізико-органічної хімії та вуглехімії НАНУ (В. Білецький, А. Єлішевич, Ю. Світлий, Т. Карліна, В. Рибаченко та ін.) і були запропоновані для використання в магістральних гідротранспортних системах як енергетичного так і коксівного вугілля. У 2010-х роках технологія одержала свій розвиток в роботах В.С. Білецького, П.В. Сергєєва та Д.В. Павлова.

Як правило, суміщені технологічні процеси вигідно відрізняються від несуміщених меншими енергетичними затратами, простішими технологічними схемами, екологічними перевагами та ін.. На цій основі можна констатувати формування нового перспективного напрямку розвитку сучасної гірничої науки і техніки - суміщених технологічних процесів.

Секція
«Гірничі машини та обладнання»

УДК 671.928.735.001.63.001.24:622.7

А. С. ГРОМАДСЬКИЙ, докт. техн. наук, проф., Ю. Г. ГОРБАЧОВ, канд. техн. наук, проф.,
С.Г. СОКОЛОВ, магістрант, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВИБІР РАЦІОНАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ ПІДШИПНИКОВИХ ВУЗЛІВ ВІБРОМАШИН

Вібраційна техніка широко використовується на гірничих та гірничозбагачувальних підприємствах. Вібраційні живильники випускають матеріал з бункерів і завантажують транспортні засоби, на вібраційних грохотах матеріал розділяється за крупністю в процесі вібраційного переміщення просіювальною поверхнею. Підшипникові вузли приводів вібраційних машин працюють в максимально несприятливих умовах роботи (високі або різко змінні навантаження та частоти обертання, висока температура навколишнього середовища, занурення опори в середовище підвищеного тиску та запиленості, надмірно повільний або хитний рух підшипників) і практично визначають рівень показників надійності такої техніки. З огляду на це, аналіз та обгрунтування раціональних параметрів підшипникових вузлів вібраційних машин є вельми важливою та актуальною науково-практичною задачею.

Для забезпечення високоефективної та надійної експлуатації вібраційних машин їхні підшипникові вузли повинні мати наступні показники надійності: номінальну довговічність не менше 5000 годин, абразивну зносостійкість не менше 7500 годин, ймовірність безвідмовної роботи не менше 0,9, коефіцієнт готовності опори кочення не менше 0,92 [1].

Проведені дослідження дали можливість сформулювати наступні рекомендації щодо вибору раціональних робочих та конструктивних параметрів вібростійких підшипникових опор вібраційних машин:

при проектуванні важко навантажених вібраційних машин слід використовувати підшипники кочення з великими коефіцієнтами працездатності: дворядні роликові сферичні або однорядні роликові з короткими роликами. Аналіз спеціальних підшипників фірм *FAG* та *SKF* показує, що збільшення діаметральних та осьових габаритних розмірів роликів, центрування сепаратора відносно внутрішньої поверхні зовнішнього кільця, підвищення початкових зазорів між кільцями і роликами забезпечують зростання вібростійкості підшипникових опор. Аналогічних рекомендацій слід дотримуватися при удосконаленні звичайних вітчизняних сферичних дворядних роликопідшипників серії 3600. Для вібраторів легкого та середнього типів (наприклад, для невеликих високошвидкісних грохотів) перспективним є використання модифікованих радіальних роликопідшипників з короткими циліндричними бомбінованими роликами [2];

підшипниковий вузол має бути захищений ефективними ущільнювальними пристроями. На працездатність ущільнювальних пристроїв підшипникових вузлів вібраційних машин впливають інерційні сили, які виникають при коливному русі ущільнення разом із вібромашиною. З огляду на це, хороші результати показують спеціальні манжетні ущільнення з трапецієвидними губками, які здатні врівноважувати дію інерційних сил і забезпечувати надійну герметизацію підшипникового вузла. Перспективним є застосування торцевого механічного ущільнення, яке поєднує в собі простоту конструктивного виконання та високі показники ефективності і довговічності [3];

від правильного вибору посадок підшипника на вал і в корпус опори залежить надійність і довговічність підшипникового вузла. Рекомендується вибирати нерухому посадку підшипника в корпусі (*M*7) і рухому – на вал (*k*6 або *m*6) [4].

Вирішення цих питань дозволить забезпечити високоефективну та надійну експлуатацію вібраційних машин в цілому та їхніх підшипникових вузлів зокрема.

Список літератури

1. **Комиссар А.Г.** Опоры качения в тяжелых режимах эксплуатации / **А.Г. Комиссар** // М.: Машиностроение, 1987. - 384 с.

2. **Комиссар А.Г.** Подшипниковые узлы виброгрохотов / **А.Г. Комиссар, Л.К. Балабатько** // ЦНИИТЭИТЯЖМАШ, Горное оборудование, 2-81-10. – М.: 1981. - 24 с.

3. **Комиссар А.Г.** Уплотнительные устройства опор качения: Справочник / **А.Г. Комиссар** // - М.: Машиностроение, 1980, - 192 с.

4. **Вайсберг Л.А.** Проектирование и расчет вибрационных грохотов / **Л.А. Вайсберг** // М.: Недра, 1986. - 144 с.

UDC 621.643-191:648:622.693.192

L. I. MAKHARADZE,
Doctor of Technical Sciences, Professor, G. Tsulukidze Mining Institute, Georgia

PRESSURE HYDROTRANSPORT SYSTEM MAIN PIPELINE STRENGTH CALCULATION METHODOLODY

Main pipelines are the main facilities for transportation of liquid and gaseous substances, solid loose materials at any distance.

During the last decades, pressure hydrotransport systems which have undeniable advantages over many traditional forms of transport became widely used for transportation of solid loose materials in many industries.

However, due to the specific nature of their designation and operation, they are rather complicated. Strength calculation is particularly important for designing the pressure hydrotransport system main pipelines because the strength defines their life and technical-economic indicators of the entire system.

This is predetermined by two main factors: hydroabrasive wear of internal walls of main pipelines and during the operation, occurrence of non-steady processes and hydraulic impacts, which essentially negatively affect their strength. For the purpose of study of these factors, fundamental researches have been conducted at G. Tsulukidze Mining Institute and results of these researches must be considered in the course of strength calculation of main pipelines.

We have also made a fundamental review of the world guiding and normative documents which provide pipeline strength calculation methodologies and the review showed that none of them consider the above factors and processes occurring in pipelines.

Flow of two and three-phase hydraulic fluids and hydro-air mixtures through the pipelines represents the most complicated hydro-air-mechanical process because the change of any parameter predetermines change of other parameters and therefore, we practically always have unsteady-state processes in pipelines.

Due to the above, hydroabrasive wear of internal walls of pipelines, as well as hydraulic impacts represent rather complicated hydrodynamical processes and therefore, establishment of any regularity of at least one of them requires conducting large-scale researches on lab experimental equipment as well as on large hydrotransport systems of industrial facilities, in addition to the theoretical analysis.

For this purpose, special semi-industrial test stands have been installed at this Institute in Tbilisi and Tkibuli.

Tests were conducted on large hydrotransport systems of Mining, Ore, Construction, Hydrotechnical industry as well as on hydraulic mining facilities of the former Soviet Union under industrial conditions.

To conduct the test, immediate-action strain gauges have been developed considering the specific nature of operation of pressure hydrotransport systems, which allowed to accurately define the value of all parameters during static as well as dynamic processes.

These circumstances served as the basis for development of an improved methodology, which fully considers all main factors, which essentially affect the strength of pipelines of pressure hydrotransport systems.

Reference

1. **Makharadze L.** Pressure Hydrotransport System Main Pipeline Strength Calculation / **L. Makharadze//** Proceedings of 18th International Conference on Transport and Sedimentation of Solid Particles, 11-15 September Prague, Czech Republic, 2017. - pp.201-208.

2. **Dmitriev G., Makharadze L., Gochitashvili T.** Pressure Hydrotransport System (Manual) /**G. Dmitriev, L. Makharadze, T. Gochitashvili**// Moskow: Nedra, 1991. – 304 p. (in Russian).

3. **Makharadze L., Gochitashvili T., Kril S., Smoilovskaya L.** Pipeline hydrotransport of solid loose materials / **L. Makharadze, T. Gochitashvili, S. Kril, L. Smoilovskaya** // Tbilisi: "Metsniereba", 2006. – 350 p. (in Russian).

УДК 629.114:622.684

Ю.А. МОНАСТИРСЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., В. В. ПОТАПЕНКО, ст. викладач,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

СИСТЕМНИЙ АНАЛІЗ ТЕХНОЛОГІЧНОГО АВТОТРАНСПОРТУ КАР'ЄРІВ

Сучасний глибокий кар'єр, представляючи собою величезне енергоємне господарство, містить значний парк транспортних засобів, які здійснюють перевезення видобутої гірничої маси. Переробка значних обсягів гірничої маси, що добувається у кар'єрах, спричиняє багато побічних труднощів, пов'язаних, зокрема, з її транспортуванням.

У зв'язку зі значною глибиною (більше 300 метрів) і перспективою подальшого поглиблення кар'єрів, як на Україні, так і у світі, транспортувати видобуту гірничу масу стає все складніше. Тому з усією гостротою постає питання створення надійних і економічно ефективних транспортних систем, що здійснюють перевезення гірничої маси.

Особливістю досліджуваних систем технологічного автотранспорту є те, що вони складаються з парку кар'єрних автосамоскидів і функціонують певними трактами, які задаються конфігурацією доріг для вивозу видобутої гірничої маси.

Надійність систем технологічного автотранспорту (СТА) глибоких кар'єрів є основним чинником, як для економічно ефективного управління функціонуванням кар'єрних автосамоскидів, так і для всього кар'єру в цілому. Зниження надійності СТА приводить до збільшення тривалості непланових поточних і аварійних ремонтів, а також до зниження коефіцієнта готовності кар'єрних автосамоскидів. При зниженому рівні коефіцієнта готовності самоскидів потрібна їхня більша кількість для забезпечення необхідного обсягу перевезень.

Важливо відзначити, що при збільшенні кількості кар'єрних автосамоскидів можна підвищити рівень готовності СТА, але неможливо зменшити число відмов. Тому одним з важливіших питань, пов'язаних з експлуатацією СТА, є вибір економічно обґрунтованого рівня її надійності та реалізація його на практиці.

У свою чергу, цю систему можна розглядати поелементно, як ту що складається з окремих транспортних засобів – кар'єрних автосамоскидів. При цьому необхідно підкреслити, що згідно із системним підходом, функціонування СТА у цілому залежить від стану її елементів (машин).

Система, яка досліджується, призначена для транспортування з кар'єру самоскидами добутої гірничої маси, тому розглядаємо такі показники, які враховували б її здатність виконувати цю функцію. Одним із таких показників є технічна надійність, зміст якої полягає в здатності СТА забезпечити безперебійне перевезення гірничої маси відповідно до графіка руху з кар'єру, що відповідає пропускній здатності транспортної системи. Якщо СТА при нормальній роботі її елементів не може забезпечити рух за графіком, то проблема надійності пов'язана із плануванням, управлінням і організацією робіт. Відмова елементів СТА впливає на здатність системи забезпечити необхідний обсяг транспортування гірничої маси з кар'єру. Вплив відмов автосамоскидів на здатність СТА забезпечувати безперебійне перевезення необхідного обсягу гірничої маси характеризує її технічну надійність.

Таким чином, показники, які характеризують здатність транспортної системи кар'єрних автосамоскидів забезпечити необхідний обсяг транспортування гірничої маси з кар'єру, є показниками технічної надійності. До таких показників відносимо тривалість простою, викликаного відмовою. Якщо тривалість простою невелика й не впливає на роботу СТА, то цей простій може залишитися непоміченим. Але якщо простої інтенсивні або тривалі, то робота системи може бути порушена, і її можна вважати ненадійною. Разом з тим, можна виділити такий показник технічної надійності, як простій під час руху (короткочасний некритичний простій, істотний і критичний простій, що вимагає вивантаження гірничої маси із самоскида).

Для кількісної оцінки показників технічної надійності застосовуємо методи математичної статистики. Зрозуміло, що труднощі викликає не визначення показників надійності, а розробка відповідних методів аналізу й отримання достовірних даних для обчислення цих показників. Показник надійності можна вважати задовільним, якщо він достовірно описує здатність СТА до забезпечення необхідного обсягу транспортування гірничої маси з кар'єру.

Системний аналіз системи технологічного автотранспорту глибокого кар'єру показав її складність як об'єкта управління. Це приводить до необхідності математичного опису СТА, який дасть можливість управляти нею за допомогою формальних методів.

УДК 622.232.8

В.А. НОВІК, головний механік ПрАТ «Запорізький залізорудний комбінат»
С.О. ПОПОВ, д-р техн. наук, проф., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АВТОМАТИЗОВАНА СИСТЕМА ФОРМУВАННЯ МЕХАНІЗОВАНИХ КОМПЛЕКСІВ ДЛЯ РОЗРОБКИ ЗАПАСІВ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ ПІДЗЕМНИМ СПОСОБОМ

Одним з перспективних напрямів подальшого розвитку залізорудної гірничодобувної промисловості України є відновлення розробки родовищ магнетитових кварцитів підземним способом. Така розробка може здійснюватися на шахтах, які раніш вже видобували ці руди, але на даний час законсервовані, а також шляхом переходу гірничозбагачувальних комбінатів на застосування підземного способу розробки цих руд замість відкритого способу [1].

Необхідність такого рішення обумовлена тим, що в останній час вітчизняні гірничозбагачувальні комбінати (ГЗК), які розробляють магнетитові кварцити відкритим способом, стикнулись з рядом серйозних проблем. Виникнення цих проблем обумовлене тим, що основні кар'єри України досягли великих глибин розробки 350-470 м. Це призвело до суттєвого зростання собівартості видобутку руди на ГЗК.

Вказані обставини роблять доцільним розглядання підземного способу розробки магнетитових кварцитів як альтернативу відкритому способу їх розробки. Цей спосіб розробки має ряд технічних переваг над відкритим способом. Однією з основних з них є виключення необхідності вилучення з надр надто значного обсягу розкривних порід перед вийманням руди.

Однак, наряду цим підземний спосіб розробки має і суттєву складність, яка обумовлена необхідністю застосування специфічних і вартісних засобів механізації гірничих робіт. Ці засоби використовуються при виконанні технологічних процесів виймання руди (підготовки запасу руди, його нарізання, розбурювання, вибухових робіт, провітрювання очисного простору, випуск рудної маси з очисного простору, її доставка у межах добувного блока).

Всі засоби механізації у виробничо-технологічній системі шахти утворюють механізований комплекс [2]. При формуванні такого комплексу, повинні бути правильно вибрані види і засоби механізації за їх параметрами і можливостями, їх робота повинна бути чітко узгоджена і збалансована між собою, і повинні бути вирішені всі питання обслуговування, ремонтів, заміни та відновлення цих засобів. Крім того, повинене бути вирішене і питання впливу всіх цих аспектів роботи механізованих комплексів на технічні і економічні результати розробки.

Вказана задача є вкрай складної, а її правильне вирішення представляє один з ключових аспектів у забезпеченні високої продуктивності розробки і мінімальної собівартості видобутої руди. Розв'язання цієї задачі на вітчизняних гірничодобувних підприємствах здійснюється на дуже низькому рівні за відсутності будь-яких засобів автоматизації її вирішення.

Ураховуючи сказане, авторами розроблена комп'ютерна автоматизована система, яка дозволяє розв'язати цю задачу із застосуванням варіаційного підходу. Особливість цієї системи полягає у тому що вона дозволяє формувати різні за складом механізовані комплекси гірничих машин для виконання процесів розробки і визначати прогнозні технічні і економічні результати їх функціонування порівнюючи їх меж собою.

Такий підхід дозволяє визначити найбільш економічно вигідні комбінації обладнання з урахуванням обмежень, які мають місце за часом розробки і припустимих обсягів вкладання фінансових коштів для виконання її процесів. На даний час ця система проходить промислові випробування на шахтах Криворізького басейну.

Список літератури

1. **Черных А.Д. Гушко П.И.** Комплексная открыто-подземная разработка железорудных месторождений / Полтавский ГОК. – К.: Техніка, 1991. – 278 с.

2. **Кучерявенко І.А., Чухарев С.М.** Вископродуктивна система підземної розробки магнетитових кварцитів із застосуваннм самохідної гірничої техніки // Науково-технічний збірник «Гірничий вісник». – Кривий Ріг: КНУ, 2015. Вип.100. – С.16-22.

УДК 621.874

С.І. САХНО, канд. техн. наук, доц., Криворізький національний Університет

АНАЛІЗ НАПРУЖЕНОГО СТАНУ МЕТАЛЕВИХ КОНСТРУКЦІЙ ДВОБАЛОЧНОГО МОСТОВОГО КРАНА МЕТОДОМ КІНЦЕВИХ ЕЛЕМЕНТІВ

На підприємствах України і сьогодні експлуатується велика кількість мостових кранів, що випрацювали свій ресурс та були виготовлені більш ніж 30-60 років тому. 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. Недосконалі методи розрахунків і матеріалів примушували розробників приймати завищені коефіцієнти запасу міцності, що з одного боку збільшувало надійність конструкції, а з іншого - значно збільшувало її вагу і власні прогини.

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. Для України 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 актуальною є задача створення математичних моделей реальних кранів, що працюють на підприємствах, застосовуючи їх реальні геометричні та міцностні параметри і дослідження їх напруженого стану методом кінцевих елементів.

Об'єктом досліджень було обрано двобалочний мостовий кран вантажопідйомністю 10 т., що застосовується на підприємствах гірничо-металургійного комплексу Криворізького басейну. Для дослідження, в системі SolidWorks корпорації Dassault Systemes, було створено математичну модель крана, що включала 261 компоненти, 38 з яких є унікальними (є основою для клонування інших компонентів). Для забезпечення достовірності результатів досліджень напруженого стану, переміщень і частоти власних коливань в моделі були застосовані реальні навантаження і матеріали з характеристиками, що відповідають реальним матеріалам.

У результаті досліджень були визначені місця концентрації напружень в конструкції, максимальні деформації і параметри власних коливань крана. Найбільші напруження в завантаженій конструкції знаходяться в місці примикання зовнішньої (по відношенню до головної балки) стінки кінцевої балки до надбуксового листа. 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.

Знайдені за допомогою математичного моделювання проблемні місця в цілому співпадають з місцями утворення тріщин на реальному крані, що працює на підприємстві понад 40 років.

Запропонована методика виявлення проблемних місць в кранах, що виробили експлуатаційний ресурс дозволяє швидко і з незначними витратами виявити найбільш суттєві фактори, що можуть впливати на рівень безпечної експлуатації крана.

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 під час ремонтів за рахунок зниження товщини елементів з низькими внутрішніми напруженнями.

УДК 378:621.313 + 622

N. A. NESTORUK, Cand. (Ed), Assoc. Prof., State Higher Educational Institution «Donetsk National Technical University» Pokrovsk, Ukraine

ROTATING ELECTRICAL MACHINES ARE THE BASIS FOR CREATION ELECTRIC DRIVE

First of all, let's consider electrotechnics as a science because electrotechnics in its broad sense is understood to be a field of science and technology that uses electrical and magnetic phenomena for practical purposes.

In recent century industrial electronics has derived from electrotechnics including three branches: energy, technological and informational that are becoming more independent with every year. Electromechanics as a part of electrotechnics takes an important place in this list and deals with electromechanical conversion of energy. Devices that convert electric power into mechanical energy are electromechanical converters or electrical machines.

The production of electric power is carried out mainly by electric generators, and it is consumed primarily by electric motors. That's why rotating electrical machines are very important in electrotechnics and are the basis for creation electric drive. Until nowadays the notion of electric drive has been formed according to the notion that it is a system which carries out controlled electromechanical conversion of power.

Electric drive provides mechanical power to most devices, connected with movement in all fields of human activity, and that's why it may be viewed as the major supplier of mechanical power that was received from a source as a result of electromechanical conversion.

Practically all processes in modern technology linked to mechanical power and movement are carried out with the help of electric drive. This wide nearly all-round spread of electric drive is caused by the peculiarities of electric power – the ability to deliver it over long distances which is economically sound, it is also always ready to be used and easily can be converted into other kinds of power.

A special field of electrotechnics is electrotechnical materials. Electrotechnics places extremely high demands to the quality of consumption materials.

The term "electrotechnical materials" appeared similarly to, for example, the term "building materials" and in its broad sense it means any material used in the production of electrotechnical goods. In this sense, eletrotechnical materials may also be considered other materials used in other industries. In the narrow sense these are only the materials possessing special qualities.

As it was already mentioned, industrial electronics has been derived from eletrotechnics and it has taken a special place according to spread, professional level and the level of influence on other fields of technology, manufacturing and development of different structures. Industrial electronics comprises all industries in the above mentioned interpretation.

Electrical measurements deserve special attention, they provide direct connection between the experiment and the theory, high validity of scientific research and high quality of goods of modern production.

Traditionally the professional preparation of students majored in electromechanics was held on the basis of fundamental electrotechnical education, which comprised all key problems, general principles and notions of electrical measurements and electronics, the basics of theory and methods of analysis of electrical and magnetic circuits, electromagnetic devices and electric machines.

Teaching the basics of electrical engineering has always been obligatory for students majored in electromechanics, it's been one of the main elements of professional preparation.

Application of new technologies and a new element basis, a widespread usage of computer and digital technologies in different branches of manufacturing have led to a constant growth of subjects based on a solid electrotechnical preparation. The dynamics of this process also influences traditional established training courses facilitating their updating, emergence of new chapters, and sometimes even leading to changes in their titles.

УДК 629.113

О.Д. ПОЧУЖЕВСЬКИЙ, канд. техн. наук., доц.,
ДВНЗ «Криворізький національний університет», Україна
М.Є. КРИСТОПЧУК, канд. техн. наук., доц.,
Національний університет водного господарства та природокористування, Україна

АНАЛІЗ ПИТАННЯ ТЕМПЕРАТУРНОГО НАГРІВУ ВЕЛИКОГАБАРИТНИХ ШИН КАР'ЄРНИХ АВТОСАМОСКИДІВ

Сьогодні в Україні вагоме місце для гірничої промисловості займає відкритий спосіб видобутку корисних копалин. При цьому в найближчій перспективі він буде зберігати своє домінуюче положення.

Для транспортування гірничої маси окрім залізничного та конвеєрного транспорту, в переважній більшості випадків використовується автомобільний транспорт – великовантажні кар'єрні автосамоскиди різної вантажопідйомності. При цьому собівартість видобутку залежить від продуктивності даних машин.

Одна з найбільш вагомих статей витрат припадає саме на великогабаритні шини – до 30 % від сумарних витрат на транспортування гірничої маси.

У зв'язку з цим виявлення та мінімізація впливу факторів які впливають на ресурс пневматичних шин має важливе промислове та наукове значення.

Основними причинами виходу з ладу великогабаритних шин є виробничі дефекти та безпосередня експлуатація в промислових умовах, а саме механічні несправності, втомні та теплові руйнування або звичайний природній знос протектора. При цьому в більшості випадків шини виходять з ладу саме в зв'язку з механічними пошкодженнями – пов'язані з незадовільним станом технологічних доріг та недотриманням технічних умов експлуатації: внутрішній тиск, швидкість руху, відстань транспортування та завантаження машини.

Відомо багато опублікованого наукового та технічного матеріалу пов'язаного з дослідженням кожного з цих параметрів, а також взаємодії їх між собою. Така актуальність пов'язана з тим, що аналогічні питання стоять і перед колісними автотранспортними засобами призначених для експлуатації по дорогам загального користування.

На основі результатів проведеного аналізу можна згрупувати існуючі дослідження та їх результати, а саме пов'язані з розробкою або вдосконалення існуючих технічних умов, норм експлуатації та їх коригування, направлених на вдосконалення безпосередньо конструкції або ж пов'язаних з умовами експлуатації пневматичних шин.

Незважаючи на існуючі результати досліджень встановлено, що питання температурного нагріву великогабаритних шин, яке може сягати в середині шини 250 ^{0}C, розглянуто на недостатньому рівні. Підтверджується це безпосередньо в процесі експлуатації не лише понаднормовим їх зносом, але й несподіваною розгерметизацією шини (вибухом).

Найбільш відомий спосіб боротьби з цими явищами (крім корегування технічних умов експлуатації) є використання азоту при накачуванні шин. Однак насправді він усуває лише один з наслідків нагріву шин - зростання внутрішнього тиску.

Що стосується використання різних домішок в середині великогабаритних шин, всі виробники зайняли загальну позицію (рекомендації ETRTO* 2011) – не рекомендують використання різних матеріалів в зв'язку з ймовірним впливом на фізико-механічні властивості внутрішнього герметизуючого слою бутила та ймовірного передчасного виходу його з ладу, що знижує рівень безпеки експлуатації шин.

Головна проблема нагріву шин при її прокачуванні відбувається в основному в результаті тертя в матеріалах шини, оскільки втрати на тертя між частинками повітря в шині мізерні. Механічне та молекулярне тертя між структурними елементами тіла перетворюється в теплову енергію, а тертя о дорожнє покриття - також у тепло і звичайний знос протектора. В результаті постійної високої температури в середині шини, відбувається різке зниження як міцності самої резини так і адгезії її з кордом. При цьому в місцях найбільшого зниження адгезії виникає механічне тертя між кордом та резиною що додатково викликає стрімке підвищення температури (теплове руйнування шини).

Отже можна зробити висновок, що питання температурного нагріву великогабаритних шин кар'єрних автосамоскидів розглянуто не в повній мірі. Подальші дослідження будуть направленні на аналіз та розробку способу та конструкції моделі охолодження пневматичних шин.

UDC 622

KEITA DAOUDA, docteur es sciences, directeur général adjoint/études de ISMGB,Boké,Rép.de Guinée; POZDNYAKOV VALERII, docteur es sciences,maître de conférences,UGANC,Conakry,Rép.de Guinee ; BAH BRAHIMA, docteur es sciences, maître de conférences, UGANC, Conakry, Rép. de Guinée.

RECHERCHE, REVELATION ET APPLICATION DES «RESERVES CACHEES» DANS LA MINE DE BAUXITE DE SANGAREDI – CBG (REPUBLIQUE DE GUINEE) EN VUE D'AUGMENTATION DE L'EFFICACITE DE SON ACTIVITE

Etudes et analyse systématique des processus de production pour améliorer l'efficacité de CBG est une tâche très importante et très compliquée au point de vue de la nécessité d'augmenter le rendement des engins d'exploitation sans beaucoup dépenser. Mais la pratique courante de la CBG, des autres sociétés minières montre que presque 30% des causes des pertes de temps d'exploitation des équipements sont liés au manque de rationalité dans la gestion du temps programmé et le suivi correct des équipements de production.

En général, on croit souvent que, pour augmenter la production il faut utiliser l'augmentation du nombre d'équipements de production sans savoir en réalité l'efficacité des équipements en place. Alors que en réalité avec les mêmes équipements, recherchant «réserves cachées» techniques et d'organisation des travaux on pourra augmenter de façon substantielle la valeur de la production en faisant accroitre le rendement d'exploitation en agissant sur les indices techniques d'exploitation, ce qui permet de faire une augmentation très précise et moins couteuse .

D'une part, à travers des analyses statistiques sur le rendement réel et les indices techniques (coefficient d'utilisation et d'autres), ainsi que les facteurs qui agissent sur le rendement des équipements tels que : le coefficient de remplissage, le nombre de godet et le temps de cycle de chargement, on a étudié profondément les conditions naturelles et techniques qui sont favorables à la distribution normale de ces paramètres fondamentaux de production.

D'autre part, on a examiné de façon détaillée la situation actuelle de l'exploitation des bauxites en général et particulièrement dans la mine de CBG.

Cette analyse a donné la possibilité d'établir qu'il existe actuellement à la CBG une marge de production qui équivaut à la production de six camions en réserve.

Il faut remarquer que cette étude se caractérise par un double intérêt :

- Sur le plan scientifique : fournir une information utile relative à la stratégie de l'exploitation et de la gestion des équipements de production; possibilité d'utilisation des méthodes statistiques pour diagnostiquer les processus d'exploitation ;
- Sur le plan économique : éviter de dépenser inutilement pour chaque projet d'augmentation de la production en appliquant les principes d'organisation et de gestion du temps de travail de chaque équipement afin d'améliorer son rendement.
- Ce qui favoriserait un surplus de production d'environ 30% de la production planifiée à la mine de Sangaredi.

УДК 681.518:55:622

С.П. ШЕВЧУК, д-р техн. наук, проф., С.В. ЗАЙЧЕНКО, д-р техн. наук, доц., В.В. ВАПНІЧНА, канд. техн. наук, доц., Національний технічний університет України “КПІ ім. Ігоря Сікорського”

МЕХАТРОННИЙ ВНУТРІШНЬОТРУБНИЙ КОМПЛЕКС БАГАТОЦІЛЬОВОГО ПРИЗНАЧЕННЯ

Цікавим з точки зору автоматизації вимірювання деформацій на поверхні гірничих виробок з метою створення автоматизованих систем геомеханічного моніторингу є створення вітчизняного профілометру підземних виробок на основі багатоцільового геомехатронного комплексу. Подібні роботизовані геоінформаційні комплекси успішно зарекомендували себе в дослідженнях, при яких присутність людини ускладнена: розвідування вулканів, свердловин, пустель, морського дна, нафто-газосховищ та інші [1]. В дослідженнях [1] було визначенно алгоритм і створення промислово-експериментального зразка геомехатронного комплексу для встановлення дійсного профілю підземної виробки, що дозволив провести аналіз стану кріплення чи обробки. В продовження наших досліджень розглянемо дійсне положення трубопроводів (трасування), що дозволить провести аналіз його напруженого стану у випадку зміни проектного положення. При русі діагностичного комплексу уздовж трубопроводу виробки положення датчиків постійно змінюється внаслідок нерівності поверхні контакту колес (рис. 1).

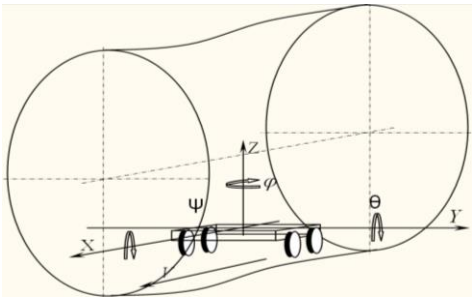


Рис. 1. Схема руху мехатронного комплексу

Площадка з розташованими датчиками відстані і гіроскопом, рухаючись зі швидкістю *V*, зміщується відносно початкового положення і повертається на кути навколо осей початкової системи координат OX, OY, OZ. Серед різноманітних систем кутів Ейлера, які описують орієнтацію тіла відносно початкової системи координат, обрано систему, вектори обертання якої колінеарні осям OX0, OY0, OZ0. Дані напрями обертання носять назву кутів крену φ, тангажу θ і рискання ψ.

Перевага даної системи полягає у застосуванні сучасних мікроелектронних систем при контролі руху апаратів. Для усунення похибок, пов’язаних з використанням акселерометрів для визначення положення діагностичного (Δx, Δy, Δz), запропоновано використати данні гіроскопа і довжини шляху (траекторії) *L*.

Масив даних представляє собою тратекторію руху діагностичного комплексу, яка у випадку забезпечення нижнього положення з врахуванням радіального зміщення буде відповідати трьохвимірній трасі тру-бопроводу. Для забезпечення нижнього положення комплексу розроблено алгоритм керування приводом. У якості способу керування частотою обертання двигунів запропоновано широтно-імпульсну моду-ляцію, що дозволить плавно змінювати швидкість двигунів. Процес керування проходить в безперервному циклі з реєстрацією кількості кроків *n* довжиною Δl і положення комплексу $\Delta\varphi$, $\Delta\psi$, Δθ.

При виконанні умови $|\Delta\psi_i| < \psi_{\min}$ в масштабі мо-дуляції повинні забезпечувати однакову ча-стоту обертання двигунів. Керуючим сиг-налом системи являється положення ком-плексу $\Delta\psi$, яке для нижнього положення приймає мінімальне значення $|\Delta\psi_i| < \psi_{\min}$.

При не виконанні умови діагностичний комплекс в результаті з’їзду з нижнього положення відхиляється від верхньої проекції осі трубопроводу, що не дозволить використати залежності для побудови його профілю.

Список літератури

1. **Zaichenko S.** Development of a geomechatronic complex for the geotechnical monitoring of the contour of a mine working / **S. Zaichenko**, **V. Shalenko**, **N. Shevchuk**, **V. Vapnichna** - Eastern-European Journal of Enterprise Technologies, 2017. - С. 19-25.

УДК 622.24.051

А.С.ГРОМАДСЬКИЙ, д-р техн.наук, проф.,
А.О.ХРУЦЬКИЙ, канд.техн.наук, доц., А.К.КУЗНЕЦОВА, магістрант,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВПЛИВ ФОРМИ ТВЕРДОСПЛАВНИХ ШТИРІВ НА ЕФЕКТИВНІСТЬ УДАРНО-ОБЕРТАЛЬНОГО БУРІННЯ

Буровий інструмент є важливою частиною в буровому ланцюзі і має безпосередній вплив на техніко-економічні і експлуатаційні характеристики всього процесу буріння. свердловин. Для буріння шпурів у скельних гірських породах на гірничодобувних підприємствах застосовується ударно-поворотний спосіб буріння.

Прогресивним при цьому способі буріння є коронка штирового типу, що руйнує породу забою впливом твердосплавних штирів, розміщених на робочій поверхні. Важливим чинником, що впливає на енергоємність руйнування породи, є форма породоруйнуючих елементів.

У результаті проведеного дослідження впливу форми породоруйнуючих елементів на ефективність ударно-обертального буріння доповнено відомі математичні моделі руйнування породи. Проведено дослідження руйнування породи ударом штирями зі сферичною, параболічною та конічною формами головок.

Встановлено, що при випадку руйнування на одну вільну поверхню при зануренні штиря зі сферичною головкою він заглибився у породу на величину 0,97 мм. Радіус лунки виколу становить 14,34 мм. Форма зруйнованої породи має форму конуса. При чому слід зазначити, що більша частина зруйнованої породи не відділяється від масиву породи при цьому ударі, а буде відділена при наступному ударі.

Встановлено, що при випадку руйнування на одну вільну поверхню при зануренні штиря зі параболічною головкою лунка виколу менша у 1,12 разів, але глибина занурення більша у 1,17 разів. При зануренні конічного штиря лунка виколу менша у 1,11 разів, ніж при зануренні сферичного штиря, але глибина занурення більша у 1,18 разів.

При блокованому сколі (занурення штиря по периметру забою) на поверхні породи при зануренні сферичного штиря область напруженого стану має неправильну форму кола, діаметр якого у 1,71 рази менше, порівняно із зануренням у одну вільною поверхнею. Біля периметру забою область напруженого стану має більший діаметр. Ядро ущільнення зміщене у сторону протилежну периметру забою на відстань приблизно 3 мм. Глибина розташування ядра ущільнення становить 3,2 мм від поверхні.

Руйнування має складну форму з утворенням багатьох тріщин. Причому штир при ударі не занурюється у породу, а тільки руйнує її

При зануренні штиря з конічною головкою діаметр лунки виколу менший за діаметр лунки виколу при зануренні штиря зі сферичною головкою у 1,06 рази, а у порівнянні із зануренням параболічного штиря діаметр лунки виколу менший у 1,15 рази. Глибина занурення менша відповідно у 1,4 разів і 1,26 разів.

Діаметр руйнування при зануренні штирів з різною формою головки не сильно різняться у порівнянні із зануренням штиря при одній вільній поверхні. Отже раціональніше використовувати штирі зі сферичними голівками ніж з параболічними та конічними.

Знайдено корегуючи коефіцієнти для радіусу лунки виколу та глибини занурення штиря залежно від форми головки штиря.

Для штирів із сферичною головкою корегуючий коефіцієнт радіусу лунки виколу становить $k_{сл}$=3,45, а коригуючий коефіцієнт радіусу глибини занурення штиря $k_{сг}$=1,87.

Для штирів із конічною головкою корегуючий коефіцієнт радіусу лунки виколу становить $k_{кл}$=3,66, а корегуючий коефіцієнт радіусу глибини занурення штиря $k_{кг}$=2,62.

Для штирів із параболічною головкою корегуючий коефіцієнт радіусу лунки виколу становить $k_{пл}$ = 3,97, а корегуючий коефіцієнт радіусу глибини занурення штиря $k_{пг}$=2,36.

УДК 622.233

Г.В. КАЗАЧЕНКО, А.В. НАГОРСКИЙ, кандидаты техн. наук, доц.,
Белорусский национальный технический университет, Республика Беларусь

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ УСТАНОВИВШЕГОСЯ ПРОЦЕССА БУРЕНИЯ ШПУРОВ И СКВАЖИН ШНЕКОВЫМИ БУРОВЫМИ УСТАНОВКАМИ

Шнековое бурение является самым производительным видом вращательного бурения шпуров и мелких скважин глубиной до 50 м, и диаметром от 60 до 600-800 мм в породах не выше VI категории по 12-бальной шкале буримости. Оно широко применяется при ведении буровзрывных работ на открытых и подземных горных работах, для бурения взрывных скважин при сейсморазведке, инженерно- и гидрогеологических исследованиях, в строительстве.

К недостаткам метода следует отнести небольшую глубину бурения, относительно высокую энергоемкость процесса, трудности бурения в обводненных, липких и вязких глинисто-соляных породах. Отмеченные трудности обусловлены отсутствием в буровом оборудовании средств объективного контроля и регулирования его режимных параметров в рабочем процессе, в связи с чем бурение ведется в неустановившемся, малопроизводительном режиме. Высокая вероятность заштыбовки бурового инструмента вязкой буровой мелочью и последующее его неизбежное “заклинивание” в массиве породы, зачастую приводит к потере инструмента и шпура. Угроза возникновения подобных аварийных ситуаций, требующих дополнительных затрат средств и времени, вынуждает вести бурение шпуров с невысокой скоростью проходки.

Анализ сущности проблемы показывает, что ее решение следует искать путем разработки методов и средств автоматического регулирования режимных параметров применяемого бурового оборудования, позволяющих проводить процесс бурения в конкретных горно-геологических условиях в установившемся режиме, исключающем заштыбовку бурового инструмента горой массой, и при максимально допустимой механической скорости бурения.

Очевидно, что первым этапом на этом пути является изучение закономерностей выхода буровой установки в установившийся режим в связи с ее геометрическими, кинематическими, силовыми и энергетическими параметрами и физико-механическими свойствами массива горных пород и измельченной горной массы. По понятным причинам, наиболее рациональным методом решения этой трудоемкой задачи является аналитическое исследование рабочего процесса шнекового бурения с помощью его математической модели, включающей в себя основные функциональные соотношения между перечисленными выше параметрами.

Представляемая работа посвящена разработке метода исследования рабочего процесса шнекового бурения, конечной целью которого является обоснование рациональных соотношений между конструктивными и режимными параметрами бурового оборудования, позволяющими проводить бурение в установившемся режиме.

В основу метода формирования математической модели положено условие обязательного соблюдения в рабочем процессе одновременно двух балансовых соотношений: материального баланса по объему разрушаемой долотом и транспортируемой шнеком из скважины породы; энергетического баланса между установленной мощностью буровой установки и затратами мощности на проходку скважины. Оптимизируемыми режимными параметрами, определяющими возможность выхода в установившийся процесс, в конкретных геолого-технических условиях бурения, в математической модели являются осевая скорость и усилие подачи, число оборотов шнековой бурильной колонны. Варьируемыми параметрами процесса являются: конструктивные параметры долота, бурильной колонны и буровой установки, коэффициент наполнения межвиткового пространства транспортирующего шнека разрыхленной породой, глубина заданного интервала бурения.

Горно-геологические и горнотехнические условия в заданном интервале бурения моделируются при помощи известных табличных значений сопротивления разрушению массивов горных пород долотом, плотности породы в массиве залегания, коэффициента ее разрыхления, коэффициентов трения разрыхленной породы о транспортирующую винтовую поверхность шнека и о цилиндрическую поверхность стенки скважины. Полученные соотношения позволяют исследовать закономерности выхода буровых установок в установившийся режим бурения шпуров и скважин, актуальность которых обусловлена необходимостью решения неотложных задач практики - повышение производительности в бурении шпуров и скважин.

УДК 622.647.21.678.4.066

А. С. ГРОМАДСЬКИЙ, докт. техн. наук, проф., Ю. Г. ГОРБАЧОВ, канд. техн. наук, проф.,
В.В. МИСНИК, магістрант, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

СТВОРЕННЯ ТА ВПРОВАДЖЕННЯ СПЕЦІАЛЬНИХ ТИПІВ СТРІЧКОВИХ КОНВЕЄРІВ ДЛЯ КРУПНОШМАТКОВИХ СКЕЛЬНИХ ВАНТАЖІВ

Циклічно-потокової технології транспорту знаходять широке використання на гірничодобувних підприємствах, в першу чергу з відкритою розробкою корисних копалин. Транспортною основою циклічно-потокових систем є високопродуктивні стрічкові конвеєри. Але задовільна експлуатація стрічкових конвеєрів загального призначення гарантована лише при доставці гірничої маси крупністю не вище 300-400 мм. Тому гірнича маса, що подається на стрічку конвеєра, потребує подрібнення і грохочення перед транспортуванням [1]. Забезпечення доставки стрічковими конвеєрами гірничої маси крупністю не менше 600-700 мм (до 1000 мм) дало б можливість суттєво знизити капітальні та експлуатаційні витрати в схемах ЦПТ на гірничорудних підприємствах чорної металургії.

Аналіз науково-технічної літератури, дослідження в галузі створення стрічкових конвеєрів для крупношматкових вантажів показують, що:

стрічкові конвеєри з роликоопорами мають хороші перспективи для переміщення скельних вантажів в разі використання спеціальних опорних пристроїв стрічки з підвищеною амортизаційною здатністю (шарнірних гірляндових роликоопор на несучих балках чи канатах, секцій піддатливого поставу з несучими канатами і «шаховою» схемою розташування роликів в плані, додаткової опорної стрічки на дільницях завантаження, різних типів амортизаційних роликів). Хороші результати показують також роликоопори хитного типу, які за своєю амортизаційною здатністю не поступаються піддатливим та гірляндовим;

при створенні конструкцій стрічкових конвеєрів для крупношматкових скельних вантажів слід використовувати підсилені типи гумотканинних конвеєрних стрічок зі збільшеною тяговою здатністю (наприклад, стрічки типу МК-400 з прокладками з двохосновної капронової тканини МК-400/120). Ще кращі результати можна отримати в разі використання гумотросових конвеєрних стрічок. При довжині конвеєра більше 500 м слід віддавати беззаперечну перевагу саме гумотросовій стрічці;

одним з найперспективніших шляхів розвитку стрічкових конвеєрів для доставки крупношматкової скельної гірничої маси є використання спеціальних типів конвеєрів, призначених саме для таких умов експлуатації. Це стрічково-канатні конвеєри з підсиленими стрічками, різного роду безроликові конструкції, наприклад, з опорами ковзання. Найважливішою задачею при створенні безроликових конвеєрів з ковзною стрічкою є вибір та обґрунтування антифрикційного матеріалу, придатного для використання в якості опор ковзання. Проведені дослідження переконливо свідчать на користь поліетилену низького тиску (ПНД). Хороші перспективи для транспортування скельних матеріалів мають стрічкові конвеєри на ходових опорах, які дали можливість позбавитися хвильового руху стрічки з крупношматковим вантажем і пов'язаних з ним підвищених динамічних навантажень на стрічку та опорні конструкції. Вони здатні переміщувати рудопотоки практично будь-якої крупності і демонструють кращі економічні показники в порівнянні зі звичайними конструкціями стрічкових конвеєрів при продуктивності транспортуванні більше 2000 т/г.

Вирішення поставлених задач дозволить суттєво підвищити ефективність транспортування крупношматкової гірничої маси в кар'єрах, шахтах, гірничозбагачувальних підприємствах, забезпечити високий рівень надійності та довговічності стрічкових конвеєрів.

Список літератури

1. **Кукушкин Н.А.** Конвейеры для транспортировки крупнокусковых грузов. Обзорная информация. Сер. Подъемно-транспортное оборудование, 6-79-34 / **Н.А. Кукушкин //** М.: ЦНИИТЭИтяжмаш, 1979. - 48 с.

2. Транспорт на гірничих підприємствах: Підручник для вузів. 3-є вид. / **М.Я. Біліченко, Г.Г. Півняк, О.О. Ренгевич, В.І. Тарасов, А.М. Варшавський, О.В. Денищенко, Ю.М. Зражевський, О.С. Пригунов, В.С. Трощило, Ю.М. Шендерович //** Дніпропетровськ, НГУ, 2005. – 636 с.

3. **Дьяков В.А.** Оценка эффективности применения на карьерах ленточных конвейеров на ходовых опорах / **В.А. Дьяков, В.С. Волотковский, Г.Д. Кар**маев // – «Шахтный и карьерный транспорт», 1978, вып. 4, с. 52-61.

УДК 621.879.3

А.О.ХРУЦЬКИЙ, канд.техн.наук, доц. , В.О.КРАСНЮК, магістрант,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОБҐРУНТУВАННЯ РАЦІОНАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ ТРИГРАННИХ СТРІЛ ЕКСКАВАТОРІВ-ДРАГЛАЙНІВ

При видобутку корисних копалин відкритим способом велику частку в собівартості складають витрати від роботи екскаваторів-драглайнов. Навіть незначне підвищення продуктивності екскаватора дозволить отримати суттєвий економічний ефект.

Для перенесення розкривних порід на необхідні відстані збільшують довжину стріли, що призводить до збільшення маси стріли і всього екскаватора.

Подовження навіть на 1% стріли драглайна, яка становить 5-7% від маси всієї машини, збільшує масу останньої на 0,5-0,7%.

Вплив металоконструкцій стріли на масу екскаватора в цілому обумовлює необхідність реального проектування і пошук оптимального конструктивного рішення для зниження маси стріли.

У магістерській роботі вирішена актуальна науково-практична задача підвищення ефективності роботи екскаваторів-драглайнов за рахунок зниження маси і підвищення надійності стріл на основі дослідження їх напружено-деформованого стану.

На основі математичного моделювання було проведено розрахунок максимального зусилля при вході в зону розтяжки ковша і досліджено вплив на нього моментів інерції лебідок.

У результаті дослідження встановлено, що при гальмуванні в зоні розтяжки відбувається істотне збільшення зусиль в підйомних і тягових канатах, це потрібно враховувати при розрахунку максимальних напружень в металоконструкціях стріли.

Для зменшення навантажень на стрілу при проектуванні лебідок необхідно опрацьовувати можливості зниження моменту інерції.

Встановлено, що відцентрові і інерційні навантаження практично не впливають на значення напруг в елементах конструкції стріли. Частка від вітрового навантаження становить 0,1 частину від сумарного зусилля і залежить від вітрового напору, площі поверхні з навітряного боку.

Попереднє напруження вант впливає на характеристики міцності стріли, і його визначають з умови, що попереднє стиснення жорсткого трубчастого пояса повинно перевищувати зусилля розтягування, що з’являється від зовнішніх навантажень.

Напруження від сили ваги металоконструкцій становить біля 30 % від сумарного навантаження.

Виявлено вплив на довговічність шорсткості поверхні труб, з яких виготовляється стріла, і якості обробки зварних швів та встановлено вплив величини попереднього натягу вантових розкосів на ПДВ стріли.

Розроблено методику оптимізації за критерієм маси параметрів тригранних жорстких стріл екскаваторів-драглайнов, заснована на аналізі напружено-деформованого стану (НДС) металоконструкції стріли.

Показано визначення оптимальних параметрів стріли на основі дослідження ПДВ її конструктивних елементів. результаті дослідження впливу змінних оптимізації на критерій з метою обґрунтування включення їх в цільову функцію оптимізації встановлено, що висоти крайніх стрижнів стрілової конструкції і кути їх нахилу впливають на напруги і масу стріли, на коефіцієнти стійкості стрижнів і втоми металоконструкції, тому їх потрібно розглядати при пошуку раціональних параметрів стріли.

Проведена оптимізація за критерієм маси при зміні висоти стійок, кута їх нахилу, довжин нижніх панелей і їх кількості.

Оптимальні розміри дозволяють зменшити масу стріли на 8% порівняно з базовим варіантом при забезпеченні необхідної стійкості і витривалості.

УДК622.647.2

Н.Ш. МОЛОДИНИ, канд. техн. наук, проф., Грузинский Технический Университет
Р. Н. МОЛОДИНИ, канд. техн. наук, инженер, «БП Грузия»

ПРИВОДЫ ТРЕНИЯ С СОБСТВЕННЫМ ТЯГОВЫМ ФАКТОРОМ

Горнорудных и в других отраслях промышленности успешно применяются высокопроизводительные ленточные конвейеры с большим тяговым усилием привода и длинным конвейерным ставом, что достигается с увеличением: предварительного натяжения сверхпрочных лент и тягового фактора привода.

Исследованы многобарабанные и т.н. приводы с собственным тяговым фактором, где удельное давления ленты на поверхности привода осуществляются с помощью:

ролика;

ленты;

роликовых батарей;

ферромагнитной лентой на намагничевом барабане;

вакуум барабана со встроенными вакуумными механизмами (БАВМ), или с коллекторным кольцом.

По полученным практическим результатом: на конвейерной ленте действует знакопеременная и точечная (линейная) удельная нагрузка.

Этим ухудшается срок службы конвейерных лент с причиной их расслоения, или же с повреждением в ленте армированных тросов.

Здесь же надо отметить, что открытым остается главная проблема трибологии, - уверенное регулирование коэффициента сцепления ленты на поверхности привода, по этому (кроме вакуум приводов) тяговое усилие не стабильно, связи, с чем и в настоящее время в эксплуатаций остаются многобарабанные приводы с большим предварительным натяжением высокопрочных и дорогих конвейерных лент.

В отношении вакуум барабана при периферийно расположеном коллекторном кольце, невозможно мгновенно создать и регулировать высокий вакуум, из-за большого аэродинамического сопротивления реципиентов (за коллекторного кольца) соединяющие кольцевую щель привода с источником вакуума, а в коллекторном кольце меньше чем в кольцевую щель между приводным барабаном с лентой.

Конструирование центрально расположенного эффективного коллекторного кольца не дает нужного результата.

С предусмотрением причин отрицательных результатов, нами с авторским правом сконструирован и создан вакуум барабан с автономными вакуумными механизмами, работающими при эластогидродинамическом режиме (см. тезис в публикации - Міжнародна науково-технічна Інтернет-конференція ст.237), с возможностью создания и регулирования мгновенного высокого вакуума и с регулированием коэффициента сцепления ленты.

Высшеизложенное и результаты, полученные лабораторными и промышленными испытаниями дают возможность заключить, что в ныне известных конструкциях приводов обладающим собственным тяговым фактором, преимущественным является вакуум барабан со встроенными автономными вакуумными механизмами (типа БАВМ).

Приводная станция с таким вакуум барабаном обеспечить: мгновенное достижение высокого вакуума, упразднить расчетную схему конвейера, даст возможность применения более дешевых и менее прочных конвейерных лент с минимальным предварительным натяжением и с гарантией боле длительной эксплуатации по сравнению с другими приводами.

Производство и внедрение таких приводных станций дасть значительный экономический эффект, как в машиностроительстве, так и на предприятиях внедряющие такого ленточного конвейера в горнорудных и других отраслях промышленности.

УДК 51-74+536.423+504.3.054

Л.Є.ШКІЦА, д-р техн. наук, проф., Т.М.ЯЦИШИН, канд.техн.наук.,
О.І. СИДОРЕНКО, аспірант, Івано-Франківський НТУ нафти і газу

ВДОСКОНАЛЕННЯ НАФТОГАЗОВИДОБУВНОГО ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ ПІДВИЩЕННЯ РІВНЯ ЕКОЛОГІЧНОЇ БЕЗПЕКИ ГАЛУЗІ

Об’єкти нафтогазовидобувної галузі належать до екологічно небезпечних, оскільки технологічні процеси та операції, що проводяться, пов’язані з високотоксичними речовинами. На даний час спостерігаються ускладнення умов розвідувального та експлуатаційного буріння на газ та нафту через залягання продуктивних горизонтів на глибині більше 5000м з високими пластовими тисками. Згідно вимог системи якості повинно відбуватися постійне покращення рівня екологічної безпеки за рахунок підвищення кваліфікації обслуговуючого персоналу, прийняття екологічно обгрунтованих управлінських рішень, впровадження у робочий процес модернізованого обладнання тощо. Ефективних результатів можна добитись при дослідженні окремих об’єктів нафтогазовидобувної галузі, визначенні їх недоліків та створенні умов для їх усунення.

Процес спорудження свердловин є одним з етапів життєвого циклу галузі, під час якого відбуваються інтенсивні впливи на всі природні сфери. Окремої уваги потребує вивчення джерел забруднення атмосферного повітря, через яке полютанти швидко поширюються на значні площі. Визначено закономірності впливу конструктивних, експлуатаційних та інших факторів на екологічний стан приземного шару атмосфери під час спорудження свердловини, що дало можливість виділити обладнання, яке потребує вдосконалення. Встановлено, що існуючі конструкції насосно-циркуляційної системи несуть екологічну небезпеку через відкриті частини обладнання, з яких відбувається інтенсивне випаровування бурового розчину, насиченого хімічними речовинами різних класів небезпеки. Тому основна увага була спрямована на вдосконалення окремих елементів обладнання, а також і модернізацію всієї насосно-циркуляційної системи.

Буровий розчин високої температури із свердловини потрапляє на обладнання для грубої очистки – вібросито, де відбувається інтенсивне виділення газоподібних токсичних речовин. Існують випадки наявності в розчині сірководню, небезпечні концентрації якого можуть спостерігатися на території робочого майданчика. Тому було запропоновано вдосконалення вібросита, яке дало можливість ліквідувати забруднення атмосфери випарами за рахунок захисного екрану. Присутність додаткових конструктивних рішень дозволяє спрямовувати шкідливі пари в необхідне обладнання для їх знешкодження.

Далі буровий розчин потрапляє на систему тонкого очищення, яка складається з батарей гідроциклонів для відділення дрібніших фракцій шламу. Для зменшення викидів в атмосферу шкідливих речовин від кожної групи даного обладнання запропоновано модернізований гідроциклон, який заміняє глиновідділювач, муловідділювач та пісковідділювач і забезпечує високі показники очищеного розчину. При цьому знижуються затрати на виготовлення обладнання за рахунок зменшення його одиниць.

В процесі різних технологічних операцій, пов’язаних з промиванням свердловини, буровий розчин знаходиться у жолобовій системі, де інтенсивно контактує з навколишнім середовищем. Для забезпечення достатньої кількості розчину на свердловині присутні резервуари для його зберігання, які є також джерелами надходження газоподібних шкідливих речовин в приземний шар атмосфери. Усунення даних джерел забруднення стало можливим в результаті розробки герметизованої насосно-циркуляційної системи. Запропонована циркуляційна система різко зменшує забруднення довкілля за рахунок максимальної герметизації всіх її ділянок і раціонального розташування всіх комплектуючих елементів. Високий рівень герметизації досягається в результаті використання ємностей з еластичного матеріалу.

Запропоновані технічні рішення підвищують рівень екологічної безпеки при спорудженні нафтогазових свердловин та сприяють покращенню екологічних показників всієї галузі.

УДК 621.867.522.2

Ю. Г. ГОРБАЧОВ, канд. техн. наук, проф., В.І. ПІНЬКАЛО, магістрант,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВИБІР РАЦІОНАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ ХВИЛЬОВИХ ВІБРОЖИВИЛЬНИКІВ

Вібраційні технології і техніка отримують все більш широке застосування в найрізноманітніших галузях промисловості [1]. Робочий орган транспортної або транспортно-техноло-гічної вібраційної машини в процесі роботи здійснює коливання того чи іншого виду. Поряд із чисто вібраційними машинами існують установки, в яких технологічна обробка продуктів або переміщення вантажу виконуються робочим органом, що здійснює хвильові чи хвильоподібні коливання. Хвильовий рух робочих органів є більш загальним, ніж вібраційний. Таким чином, розвиток техніки йде від окремих рішень до більш загальних – від вібраційних пристроїв до хвильових. З огляду на це, розробка раціональних режимів роботи і нових конструктивних рішень транспортних установок хвильового типу є надзвичайно важливою науковою і практичною проблемою.

Можливості хвильових установок перевищують ті, що реалізуються у вібраційних. Регулювання процесу хвильового транспортування вантажів можливо шляхом раціонального підбору амплітуд поздовжніх і поперечних складових коливань, що утворюють біжучу хвилю, а також кута зсуву фаз цих коливань. Таким чином можна забезпечити максимальну ефективність транспортування за допомогою хвилі як поштучних, так і масових вантажів. В першому випадку потрібен такий зсув фаз, при якому дільниці транспортної поверхі на гребні хвилі будуть мати максимальні швидкості. В другому співвідношення поздовжніх і поперечних амплітуд повинно дати таку конфігурацію хвилі, при якій нахил поверхі транспортування сприятиме руху вантажу в потрібному напрямку за рахунок виникнення додаткової рушійної сили скочування. Принцип хвильового транспортування реалізований в конструкціях вібраційних стрічок для інтенсифікації процесу випуску руди при підземному очисному вийманні в системах з підповерховим обваленням гірничої маси. Від віброживильників звичайного типу з жорстким вантажонесучим органом вони відрізняються наявність гнучкого робочого органу, в якому під дією вібраційного приводу формується коливання хвильового типу, а саме: біжуча хвиля [2].

Крім живильників з гнучкими робочими органами, в яких під дією вібраційного приводу виникають хвильові коливання, існують установки, конструктивні елементи вантажонесучих органів яких здійснюють хвильоподібні рухи, що забезпечують спрямоване переміщення ними насипних матеріалів. Реалізація хвильоподібних рухів робочих органів можлива за рахунок протифазних коливань спарованих колосникових решіток; крутильних коливань окремих плит, з яких набирається полотно робочого органу; обертових рухів еліптичних кулаків на поперечних валах; рухів пружнодеформованої поверхні робочого органу. В усіх випадках робота вібраційного приводу викликає хвильоподібне переміщення поверхні вантажонесучого органу, яке змушує рухатися вантаж на ньому. Експериментальні випробування живильника конструкції інституту УкрНДІпроект, робочий орган якого виконаний у вигляді парного числа перекриваючих одна іншу плит, що здійснюють протифазні зворотно-поворотні (крутильні) коливання навколо поперечних осей, довели його працездатність і спроможність впевнено транспортувати насипні матеріали з високою продуктивністю. Проведені дослідження показали, що раціональним режимом роботи такого живильника є коливання плит з амплітудою 20° і частотою 180 кол/хв. при нахилі робочого органу до горизонту 15°. Такий режим забезпечує переміщення насипного вантажу безупинним потоком без перекочування окремих шматків гірничої маси [3].

Використання вібраційних живильників хвильового типу дозволить інтенсифікувати багато технологічних процесів гірничого виробництва, зокрема операції випуску, доставки, навантаження і транспортування гірничої маси та продуктів її переробки.

Список літератури

1. **Гончаревич И.Ф.** Вибротехника в горном производстве / **И.Ф. Гончаревич** // М: Недра, 1992. - 319 с.

2. **Тишков А.Я**. Варианты исполнения и возможности вибролент / **А.Я. Тишков** // Горные и строительные вибрационные машины и процессы. – Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1988, с. 3-10.

3. **Другман М.Я.** Питатель волнового типа для загрузки ленточного конвейера / **М.Я. Другман, В.А. Корбут** // Шахтный и карьерный транспорт, № 4, 1978, с. 127-130.

УДК 622.647.2

А.О. ХРУЦЬКИЙ, канд.техн.наук, доцент, В.В. ЮРАШ, магістрант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ ПАСИВНИХ ПЕРЕВАНТАЖУВАЛЬНИХ ВУЗЛІВ СТРІЧКОВИХ КОНВЕЄРІВ

На сучасному гірничозбагачувальному виробництві значення перевантажувальних пристроїв для стрічкових конвеєрів, як основного типу безперервного транспорту, зростає. На даний час для транспортування насипних вантажів на підприємствах широкого поширення набули конвеєри різних типів, а процеси її вантаження та перевантаження стоять у ряді найскладніших і відповідальних операцій. Тому розробка надійних та ефективних пасивних перевантажувальних вузлів конвеєрних ліній є актуальним на сучасному етапі розвитку промисловості.

Виходячи з вищеперерахованого, проведення дослідження процеси взаємодії насипного вантажу з елементами перевантажувальних вузлів стрічкових конвеєрів, що працюють в умовах гірничих підприємств. з урахуванням трьох станів цього вантажу твердого, в'язко-пластичного та вільно-дисперсного е актуальним на сучасному етапі розвитку промисловості.

Проведений у роботі аналіз систем самопливного транспорту показав, що граничним значеннями швидкості руху вантажу наприкінці падіння є 2,0-2,5 м / с. Висота падіння для досягнення цієї висоти становить біля 3 м. При цьому вага та щільність матеріалу не важливі.

Критична швидкість не залежить від властивостей насипного вантажу і пропорційна кореню кубічному із відношення продуктивності конвеєра до ширини потоку насипного вантажу.

Насипний вантаж при русі по барабану стрічкового конвеєра знаходиться в в'язко-пластичному стані. Із збільшенням коефіцієнта тертя насипного вантажу по поверхні барабану швидкість його відриву від барабана зменшується, а кут відриву збільшується; у разі вільно-дисперсного стану насипного вантажу із збільшенням діаметра частинок швидкість його відриву від барабана зменшується, а кут відриву збільшується;

При русі насипного вантажу по лотку у разі його в'язко-пластичного стану із збільшенням коефіцієнта зовнішнього тертя прискорення потоку зменшується; у випадку вільно-дисперсного стану насипного вантажу із збільшенням діаметра частинок прискорення потоку насипного вантажу зменшується;

При русі насипного вантажу по стрічці в місці вантаження на конвеєр у разі його в'язко-пластичного стану із збільшенням коефіцієнта зовнішнього тертя прискорення потоку збільшується; у разі його вільно-дисперсного стану із збільшенням діаметра частинок насипного вантажу прискорення потоку збільшується.

При цьому із збільшенням швидкості стрічки конвеєра у разі в'язко-пластичного стану насипного вантажу прискорення потоку не змінюється, а у випадку вільно-дисперсного стану прискорення потоку зменшується.

При русі насипного вантажу по елементах перевантажувальних вузлів стрічкового конвеєра у разі його вільно-дисперсного стану константа внутрішнього опору k змінюється в межах 12…13 і не залежить від середнього діаметра частинок і фізико-механічних властивостей насипного вантажу.

На основі одержаних математичних моделей взаємодії насипного вантажу з елементами перевантажувальних вузлів стрічкових конвеєрів розроблено вирішено задачу структурного синтезу при проектуванні перевантажувальних вузлів стрічкових конвеєрів звелася до вибору однієї або декількох схем з 28 типових схем пасивних перевантажувальних вузлів залежно від висоти перевантаження H, швидкості подавального конвеєра $V_л$ і максимального розміру кусків вантажу a_{max}.

Знайдені умови виникнення підпірного клина і завалу насипного вантажу на полиці і стрічці в місці вантаження на конвеєр, що дозволяє запобігти аварійній ситуації в перевантажувальному вузлі. При цьому на полиці підпірний клин утворюється при будь-яких кутах зустрічі потоку насипного вантажу з полицею, а на стрічці конвеєра - при кутах зустрічі потоку насипного вантажу із стрічкою, більших за 90°.

УДК 621.31

М.В. ЧАШКО, канд. тех. наук, доц., Д.С. ДЕНИСЮК, студент,
Індустріальний інститут «Донецький національний технічний університет», Україна

СУЧАСНИЙ СТАН РЕГУЛЬОВАНОГО ЕЛЕКТРОПРИВОДУ

Сучасний електропривод здійснює практично всі технологічні операції, пов'язані з перетворенням електричної енергії в механічну, використовується в усіх сферах господарства, споживає більше 65% вироблюваної електроенергії.

Основна маса електроприводів - 90% - нерегульовані, побудовані на основі асинхронних електродвигунів з КЗ ротором.

Регульований електропривод становить сьогодні близько 10% і використовується головним чином в технологіях, принципово нездійсненних іншими засобами (сучасні верстати, роботи, і т.ін.).

Очевидні переваги, які дає регульований електропривод в зазначених цілях і за кордоном, і у нас впроваджується він дуже повільно: у США і Європі всього 7-10%.

Причин декілька:

Психологічні: нове, не ясно як буде працювати, потрібно подивитися спочатку у сусіда.

Економічні: дорого платити зараз, а ефект (енергозбереження) потом; не налагоджені економічні механізми.

Організаційні: обладнання замовляють одні, економлять на закупівлях, а результатами користуються інші (це думка висловлюють німецькі фахівці).

Кваліфікація управлінців: вірили, що можна використовувати тиристорний регулятор напруги в тривалому режимі для насосів - дешевше; іноді - абсурдні публікації в технічній періодиці.

Частотно-регульований асинхронний електропривод успішно подолав технічні перешкоди, він безсумнівно, буде утримувати міцні позиції, оскільки:

в його основі лежить прекрасно відпрацьований більш ніж за 100-річну історію асинхронний двигун з КЗ ротором, з'являються спеціальні версії двигунів для роботи з перетворювачами частоти;

електропривод зберігає працездатність при несправності перетворювача (пряме включення);

у перетворювачі частоти в світі вкладено величезні кошти, у нас почали проводитися відмінні, адаптовані до наших умов перетворювачі частоти («Універсал» та ін.);

Цей електропривод використовують там, де він дійсно володіє перевагами, і, оскільки він модний, там, де він поступається - і значно - немодні електроприводу постійного струму.

Результат - вимивання електроприводу постійного струму з сфер, де він має безсумнівні переваги перед іншими системами. За цим, природно, йде зниження попиту на двигуни постійного струму і т.п.

Нова система регульованого електроприводу має всі підстави скласти серйозну конкуренцію як «розкрученому» частотно-регульованому асинхронного електроприводу, так і потужним регульованим синхронним електроприводів.

До нових розробок можна віднести також:

інтеграцію електродвигуна з силовими і інформаційними електронними компонентами (Siemens, Danfoss);

оригінальні проекти діелектричних двигунів на надтонких плівках, що починалися у нас, але потім чомусь згорнуті, що розвивалися в США і Японії, але засекречені;

створення багатокоординатних прецизійних електроприводів з нетрадиційними.

До нового в області теорії можна віднести алгоритми управління, побудовані на нечіткій логіці, і генетичні алгоритми для багато параметричних систем.

Про це багато написано в зарубіжній і вітчизняній технічній періодиці, але, на жаль, у нас ці теоретичні нововведення ще дуже далекі від практики.

УДК 621.867.52

Ю. Г. ГОРБАЧОВ, канд. техн. наук, проф., А.О. ХРУЦЬКИЙ, канд. техн. наук, доц.,
В.С. ШЕВЦОВ, магістрант, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОЦІНКА РОБОЧИХ ТА КОНСТРУКТИВНИХ ПАРАМЕТРІВ ЛЕГКИХ ВІБРАЦІЙНИХ ПРИСТРОЇВ ДЛЯ ВИПУСКУ РУДИ З ДУЧОК

Випуск гірничої маси з дучок під час підземного очисного виймання руд є надзвичайно трудомістким процесом, на який припадає до 50% загальних трудовитрат на видобуток [1]. Використання механічних засобів вібраційного випуску гірничої маси з блоків та рудозвальних висхідних виробок дає можливість суттєво підвищити ефективність цієї технологічної операції, збільшити її продуктивність, скоротити час відпрацювання запасів корисних копалин, зменшити число зависань гірничої маси у випускних виробках, покращати умови і безпеку праці гірників, а також загальні техніко-економічні показники гірничих робіт. Такий ефект досягається за рахунок впливу вібрації на насипний матеріал, в результаті якого зменшуються коефіцієнти тертя між його частинками і він набуває підвищеної плинності.

Основною ланкою в техніці вібровипуску руди є вібраційний живильник, до конструкції якого ставляться високі та різноманітні вимоги. Існуючі моделі віброживильників забезпечують високопродуктивний та безпечний випуск гірничої маси в різних умовах експлуатації. Проте вібропристрої для випуску руди в системах підповерхового обвалення є особливими установками, які повинні бути малогабаритними, максимально простими з конструктивної точки зору, дешевими у виготовленні, технологічними у монтажі та економічними в експлуатації [2].

В інституті НДГРІ (м. Кривий Ріг) розроблена ціла низка конструкцій вібраційних площадок типу ППВ. Проведені дослідження дали змогу обгрунтувати раціональні конструктивні параметри віброплощадок і зробити наступні рекомендації [3]:

віброплощадки повинні мати: напрямок коливань робочого органу – перпендикулярний по відношенню до його площини; місцеположення віброзбудника – в 400 мм від розвантажувального кінця площадки; нахил робочого органу до горизонту – 20^{o};

в якості вібраційних приводів віброплощадок можуть використовуватися пневматичні віброзбудники. Вибір пневматичної енергії для живлення віброприводів віброплощадок пояснюється доступністю стисненого повітря практично в будь-якому місці шахти, простотою та зручністю керування параметрами пневмовіброприводу, безпекою експлуатації в умовах обводнених виробок і ведення підривних робіт;

з метою підвищення надійності та довговічності віброприводів зокрема і віброплощадок взагалі доцільно застосування безударних конструкцій пневматичних віброзбудників. Безударний режим роботи забезпечується шляхом створення повітряних демпферних подушок в робочих порожнинах приводів, які запобігають зіткненням їхніх рухомих і корпусних елементів;

із запропонованих конструктивних варіантів вібраційних площадок найбільш досконалою зарекомендувала себе установка ППВ-9Д з пневматичним віброприводом діафрагмового типу;

використання вібраційних площадок на випуску руди з дучок в системах підповерхового обвалення гірничої маси дає змогу в 3-6 разів знизити число зависань (а тих, що ліквідуються вручну – в 5-7 разів), на 25-35% збільшити продуктивність очисного забою;

віброплощадки різного конструктивного виконання знайшли застосування у складі комплексів транспортних машин для реалізації потокових технологій підземного видобутку міцних руд і мають дуже хороші перспективи подальшого використання у вітчизняній гірничорудній промисловості [3,4].

Список літератури

1. **Гончаревич И.Ф.** Вибрационные установки для выпуска руды / **И.Ф. Гончаревич, О.Л. Вихнович** // М.: Недра, 1967. - 123 с.

2. **Учитель А.Д.** Вибрационный выпуск горной массы / **А.Д. Учитель, В.В. Гущин** // М: Недра, 1981. - 232 с.

3. **Каварма И.И**. Комплексы поточного транспорта для подземной разработки крепких руд / **И.И. Каварма**, А.В. Бровко // М: Недра, 1986. - 86 с.

4. **Каварма И.И.** Вибротранспортные машины для подземной добычи руды / **И.И. Каварма, А.М. Кальницкий** // – Горное оборудование (ЦНИИТЭИтяжмаш), 1982, №30.

УДК 622.24.051.008.6

В.А. ГРОМАДСЬКИЙ, канд. техн. наук, доц., А.А. БАЗАРОВ, магістрант.,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ШЛЯХИ ПІДВИЩЕННЯ ЗНОСОСТІЙКОСТІ БУРОВОГО ІНСТРУМЕНТУ ВЕРСТАТІВ ШАРОШКОВОГО БУРІННЯ

На залізорудних кар'єрах України верстатами шарошкового буріння типу СБШ пробурено близько 1,6 млн. м. вибухових свердловин, що становить понад 97% їх загального обсягу.

Незважаючи на те, що шарошкове долото було винайдено на початку XX століття, дослідження з вивчення процесу руйнування забою шарошковими долотами, а також щодо вдосконалення їх конструкції проводяться і в даний час.

Одним з основних критеріїв ефективності бурового верстата вважається його продуктивність, яка визначається в основному швидкістю буріння, пов'язаної з міцністю порід, режимами буріння, конструкцією та зносостійкістю шарошкового бурового долота.

Мета дослідження полягає в підвищенні зносостійкості бурового інструменту за рахунок збільшення площі контакту породоруйнуючих елементів шарошки з забоєм, за допомогою створення комп'ютерної моделі шарошкового долота та визначення раціонального кута нахилу цапф.

Задачі дослідження: провести аналіз існуючих рішень підвищення зносостійкості шарошкових доліт; розглянути основні математичні методи аналізу руйнування забою; розрахувати деякі параметри, що відображають процес руйнування гірських порід; спроектувати комп'ютерну модель шарошкового долота з використанням математичних методів опису руйнування забою.

В ході виконання роботи було проведено аналіз літератури, журналів, виконаних досліджень, патентної документації, звітів з науково-дослідних і дослідно-конструкторських робот і дисертацій та на підставі здійснених розрахунків послідовного руйнування забою шарошковим долотом [1] було отримано такі дані як амплітуда переміщення центру обертання одного з венців долота, кількість ударів зубців вінця шарошки за хвилину, час контакту, швидкість зіткнення та глибину занурення зуба в породу.

Також було визначено передавальне відношення та окружна швидкість долота; окружна та абсолютна миттєва кутова швидкість обертання шарошки; швидкість ковзання щодо забою, ступінь сколювання і ступінь дроблення.

За допомогою програмного комплексу САПР - SolidWorks [2] було розроблено твердотільну модель трьох-шарошкового долота на якому в подальшому проводились дослідження і використовуючи додатковий модуль SolidWorks - Simulation інженерного аналізу комп'ютерної моделі, проведено статичне дослідження взаємодії шарошкового долота з забоєм зі зміною кута нахилу цапф та величиною осьового навантаження на долото.

В ході проведених досліджень були отримані графіки та епюри з яких визначено, що при куті нахилу цапф α=40° відносно центральної осі долота, концентрація напружень і деформації долота будуть менше, а запас міцності збільшиться в 3,9 рази в порівнянні зі стандартним шарошковим долотом у якого кут нахилу цапф дорівнює 52°.

На підставі проведених досліджень можна зробити висновок, що за рахунок вибору раціонального кута нахилу цапф долота верстатів шарошкового буріння, показники зносостійкості бурового інструменту та продуктивність буріння в цілому зросте.

Список літератури

1. **Брылов С. А**. Горно-разведочные и буровзрывные работы: учебник для вузов / **С. А. Брылов, Л. Г. Грабчак, В. И. Комащенко**. – М.: Недра, 1989.

2. Состав та призначення програмного комплексу учбового процесу SolidWorks Simulation // Компанія SolidWorks // http://www.solidworks.com/sw/products/simulation/.

УДК 621.001: 681.3.01: 621.65

В.П. НЕЧАЄВ, канд. техн. наук, доц., А.В. ТЮТЮНИК, студентка
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ШЛЯХИ ПІДВИЩЕННЯ ДОВГОВІЧНОСТІ ГРУНТОВИХ НАСОСІВ

Найбільш розповсюдженим обладнанням в гірництві є ґрунтові насоси, за допомогою яких щорічно відкачуються мільярди кубометрів пульпи. Пульпа містить велику кількість високо абразивних частинок, що в свою чергу приводить до інтенсивного зносу робочих деталей насосів, тому можна сказати, що ці насоси працюють в тяжких умовах.

За даними досліджень вітчизняні ґрунтові насоси за експлуатаційними показниками, такими як надійність і довговічність в значній мірі поступаються закордонним зразкам. В наш час є актуальними декілька напрямків рішення цієї проблеми:

Лазерне легування контактних поверхонь деталей ґрунтових насосів. На поверхню оброблюваної деталі наносять тугоплавкий елемент і проводять обробку променем лазера, причому спочатку роблять розрахунок густини потужності лазерного випромінювання, а потім оброблюють поверхню металу променем лазера. Це дозволяє знизити швидкість зношування в 2-3 рази.

Хіміко-термічна обробка. Спосіб полягає у формуванні внутрішньої оксидної плівки за рахунок проведення додаткової ізотермічної витримки на протязі 5- 15 годин зі зміною температури внутрішнього окислювання з послідуючим дифузійним насиченням хромом за відомим способом. Це дозволяє підвищити довговічність виробу в 2,1 рази

Цементація сталевих деталей. В способі зміцнення стальних деталей, який містить часткову цементацію поверхні і послідуючу термообробку, цементацію ведуть в твердому карбюризаторі через захисну мідну маску. Застосування способу дозволяє у 1,1 рази підвищити енергоємність пружних елементів.

Дифузійне борування сталевих деталей. На поверхню сталевого виробу наносять активатор (буру). Нанесення відбувається зануренням виробу в 10%-й водний розчин бури, після чого деталі висушують при 100ºС на протязі 15 хвилин. Водний розчин бури підтримують при 90ºС. Висушені деталі поміщають в контейнер із нержавіючої сталі, пересипають порошком карбіду бора. В якості плавкого затвору використовують натрій силікатну пудру.

Отже, зносостійкість борованих шарів, отриманих по запропонованому способу вище, чим зносостійкість шарів, отриманих за відомим способом: для сталі 20 в 5,5 рази; для сталі 45 - в 1,5 рази; для стали У8 - в 1,6 рази; для твердого сплаву ТН-20 – в 1,7 рази.

Є досвід використання досвіду встановлення та ремонту деталей насосів за допомогою корундування полімер композитами що дозволяє:

виконувати футеровку у точних геометричних розмірах різко знижуючи додаткові внутрішні перетікання пульпи, що впливають на інтенсивність зносу;

знизити розходи на операцію наплавлення корпусів, землесосів (2ГрТ 8000/71), встановлюючи розміри креслень разом з футеровкою технологічним циклом, що дозволило підвищити довговічність до 2,5 років;

Отже, аналіз методів підвищення довговічності ґрунтових насосів показав: метод лазерного легування практично не застосовується із-за дороговизни самого лазера, метод хіміко-термічної обробки відмічається тривалістю його проведення, що в свою чергу є великим недоліком, при термічному методі відбувається коливання твердості матеріалу, при методі дифузійного борування застосовується лише тонкий шар активатора. Тому слід відмітити, що найбільш раціональним і ефективним методом підвищення довговічності ґрунтових насосів є метод дифузійного борування, так як він має велику кількість переваг в порівнянні з вище розглянутими методами.

Список літератури

1. **Кузнецов В.Л**. . Ремонт крупних и центробежных насососв: Справ. / **Кузнецов В.Л., Кузнецов И.В., Очилов Р.А.** – М.: Энергоатомиздат – 1996. – 240 с.

2. **Краснов В.И.** и др. Ремонт центробежных и поршневых насосов нефтеперерабатывающих предприятий // **В.И.Краснов, А.М.Жильцов** – Справ.изд.-М.: Химия, 1996. – 320 с.

УДК 622.674.2:622.34

Ю. Г. ГОРБАЧОВ, канд. техн. наук, проф., А.О. ХРУЦЬКИЙ, канд. техн. наук, доц.,
О.В. СНІСАРЕНКО, магістрант, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВИБІР РАЦІОНАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ СТРІЧКОВО-ВІЗКОВИХ КОНВЕЄРІВ

Впровадження передових циклічно-потокових і потокових транспортних схем на гірничих та гірничозбагачувальних підприємствах базується на високих експлуатаційних можливостях такого виду безупинного транспорту, як стрічкові конвеєри. Але, на жаль, стрічкові конвеєри звичайного типу не пристосовані до перевезення вантажів з розмірами шматків більше 300-400 мм через нездатність сприймати значні динамічні навантаження від рудних негабаритів і вимагають попереднього дроблення та грохочення гірничої маси [1,2].

Дослідження, проведені з метою відшукання шляхів вирішення цієї проблеми, дозволили зробити наступні висновки:

серед конструкцій спеціальних типів стрічкових конвеєрів, розрахованих на транспортування скельних абразивних крупношматкових рудопотоків, найбільш перспективними є конвеєри на ходових опорах (або стрічково-візкові конвеєри), в яких стрічка зберігає функції вантажонесучого та тягового органу, але не перекочується по роликоопорах, а спирається на траверси ходових опор, що сполучені неприводними нескінченими ланцюгами і котяться по спеціальним напрямним. Така конструкція конвеєра забезпечує вільний без деформування на стрічці рух вантажу практично будь-якої крупності, внаслідок чого підвищується довговічність стрічки і безпека роботи конвеєра на граничних кутах нахилу, а також зменшується загальний коефіцієнт опору руху;

для досягнення максимальної продуктивності стрічкового конвеєра на ходових опорах потрібно забезпечити найбільшу площу поперечного перетину вантажу на стрічці. Для цього рекомендується використовувати траверси з центральним кутом кривизни 80^{o}. При транспортуванні недробленої крупношматкової скельної маси форма перетину вантажу на стрічці залежатиме головним чином не від кута природного укосу вантажу, а від форми і положення на стрічці великих щматків матеріалу;

для підвищення швидкості руху стрічки конвеєра доцільно обладнати його додатковими котками, які сприйматимуть відцентрові зусилля інерції ходових опор на кінцевих дільницях контуру. Максимальна швидкість стрічки обмежується умовою уникання ударних навантажень в моменти входження шарнірів ходових візків у зачеплення з кінцевими зірочками і має бути перевірена на умову уникнення резонансу;

стрічкові конвеєри на ходових опорах пройшли успішні експериментальні промислові випробування в технологічних процесах транспортування крупношматкової абразивної скельної гірничої маси в умовах як підземної, так і відкритої розробки родовищ міцних руд. Конструкція конвеєра вдала і достатньо надійна, дозволяє транспортувати гірничу масу без її попереднього дроблення та грохочення;

аналіз ефективності промислового використання конвеєрів різних типів для транспортування крупношматкових вантажів засвідчив безперечні переваги стрічкових конвеєрів на ходових опорах на горизонтальних трасах при продуктивності більше 2000 т/г (при меншій продуктивності - 1000-2000 т/г – до довжини транспортування 4000 м) [2,3];

оцінка конструктивних особливостей стрічкових конвеєрів на ходових опорах дала можливість вибрати раціональні величини розмірів роликів ходових візків, відстані між траверсами, конструктивну схему траверс та типи ланцюгів підтримувального контуру. Це дозволило намітити напрямки подальшого удосконалення таких конструкцій;

Список літератури

1. **Біліченко М.Я.** Транспорт на гірничих підприємствах: Підручник для вузів / **М.Я. Біліченко, Г.Г. Півняк, О.О. Ренгевич** та ін. – Дніпропетровськ, НГУ, 2005. – 646 с.

2. **Дьяков В.А.** Ленточные конвейеры в горной промышленности / **В.А. Дьяков, Л.Г. Шахмейстер, В.Г. Дмитриев** и др. – М.: Недра, 1982. – 349 с.

3. **Спиваковский А.О.** Специальные транспортирующие устройства в горнодобывающей промышленности / **А.О. Спиваковский, И.Ф. Гончаревич.** – М.: Недра, 1985. – 128 с.

УДК 621.92::004.891.3

Т. В. АЛТУХОВА, асистент кафедри електромеханіки і автоматики,
Індустріальний Інститут ДВНЗ Донецький Національний Технічний Університет

МОНІТОРИНГ СТАНУ ТА ДІАГНОСТИКА НЕСПРАВНОСТЕЙ ЕЛЕКТРОМЕХАНІЧНОГО ОБЛАДНАННЯ В УМОВАХ ВУГЛЕДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВ

На сьогоднішній день питання визначення стану високовольтного обладнання збільшується з кожним днем та залежить від ефективності зносу при їх експлуатації. 60-ти % цього обладнання необхідна заміна, так як воно вже відпрацювало свій експлуатаційний строк, а 40 % - необхідний капітальний ремонт, тому що середній вік перевищує 18 років. На вугільних підприємствах підтримка задовільного стану високовольтного обладнання є головним питанням.

Дефекти в гірничому електромеханічному обладнанні (ЕМО) можуть виникати в різні моменти життєвого циклу, а саме при виготовленні, монтажу, налаштуванні, експлуатації, випробуваннях, ремонту та мати різноманітні наслідки. Ефективний моніторинг стану гірничого обладнання дозволить раннє виявлення несправностей з урахуванням простоїв, витрат на технічне обслуговування, надійності роботи та ефективності виробництва, але будь-який метод діагностики не забезпечує повної достовірності оцінки стану об'єкту, хоча і направлений на збільшення строків експлуатації різного електромеханічного обладнання.

На даний час існують різноманітні методи діагностики стану ЕМО, з них можна виділити основні, а саме магнітні, електричні, вихрострумові, радіохвильові, теплові, радіаційні, акустичні та капілярні, але всі вони мають значні недоліки. До недоліків можна віднести: складність застосування; визначають тільки окремі несправності та застосовуються не для всіх ЕМО; необхідність виведення з роботи обладнання; сильна чутливість до різного роду перешкод; деякі методи застосовують тільки в лабораторних умовах; значна вартість; значна залежність від навколишнього середовища та погодних умов та інші недоліки. В основному вихід з ладу гірничого електромеханічного обладнання супроводжується простоєм технологічного обладнання, псуванням продукції внаслідок аварії, зниженням електро- і пожежобезпеки, пов'язаних з можливими короткими замиканнями, а також аномальним режимом роботи з перевантаженням їх струмами більшими від номінальних та іншими небажаними наслідками.

В вугледобувній промисловості застосування великої кількості методів та засобів моніторингу стану призведе до колосальних збитків, тому необхідно розробка нового універсального методу моніторингу стану та діагностики несправностей, що забезпечить більш надійну роботу гірничого обладнання. Але необхідно враховувати, що характеристика відмов ЕМО може змінюватися з часом. На даний час для вирішення складних і масштабних нелінійних задач без будь-яких статистичних припущень щодо даних підходять технології штучного інтелекту. Штучний інтелект імітує поведінку природи та людей шляхом використання комп'ютерних наук та технологій, тому його можна назвати інтелектуальним методом оптимізації. Даний метод може бути класифікований за трьома основними групами, а саме нейророзрахунки, еволюційні алгоритми та нечітке обчислення. Результати при діагностуванні несправностей можна інтерпретувати як вирішення проблем, заснованих на конкретному співвідношенні між ознаками несправностей та причиною їх виникнення.

В останні десятиліття саме інтелектуальним методам оптимізації приділялася значна увага, але зараз дослідники зосередили увагу на підвищенні ефективності алгоритму оптимізації та зменшенні кількості ітерацій. При застосуванні цих методів необхідно враховувати недоліки, а саме кількість вузлів у прихованому шарі, які все ще важко визначити, та вибір нечітких параметрів, який вимагає втручання людини, а це в свою чергу впливає на результати прогнозування електромеханічного обладнання. Дані методи обчислювальної інтелектуальної діагностики потребують подальшого вивчення та удосконалення для використання в інженерній практиці, тому їх злиття може сформувати новий гібридний алгоритм, який буде об'єднувати переваги різних методів, в тому числі і класичних. Тому він зможе забезпечити безперебійну роботу електромеханічного обладнання та заздалегіть попереджувати неконтрольовані відмови на вугільному підприємстві.

УДК 622.24.051

А.С.ГРОМАДСЬКИЙ, д-р техн.наук, проф., А.О.ХРУЦЬКИЙ, канд.техн.наук, доц.,
Д.І. РУДЕНКО, магістрант, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ КОНСТРУКЦІЇ БУРОВОГО ІНСТРУМЕНТУ НА ОЧИЩЕННЯ ЗАБОЮ ПРИ БУРІННІ ШПУРІВ

На сучасних гірничорудних підприємствах 98% бурових коронок для буріння шпурів складають штирові коронки. Впродовж своєї історії експлуатації лезові коронки добре зарекомендували себе навіть при бурінні міцних порід при низьких показниках енергії удару. Це обумовлено особливостями занурення леза в породу. Проте, з появою потужних пневматичних, а особливо з появою гідравлічних ударних машин виявилось, що лезовий інструмент швидко виходить з ладу. Річ у тому, що будь-яке лезо є концентратором напруг в інструменті і дозволяє передавати через себе потужності, обмежені його міцністю, що є перешкодою до підвищення продуктивності буріння. З пошуком шляхів багатократного збільшення стійкості інструменту з'явилася ідея створення безлезових (штирових) твердосплавних вставок. Вперше їх запропонував застосовувати Дж. Келлі (патент США 1965г). При виборі оптимальних форм і розмірів безлезових інденторів стало можливим досягати істотного збільшення продуктивності буріння при високій стійкості інструментів. Практика використання такого інструменту стала виправдовувати себе з появою бурових машин з вищою енергією удару. Таким інструментом бурилися вибухові свердловини, а пізніше (приблизно з 1985г.) і шпури.

Встановлення закономірностей і характеру впливу геометричних параметрів штирової коронки для буріння шпурів на процес винесення шламу є важливим для збільшення швидкості буріння і зменшення питомого спрацювання штирових коронок при бурінні шпурів за рахунок підвищення відносного винесення шламу обґрунтуванням і вибором раціональних конструктивних параметрів корпусу коронки є актуальним.

Проведене аналітичне дослідження впливу геометрії штирової коронки на процес протікання стиснутого повітря в привибійній зоні дозволило визначити поєднання досліджуваних геометричних елементів, що дають найменші втрати швидкості потоку, відсутність зон завихрень, що перешкоджають потоку очисного агента. Усі розглянуті схеми корпусу з виїмками показали свою неефективність: є значні зони завихрень, швидкість потоку в привибійній зоні нижче в 1,5-2,7 рази в порівнянні зі схемами з плоским корпусом.

Встановлено, що при декількох еквівалентних по площі продувних каналах у всіх випадках утворюється зона зіткнення двох потоків, в якій усередненими параметрами завихренности знижується в 2,4-2,7 рази в порівнянні з одним каналом.

Встановлено, що значення усередненого параметра завихреності при використанні пазів напівкруглої форми вище в 1,4 рази ніж при використанні і в 1,45 рази вище при використанні трапецеїдальних. Подібний вплив форми пазів на значення усередненого параметра завихреності пояснюється різними гідравлічними опорами при вході потоку в канал різної форми. Радіус бічних напівкруглих пазів, розташованих по периметру корпусу коронки повинен перевищувати розмір максимального розміру частки шламу в 1,7-2,5 рази, причому серед відомих форм бічних пазів пази напівкруглого перетину в 1,2-1,5 рази збільшують відносний винос шламу.

Встановлено, що з точки зору максимізації усередненого параметра завихреності найбільш ефективні схеми з найбільшою кількістю бічних пазів і їх мінімальною площею. Величина усередненого параметра завихреності зменшується для схеми з 2 пазами в середньому на 19,3%, а для схеми з 4 пазами в середньому на величину 8,6% в порівнянні зі схемою з 8 пазами.

Встановлено, що торцеві пази у всіх розглянутих випадках знижують усереднений параметр завихреності потоку в привибійній зоні в 1,3-1,7 рази, проте знижують завихреність потоку в 1,2-1,3 рази і зменшують шлях, прохідний потоком від продувочного каналу до самих пазів. Тому остаточне рішення щодо доцільності застосування торцевих пазів на робочій поверхні коронки можна прийняти тільки після проведення експериментальних досліджень.

УДК 681.5; 62.5; 622.6

І. В. ПРИДАТЬКО, ст. викладач, О. І . МИХАЙЛОВ, студент,
Індустріальний інститут ДВНЗ Дон НТУ

ПРОБЛЕМИ І ПЕРСПЕКТИВИ АВТОМАТИЗАЦІЇ ГІРНИЧОЇ ПРОМИСЛОВОСТІ УКРАЇНИ

Останнім часом все частіше говорять про радикальний вплив новітніх технологій на робочі місця в гірничих підприємствах України. Розрізняють повну та часткову автоматизацію гірничої промисловості України. В сучасній Україні повна автоматизація (цілковите заміщення робітника машиною) практично не відбувається у видобувній промисловості, якщо винести за дужки питання автоматизації контролю. Нажаль в умовах дешевої робочої сили інвестиції в дорогу автоматику, яка може повністю замінити людину, не мають великого значення для власника підприємства [1].

В Україні автоматизація виробництва особливо активно розвивається з другої половини 1950-х років. В 1959-1965 рр. було створено близько 4 тис. нових типів машин, механізмів, апаратів і матеріалів. За цей період встановлено понад 40 тис. автоматичних і напівавтоматичних апаратів, впроваджено 813 автоматичних і напівавтоматичних ліній. У 1965 р. у промисловості України налічувалося 14 автоматизованих підприємств і 4 комплексно-автоматизовані електростанції, 9343 механізовані й автоматизовані лінії [2].

Подальший розвиток автоматизованих систем для гірничої промисловості України вимагає інвестицій в дорогу автоматику, що може повністю замінити людину, в області: автоматизації контролю (наприклад, АЗК; панель управління клітьовими, скіповими та бадьовими (цебернимиі) підйомами, тощо), комплексної автоматизації розробки вугільних родовищ (наприклад, автоматизація роботи комбайнів, конвеєрів, стругових установок, тощо).

Завдяки величезним інтелектуальним внескам, в умовах не завжди достатнього фінансування наукових і виробничих програм, вітчизняним науковцям та інженерам галузевих підприємств у 2000-х роках було здійснено справжній прорив у сфері розробки і виробництва новітніх систем автоматизації виробничих процесів у гірничий промисловості.

З ряду новітніх розробок особливої уваги заслуговують система УТАС, а також апаратура електроприводу, автоматизації сигналізації, управління та зв’язку за системою РЕП-2Ш.

Ці системи автоматики не поступаються найсучаснішим іноземним аналогам, а за деякими функціональними можливостями перевершують їх.

Так система УТАС дозволяє практично повність автоматизувати технологічні і виробничі процеси у гірничий промисловості.

Крім того система має відкриту архітектуру, що дозволяє використовувати тільки ті елементи системи, що вкрай необхідні саме на цьому підприємстві, саме на цієї виробничої ділянці.

Система працює як з цифровими датчиками так і з аналоговим і дискретними, дозволяє приєднувати до системи датчики що використовуються у інших більш старих комплексах автоматизації виробничих процесів. Це дозволяє підприємствам галузі витрачати менше коштів, під час прийняття системи в експлуатацію, з подальшим розширенням функцій у наступних періодах.

Враховуючи усе вищевикладене та наявний науковий і виробничий потенціал, необхідно залучити значні інвестиції у розробку і виробництво новітніх систем автоматизації для гірничої промисловості, що дозволить вирішити більшість проблем, що накопичилися - підвищити економічну ефективність підприємств галузі, підвищити надійність і безпеку, поліпшити умови праці робітників.

Список літератури

1. **В. М. Бочков, Р. І. Сілін.** Обладнання автоматизованого виробництва / Львів : Вид-во Львів. політехніки, 2015. – 404 с.

2. **Папушин Ю. Л., Білецький В. С.** Основи автоматизації гірничого виробництва / Донецьк: Східний видавничий дім, 2007. — 168 с.

УДК 621.51:622.23.05

О.В. ЗАМИЦЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., М.І. ШЕПЕЛЕНКО, аспірант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ МЕТОДІВ ПІДГОТОВКИ СТИСНЕНОГО ПОВІТРЯ ДЛЯ ПНЕВМОЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ГІРНИЧОГО УСТАТКУВАННЯ

Система стисненого повітря для пневмозабезпечення має широке розповсюдження в кожній галузі промисловості і гірництво не є винятком. В гірничій та вугільній промисловості основним видом енергії для механізації підземних робіт є – пневматична енергія. Постачання стисненого повітря на шахти здійснюється за рахунок використання компресорів (поршневих та турбокомпресорів). Стиснене повітря необхідне для живлення пневматичних приводів шахтного устаткування, бурових та відбійних молотів, комбайнів лебідок, вентиляторів, машин навантаження.

Якість стисненого повітря – це надзвичайно важливий показник. Стиснене повітря не повинно мати в своєму вмісті частин масла, механічних мікро частин, а також надмірної кількості вологи [1]. Саме ці показники мають пряме відношення до процесів тепло масообміну, що протікають в устаткуванні та безпосередньо впливають на ефективність пневмозабезпечення.

Як відомо, при транспортуванні стиснутого повітря в повітропроводі та подачі повітря в збірники повітря, воно охолоджується та відбувається конденсація масла та вологи. При роботі пневмозабезпечення восени та весною вміст вологи в повітрі збільшується, особливо це помітно при тимчасових зупинках в постачанні стисненого повітря. Також повітря, яке буде використане, вмішує в собі механічні домішки (пил). Кількість механічних домішок в початковому повітрі залежить від пори року, метеорологічних умов та ряду інших факторів.

На сучасному гірничому виробництві використовують достатньо складне обладнання пневмозабезпечення, яке передбачає вміст великої кількості елементів. Все це устаткування для своєї механізації використовує «сухе» стиснене повітря. Під «сухим» розуміється повітря без надмірної кількості краплинної вологи. Не належна якість повітря приводить до ряду проблем при експлуатації пневматичного устаткування. Зазвичай саме конденсат в устаткуванні є причиною нестабільної роботи, появи окислення в магістралі при транспортуванні повітря, підмерзання пневматичних клапанів в зимовий період, змиву змазки з робочих елементів та призводить до погіршення температурного режиму роботи турбокомпресора.

Існуюче обладнання для сепарації та уловлення домішок в газовому середовищі можна розділити на наступні різновиди, а саме: апарати для осадження, які працюють під дією сили тяжіння; під дією інерційних сил; під дією електростатичних сил; фільтруючи апарати та апарати мокрої очистки. Більш узагальнено ці апарати можна поділити на два види – апарати сухої та мокрої очистки газів. Процеси сепарації гетерогенної суміші (аерозолі, суспензії, емульсії) зазвичай є результатом коагуляції або зіткнення частин домішок в ході її руху до поверхні для осадження. Явища, які відбуваються при зіткненні частин, при безпосередньому їх русі, складає предмет механіки дисперсної системи гетерогенної суміші [2].

В гірничій галузі доцільним є використання відцентрових краплевловлювачів в системах підготовки та очистки повітря [3]. Такий апарат має ряд переваг на відміну від традиційних: апарат є простим у виготовленні, мало метало ємний, має достатньо високу ефективність тепломасообміну та невеликий гідравлічний опір. Недоліком відцентрових краплевловлювачів є недостатнє дослідження залежності процесу сепарації вологи гетерогенної суміші від зміни конструкції апарату.

Список літератури:

1. **Галюжин А. С.** Анализ устройств очистки сжатого воздуха пневмосистем мобильных машин / **А. С. Галюжин** // - Вестник Белорусско-Российского университета : научно-методический журнал. - Могилев : ГУ ВПО "БРу", 2001 - ISSN 2077-8481. – С.17-27.

2. **Сугак Е.В.** Очистка газовых выбросов в аппаратах с интенсивными гидродинамическими режимами / **Е.В.Сугак, Н.А.Войнов, Н.А.Николаев** // — 2-е изд.— Казань: Отечество, 2009. — 224 с.

3. **Трегубов В.А.** Повышение эффективности эксплуатации пневматических установок железорудных предприятий/ **В.А. Трегубов, О.В. Замыцкий** // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ.–1998.–№ 6.–С. 60–62.

УДК 515.2 :528.71

Н.П. МЕЛЬНИЧЕНКО, канд. техн. наук, доц., Ю.А.ВОЛОШИНА, студентка,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПРО ВАЖЛИВІСТЬ РОЗВИКУ ТЕХНІЧНОЇ КУЛЬТУРИ МАЙБУТНІХ ФАХІВЦІВ

Гармонія світу побудована відповідно до великих математичних принципів симетрії і пропорції. Нас оточує грандіозна геометрія, в структурі якої відкриваються планомірні контури закономірних речей і доцільних об'єктів. Щоб побачити і усвідомити досконалість навколишніх форм, потрібно певним чином членувати поглядом видиму міру світового простору, і тоді дійсність придбаває точні контури, порядок лінії яких сприймається в чітких значеннях і затверджується неухильним здійсненням дивовижних формул, закладених в структурі справжнього світу.

Видима дійсність є плоскою проекцією світу і будує зображення світу з квадратів, кругів, трикутників або інших складних фігур так само, як будується будь-який кресленик, а свідомість здійснює геометричні перетворення зорових відчуттів.

Ми розуміємо елементарні фігури геометрії, але є і складніші фігури, які ми не усвідомлюємо, оскільки у всякій просторовій структурі полягає прихований геометричний зміст, який не очевидний, але визначає багато законів людського сприйняття.

Головні естетичні характеристики зовнішнього вигляду технічного об'єкту характеризуються геометричними властивостями: співвідношенням основних параметрів, розмірів по усіх напрямах розвитку форми, кутами між лініями і площинними елементами, характером контурної лінії, формотворними орієнтирами і інше.

Разом з тим, геометрія має можливість розглядати багатовимірні різноманіття в якості функціональних просторів багатьох змінних, що дозволяє наочно уявити такі процеси у вигляді поверхонь, геометричних моделей, на яких з допомогою сучасної комп'ютерної техніки можливо оперативно прогнозувати параметри досліджуваних процесів і визначити їх оптимальні режими.

При проектуванні нового об’єкта - технічної деталі або споруди велику роль відіграє геометричне моделювання. Під геометричним моделюванням розумітимемо передусім створення віртуальної моделі реального об'єкту, що зберігає такі його властивості, як форма і взаємне розташування елементів, що обмежують об'єкт. Перевагою комп’ютерного моделювання є можливість перегляду форми об’єкта та можливість вносити корективи на ранньому етапі проектування.

Знання з геометрії допомагають в практичній діяльності. Вивчення геометричних фігур і їх властивостей сприяють розвитку логічного мислення, просторової уяви. Адже, на думку великого італійського вченого Г. Галілея , "геометрія є наймогутнішим засобом для розвитку наших розумових здібностей і дає нам можливість правильно мислити і міркувати".

Використання певних принципів кольорового рішення також може привести до візуальної зміни зовнішньої форми, зміни або спотворення геометричної форми, збільшення або зменшення величин, зміни співвідношень окремих частин що, також призводить до візуальної зміни форми, рівноваги, зміщення психологічного та фізичного центру.

Наприклад, , збільшення поверхні форми можна досягти за рахунок використання теплих тонів, а зменшення поверхні – холодних тонів. Придання формі легкості можна досягти за рахунок використання легких кольорів – холодних, світлих, слабо-насичених, світло-сірих, блакитних. Придання формі тяжкості можна досягти використовуючи кольори теплі, сині, сильнонасичені,коричневі та оливкові.

Різні кольори та їх сполучення викликають різні почуття та відчуття, змінюють настрій, мають певні асоціативні характеристики. Відповідно до цього кольори, які викликають у людини певні емоції та асоціації, притягують її увагу.

Використання таких принципів дозволить фахівцям нової формації створювати обладнання та споруди ,що мають не тільки високі технічні характеристик, а також мати гарний естетичний вигляд.

Список літератури

1. **Л. Корбюзье.** Архитектура XX века.- М.: Прогресс, 1977. – 302 с.

2**. Михайленко В.Є.** Геометрія – важлива складова дизайну. Вісник Київського національного університету технології і дизайну.- Київ, 2006.- С.18-25.

УДК 622.647.21:678.4.066

Ю. Г. ГОРБАЧОВ, канд. техн. наук, проф., А.Є. ЗАВЕРЕЙКО, магістрант,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВИБІР ШЛЯХІВ ЗАХИСТУ КОНВЕЄРНИХ СТРІЧОК ГІРНИЧОРУДНИХ ПІДПРИЄМСТВ ВІД ЗНОШЕННЯ ТА РУЙНУВАННЯ

Одним з найважливіших елементів стрічкового конвеєра, що в значній мірі визначає його вартість, надійність та довговічність, є стрічка. Аналіз умов роботи конвеєрних стрічок під час транспортування крупношматкових скельних вантажів свідчить про значні навантаження, що витримує стрічка, особливо при завантаженні конвеєра [1,2].

Основними факторами, що впливають на термін служби конвеєрних стрічок є: якість виготовлення стрічок, умови експлуатації конвеєрних установок, конструкції завантажувальних, центрувальних, натяжних та очисних пристроїв, відповідність типу стрічки конкретним умовам роботи, якість догляду за конвеєрними установками в процесі експлуатації. Основними видами зношення конвеєрних стрічок є абразивний середньої частини робочої обкладинки та під ущільненнями завантажувальних пристроїв; порізи, проколи і пробоїни робочої обкладинки в зоні завантаження; абразивний середньої частини неробочої обкладинки; відшарування робочої обкладинки від осердя; розшарування прокладок осердя; стирання і обриви бортів; поперечні та поздовжні пориви. Основними причинами зношення є неправильна будова завантажувальних пристроїв; ударні навантаження з боку падаючого на стрічку потоку крупношматкового матеріалу; перекоси роликоопор; налипання матеріалу на стрічку; недостатній натяг стрічки; неякісне виконання стиків; невідповідність типу стрічки умовам експлуатації конвеєра; потрапляння в транспортований матеріал сторонніх металевих предметів; бічні сходи стрічки тощо.

Аналіз науково-технічної літератури, досвіду експлуатації стрічкових конвеєрів в гірничорудній та гірничозбагачувальній галузях промисловості дозволяє сформулювати наступні загальні рекомендації щодо підвищення довговічності конвеєрних стрічок[1-3]:

в якості загальних рекомендацій слід відзначити наступні: за можливості працювати з матеріалом обмеженої крупності; узгоджувати типи стрічок з конкретними умовами експлуатації стрічкових конвеєрів; прагнути до максимально можливого зниження негативних впливів на стрічки вантажу та навколишнього середовища; слідкувати за правильністю конструювання навантажувальних пунктів; запобігати виникненню аварійних пошкоджень стрічок;

забезпечення належного рівня якості конвеєрних можливо шляхом ретельного дотримування необхідних фізико-механічних показників, що гарантують тривалу та безвідмовну роботу виробів;

великі перспективи має використання так називаних високоміцних стрічок, тобто таких, що мають підсилену конструкцію. Для цього рекомендується застосування в каркасі гумотканинних стрічок багатоосновних, високомодульних та брекерних тканин;

значні резерви підвищення довговічності конвеєрних стрічок криються у відновленні зношених виробів. В залежності від ступеня зношення стрічка може бути відновлена до декількох разів;

для зростання рівня надійності конвеєрних стрічок потрібно забезпечити належну якість стиків шляхом використання способів холодної та гарячої вулканізації. Подальше їхнє удосконалення спрямоване на розробку нових способів розділки кінців стрічок, розкладання тросів в стику, дотримання оптимальних показників режиму стикування (температури, тиску та тривалості процесу гарячої вулканізації, липкості клейового шару при холодній вулканізації тощо);

для суттєвого зниження зношення конвеєрних стрічок потрібно серйозно ставитися до їхнього очищення від налиплого та намерзлого транспортованого матеріалу.

Список літератури

1. Ленточные конвейеры в горной промышленности / **В.А. Дьяков, Л.Г. Шахмейстер, В.Г. Дмитриев и др. //** М.: Недра, 1982. – 349 с.

2. **Полунин В.Т.** Конвейеры для горных предприятий / **В.Т. Полунин, Г.Н. Гуленко //** М.: Недра, 1978. – 374 с.

3. **Волотковский В.С.** Износ и долговечность конвейерных лент / **В.С. Волотковский, Е.Г. Нохрин, М.Ф. Герасимова //** М.: Недра, 1976. – 176 с.

УДК 622.002.5

А.О.ХРУЦЬКИЙ, канд.техн.наук, доцент, М.В.ЧИМИРИС, магістрант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОПТИМІЗАЦІЯ РОБОЧОГО ОБЛАДНАННЯ НАВАНТАЖУВАЛЬНО-ДОСТАВКОВИХ МАШИН

Одним з перспективних видів шахтних вантажно-транспортних засобів механізації вантаження і доставки руді є ковшові вантажно-транспортні машини на пневмоколісному ходу з дизельним приводом. Практика застосування самохідних машин на вітчизняних і зарубіжних копальнях підтвердила можливість отримання високих техніко-економічних показників як на очисних, так і на підготовчо-нарізних роботах. Проведення виробок із застосуванням комплексів самохідних машин дозволяє збільшити продуктивність праці прохідників у 1,5-2,0 разів при одночасному зниженні витрат.

Застосування ковшових вантажно-транспортних машин дозволяє одночасно вести роботи в декількох забоях, комплексно механізувати основні і допоміжні роботи за допомогою однієї порівняно простій і продуктивної машини.

Перспективними напрямами підвищення ефективності цих машин залишається удосконалення їхніх конструкцій, а саме траєкторія руху ланок робочого обладнання, реакції, що сприймаються ланками і форма та міцність самих ланок.

Провівши аналіз літературних джерел, проспектів фірм-виробників та патентів, було розглянуто біля 20 конструкції робочого обладнання навантажувально-доставкових машин (НДМ). З розглянутих конструкцій виділено 3 характерних кінематичних схеми робочого обладнання, Ці схеми використовуються у НДМ різної вантажопідйомності і габаритів. Загалом ці схеми вирізняє положення гідроциліндрів стріли та ковша та кількість ланок.

Так одна схема використовується у НДМ малої вантажопідйомності, друга схема використовується у НДМ середньої вантажопідйомності, і третя схема - для НДМ великої вантажопідйомності.

Кожна схема має по 2 гідроциліндри, по 2-3 ланки та 3 шарніри кріплення до переднього візка машини. Основне навантаження спрямоване на стрілу. Стріла в усіх розглянутих НДМ складається з двох паралельних балок, а гідроциліндр підйому стріли здвоєний, тобто для підйому стріли використовуються 2 паралельні гідроциліндри.

Реакції у шарнірах визначалися для 3 режими роботи – зачерпування, піднімання ковша та розвантаження. У результаті отримано значення зусиль у шарнірах кінематичних ланок протягом усього циклу роботи машини для 3х визначених схем. Найменші зусилля у шарнірах має схема НДМ великої вантажопідйомності.

Проведено оптимізацію конструктивних параметрів кінематичної схеми з найменшими реакціями у шарнірах за допомогою симплекс метода, як найбільш простого та економного у плані проведення дослідів.

Цільова функція - реакції у шарнірах при підйомі стріли і русі ковша – min. Проектні параметри - геометричні положення шарнірів.

Встановлено оптимальні розміри основних ланок цієї схеми. Слід зазначити, що визначені оптимальні геометричні положення шарнірів забезпечують збільшують виграш у силі. Зусилля у ланках оптимальної кінематичної схеми знизилися на 10 - 15% порівняно з базовою схемою.

Розроблено методику та проведено топологічну оптимізацію форми основних ланок робочого обладнання НДМ. Цільова функція – маса ланок. Проектні параметри - форма ланки. Обмеження – граничне напруження у матеріалі ланки. Визначено оптимальну форму ланок, що мають найменшу масу та допустимі напруження у матеріалі. За допомогою топологічної оптимізації вдалося знизити масу ланок на 25-30% при припустимих напруженнях у матеріалі ланок.

Розроблено рекомендації щодо застосування отриманих результатів дослідження у процесі проектування нового робочого обладнання НДМ.

УДК 681.3(07)

Г. В. БАНЗАК, канд. техн. наук, доц.
Одесская государственная академия технического регулирования и качества

РАЗРАБОТКА МОДЕЛИ БЕЗОТКАЗНОСТИ СЛОЖНЫХ ТЕХНИЧЕСКИХ ОБЪЕКТОВ

Сложные технические объекты, которыми также являются горные машины и оборудование, в современном обществе имеют исключительно важное значение. От уровня безотказности таких объектов зависит безопасность жизни сотен и тысяч людей.

Техническое обслуживание (ТО) является необходимой составляющей процесса эксплуатации сложного технического объекта, предназначенного для длительной эксплуатации.

Определение и оптимизация параметров системы ТО возможны только на основе применения математических моделей процессов ТО.

Такие модели должны применяться в процессе проектирования на всех этапах по мере уточнения состава, структуры и конструкции объекта.

Модель безотказности (МБ) позволяет получать оценки показателей безотказности (ПБ) отдельных конструктивных элементов и объекта в целом по информации о ПБ элементов нижнего конструктивного уровня. В МБ представляется иерархическая конструктивная структура объекта.

Конструктивные элементы некоторого u-го конструктивного уровня являются последовательным (в смысле надежности) соединением входящих в него элементов (u+1)-го уровня. Отдельные конструктивные элементы могут представлять собой резервированную группу (параллельное соединение) однотипных элементов.

Таким образом, с помощью МБ совмещается представление иерархической конструктивной структуры с произвольной последовательно-параллельной надежностной структурой объекта, что является приемлемым представлением для большинства технических объектов, встречающихся на практике.

В качестве модели отказов для всех элементов и объекта в целом используется *DN*-распределение. *DN*-распределение считается адекватной моделью постепенных отказов как для изделий электронной техники, так и для различных механических узлов и элементов. Важным достоинством *DN*-распределения также является то, его вид сохраняется при преобразованиях надежностной структуры системы.

Именно эта особенность *DN*-распределения позволила применить его для системы, имеющей иерархическую структуру.

Программная реализация МБ разработана в системе программирования Delphi. Иерархическая конструктивная структура объекта программно представляется с помощью списковых структур данных (используются списки TList).

Элементами списков являются объекты (экземпляры классов Delphi), представляющие отдельные конструктивные элементы технического объекта.

В таких объектах инкапсулируются все необходимые данные, относящиеся к отдельным конструктивным элементам, в том числе и параметры *DN*-распределений наработки отказа.

Для программной реализации МБ и обеспечения применения ее для реальных технических объектов создана база данных (БД), в которой можно хранить информацию об объекте (состав, конструктивная и надежностная структура, показатели безотказности работы объекта).

Информация о составе, структуре и показателях безотказности элементов объекта сохраняется в БД модели, построенной с помощью таблиц формата СУБД InterBase.

Таким образом, конструктивная структура объекта в БД представляется путем размещения данных об элементах различных уровней в различных таблицах и созданием соответствующих связей между таблицами.

Информация о надежностной структуре конструктивных элементов представляется с помощью поля TG (тип группы), которое имеется в таблицах.

УДК 658.5.012.7

Г. Н. ЕРГИЕВ, О. И. ЛЕЩЕНКО, кандидаты техн. наук, доц.,
Одесская государственная академия технического регулирования и качества

РАСЧЕТ АКТИВНЫХ ПЬЕЗОЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ФИЛЬТРОВ ДЛЯ СИСТЕМ АВТОМАТИЧЕСКОГО КОНТРОЛЯ И УПРАВЛЕНИЯ

При проектировании и разработке систем связи, радиосвязи, радиолокации, систем телеметрии, автоматического контроля и управления, а также в приборостроении актуальной задачей является синтез высокоизбирательных частотных фильтров со стабильными характеристиками. Наиболее удачным техническим решением, в таких случаях является реализация подобных устройств на базе активных пьезоэлектрических фильтров [1-3], поскольку они позволяют не только значительно улучшить массогабаритные и иные технико-экономические характеристики устройств, но и упростить технологию их изготовления, решить вопросы согласования, а также сочетают в себе функции селекции и усиления. Использование активных схем пьезоэлектрических фильтров позволяет расширить номенклатуру используемых резонаторов, например, миниатюрных резонаторов камертонного типа, высокое значение динамической индуктивности которых не позволяет применять их в пассивных схемах [2]. Наиболее распространённым подходом при построении схем активных пьезоэлектрических фильтров является применение активных аналогов мостовых схем, построенных на базе операционных усилителей [2,3], поскольку по сравнению с остальными вариантами они позволяют обеспечить наиболее высокую стабильность параметров, в частности коэффициента усиления, и проще решить вопросы согласования.

Для построения активных эквивалентов по передаточной функции $T(p)$ ($p=j\omega$) пассивной мостовой схемы широко используется модель, основанная на ее разложении на сумму двух положительных вещественных функций (ПВФ). В этом случае схема звена фильтра представляет собой два четырехполюсника, входы которых соединены параллельно, а выходы подключены к сумматору (схеме вычитания), реализованному на операционном усилителе, при этом для простоты расчета и настройки каждая секция (четырехполюсник), реализующий ПВФ содержит не более одного пьезоэлектрического резонатора. Для построения сложных фильтров, при таком подходе, необходимо применять каскадно-развязанное включение звеньев, а передаточная функция такого фильтра представляется с учетом передаточной функция i-го звена и числа звеньев, определяемое техническими требованиями к характеристикам фильтра.

Указанный набор звеньев может быть использован в качестве базового набора схемных решений при создании системы автоматического проектирования (САПР) узкополосных активных пьезоэлектрический фильтров. Первый этап процедуры синтеза: решение задачи аппроксимации характеристик фильтра, т.е. конструирование передаточной функции с применением методов оптимизации рассматривалось нами в ранних работах. Построение конечной схемы фильтра и расчет ее элементов связан со структурой передаточной функции звеньев, закладываемых в некоторый базовый набор используемых схемных решений.

Метод конструирования передаточной функции [4] и используемые для этого схемы базового набора, а также соотношения для расчета их элементов могут быть основой для разработки САПР узкополосных активных пьезоэлектрический фильтров [5] для расчета активных RC-фильтров.

Список литературы

1. **Тюменцев А.**, Современные частотные фильтры / **И. Ясинский, А. Яковлев** // Современная электроника. – 2011. – № 8. – С. 26-27.

2. **Зазерин А. И.** Активные фильтры на тонкопленочных пьезоэлектрических резонаторах: Автореф. дис. канд. тех. наук: 05.27.01/ **А.И. Зазерин** ; КПИ. – Киев, 2016. – 20 с.

3. **Ергиев Г.Н.** Узкополосный двухзвенный активный пьезоэлектрический RC-фильтр / **Г. Н. Ергиев, А.М. Иваницкий** // Электросвязь. – 1986. – № 6. – С. 57-59.

4. **Ергиев Г.Н.** Синтез активных RC-фильтров с пьезоэлектрическими резонаторами [Текст] // Збірник наукових праць ОДАТРЯ. – 2016. – №2(9). – С. 31-35. – ISSN 2412-5288.

5. **Златин И.** Синтез аналоговых активных и пассивных фильтров в Micro-Cap 8 / **И. Златин** // Компоненты и технологии. – 2006. – № 1. – С. 120-124.

УДК 620.254.3

В.П. НЕЧАЄВ, канд.техн.наук, доц., С.В. РЕБРОВА, асисент,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

КРИТЕРІЇ ПРАЦЕЗДАТНОСТІ ПОЛІУРЕТАНОВИХ АМОРТИЗАТОРІВ

У сучасному машинобудуванні дуже актуальним є питання заміни традиційного еластомірного матеріалу - гуми, на більш досконалий поліуретан. За допомогою амортизаторів досягається значне зменшення динамічних зусиль і тим самим попереджається виникнення втомних уламок, тобто збільшується довговічність машин.

Гасіння коливань ґрунтується на перетворенні кінетичної енергії амортизованого об'єкта в теплову енергію з наступним її розсіюванням (дисипацією) у навколишнє середовище. Перетворення механічної енергії в теплову здійснюється згідно з допомогою внутрішнього тертя (гістерезису), обумовленого в'язкістю поліуретанового масиву амортизатора [1].

У зв'язку із цим актуальної є проблема вивчення конструкційних властивостей поліуретану й розробка науково-обґрунтованої методики проектування еластомірно-металевих деталей машин.

Метою даної роботи є:

Опис можливих джерел тепла в поліуретановому вібродемпфірувальному елементі амортизаторів.

Обґрунтування критерію працездатності амортизатора, що працює в режимі постійного динамічного навантаження.

Дослідники відзначають[1] [2], що поліуретан, як і всі реальні конструкційні матеріали, має не цілком пружні властивості й тому при деформуванні поглинає в необоротній формі частину енергії, яка викликає деформацію. Енергія, що поглинається протягом кожного циклу навантаження, йде на нагрівання деформованої деталі й надалі розсіюється в навколишнє середовище.

Якщо за час між циклами деформації тепло не встигає розсіятися повністю, то при наступному навантаженні воно буде підсумуватися, що приведе до нагрівання поліуретанового масиву. Підвищення температури нагрівання буде очевидно відбуватися доти, поки не настане тепловий баланс між кількістю тепла, виділюваним у поліуретані за кожний цикл деформації й кількістю тепла, що розсіюються в плині цього циклу в навколишнє середовище.

Таке нагромадження тепла й нагрівання поліуретану буде мати місце в деталях, що працюють в умовах динамічного навантаження, зокрема в амортизаторах. Підвищення температури поліуретанового масиву прискорює фізико-хімічні процеси, що протікають у ньому, погіршують механічні властивості поліуретану. Руйнуюча дія тепла є однією з основних причин передчасного виходу з ладу поліуретанового масиву деталей, що працюють при динамічному навантаженні [3].

Виходячи із усього вищесказаного, можна зробити висновок: основним критерієм, визначальним працездатність поліуретанових деталей машин, що працюють у режимі динамічного нагружения, є температура нагрівання поліуретанового масиву. При досягненні певної температури, називаної граничної, відбувається руйнування поліуретанового масиву й вихід деталі з ладу.

Теплотворення в поліуретані залежить від його твердості й режиму навантаження. Конструкція й форма поліуретанових деталей повинна сприяти гарному відводу тепла в навколишнє середовище й через контактуючі вузли машин. Відповідно до цього при розрахунках і конструюванні поліуретанових деталей машин необхідно забезпечити не тільки одержання необхідних механічних характеристик поліуретанової деталі, але й призначати такий режим їх деформації, який забезпечував би температуру нагрівання, нижче граничної, при якій відбувається руйнування поліуретану.

Список літератури

1. **Керча Ю.Ю.** Физическая химия полиуретанов // **Ю.Ю. Керча**. - Київ :Наукова думка, 1977. - 224 с.

2. **Яковлев С.Н.** Проектирование и основы технологии деталей машин из полиуретана // **С.Н. Яковлев.** - Спб. : Реноме, - 2013. - 176 с.

3. **Потураев В.Н.** Термомеханика эластомерных елементов конструкций при цикличному нагружении // **В.Н. Потураев, В.І. Дырда** - Київ; Наук. Думка, 1987. - 288 с.

УДК 622.647.2

Ю. Г. ГОРБАЧОВ, канд. техн. наук, проф., Б. Г. ЯНОВСЬКИЙ, магістрант,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВИБІР ПАРАМЕТРІВ ОПОР КОВЗАННЯ В МІСЦЯХ ЗАВАНТАЖЕННЯ СТРІЧКОВИХ КОНВЕЄРІВ

В технологічних процесах розробки корисних копалин як підземним, так і відкритим способом транспортування гірничої маси є однією з найбільш трудомістких операцій, на яку припадає до 30-40 % усіх трудовитрат з видобутку. Основним напрямком удосконалення транспортних систем діючих і проектованих гірничодобувних підприємств є широке впровадження циклічно-потокових і потокових технологій транспортування насипних вантажів, в тому числі крупношматкових.

В умовах зростаючої концентрації гірничих робіт та пов'язаних з цим підвищених навантажень на транспортні виробки шахт і кар'єрів основна роль в розвитку цього напрямку відведена конвеєрному транспорту, особливо стрічковому. Він широко використовується у вугільній промисловості, де повна або часткова конвеєрізация великих шахт забезпечує інтенсивне ведення гірничих робіт і збільшує продуктивність праці. Як правило, стрічкові конвеєри є основою транспортно-перевантажувальних і переробних виробництв в гірничорудній промисловості. В цих умовах стрічкові конвеєри служать для доставки і складування гірничої сировини.

Одним з напрямків, що дозволяють істотно підвищити термін служби конвеєрних стрічок і опорних елементів в вузлах завантаження, є заміна роликоопор на опори ковзання, що представляють собою металеві конструкції, футеровані низькофрикційним матеріалом [1,2].

Опори ковзання в вузлах завантаження конвеєрів є одним з ефективних засобів підвищення надійності опорних елементів для стрічки. Такі показники надійності як ймовірність безвідмовної роботи, середнє напрацювання на відмову і ремонтопридатність вказують на більш високу якість опор ковзання в порівнянні з роликоопорами.

Теоретичними дослідженнями встановлено, що опори ковзання знижують динамічний вплив з боку матеріалу, який завантажується, на стрічку і опори ковзання, що сприяє збільшенню їхнього ресурсу.

Зниження контактних навантажень, що виникають при взаємодії шматка вантажу з конвеєрною стрічкою, може бути досягнуто зменшенням приведеної маси стрічки і опор ковзання шляхом виконання їх у вигляді окремих амортизаційних елементів, встановлених по довжині завантажувальної секції.

Встановлено аналітичну залежність системи «вантаж - стрічка - опора ковзання - пружна підвіска», що дозволяє визначати тиск на опорний елемент у вигляді функції розподіленого статичного навантаження на стрічку, довжини опори, натягу конвеєрної стрічки і несучих канатів опори ковзання.

Вибір антифрикційного покриття опор ковзання повинен здійснюватися за наступними критеріями: коефіцієнт їхнього тертя відносно гуми не повинен перевищувати 0,40-0,45; коефіцієнт теплопровідності в зоні контакту повинен забезпечити в них температуру не вище 50-75°С (допустима температура для стрічки). Важливою вимогою є також зносостійкість покриття, оцінювана відношенням маси шару покриття до маси переміщуваного по ньому вантажу в одиницю часу.

За результатами дослідження доцільно рекомендувати в якості антифрикційних матеріалів для опор ковзання тонкошарові покриття з фторопластової композиції Ф4К15М5 на металевій основі і металеву основу з покриттям електролітичним хромом.

Список літератури

1. **Полунин В. Г.**Эксплуатация мощных конвейеров / **В. Г. Полунин, Г. И. Гуленко** // М.: Наука, 1986. – 33 с.

2. **Спиваковский А. О.** Карьерный конвейерный транспорт. 2-е изд., перераб. и доп. / **А. О. Спиваковский, М. Г. Потапов, Г.В. Приседский** // М.: Недра, 1979. – 264 с.

УДК 622. 678. 522

O.P. TROFYMOVA, assistante, Université Nationale des Mines, Ukraine

LE PERFECTIONNEMENT DES NOEUDS DE LA FIXATION DES GLISSIÈRES DANS LA CAGE DE DÉPANNAGE ET SAUVETAGE

La cage de dépannage et sauvetage inclus sur le mobile de levage et de déplacement de l'installation et est utilisé comme l'appareil de levage, s'il faut évacuer les gens dans un puits de mine, lorsque dans le coinça se. La cage de dépannage et sauvetage aussi peut assurer l'accès à la essentiel la cage de levage pour déterminer les causes de l'accident et de l'événementiel pour l'élimination de ses conséquences.

Une analyse des types de noeuds d'appareils de levage dans la cage de levage montre qu'aucun des modèles existants noeuds pour l'exploitation des mines caisses ne tient pas compte des facteurs qui a lieu dans les conditions réelles d'exploitation des mines – une déformation un conducteurs dans l'espace. L'application de dépannage et sauvetage de la cage dans le puit de la mine avec de grandes déformations du profil de conducteur peut conduire soit à son blocage, soit à la sortie de l'ornière des conducteurs. Pour éviter ce phénomène il est conseillé d'appliquer l'option de remplacement de la fixation rigide au châssis de levage du cage des guides de griffes sur un élastique sites de fixation. Car un déformations peuvent avoir un lieu que dans le frontal et latéral sens, et la souplesse des noeuds de fixation, il faut fournir dans ces deux directions. Envisager la possibilité de perfectionner le nœud de fixation des glissières de sauvetage de la cage, qui entrent dans son ensemble. Une nouvelle solution constructive de site de fixation de glissières, tient compte de la probabilité de la courbure de conducteur dans le processus-ce de l'exploitation.

Statistiques de la recherche sur la nature et les plages des déformations des conducteurs des mines, menées selon le profil du tournage de la position des conducteurs dans le puit des études montrent, que dans les conditions réelles présentent des conducteurs de la verticale jusqu'à 60 mm. L'analyse des données de profil de conducteur dit que les changements de valeurs frontales et latérales, les déformations des profils de conducteurs changent avec le temps et dépendent de nombreux facteurs aléatoires. Le profil de conducteur, qui est courbée, et avec elle l'évolution de la trajectoire du mouvement de la cage, avec de la fixation rigide de glissières, à la croisée de la cage peut conduire à un blocage de sauvetage de la cage, ce qui est inacceptable, quand on organise le travail de sauvetage.

L'analyse, qui a eu lieu, a montré qu'il faut envisager la possibilité de remplacer les nœuds de fixation rigide au châssis de la caisse de glissières sur un élastique (pliable) sites de fixation. De sorte que les déformations peut avoir lieu en frontal et latéral sens, et la souplesse des nœuds de fixation, il faut fournir à la fois dans le frontal et latéral directions. Sur locaux différents sites du puit profil de conducteur a différentes formes des déformations dans l'espace. De sorte que la cage dispose de quatre glissières, rails de glissement lors de la conduite de la cage par les conducteurs ne seront pas dans le même plan. La fluidité du mouvement de la cage par des conducteurs dépend de déplacement des conducteurs sur des galeries et chaque parcelle de rangées (ou un groupe d'un ou deux niveaux) définit le mode de mouvement selon lui de la case.

Une variante de la conception de sauvetage de la cage, c'est quand le noeud de la fixation des glissières à son cadre tient compte de la variation de la géométrie des conducteurs de mine du puit. L'exploitation de sauvetage de la cage s'effectue de la manière suivante.

Quand une alarme se produit dans une mine du puit comme un cage de levage utilisent une cage de sauvetage mobile de levage de l'installation. Définissent la section du puit et le type de équipement (rigide avec un rails conducteurs, un câble) du puit, dans lequel une avarie situation. Choisissent de partir d'un kit de glissières, les repères nécessaires pour ce type de conducteurs (des pattes − pour les conducteurs rigides, pour les conducteurs câbles – un coupleurs) et sont placés à la cage dans le équipement du puit. Une dureté des ressorts, qui les guides sont fixés, vous permet de placer la cage dans une ornière de conducteur du tronc de la mine. Fixent les guides de glissement, qui ont choisi et connectent cage avec un agencement, dont vite tourne et assemblé avec un câble capital.

Par conséquent, l'option de nœuds de fixation des glissières de sauvetage de la cage, ce qui est décrit, permettra d'améliorer la fiabilité, la sécurité et l'efficacité de son application lors de la réalisation de sauvetage dans les mines les puits à la géométrie violée.

УДК 622.74: 621.928.235

В.В. ЯЦУН, канд. техн. наук, доц., Г.Б. ФИЛИМОНИХИН, д-р техн. наук, проф.,
Центрально-украинский национальный технический университет, Украина

ДВУХЧАСТОТНЫЕ РЕЖИМЫ ДВИЖЕНИЯ ВИБРОМАШИНЫ С ВИБРОВОЗБУДИТЕЛЕМ В ВИДЕ ПАССИВНОГО АВТОБАЛАНСИРА

Среди вибромашин типа грохотов, вибросит, сепараторов перспективными являются машины с двухчастотными возбудителями вибраций. В таких машинах при колебаниях короба (решета, сита и т. п.) с более низкой частотой выполняется основной техпроцесс – сепарация, просеивание и т. п. Колебания с более высокой частотой обеспечивают самоочищение короба и изменение механических свойств обрабатываемого материала для увеличения интенсивности основного технологического процесса. Однако наиболее энергоэффективными среди вибромашин являются резонансные. Объединение резонансной машины с двухчастотным вибровозбудителем позволит получить энергоэффективную машину с повышенной производительностью за счет объединения преимуществ резонансных и двух (и более) частотных вибромашин.

Поэтому актуально создание машин, объединяющих преимущества двухчастотных с резонансными. Существующие способы возбуждения двухчастотных вибраций имеют трудности с подстройкой под резонансную частоту колебаний короба. Для возбуждения двухчастотных резонансных вибраций предложено использовать пассивные автобалансиры – шаровые, роликовые, маятниковые. На сегодня предложены конструкции новых вибрационных машин и исследовалась их работоспособность 3D моделированием и экспериментального. Проведенные исследования позволяют с большой степенью точности устанавливать, что независимо от вида движения короба возбуждаются фактически идеальные двухчастотные вибрации.

Автобалансир работает как два отдельных вибровозбудителя. В первом – шары практически равномерно вращаются с частотой меньшей на 1% частоты собственных колебаний короба. При этом шары автоматически подстраиваются под эту частоту, независимо от загрузки короба, чем возбуждают медленные резонансные колебания короба с большой амплитудой. Во втором – масса на корпусе автобалансира возбуждает быстрые колебания короба с текущей зарезонансной частотой вращения ротора.

Параметры двухчастотных вибраций меняются в широких пределах изменением скорости вращения ротора, дебалансной массы на корпусе автобалансира, суммарной массы грузов.

Предполагается, что вибровозбудитель в виде пассивного автобалансира применим для одно-, двух-, трехмассных вибромашин с различной кинематикой движения платформ.

Построены обобщенные модели одно-, двух- и трехмассных вибромашин с поступательным движением платформ и вибровозбудителем в виде шарового, роликового или маятникового автобалансира. В обобщенных моделях каждую платформу поддерживает внешняя упруговязкая опора и платформы связаны между собой внутренними упруго-вязкими опорами. Выведены дифференциальные уравнения движения одно-, двух-, и трехмассных вибромашин. Дифференциальные уравнения движения приведены к виду, не зависящему от типа автобалансира. Они применимы как для аналитического исследования динамики соответствующих вибромашин, так и для проведения вычислительных экспериментов.

Проведенные теоретические исследования подтверждают, что одномассная вибромашина с прямолинейным поступательным движением платформы и вибровозбудителем в виде пассивного автобалансира имеет установившиеся режимы движения, близкие к двухчастотным. Из всех теоретически возможных установившихся режимов движения выбромашины на практике будут осуществляться только устойчивые движения. Поэтому в дальнейшем планируется исследовать устойчивость найденных двухчастотных режимов движения и провести вычислительные эксперименты.

Список литературы

1. **Филимонихин Г. Б.** Способ возбуждения двухчастотных вибраций пассивными автобалансирами / **Г. Б. Филимонихин, В. В. Яцун** // Восточно-Европейский журнал передовых технологий. – 2015. – № 2/7 (76). – С. 9–14. doi: 10.15587/1729-061.2015.47116

УДК 622.24.051

А.О.ХРУЦЬКИЙ, канд.техн.наук, доцент, О.В.ТУЛІКА, магістрант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ ЗНОШЕННЯ ШИРОВИХ КОРОНОК ДЛЯ БУРІННЯ СВЕРДЛОВИН

При ударно-обертовому бурінні породоруйнуючий інструмент має значно менший термін служби ніж термін служби бурового верстату, занурного пневмоударника і штанг. Не применшуючи вагомості інших ланок бурового ланцюга, можна стверджувати, що ключовою ланкою бурових машин і установок є буровий інструмент, тому що саме він реалізує енергію що надходить в процесі взаємодії з породою забою. Саме працездатність породоруйнуючого інструменту суттєво впливає на техніко-економічні показники бурової техніки в цілому.

Центральні штирі піддаються дії під час декількох видів зношення. Найбільшу інтенсивність має ударно-гідроабразивне зношення. При цьому зношення поверхні зіткнення штиря відбувається в результаті прямого занурення зерен абразиву, так і в напрямку переміщення абразиву (бурового шламу) вздовж цієї поверхні і обумовлене наявністю водно-повітряної суміші. Під час руху ця суміш з великою швидкістю витісняється з зони зіткнення, при цьому частина зерен абразиву захоплюється сумішшю і при русі руйнує поверхні штиря шляхом мікрорізання. Крім того, штирі піддаються абразивному зношенню із нерухомим абразивом від тертя о вибій. Інтенсивність цього виду зношення нижче, ніж ударно-гідроабразивне зношення.

Торцева поверхня корпусу коронки піддається також ударно-гідроабразивному зношенню. Однак елементи мікрорізання мають менший вплив, ніж багаторазове пряме занурення частинок абразиву і контактна поверхня не має шорсткості у вигляді рисок. Таке зношення ближче до ударно-абразивного, що супроводжується пружною деформацією поверхні з подальшим розвитком наклепу і патологічних явищ.

Бокові штирі, так само як і центральні, піддаються дії під час декільком видам зношення. Але на відміну від центральних штирів, більшу інтенсивність має абразивне зношення із закріпленим абразивом в результаті тертя о стінки свердловини.

В результаті аналізу спрацювання штирових коронок встановлено, що найбільше зношення від тертя при обертанні та ударів мають периферійні. Периферійні штирі інтенсивно зношуються внаслідок додаткового тертя об стінки свердловини. Лінійне зношення цих штирів 5-8 разів більше, а об'ємне зношення у 6-9 разів більше, ніж центральних штирів.

Проведено аналіз зношення штирових коронок двох різних конструкцій. Загальне об'ємне зношення коронки першої конструкції становить 169,97 мм^3 , а коронки другої – 307,38 мм^3. Тобто перша коронка зношується у 1,8 разів менше, ніж друга. Причому у першої коронки значно більше зношуються центральні штирі у той час як у другої коронки більше зношення спостерігається у периферійних штирів. Таким чином, можна стверджувати, що значну роль у інтенсивності зношення твердого сплаву грає конструкція коронки.

Шлях тертя точки на бічній поверхні коронки діаметром 110 мм при бурінні верстатом НКР-100М, здійснює 76 об/хв, занурюючим пневмоударником П-110 з частотою ударів 1500 уд/хв при відскакуванні коронки 5 мм як для порід середньої міцності становить 186 мм, а об'ємне зношення бічної поверхні становить 2,077 мм^3, а мінімальна кількість обертів для коронки до граничного зношення зі штирями 10 мм – 65460 об; для коронки зі штирями 12 мм – 70520 об; для коронки зі штирями 14 мм – 74810 об. Таким чином, мінімальний час до граничного зношення становить зі штирями 10 мм – 14,3 год; для коронки зі штирями 12 мм – 15,46; для коронки зі штирями 14 мм – 16,4. Таким чином строк служби коронки зі штирями 14 мм у 1,142 рази вищій, ніж у коронок зі штирями 10мм;

Встановлено, що для зменшення зношення штирів від тертя, штирі потрібно розташовувати таким чином, щоб у кільцеподібній зоні їх було декілька.

При застосуванні принципу рівномірного зношення, корпус бурової коронки можна зробити рознімним. Причому лінія роз'єму повинна проходити по зовнішнім штирям. Таким чином коронка може складатися з центральної частини і зовнішнього кільця. Зовнішнє кільце зі штирями для руйнування периметру забою буде зношуватися у 6-7 разів скоріше, ніж центральна частина зі штирями

УДК 622.61

Ю. Г. ГОРБАЧОВ, канд. техн. наук., проф., А. В. БОНДАР, магістрант,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ ЕФЕКТИВНОСТІ МАГНІТНО-ІМПУЛЬСНОЇ СИСТЕМИ ДЛЯ ЗАПОБІГАННЯ ЗВОДОУТВОРЕНЬ І ОЧИЩЕННЯ БУНКЕРІВ ВІД НАЛИПЛИХ СИПКИХ МАТЕРІАЛІВ

Збагачувальні підприємства гірничо-металургійного комплексу характеризуються широким використанням бункерного господарства, призначеного для проміжної акумуляції гірничої маси і продуктів її переробки, а також для вирівнювання ритмів роботи обладнання безупинного та циклічного типів. Проте нормальна експлуатація бункерів (вільне витікання насипних матеріалів з випускних отворів) дуже часто порушується явищами зависань і зводоутворення. Зберігання в бункерах вологих матеріалів, схильних до налипання, ще більше погіршує ситуацію. Тому пошук способів і засобів запобігання і усунення таких явищ є надзвичайно важливим і актуальним завданням [1].

Одним з перспективних шляхів його вирішення є застосування магнітно-імпульсної системи [2]. Для очищення поверхонь внутрішніх стінок бункера послідовно на кожен задіяний канал установки (пару виконавчих механізмів) подається серія імпульсів. Кількість імпульсів в серії і інтервал між ними регулюються (здебільшого це 3-6 імпульсів в серії з інтервалом 3-8 с між імпульсами). Після послідовної подачі серій імпульсів на всі задіяні канали установка переходить в режим очікування. Наступна подача імпульсів до виконавчих механізми відбувається відповідно до встановленого режиму.

Пропонована магнітно-імпульсна система очищення відрізняється такими перевагами [2]:

наявністю у виконавчих механізмах гарантованого зазору між індуктором і жорстко закріпленої на поверхні, що очищається, сталево-алюмінієвою пластиною. Завдяки такій конструкції реалізується спосіб повністю безконтактного впливу на поверхні бункера силовим імпульсом спеціальної форми, що забезпечує як високу ефективність запобігання утворення зводів і очищення поверхні, так і надійність і довговічність установок. Більш висока ефективність магнітно-імпульсних систем очищення в порівнянні з іншими засобами ліквідації зависань і зводів (вібраторами, пневматичними пристроями) забезпечується завдяки можливості узгод-ження амплітудно-частотних характеристик імпульсів з фізико-топологічними параметрами бункера і сипучого матеріалу. В результаті досягається гарантоване обвалення налиплого матеріалу з мінімальними енергетичними затратами;

низькими експлуатаційними витратами. Встановлена потужність установок - 0,5-4,5 кВт, споживання електроенергії в робочому режимі - не більше 0,2-0,5 кВт /г;

підвищеною продуктивністю праці; зростанням обсягів продукції, що випускається; зменшення часу вимушених простоїв, пов'язаних з ручним очищенням бункерів, тічок та завантажувальних лотків, особливо в умовах використання матеріалів з високим вмістом вологи;

підвищенням якості і зниженням браку готової продукції завдяки своєчасному випуску матеріалів з бункерів, що сприяє дотриманню вимог технології виробництва;

підвищенням безпеки праці за рахунок значного зменшення, а в ряді випадків виключення необхідності застосування ручної праці для очищення бункерів;

забезпеченням цілісності стінок бункерів при їх очищенні, на відміну від застосування вібраційних очисників або ручного очищення;

надійністю і довговічністю магнітно-імпульсних систем за рахунок відсутності у виконавчих механізмах тертьових та обертових деталей, застосування оригінальних схемних рішень, присутності захисту від позаштатних режимів.

Список літератури

1. **Дженике Э. В.** Складирование и выпуск сыпучих материалов / **Э.В. Дженике**. - М.: Мир, 1968, 164 с.

2. **Тютькин В. А.** Магнитно-импульсный способ разрушения сводов и очистки технологического оборудования от налипших материалов / **В.А. Тютькин** // «Электротехника», 2002, №11, с. 25-28.

УДК 622.647

В.И. ТАРАСОВ, канд. техн. наук, доц., ГВУЗ «Национальный горный университет»

АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ РЕГУЛИРОВАНИЯ СКОРОСТИ ЛЕНТЫ КОНВЕЙЕРА НА ЕГО ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ

В приводе ленточного конвейера используют асинхронные двигатели с короткозамкнутым ротором. Конвейерная лента с таким приводом движется с постоянной скоростью не зависящей от степени заполнения ее полезным грузом. При уменьшении количества груза поступающего на ленту движущуюся с постоянной скоростью , уменьшается линейная масса груза на ленте и соответственно падает КПД конвейера за счет того, что в общем балансе уменьшается доля энергии на перемещение полезного груза, а энергия на приведение в движение «мертвых масс» конвейера (лента, ролики) остается неизменной. Для поддержания режима работы конвейера с максимальным КПД необходимо, чтобы на ленте располагалось максимально возможное количество груза независимо от ее скорости. Этот режим можно обеспечить ступенчатым изменением или плавным регулированием скорости ленты в функции поступающего грузопотока. Дискретное изменение скорости возможно путем переключения пар полюсов асинхронного двигателя, включения в цепь ротора асинхронного двигателя сопротивлений или изменения передаточного отношения редуктора заменой быстроходной пары зубчатых колес или с помощью коробки перемены передач. Это направление является наименее затратным и оправдано при адаптации серийного конвейера к реальному грузопотоку, который носит стационарный характер. При нестационарном грузопотоке непрерывное регулирование скорости ленты возможно в случае создания системы автоматического регулирования скорости двигателя. которая включает конвейерные весы и датчик скорости ленты, установленные в месте загрузки, блок управления, объект управления. Объектом управления является асинхронный двигатель с частотным регулированием скорости. Задача заключается в том, чтобы по заданному грузопотоку установить скорость ленты обеспечивающую ее загрузку по максимальной приемной способности. В этом случае будет решена как задача адаптации конвейера к стационарному грузопотоку, так и нестационарному. В случае применения частотно регулируемого асинхронного двигателя, который обеспечит плавный пуск загруженного конвейера и регулирование скорости ленты в функции степени ее загрузки, обеспечивается режим работы привода с постоянной мощностью.

Энергоэффективность транспортирования насыпного груза эффективнее всего оценивать удельными затратами энергии, которые можно представить как отношение общих затрат энергии на транспортирование к произведению грузопотока на длину транспортирования. Этот показатель наиболее объективно характеризует транспортную работу и имеет размерность кВт·ч/т км. На ленте с постоянной скоростью движения удельный расход энергии на транспортирование растет по параболическому закону. Если же скорость ленты меняется в функции грузопотока и обеспечивает линейную массу груза на ленте постоянной, то удельный расход энергии остается постоянным во всем диапазоне регулирования. Асинхронный электропривод конвейера потребляет из сети переменного тока активную и реактивную мощности. Активная мощность обеспечивает полезную работу конвейера и покрытие механических потерь в двигатели характеризуется интегральным КПД установки. Реактивная мощность расходуется на создание электромагнитных полей двигателя и других его элементов. Она характеризуется коэффициентом мощности - $\cos\varphi$ и непосредственно полезной работы не производит. Активная мощность электрической цепи пропорциональна $\cos\varphi$. Потребляемая приводом мощность из сети обратно пропорциональна произведению КПД на $\cos\varphi$. При увеличении коэффициента загрузки КПД и $\cos\varphi$ увеличиваются и достигают максимальных величин при его значении равном единице. Режим работы привода с максимальными значениями КПД и $\cos\varphi$ можно получить путем автоматического выбора скорости ленты в функции линейной массы груза поступающего грузопотока. При постоянной нерегулируемой скорости ленты уменьшение массы груза на ленте в 2 раза против ее максимального значения по приемной способности увеличивает удельный расход энергии на 30%.

УДК 681.3(07)

О. В. БАНЗАК, д-р техн. наук, доц.
Одесская государственная академия технического регулирования и качества

РАЗРАБОТКА ИМИТАЦИОННОЙ СТАТИСТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ПРОЦЕССОВ ТЕХНИЧЕСКОГО ОБСЛУЖИВАНИЯ ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Характерной особенностью сложных технических объектов, к которым относится горное оборудование, является наличие в их составе большого количества разнотипных комплектующих элементов, которые имеют различный уровень надежности, различные закономерности процессов их износа и старения. Эта особенность требует более тонкого подхода к организации и планированию технического обслуживания в процессе их эксплуатации.

Разрабатываемая имитационная статистическая модель (ИСМ) предназначена для получения оценок показателей надежности и стоимости эксплуатации горного оборудования с учетом его состава, структуры и надежностных характеристик и с учетом проведения ТО. В модели должен воспроизводиться (имитироваться) процесс технической эксплуатации, который формально описывается графом состояний и переходов.

Контроль работоспособности горного оборудования осуществляется непрерывно. Производится диагностический контроль, в результате которого определяется техническое состояние элементов объекта. В зависимости от результата этого контроля проводится или не проводится ТО.

ИСМ разработана на основе метода имитационного статистического моделирования, использующего понятие “календаря событий”. Суть понятия календаря событий и механизма его применения состоит в следующем. В оперативной памяти (ОП) ПК создается массив (представляющий календарь событий), в который записываются значения запланированных моментов времени всех моделируемых событий.

В процессе моделирования периодически осуществляется “просмотр” всех элементов массива, и определение наименьшего из запланированных моментов времени. Найденное минимальное значение принимается в качестве текущего модельного времени, а соответствующее ему событие – в качестве текущего события. Затем производится “обработка” текущего события, которая заключается в имитации действий, составляющих суть этого события.

В модели имитируются (и обрабатываются) три типа событий: «отказ» (переход 0→1), «контроль» (переход 0→2) и «ТО» (переход 0→3). После обработки каждого события производится планирование времени следующего наступления события соответствующего типа. Если текущее событие «отказ», то генерируется случайная наработка этого же (отказавшего) элемента до следующего отказа. Если текущее событие «контроль» («ТО»), планируется время следующего соответствующего события. Полученные новые значения запланированного времени записываются в календаре событий вместо их прежних значений. Описанный процесс анализа и модификации календаря событий повторяется циклически в течение всего времени моделирования.

Таким образом, в данной работе разработана ИСМ, предназначенная для прогнозирования показателей надежности и стоимости эксплуатации сложного технического горного оборудования, зависящих от параметров выбранной стратегии ТО. В ИСМ реализованы алгоритмы имитации процессов ТО для трех вариантов стратегий технического обслуживания: техническое обслуживание «по состоянию» (ТОС) с постоянной периодичностью контроля; ТОС с адаптивно изменяющейся периодичностью контроля; регламентированного ТО.

Режим моделирования регламентированного ТО введен с целью обеспечения полноты анализа возможных стратегий ТО проектируемого горного оборудования и прогнозирования возможного выигрыша в надежности и стоимости эксплуатации горного оборудования за счет применения стратегий ТОС.

УДК 621.9.06:621.797

В.П.НЕЧАЄВ, канд.техн.наук, доц., О.Р. ІВАНОВА, студентка
Криворізький національний університет

ВИБІР ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ ШВИДКІСНОЇ ОБРОБКИ ДЕТАЛЕЙ ГІРНИЧИХ МАШИН

В технології машинобудування з'являються нові методи обробки, що відрізняються більшою продуктивністю і, у свою чергу, приводить до менших витрат при виробництві кінцевого продукту. В даний час однією з найактуальніших тем сучасної технології машинобудування є високошвидкісна обробка (ВШО).

Протягом останніх років співробітниками кафедри «Технології машинобудування» ДВНЗ КНУ були виконаний аналіз численних літературних стосовно випробування сучасних металорізальних верстатів з ЧПК різних конструкцій з використанням багатокомпонентної силовимірювальної платформи фірми Kistler (Швейцарія), з метою подальшого використовування у наукових дослідженнях та навчальному процесі.

Аналіз отриманих даних, доказ можливості істотного підвищення продуктивності механічної обробки на основі вибору режимів різання з урахуванням індивідуальних можливостей конкретного верстата. При точінні алюмінієвого сплаву AlSn6Cu було виявлено, що при підвищенні швидкості різання в 10 разів і відповідно продуктивності значно скорочуються сили різання і рівень вібрації.

У таблиці 1 вказані режими різання і виміряні значення складових сил різання. Глибина різання становила 1 мм, подача на оборот 0,2 мм. При цьому значно знизилася різниця між максимальним і мінімальним значенням складових сил різання.

Таблиця 1

Результати експерименту при точінні

Швидкість різання, м/хв	Частота обертання шпинделя, об/хв	Осьова складова, Н	Радіальна складова, Н	Головна складова, Н
100	320	151	127	238
200	660	68	59	175
400	1300	48	41	157
600	2000	42	37	153
800	2800	39	36	150
1000	3600	36	32	150

Також були проаналізовані експериментальні дослідження лабораторії кафедри МТ-1 «Металорізальні верстати» МГТУ ім. Н.Е. Баумана [1,2]. Як об'єкт дослідження був використаний трьохкоординатний фрезерно-гравірувальний верстат фірми VHF (Німеччина) моделі CAM 1520 ActivePro. Діапазон швидкості різання склав від 471 до 942 м / хв.

Проаналізувавши дані літературних джерел, стало можливим зробити наступні висновки:

підвищення швидкості різання дозволяє не тільки підвищити продуктивність в 4,5 рази, а й знизити сили різання на величину до 10 до 20%;

використання високої швидкості різання, що дорівнює 450 м / хв, не призводить до катастрофічного зносу фрез при обробці алюмінієвих сплавів;

при малій глибині різання, що дорівнює 0,5 мм, обробка можлива на будь-яких частотах, але при цьому продуктивність низька. При підвищенні глибини різання на деяких частотах починають виникати вібрації, проте на інших частотах можливе подальше підвищення глибини різання без вібрацій.

Список літератури

1. **Утенков В.М.** Результаты испытаний металлорежущих станков // **В.М.Утенков** - Всероссийская научная школа "Современные средства диагностики металлорежущих станков" : Сборник тезисов выступлений. Москва, 2011. С. 73.

2. **Быков П.А.** Диагностика резонансных частот шпиндельного узла с помощью измерения сил резания // **П.А.Быков** - ВНШ "Современные средства диагностики металлорежущих станков" (Москва, 6-7 сентября 2011 г.) : Сборник тезисов выступлений. Москва, 2011. С. 14.

УДК 622.232.83

И.И. ЧОБОТЬКО, аспирант ГВУЗ "Национальний горный университет"

АНАЛИЗ ФИЛЬТРОВАЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ОБЕЗВОЖИВАНИЯ ТОНКОДИСПЕРСНЫХ СУСПЕНЗИЙ

Фильтровальное оборудование можно разделить на два типа: установки, работающие в центробежном поле (центрифуги) и установки, работающие под давлением или вакуумом (фильтр-прессы и вакуум-фильтры).

Фильтрующая горизонтальная центрифуга с ножевым съемом осадка (ФГН) предназначена для обезвоживания суспензий с крупностью твердой фазы более 2 мкм (рис. 1.1) [1].

Основные достоинства центрифуг ФГН: возможность проведения всех стадий процесса в автоматическом режиме; высокая степень обезвоживания осадка (от 3% и более). Недостатками являются: измельчение осадка при его срезе; трудности регенерации фильтрующей перегородки; невысокая производительность.

Одним из наиболее часто используемых в промышленности является фильтр-пресс ФПАКМ (фильтр-пресс автоматический камерный механизированный), который состоит из набора горизонтально расположенных одна над другой фильтрующих плит, между которыми зигзагообразно протянута бесконечная лента фильтровальной ткани.

Разгрузка обезвоженного осадка на данном фильтр-прессе осуществляется за счет периодического движения фильтровальной ткани.

Фильтровальные пластины фильтр-пресса ФПАКМ располагаются с зазором между верхней упорной плитой и нижней нажимной пластиной и могут сжиматься механизмом напора. Усилие зажима воспринимают стойки.

Уплотнение между плитами, и рамами осуществляется резиновыми прокладками.

Съем осадка выполняется при помощи ножей, установленных по обе стороны пресса. После снятия осадка фильтровальная ткань проходит зону регенерации.

Цикл работы фильтр-пресса включает стадии фильтрации, промывки и отжима, или просушки и выгрузки осадка.

При сжатых рамах суспензия под давлением поступает в пространство над фильтровальной тканью. Жидкая фаза проходит через фильтровальную ткань, а твердая задерживается, образуя слои осадка. При достижении нужной толщины слоя осадка подачу суспензии прекращают и оставшуюся в полости рамы суспензию вытесняют резиновой диафрагмой, подавая к ней под давлением воду.

При достижении нужной толщины слоя осадка подачу суспензии прекращают и оставшуюся в полости рамы суспензию вытесняют резиновой диафрагмой, подавая к ней под давлением воду. В случае необходимости осадок промывают и затем прессуют диафрагмой или продувают сжатым газом.

После этого плиты разжимаются, и осадок удаляется. Продолжительность цикла фильтрования составляет от 3 до 200 мин.

Таким образом, из проведенного анализа видно, что исследования процесса фильтрования тонкодисперсной суспензии при пульсирующем давлении, как правило, носят экспериментальный характер.

Получение надежных теоретических методов, описывающих указанный процесс, затруднительно ввиду большого количества влияющих факторов, в том числе, на микроуровне (ионно-катионный состав воды, минеральный состав суспензии, толщина двойного электрического слоя, размеры пор, форма частиц и др.)

Список литературы

1. **Шкоропад Д. Е.** Центрифуги и сепараторы для химических производств / Д. Е. Шкоропад, О. П. Новиков. – М.: Химия. – 1987. – 256 с.

2. **Руденко К. Г.** Обезвоживание и пылеулавливание / К. Г. Руденко, М. М. Шемаханов. – М.: Недра. – 1981. – 351 с., ил.

3. **Чуянов Г. Г.** Обезвоживание, пылеулавливание и охрана окружающей среды: учебник для вузов / Г. Г. Чуянов. – М.: Недра. – 1987. – 260 с.

УДК 621.31
Т.В. АЛТУХОВА, ас., С.О. СКРИПНИК, студ.,
Індустріальний інститут «Донецький національний технічний університет», Україна

ДОСЛІДЖЕННЯ НЕГАТИВНИХ ФАКТОРІВ, ЩО ВПЛИВАЮТЬ НА ПРАЦЕЗДАТНІСТЬ ЕЛЕКТРОМЕХАНІЧНОГО ОБЛАДНАННЯ ШАХТНИХ ПІДПРИЄМСТВ

Сучасне електромеханічне обладнання (ЕМО) відрізняється достатньо високою надійністю в експлуатації, але на строки їх роботи оказує вплив багато факторів. В гірничій промисловості зараз багато електрообладнання, яке має строк служби понад 20-ти років, тому вплив на них різноманітних агресивних факторів ще більший. Їх умовно можна розділити на чотири групи: конструктивні, виробничі, монтажні, експлуатаційні.

Конструктивні фактори обумовлені установкою в пристрій малонадійних елементів; недоліками схемних і конструктивних рішень, прийнятих при проектуванні; застосуванням комплектуючих елементів, що не відповідають умовам навколишнього середовища.

Виробничі фактори обумовлені порушеннями технологічних процесів, забрудненням навколишнього повітря, робочих місць і пристосувань, слабким контролем якості виготовлення і монтажу та ін. В процесі монтажу ЕМО їх надійність може бути знижена при недотриманні вимог технології. Умови експлуатації мають найбільший вплив на надійність електромеханічного обладнання. Удари, вібрація, перевантаження, температура, вологість, сонячна радіація, пісок, пил, цвіль, корозійні рідини і гази, електричні і магнітні поля - все впливає на роботу пристроїв.

Різні умови експлуатації по-різному можуть позначатися на терміні служби і надійності роботи ЕМО. Ударно-вібраційні навантаження значно знижують надійність електротехнічних пристроїв. В результаті тривалого знакозмінного впливу навіть невеликих ударно-вібраційних навантажень відбувається накопичення втоми в елементах, що призводить зазвичай до раптових відмов. Під впливом вібрацій і ударів виникають численні механічні пошкодження елементів конструкції, послаблюються їх кріплення і порушуються контакти електричних з'єднань.

Навантаження при циклічних режимах роботи, пов'язаних з частими включеннями і виключеннями електротехнічного пристрою полягає в тому, що під час перехідних процесів в їх елементах виникають надструми і перенапруги, значення яких часто набагато перевершує допустимі технічними умовами.

Електричні і механічні перевантаження відбуваються в результаті несправності механізмів, значних змін частоти або напруги мережі живлення. Перевантаження призводять до підвищення температури нагріву ізоляції електротехнічних пристроїв вище допустимої і різкого зниження терміну її служби.

Під впливом вологи відбувається дуже швидка корозія металевих деталей електромеханічного обладнання, зменшується поверхневий і об'ємний опори ізоляційних матеріалів, з'являються різні витоки, різко збільшується небезпека поверхневих пробоїв, утворюється грибкова цвіль, під впливом якої поверхню матеріалів роз'їдається і електричні властивості пристроїв погіршуються.

Пил, потрапляючи в мастило, осідає на частинах і механізмах електротехнічних пристроїв і викликає швидкий знос тертьових частин і забруднення ізоляції. Пил найбільш небезпечна для електродвигунів, в які вона потрапляє через вентиляцію з повітрям. Однак і в інших елементах ЕМО знос набагато швидше прискорюється, якщо пил проникає крізь ущільнення до поверхні тертя. Тому при великій запиленості особливого значення набуває якість ущільнень елементів електричних пристроїв і догляд за ними.

Якість експлуатації ЕМО залежить від ступеня наукової обґрунтованості застосовуваних методів експлуатації і кваліфікації обслуговуючого персоналу. Застосування профілактичних заходів (регламентні роботи, огляди, випробування, діагностику), ремонту, використання досвіду експлуатації ЕМО забезпечують їх більш високу експлуатаційну надійність. Також з викладеного можна зробити висновок, що до елекромеханічних пристроїв висуваються вимоги для їх якісного виготовлення та правильної експлуатації, а особливо на шахтному підприємстві, тобто повинна оцінюватись надійність обладнання та довговічність його роботи.

УДК 625.711.1: 622.012.3

В.І. ПАХОМОВ, канд. техн. наук, доц.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПРОБЛЕМИ ЕКСПЛУАТАЦІЇ АВТОСАМОСКИДІВ У КАР'ЄРАХ КРИВБАСУ

На кар'єрах Кривбасу самоскиди вантажопідйомністю 110-120 т використовуються з кінця 80 років XX століття, а з 2005 року почали експлуатувати самоскиди нового покоління БелАЗ-75131 вантажопідйомністю 130 т. Частка таких самоскидів в структурі технологічного автотранспорту в даний час значна і становить від 59,8% (ПРАТ «Інгулецький ГЗК»), 67,6% (ПРАТ «Південний ГЗК»), 85,5% (ПРАТ «Північний ГЗК») до 91,3% (ПРАТ «Центральний ГЗК»). Підвищення вантажопідйомності самоскидів дозволило досягти (в 4,15-6,5 рази) зростання виробітку одного автомобіля. Збільшення обсягів перевезень технологічним автотранспортом склало 40-60%, річна економія дизельного палива - 15-20% від загальної витрати. Глибина криворізьких кар'єрів в даний час досягла від 325 м (55%) до 440 м (45%).

Зі зниженням гірських робіт на кожні 50 м обсяги перевезень автотранспорту збільшуються в середньому на 32-35%. Разом з тим, зростання обсягів перевезень на 15-40% відстає від зростання вантажопідйомності самоскидів, а накопичений досвід роботи кар'єрів показує, що при розробці нижніх горизонтів істотно зменшується продуктивність гірського устаткування і, особливо, транспортного. Так при збільшенні глибини кар'єрів Кривбасу від 270 до 380 м відзначається стійка тенденція до зниження продуктивності на 10-18%. Збільшення глибини кар'єра з 300 до 400 м призвело до зниження річного виробітку на одну автотонну на 15,5% . Крім цього збільшуються обсяги роботи з технічного обслуговування (ТО) і поточного ремонту (ПР) самоскидів, також зростає тривалість підготовчо-допоміжних операцій і втрати робочого часу, обумовлені тим, що збільшується віддаленістю місця роботи автомобілів від гірничотранспортного цеху. Об'єктивно збільшення сумарної трудомісткості ТО і ПР самоскидів викликано не тільки ускладненням гірничотехнічних умов експлуатації, але також і недосконалою організацією експлуатації автотранспортних засобів протягом зміни, доби і календарного року. Таким чином, в даний час на кар'єрному автотранспорті є кілька проблем пов'язаних як з перевізним процесом, так і з процесами технічної експлуатації. Всі ці проблеми взаємопов'язано знижують ефективність кар'єрного автотранспорту.

На кафедрі автомобільного транспорту виконаний системний аналіз роботи самоскидів на кар'єрах Кривбасу та виявлено частка впливу гірничотехнічних умов і режимів експлуатації на зниження продуктивності кар'єрного автотранспорту. Частка факторів, що характеризують вплив швидкісного режиму руху самоскидів на зниження продуктивності автотранспорту, становить 54% сумарної дисперсії. Частка впливу організації експлуатації самоскидів в перебігу зміни і доби становить 21%, а частка впливу організації експлуатації самоскидів протягом календарного річного періоду становить 9% сумарної дисперсії досліджуваного процесу. Дослідженнями також встановлено, що на технічну швидкість автомобіля-самоскида найбільший вплив робить поздовжній профіль кар'єрних автодоріг, тобто ухил і довжина похилих ділянок та їх поєднання. Аналізуючи швидкісний режим не можна не враховувати для умов руху в глибоких кар'єрах взаємозв'язок характеристик всіх ділянок поздовжнього профілю, які послідовно долає самоскид. Це має особливо значення на нижніх горизонтах кар'єра, де умови розвитку гірничих робіт визначають характер поздовжнього профілю. Зі збільшенням глибини кар'єра поздовжній профіль по технологічним умовам розробки стає опуклим. Виконаними дослідженнями доведено, що раціональним поздовжнім профілем автодоріг на глибоких горизонтах є увігнутий, який забезпечує швидкість руху навантажених автосамоскидів на 3-9% вище, ніж опуклий і на 2-4% вище, ніж прямо похилий. Збільшення швидкості руху автосамоскида на увігнутому поздовжньому профілі сприяє підвищенню годинної і змінної продуктивності автосамоскидів до 2,5-7%.

Дослідженнями також доведено, що оптимізаційні задачі з удосконалення організації технічної експлуатації самоскидів для конкретного гірничорудного підприємства можуть вирішуватися мінімізацією сумарних витрат від скорочення нульових пробігів і простоїв автомобілів в очікуванні ремонту і технічного обслуговування. Спрогнозувати і мінімізувати витрати дозволяє теорія масового обслуговування.

УДК 629.1

М. Г. ПРИСТИНСКИЙ, старший преподаватель, С. М. ПРИСТИНСКИЙ, ассистент
ГВУЗ «Криворожский национальный университет

ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТЬ ВОССТАНОВЛЕНИЯ КРУПНОГАБАРИТНЫХ ШИН

Из ряда публикаций, в том числе журнала «Горная Промышленность» [1] известно, что в последние годы на мировом рынке обострился дефицит крупногабаритных шин, что явилось следствием высоких темпов развития горнодобывающих отраслей (обусловленные огромным и постоянно растущим спросом на минерально-сырьевые и энергетические ресурсы).

В свою очередь, доля расходов на крупногабаритные шины (КГШ) в себестоимости транспортных услуг наиболее значительна и весома при эксплуатации тяжелой специальной колесной техники. Все эти обстоятельства лишь способствуют сохранению высоких цен на КГШ. Учитывая их высокую стоимость, каждое предприятие стремится продлить работоспособность шины на максимальный период времени.

Как следствие дефицита, ремонт шин стал более востребованным. Производители специализированного оборудования утверждают, что стоимость ремонта составляет 5% от стоимости покрышки. Шины (Nokian, General Tire, Michelin, Triangle), поставляемые различными компаниями на украинский рынок, могут быть восстановлены так же, как любые другие, без использования дополнительного специального оборудования. Единственное отличие в том, что крупногабаритные шины восстанавливать значительно сложнее, чем другие. Принципиальных различий технологии ремонта радиальных КГШ различных брендов не существует. В ряде случаев компании целенаправленно участвуют в проектах по модернизации и совершенствованию ремонтной базы КГШ у тех клиентов, которые выражают в этом соответствующую заинтересованность. Ремонт крупногабаритных шин не только возможен, но и активно ведется многими клиентами фирмы, имеющими соответствующие технологии и оборудование.

Во многих странах, например в США, Австралии, Африке, каждая КГШ стоит «на учете» и после потери своих эксплуатационных качеств подлежит восстановлению. Этот процесс серьезно развит в Европе. Лучше всех в Европе продвинулись компании Италии «Марангони» и Германии «Ригдонг». У нас в стране предприятия не используют потенциал каркаса, теряя огромные деньги. Стоимость многослойного высокопрочного каркаса крупногабаритной шины превышает цену легкового автомобиля. К тому же это не только экономическая, но и важная экологическая проблема, связанная с загрязнением окружающей среды и охраной материально-энергетических ресурсов страны. В Украине, особенно в Криворожском регионе, где сосредоточена основная эксплуатация большегрузных самосвалов, назрела необходимость организации восстановления КГШ. Опыт работы, с 2011 года, ООО «Поволжская шинная компания» подтверждает экономическую целесообразность восстановления КГШ.

Крупногабаритные шины работают в тяжёлых производственных, горно-геологических и климатических условиях, поэтому основная проблема при отборе бывших в употреблении КГШ для последующего восстановления – механические повреждения каркасов шин. Для дефектоскопии КГШ применяется установка шеарографического контроля. Голограмма установки позволяет обнаруживать все внутренние дефекты шины при приёме на восстановление, а так же после её восстановительного ремонта. Жесткие входной и выходной контроли гарантируют высокую надёжность и качество продукции.

Один из самых популярных способов восстановления шин – горячий метод, наварка. Технология восстановления шин горячим способом предполагает применение 120–160 градусного нагрева. При этом используется специальные устройства и оборудование от зарубежных производителей компаний Bandag, Goodyear, Nokian, Kargro и другие. Благодаря инновационным технологиям, внедренным в этих устройствах, качество восстановленных шин остается на довольно высоком уровне.

Из опыта до 80% списываемых крупногабаритных шин, можно восстановить, а пробег восстановленной шины практически равен пробегу новой шины (±10%). Это позволяет: сократить затраты на приобретение новых КГШ почти в 2 раза; уменьшить дефицит новых шин, полностью использовать имеющийся парк колёсной техники; снизить себестоимость перевозок; частично решить вопрос утилизации крупногабаритных шин.

Список литературы

1. http://mining-media.ru/ru/article/transport/834-vtoraya-zhizn-krupnogabaritnykh-shin-2. Вторая жизнь крупногабаритных шин. И.В. Родионов.
2. https://www.youtube.com/watch?v=7eke3cIB4Do

УДК 629.353:622.682

І.Б. СТЕПАНКІНА, ст. викладач, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ ДОСВІДУ ЕКСПЛУАТАЦІЇ КАР'ЄРНИХ САМОСКИДІВ У АВТОМОБІЛЬНО-КОНВЕЄРНОМУ КОМПЛЕКСІ КАР'ЄРІВ

Розвиток відкритого способу розробки родовищ корисних копалин супроводжується ростом концентрації виробництва, збільшенням глибини та просторових розмірів кар'єрів, відстані й складності транспортування гірничої маси. Необхідно констатувати, що до сьогоднішнього часу на більшості кар'єрів повної компенсації зниження техніко-економічних показників транспортування гірничої маси із збільшенням глибини розробки забезпечити не вдається. В зв'язку з цим транспортна проблема була і залишається однією з найважливіших проблем розробки глибоких кар'єрів.

Основним видом технологічного транспорту при видобутку корисних копалин відкритим способом залишається автомобільний. Переважаючим видом автомобільних транспортних засобів є кар'єрні автосамоскиди, використанню яких відповідають найбільш раціональні параметри: масштаби перевезень, продуктивності, відстані транспортування і т. ін. В теперішній час автомобільний транспорт, при вантажопідйомності від 220 т, може забезпечити практично будь-яку продуктивність кар'єру за гірничою масою – до 200 млн. тонн на рік та більше. Близько 30÷50% всіх об'ємів видобутку гірничої маси автосамоскиди транспортують у найбільш складних умовах, а саме – на внутрішньокар'єрних трасах з крутими (до 8÷10%) ухилами в схемах комбінованого транспорту при відносно невеликих відстанях транспортування (1,5÷3 км). Більше 70% всіх кар'єрних автосамоскидів виконані за класичною схемою, коли всі вузли та системи самоскидів монтуються на жорсткій рамі. За схемою з шарнірно-з'єднаною рамою випускаються самоскиди або порівняно невеликої вантажопідйомності (до 40÷50 т), або дуже великої – до 300÷400 т.

Для інтенсифікації робочих процесів на рудних кар'єрах застосовується циклічно-поточна технологія (ЦПТ) з використанням комбінованих транспортних схем, найдієвішою з яких є схема зі сполученням автомобільного та конвеєрного транспорту. Вперше цей комбінований транспорт знайшов використання на залізорудних кар'єрах США Сен-Поль (1936 р.) і Спрус (1937 р.). За його допомогою з високими техніко-економічними показниками розробляються рудні кар'єри нагорного, глибинного і змішаного типів. Основне призначення ЦПТ при проведенні видобутку на глибоких горизонтах – підтримувати незмінні відстані транспортування руди автомобільним транспортом до дробильно-перевантажувальних пунктів. При глибині розробки до 300 м середня відстань транспортування змінюється від 1,0 до 1,8 км. У роботі в середньому знаходяться 35÷55 автосамоскидів вантажопідйомності 110÷150 т. Коефіцієнт використання автомобільного парку складає 0,48÷0,74. Середньорічне напрацювання одного автосамоскида змінюється в межах від 455 до 1319 тис. тонн.

Сучасні глибокі кар'єри характеризуються значними обсягами перевезень гірничої маси та використанням комбінацій видів транспорту для здійснення транспортування. В зв'язку з цим особливо гостро стоїть питання забезпечення ритмічного функціонування транспортно-технологічного комплексу кар'єру. Значне підвищення ефективності використання транспортного обладнання на кар'єрах можливе лише шляхом комплексного вирішення проблем транспортування у взаємодії з суміжними технологічними процесами.

Аналіз досвіду експлуатації автосамоскидів у складі автомобільно-конвеєрного транспортного комплексу кар'єру показав, що одним з напрямків підвищення ефективності роботи комплексу є забезпечення надійної взаємодії між циклічною та поточною ланками за рахунок раціональної організації роботи складального автотранспорту на той час, коли відмовила конвеєрна лінія (дробильно-конвеєрний комплекс). При цьому необхідно розглядати організацію перевезень як при аварійних відмовах комплексу, так і під час проведення планових ремонтів.

Для розробки рекомендацій із удосконалення функціонування і підвищення ефективності гірничотранспортної системи кар'єру планується проведення імітаційного моделювання взаємодії складових автомобільно-конвеєрного комплексу.

УДК 62-1: 62-9: 628.1: 628.3

С.М. ЗІНОВ'ЄВ, канд. техн. наук, доц., С.О. СКРИПНИК, студент,
Індустріальний інститут «Донецький національний технічний університет», Україна

РЕЖИМИ РОБОТИ ТА АНАЛІЗ ГЕОМЕТРІЇ СТРУМИННОГО НАСОСУ

Гідроелеватор – водоструминний насос, у якому використовується енергія робочої води, яка подається стаціонарним насосом. Робоча вода подається по трубопроводу і виходить з великою швидкістю через насадку. При цьому в прийомній камері створюється розрідження. У зону розрідження по трубопроводу всмоктується рідина з пульпою. Робоча рідина і рідина, яка відкачується змішуються в горловині, потім потік попадає в дифузор, де кінетична енергія частково перетвориться в тиск. З дифузора потік надходить у напірний трубопровід.

Переваги гідроелеватора: простота будови; невеликі розміри; відсутність рухомих частин; можливість відкачки пульпи; мінімальні витрати на обслуговування.

Недоліки гідроелеватора: низький к.к.д. (<40%, а при відкачці пульпи - <25%).

У шахтній практиці гідроелеватори застосовуються для чищення водозбірників і зумпфів.

Шахтне поле має різні фізико-геологічні умови та кут залягання пласта, який виймається. Таким чином можливі на штреках можливі невеликі поглиблення в яких збирається вода. Ця вода може затоплювати транспортні рейкові шляхи, що погіршує їх експлуатацію.Бувають виробки зі спеціальним відводом води з пульпою, яка стікає по канавках штреку. Можливо установити на ділянку шламовий насос, але для його встановлення потрібно: провести живлення; мати людину для його обслуговування; встановити пускову апаратуру; соорудити місце для монтажу.

Тому для таких умов краще прийняти струминний насос, бо він має низку переваг: простоту конструкції, невеликі розміри; відсутність рухомих частин; можливість відкачки пульпи; мінімальні витрати на обслуговування. Так подаючи потік води через пожежний став в якому завжди повинна бути вода, можлива відкачка таких малих об'ємів води з абразивними частками (пульпою), що буде перекачуватися до допоміжного або дільничого водозбірника. Тоді можливе заощадження та поліпшення системи водовідливу.

При побудові моделі гідроелеваторної установки користувалися даними з розрахунків та кресленнями з різних джерел інформації, що дало змогу отримати її твердотілу 3D модель у програмі SolidWorks 2013 Edition.

Побудова тривімірної моделі струминного насосу починається з його основних частин окремо: насадка, дифузора, конуса для насадка, підведених труб. Це може ускладнити роботу через складання її в зборку. Для цього ми нехтуємо складальною частиною і робимо її одним масивом. Таким чином отримуємо розрахункову модель, яка надасть змогу повноцінно оцінити вплив геометричних параметрів на робочі параметри струминного насосу

Після розрахунку номінальної гідроелеваторної установки ми помічаємо, що дані по математичному розрахунку та розрахунку в программі Flow Simulation відрізняються. Тому приймаємо надалі параметри, які розраховані у програмі і перевіремо їх справдливість у подальшому дослідженні руху рідини в замкнутій системі струминного насосу.

Таким чином визначаємо, які геометричні дані впливають на роботу струминного насоса та як змінюється робоча подача води. Від подачі залежить відносна швидкість та продуктивність гідроелеваторної установки, яку досліджуємо.

Загалом проводиться 5 досліджень відносно розрахункової моделі, де змінюються такі компоненти та параметри гідроелеватора:

діаметр насадка;
діаметр вхідного отвору дифузора;
довжина горловини дифузора;
віддалення діаметра насадка до вхідного отвору дифузора;
кут сходу конуса для насадка.

Після обробки матеріалів дослідження помічаємо, що деякі геометричні параметри впливають значно більше ніж інші на робочі характеристики струминного насосу. Такими параметрами є: насадок та діаметр вхідного отвору дифузора. Тому вони можуть бути основоположними для вибору робочих процесів струминного насосу.

УДК 66.047.7: [62-4+544.023.5]

О.В. ЗАМИЦЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., Д.В. ОМЕЛЬЧУК, аспірант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ СУЧАСНИХ ТЕНДЕНЦІЙ РОЗВИТКУ ПРОЦЕСУ СУШІННЯ ТОНКОДИСПЕРСНИХ МАТЕРІАЛІВ

Об'єкти сушки - вологі матеріали - в більшості випадків являють собою гетерогенні багатокомпонентні структури. це, принаймні, двокомпонентні структури з взаємопроникними компонентами: твердим «скелетом» і речовиною, що заповнює порожнечі. Такі структури макроскопічно неоднорідні, часто анізотропні, і не мають зазвичай адекватної фізико-математичної моделі. Вони можуть бути неоднорідними за хімічним складом, тримати повітряні включення, вологу, пов'язану зі скелетом і в різному фазовому стані, домішки, забруднення.

Поміж всіх матеріалів які підлягають сушінню частка дисперсних і диспергіруемих становить близько 85% у всіх галузях промисловості, включаючи паливно-енергетичний і аграрно-промисловий комплекси. [1] Процес сушіння є самим енергоємним серед всіх технологічних процесів і тому при виборі технології сушіння особливу увагу слід приділити енергетичними показниками процесу. Раніше оцінка енергетичних показників апарату для сушки включала лише оцінку інтенсивності роботи. Однак, при сучасному темпі розвитку науки і техніки з урахуванням економіки і потреб ринку слід доповнити поняття ефективності наступними параметрами: економічність, якість одержуваного продукту і безпеку (в тому числі екологічну і виробничу).

Порядок вибору технічно-технологічного оформлення процесу сушки конкретного матеріалу включає шість основних етапів: 1) комплексний аналіз матеріалу як об'єкта сушки; 2) визначення типу сушилки на основі комплексного аналізу та наявних класифікацій сушильних апаратів; 3) визначення оптимального режиму сушки з урахуванням технологічних вимог до якості висушеного продукту; 4) розрахунок апарату з урахуванням необхідної продуктивності; 5) забезпечення екологічної та виробничої безпеки технологічного процесу; 6) економічний розрахунок. [2]

Дослідження сучасних тенденцій розвитку процесу сушки тонкодисперсних матеріалів дозволив виявити основні проблеми галузі та знайти найбільш ефективні методи інтенсифікації процеса сушки. Був визначений оптимальний режим сушки з урахуванням технологічних вимог до якості висушеного продукту; розроблена комплексна класифікація матеріалів як об'єктів сушки з виходом на конструктивне оформлення сушильних установок, обґрунтовано визначення часу сушіння, рекомендований порядок вибору сушильних апаратів для тонкодисперсних матеріалів

В доповіді проаналізовані основні параметри роботи сушильних апаратів. Були виявлені основні вимоги до сушильного обладнання. Зроблено висновок про енергоефективність та економічність сушильних апаратів. Виявлені основні проблеми галузі.

При сушінні дисперсних матеріалів важливою проблемою є забезпечення екологічної та виробничої безпеки сушильних установок. Проаналізувавши різновиди сушки тонкодисперсних матеріалів ми можемо помітити, що кожен з видів має свої преваги та недоліки в процесі експлуатації, але застосування методу сушіння тонкодисперсних матеріалів шляхом пропускання змінного електричного струму безпосередньо через шар вологого матеріалу забезпечує найкращі показники енергозбереження, екологічності та енергоспоживання[3]. Один з центральних питань - забезпечення очищення від пилу і створення безуносних сушилок. Були розглянуті основні методи зневоднення тонкодисперсних матеріалів, вивчені теоретичні та механічні засади сушильних процесів. В подальшому планується встановлення закономірностей даного методу для поліпшення якості кінцевого продукту і підвищення енергоефективності процесу сушки тонкодисперсних матеріалів

Список літератури

1. **Sazhin B.S.** Scientific Principles of Drying Technology/ B.S. Sazhin, V.B. Sazhin.- New York.- 2007.- 506 p.

2. **Сажин Б.С.** Научные основы техники сушки/ Б.С. Сажин, В.Б. Сажин. – М.: Наука. – 1997. – 448 с.

3. **Каварма И.И., Замыцкий О.В.** Основные закономерности обезвоживания прямым воздействием электрического тока. Деп. рук. в ГНТБ Украины, 1994

УДК 622.001:681.3.01

О.В. БОНДАР, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ СПЕЦІАЛІЗОВАНИХ ПРОГРАМНИХ КОМПЛЕКСІВ ДЛЯ ПЛАНУВАННЯ ТА УПРАВЛІННЯ ГІРНИЧИМ ПІДПРИЄМСТВОМ

Виходячи із тенденцій розвитку машинобудування та комп'ютерних технологій і з того, як вони об'єднуються, зовсім не дивно, що у їх поєднані з'являється багато корисного програмного забезпечення для машинобудівної галузі. Одним із таких напрямків розвитку є різноманітне програмне забезпечення для планування та управління виробництвом.

ERP (англ. Enterprise Resource Planning) - організаційна стратегія інтеграції виробництва і операцій, управління трудовими ресурсами, фінансового менеджменту і управління активами, орієнтована на безперервну балансування і оптимізацію ресурсів підприємства за допомогою спеціалізованого інтегрованого пакета прикладного програмного забезпечення. Класичні системи ERP забезпечують управління задачами: управління фінансами; планування та управління виробництвом; управління формуванням та розподілом запасів; управління реалізацією та маркетингом; управління постачання; управління проектами; управління сервісним обслуговуванням; управління процедурами забезпечення якості продукції. З популяризацією хмарних технологій, такі системи стали доступні для малого і середнього бізнесу. Тепер підприємцям не потрібні сервера та їх підтримка для управління бізнес-процесами.

Ключові принципи даної стратегії:

- В якості характерної особливості ERP-стратегії наголошується принциповий підхід до використання єдиної транзакціонної системи для переважної більшості операцій і бізнес-процесів організації, незалежно від функціональної і територіальної роз'єднаності місць їх виникнення і проходження, обов'язковість відома всіх операцій в єдину базу для подальшої обробки та отримання в реальному часі збалансованих планів.

Модульний принцип організації дозволяє впроваджувати ERP-системи поетапно, послідовно переводячи в експлуатацію один або кілька функціональних модулів, а також вибирати тільки ті з них, які є актуальними для організації. Крім того, модульність ERP-систем дозволяє будувати рішення на основі декількох ERP-систем, вибираючи з кожної кращі в своєму класі модулі.

Основні великі системи включають готові спеціалізовані модулі і розширення для різних галузей (відомі спеціалізовані рішення в рамках ERP-систем для машинобудівних і обробних виробництв, підприємств добувної промисловості, державного управління, сфери освіти, медицини та інших галузей).

Згідно з аналізом Panorama Consulting станом на 2015 рік ринок постачальників ERP-систем в Україні має наступний вигляд:

SAP	43,4 %,
IT-Enterprise	15,7 %,
1C	13,9 %,
Oracle	11,7 %,
Microsoft	6,1 %.

Отже, використання ERP системи дозволяє використовувати одну інтегровану програму замість декількох розрізнених. Єдина система може управляти обробкою, логістикою, дистрибуцією, запасами, доставкою, виставлянням рахунків, бухгалтерським обліком, податковим обліком тощо. Реалізована в ERP-системах система розмежування доступу до інформації, призначена (в комплексі з іншими заходами інформаційної безпеки підприємства) для протидії як зовнішнім загрозам (наприклад, промисловому шпигунству), так і внутрішнім (наприклад, розкраданням). Впроваджувані в зв'язці з CRM-системою і системою контролю якості, ERP-системи націлені на максимальне задоволення потреб компаній в засобах управління бізнесом. Виходячи з вище сказаного, можна прийти до висновку за дана тема повинна освітлюватись більш детально, та те, що ERP-стратегія є досить ефективна у сучасних реаліях, а також що на ринку ERP-систем є велике різноманіття програмного забезпечення для підприємств різних галузей.

УДК 622.002.5

Н.В. ДЕМІДА, ст. гр. ІМ-15ск, О.В. БОНДАР, канд. техн. наук, доц.
М.В. КІЯНОВСЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВПРОВАДЖЕННЯ КОНЦЕПЦІЇ PLM НА ГІРНИЧО-ЗБАГАЧУВАЛЬНИХ ПІДПРИЄМСТВАХ

PLM (англ. Product lifecycle management) дослівно - це управління життєвим циклом виробів. Іншими словами, PLM - це підхід, що базується на централізації всієї інформації про товари в єдиному інформаційному просторі. Концепція PLM на будь-якому гірничому підприємстві передбачає управління процесами всього життєвого циклу продукту, включаючи стадії від маркетингових досліджень до утилізація і (або) переробки виробу.

Передумовами переходу на концепцію PLM можуть бути - низька швидкість виведення продукту на ринок; постійний зрив термінів розробки і виробництва; низька швидкість розробки виробів; мала ефективність управління на проектах розробки нової продукції; низька якість розроблюваної і виробленої продукції.

PLM-концепції реалізуються за допомогою впровадження тих чи інших можливостей сучасної PDM-системи. PDM-система (англ. Product Data Management - система управління даними про виріб) - організаційно-технічна система, що забезпечує управління всією інформацією про виріб.

Основні дві сутності, які з'являються в PDM-системи - це Електронна структура виробу (ЕСВ) і Електронна технологія виготовлення (ЕТВ). Основна ідея в тому, щоб конструктори і технологи займалися розробкою саме ЕСВ і ЕТВ, а не, наприклад, креслень і маршрутних карт. В контексті PLM-концепції дані документи є лише кінцевою стадією проектування. Для конструкторів буде найважливіше витрачати мінімум часу на роботу з деревом специфікацій в самій PDM-системі та максимум - на розробку безпосередньо виробів в своїй САПР. На відміну від конструкторів - для технологів (в сучасному баченні PLM-концепції) PDM-система є не просто «додатковим навантаженням», а основним робочим інструментом з розробки технологічних карт і маршрутів (інакше кажучи - по розробці ЕТВ). Прискорення процесу при цьому - оптимальне і багаторазове. Також використання ЕСВ і ЕТВ дозволяє досить легко організовувати пошук деталей і складальних одиниць, покупних виробів, засобів технологічного оснащення і інших елементів конструкторсько-технологічного проектування по вживаності.

Слід зауважити, що сучасна PDM-система дозволяє вести електронний архів, коли вся документація на виріб або на технологічний процес (специфікації або технологічні карти) зберігається в електронному вигляді, а тверді копії формуються тільки в міру необхідності.

Впровадження PDM-системи дозволяє реалізувати метод паралельного проектування за рахунок значно більшої оперативності обміну інформацією між учасниками проекту розробки виробу або комплексу: керівник проекту в будь-який момент часу має актуальну інформацію по готовності тих чи інших блоків і може ставити паралельно кілька завдань на розробку нових блоків. Це може бути застосування так званих хмарних технологій в сфері автоматизації роботи конструкторів, технологів, нормувальників і інших професій, так чи інакше пов'язаних з розробкою виробів і комплексів в сучасній промисловості.

Отже, PLM - це концепція управління, а PDM - це інструмент реалізації більшої частини положень цієї концепції, але далеко не всіх (наприклад - такі етапи ЖЦ виробу, як закупівлі, планування продажів і ін.). Відповідно, для отримання максимального ефекту від впровадження PLM-концепції, потрібно розглядати всі аспекти даної концепції, тобто впроваджувати на всіх етапах життєвого циклу виробу. Всі співробітники підприємства повинні перестати оперувати поняттям «Документ» (специфікація, креслення та ін.) і перейти до поняття «Виріб», як ключовий об'єкт діяльності. Конструктор повинен не «випустити документацію», а розробити виріб - враховуючи всі особливості виробничого і технологічного процесу, беручи до уваги всі аспекти експлуатації та інших етапів життєвого циклу.

УДК 622.002.5

І.В. КОМНАТНИЙ, студент гр. ІМ-15ск, О.В. БОНДАР, канд. техн. наук, доц.
М.В. КІЯНОВСЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВІДНОВЛЕННЯ ЗНОШЕНИХ ПОВЕРХОНЬ ДЕТАЛЕЙ ГІРНИЧОГО ОБЛАДНАННЯ ШЛЯХОМ 3D СКАНУВАННЯ

Тривимірні сканери широко застосовуються в різних галузях промисловості, зокрема у гірничому машинобудуванні: контроль якості, реверс-інжиніринг та в проектуванні. Багато підприємств настільки щільно впровадили технологію у виробництво, що не бачать їй альтернативи.

Промислові 3D-сканери використовуються як контроль якості. для проведення безконтактного контролю виробів в умовах серійного та одиничного виробництва. Технологія забезпечує вимір і наступне порівняння з кресленням лінійних і кутових геометричних параметрів виробу.

В умовах відсутності конструкторської документації сканери застосовують для реверс-інжинірингу, шо дозволяє швидко створити робочу документацію на виріб. Найбільш ефективним вирішенням даної проблеми стали 3D-сканери. Вони широко впроваджені в систему реверс-інжинірингу виробів складної форми. На відміну від стандартних засобів, 3D-пристрій дозволяє отримати поверхню всіх вузлів і елементів деталі з точністю до мікрону.

При проектуванні, для створення або модернізації будь-якого об'єкту більше немає необхідності витрачати сотні годин на розробку креслень. Досить відсканувати предмет і конвертувати в зручний для обробки формат. Проектування в сучасних CAD-програмах дозволяє швидко отримати необхідну модель на основі відсканованого оригіналу.

Тривимірний сканер являє собою пристрій, який аналізує фізичний об'єкт і на основі отриманих даних створює його 3D-модель. Сканер, в залежності від модулів, що використовуються, дозволяє виконувати весь цикл аналізу деталей:

діаметри, положення центрів, отворів, заокруглень;

кути між ребрами, гранями;

визначати кольорову гаму сканованого об’єкта;

технологічне зміщення частин кованих і литих виробів, пов'язане зі зміщенням елементів прес-форм;

виявлення похибок базування складальних вузлів;

визначати зрушення половинок форми;

визначати величину зносу поверхні;

виконувати відбраковування, в залежності від заданих параметрах геометрії і заданих допусків (діаметр отворів, конусність, радіуси заокруглень тощо).

Промислові 3D-сканери вже впроваджені в усі технологічні виробництва США і країн Західної Європи. Останнім часом і вітчизняні виробники проявляють інтерес до технології, що дозволяє сподіватися на зростання конкурентоспроможності наших підприємств.

3D-сканерування є досить вигідним процесом, пристрій дозволяє не тільки швидко аналізувати дані про об'єкт, але і завантажувати відскановану модель у систему автоматизованого проектування, а також прискорити процес виробництва деталей, отримуючи максимально точні моделі. Застосування 3D-сканерів буде також корисним при скануванні зразків ручної роботи і створення точних копій деталей при одиничному виробництві.

Використання 3D-сканерів для контролю якості дозволяє істотно поліпшити відповідність фізичних деталей умовам заданих технічними вимогам. Пристрої дозволяють виявляти брак в інструментальному оснащенні і діагностувати експлуатаційні дефекти ще на ранніх стадіях проектування та виробництва.

Отже, застосування 3D-сканерів для відновлення зношених поверхонь деталей гірничого обладнання є перспективним напрямом, де може бути використано багато різноманітних технік; кожна технологія має свої особливості. Зібрані таким чином 3D-дані є корисними для вирішення широкого кола завдань.

УДК 622.539

О. О. СОЛОДУН, студентка гр. ІМ-15ск О.В. БОНДАР, канд. техн. нак., доц.
М.В. КІЯНОВСЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ СТУПЕНЯ ЗНОСУ ДЕТАЛЕЙ ГІРНИЧИХ МАШИН

Роботу присвячено можливостям контролю ступеню зношення поверхонь деталей гірничих машин будь-якої складності і конфігурації з допомогою програмних продуктів Delcam для прогнозування ресурсу. Розглянутий метод виявлення закономірностей втрати працездатності механізмів.

Об'єктом дослідження є вивчення можливості застосування програмного забезпечення Delcam для визначення закономірностей зносу робочих поверхонь деталей і, як наслідок, закономірностей втрати працездатності механізмів.

Мета роботи: запропонувати новий метод контролю ступеня зносу робочих поверхонь зубів евольвентного профілю, який би мав переваги над існуючими, і на базі якого, розробити методику прогнозування ресурсу зубчастої деталі гірничої машини.

Засобом вирішення поставленого завдання стало визначення закономірностей зміни зубчастого профілю деталей реальних механізмів в залежності від часу його експлуатації. Це було виконано на базі технологій механічного сканування схильних до експлуатаційних змін профілю робочих поверхонь зубів в програмному забезпеченні Delcam.

Експериментальне вивчення можливості застосування програмного забезпечення Delcam для вирішення завдань прогнозування ресурсу шляхом вивчення зношеної циліндричної косозубої шестерні, яка знаходиться і працює в складі шестерного насоса типу Г11-25. Даний насос призначений для нагнітання під номінальним тиском 2,5 МПа постійного по величині і напрямку потоку мінерального мастила з кінематичною в'язкістю від 17 до 400 мм/с при температурі масла від 283 до 328К (від 10 до 55 С) в змащувальній системі верстатів і інших стаціонарних машин.

Робота виконувалася в такій послідовності: 1) отримання реального профілю робочої поверхні косозубої шестерні на 3D фрезерно-гравірувальному верстаті MDX -20 (MODELA) на базі програмного забезпечення Dr. PICZA з точністю 0,15 мм; 2) аналіз отриманого твердотільного об'єкту на базі програмного забезпечення Delcam: (побудова теоретичного профілю зуба шестерні; аналітичний аналіз реального профілю зношеної шестерні); 3) діагностика і прогнозування ресурсу зубчастих передач.

У результаті проведеного дослідження встановлено, що фактична площа контакту між поверхнями, які з'єднуються, не перевищує 5-15 % номінальної площі через підвищену шорсткість і хвилястість цих поверхонь. Для тихохідних сталевих зубчастих коліс (V <3 м/с) граничний знос дорівнює 10-20% товщини зуба. Для даної шестерні він становить 0,2 × 4,71 = 0,942мм. Всі отримані в результаті побудови величини глибини зносу лежать у межах допустимого.

Виконана робота демонструє можливість використання програмних продуктів Delcam, як ефективного інструменту вирішення завдань контролю ступеня зносу зубів евольвентного профілю, з точною фіксацією фактичного технічного стану об'єкта, прогнозування його ресурсу, що дозволяє запобігати відмовам вузлів та деталей гірничих машин, підвищувати їх безвідмовність, виключати випадки передчасної заміни вузлів і деталей до спрацьовування ними ресурсу, внаслідок чого знижуються витрати запасних частин; сприяє збільшенню робочого часу використання об'єкта, так як прогнозування технічного стану машин на основі аналізу результатів діагностування дозволяє змінити терміни робіт з технічного обслуговування і ремонту, і проводити їх в найбільш вдалий час, наприклад, коли не ведуться роботи; скорочує трудомісткість технічного обслуговування і ремонтів за рахунок організації цих робіт по фактичному стану об’єкту, точного планування операцій обслуговування і ремонту на основі інформації, отриманої при діагностуванні.

Робота представляє велику практичну цінність не тільки для контролю ступеня зносу зубів евольвентного профілю, а й інших поверхонь будь-якої складності, що дозволяє застосовувати програмне забезпечення Delcam вже в області завдань експлуатації промислових об'єктів.

УДК 622.001:681

А.І. ХОРОЛЬСЬКИЙ, студент гр. ІМ-15ск, О.В. БОНДАР, канд. техн. наук, доц.
М.В. КІЯНОВСЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСУ УПРАВЛІННЯ ІНЖЕНЕРНИМИ ДАНИМИ ПІДПРИЄМСТВА

Функціонування сучасного машинобудівного підприємства не можливе без раціонального управління його інженерними даними. Саме таким засобом виступає система 1С:PDM, при її побудові був врахований досвід успішної експлуатації рішення на машинобудівних і приладобудівних підприємствах. За допомогою PDM-систем здійснюється відстеження великих масивів даних і інженерно-технічної інформації, необхідних на етапах проектування, виробництва або будівництва, а також підтримка експлуатації, супроводу та утилізації технічних виробів. Такі дані, що відносяться до одного виробу називаються цифровим макетом.

Основне завдання будь-якого підприємства - якнайшвидший випуск якісної і затребуваної продукції, тому в основу його науково-технічної діяльності лягає саме виробництво. Виходячи з цього принципу, можна виділити всього два етапи науково-технічної діяльності підприємства: - підготовка виробництва і накопичення даних про неї; - використання накопиченої інформації для планування, управління та контролю за ходом виробництва. Підрозділи, задіяні на цих етапах, повинні об'єднуватися єдиним інформаційним простором, яке забезпечить узгодженість дій і оперативне внесення змін як в конструкцію і склад, так і в технологію виготовлення виробу або в виробничий план.

Продукт “1С: PDM Управління інженерними даними" дозволяє керувати електронною структурою виробу (ГОСТ 2.053-2006), файловим архівом конструкторської і технологічної документації, вести облік оригіналів і копій паперового архіву (ГОСТ 2.501-88), розраховувати трудові і матеріальні норми, оперувати електронними повідомленнями про зміну, розмежуванням прав доступу до конструкторської та технологічної інформації.

Система є загальним структурованим сховищем інформації, яке дозволяє систематизувати, упорядкувати, опрацювати і уточнити взаємопов'язану інформацію про вироби, служить середовищем колективної роботи фахівців різних служб, об'єднаних загальним бізнес-процесом.

В 1С:PDM застосована об'єктна модель представлення даних, заснована на базі "1С:Підприємство". Набір параметрів виробу або технології, можуть вступати в розрахункові або інші взаємодії уніфіковано, утворюючи єдиний конструкторсько-технологічний ланцюжок.

Одним з двох базових компонентів 1С:PDM є система управління структурою виробу, що включає в себе редактор структури виробу, засоби запозичення, пошуку, застосування і т. п. Іншим базовим компонентом є система управління технологією виготовлення, що забезпечує підготовку та ведення технології виробу на всіх етапах підготовки та виробництва, а також технології ремонту та утилізації.

1С:PDM може виконувати свої завдання як самостійно, так і в комплексі з ERP-системою. У цьому випадку PDM повністю забезпечує підготовку нормативної бази для виробничого планування і обліку, забезпечує автоматичне формування специфікацій номенклатури, технологічних карт і різні рівні деталізації в підготовці цих даних.

Раціональне управління інженерними даними досягається, в першу чергу, за рахунок підвищення ефективності процесу проектування виробу, позбавлення конструктора від непродуктивних витрат часу, поліпшення взаємодії між конструкторами, технологами та іншими учасниками життєвого циклу виробу, за рахунок підтримки методики паралельного проектування, значне скорочення строку проведення зміни конструкції виробу або технології його виробництва.

Отже, впровадження “1С: PDM Управління інженерними даними" на підприємстві істотно скорочує терміни випуску продукції, час розробки виробів, тобто час виходу виробу на ринок і підвищення якості виробу, за рахунок автоматизації процесу запозичення компонентів виробів та надання інструментів контролю потоку робіт по проектам при конструкторсько-технологічній підготовці виробництва.

УДК 622.625.28

А.В. ДЕНИЩЕНКО, канд. техн. наук, доц., Р.Р. ЕГОРЧЕНКО, ст. гр. 184м-16-1
ГВУЗ “Национальный горный университет”,

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ШАХТНОЙ ПУТЕОЧИСТИТЕЛЬНОЙ ТЕХНИКИ

Состояние рельсовых путей в подземных выработках оказывает существенное влияние на ряд параметров локомотивной и канатной откаток: удельное основное сопротивление движению подвижного состава, коэффициент сцепления колес локомотивов с рельсами, скорость движения составов и количество их сходов. Существующие конструкции путеочистительных машин обладают рядом недостатков: в одних из них из-за ограниченной длины кабеля необходимо периодически выполнять его переключения, в других - требуется периодически заряжать батареи, что приводит к снижению надежности, производительности и безопасности эксплуатации.

Перспективным направлением развития путеочистительных машин, по мнению авторов, является передача энергии всем узлам при помощи движущегося каната. Принципиальная схема такой установки приведена на рис. 1.

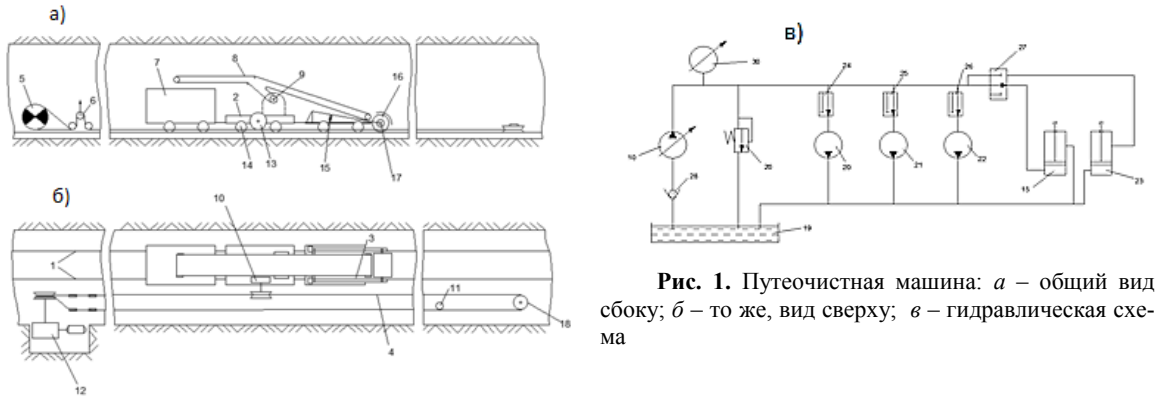


Рис. 1. Путеочистная машина: *а* – общий вид сбоку; *б* – то же, вид сверху; *в* – гидравлическая схема

Стационарная приводная станция 12 со шкивом трения 5 передает движение замкнутому тяговому канату 4, который охватывает шкив 13, оборудованный на ходовой тележке 2 комплекса, расположенной на рельсовом пути 1. На этой же тележке находится привод 9 конвейера 8 и колесной пары 14, сама же тележка соединена с вагоном 7 и тележкой очистителя 3. На последней смонтирован очистительный орган в виде барабана 16 со стальными щетками и с приводом 17, а также гидроцилиндры 15 и 23 для его подъема и опускания, которые управляются золотником 27. Натяжная станция 6 создает необходимое натяжение каната для передачи тягового усилия, обводной блок 18 и направляющие устройства 11 служат для пространственной ориентации каната в выработке.

Шкив 13, в свою очередь, соединен с насосной станцией 10 переменной производительности, которая рабочую жидкость из бака 19 через обратный клапан 28 подает по трубопроводам к гидромоторам приводов: конвейера 20, очистного барабана 21 и колесной пары ходовой тележки 22. Управление гидромоторами осуществляется машинистом комплекса при помощи золотников 24,25,26. Манометр 30 служит для контроля давления в нагнетательной магистрали и в случае его повышения над допустимым жидкость сливается в бак 19 через предохранительный клапан 29.

Введение в комплекс для очистки рельсового пути замкнутого каната, приводной станции с фрикционным шкивом, натяжной станции, обводного концевого блока, шкива трения на буксирной ходовой тележке позволяет обеспечить передачу энергии комплексу на значительные расстояния, а применение для привода подвижных механизмов гидравлической системы позволяет отказаться от использования электрической тяги непосредственно на установке и, за счет этого, повысить надежность, производительность и безопасность эксплуатации, а также снизить капитальные затраты и себестоимость процесса очистки рельсового пути.

Список литературы

1. Комплекс для очищення рейкової колії: рішення ДП УКРПАТЕНТ про встановлення пріоритету № 7683/ЗУ/17 від 30.03. 2017 по заявці u 201702563/ автори **Денищенко О.В., Барташевський С.Є., Єгорченко Р.Р.**

УДК 662.625.28-592.112(043.5)

А.О.САВЧЕНКО, аспірант, О.М. КОПТОВЕЦЬ, д-р техн. наук, проф.,
ДВНЗ «Національний гірничий університет», Україна

ДОСЛІДЖЕННЯ РОБОЧИХ ПРОЦЕССІВ ФРИКЦІЙНОГО ГАЛЬМА МЕТОДОМ АНАЛІЗУ ВИМУШЕНИХ КОЛИВАНЬ КОЛОДКИ

Кінетична характеристика тертя колодково-колісного гальма шахтних локомотивів володіє точною нестабільністю, має падаючий характер при збільшенні швидкості руху, що не відповідає вимогам гальмування ходової частини машин.

Завдання дослідження при стаціонарних режимах тертя гальма: отримати амплітудно-частотні характеристики переміщень колодки; здобути середню та миттєві значення гальмового натиску і сили тертя при жорстких і пружних ланках гальмівного механізму; отримати вибіркові дисперсії і похибки результатів вимірювань.

Швидкість ковзання колеса і натискання колодки є вхідними змінними, кількісними, керованими, незалежними. Жорсткість ланок є вхідною змінною якісною, керованою незалежною. Набір вихідних змінних: коефіцієнт тертя гальма, гальмівна сила, переміщення колодки. Змінні пов'язані, тому доцільно для кожної з них будувати свій план експерименту.

Основою гальмівного експериментального стенду є колісна пара рейкового рухомого складу шахт з тяговим приводом постійного струму. Вимірювання кінематичних параметрів виконано датчиком реостатного типу, встановленим на одній з букс колісної пари. Вібраційні вимірювання виконані комплектом перетворюючої, підсилюючої, аналізуючої і реструючої апаратури.

Гальмівна колодка характеризується низькочастотними коливаннями великої амплітуди, яка порушуються кінематично в результаті зміни радіуса колеса. Амплітуда сили тертя змінюється несиметрично щодо середнього значення, мінімальне і середнє значення коефіцієнта тертя при коливаннях розрізняються. За рахунок зниження жорсткості зв'язку в нормальному напрямку колодки гальмівне натискання практично стабілізується. Сила тертя зберігає частоту, амплітуду коливань і той же характер її зміни.

Поставлені завдання не вимагають вибору математичної моделі для опису результатів експерименту, рівнів і інтервалів варіювання змінних. В даному випадку вхідні змінні необхідно зафіксувати в області зміни робочих значень параметрів: гальмівне натискання до 12 кН, швидкість ковзання до 5 м / с.

За рахунок зниження жорсткості зв'язку колодки в напрямку нормальному до поверхні тертя гальмівне натискання повністю стабілізується. Гальмівна сила стабілізується при зниженні жорсткості зв'язку колодки в дотичному напрямку.

Отримана кінетична характеристика тертя даного вузла, яка визначається жорсткістю і демпфіювальними властивостями зв'язків колодки в нормальному і дотичному напрямках. При певних параметрах зв'язків залежність коефіцієнта тертя від швидкості мінімальна.

Спектральний аналіз вібропереміщень колодки показав, що тертя збуджує коливання близькі до полігармонічних з частотами до 1 кГц. Збільшення швидкості ковзання колеса до 4,2 м / с підвищує переміщення колодки в нормальному напрямку в кілька разів і при частоті 0,2 кГц складає 13 мкм.

Спектральний аналіз амплітудних значень вібропереміщень колодки виконували при частоті 200 Гц і більше, що знаходиться за межами частот коливань рами гальмівного стенду. Вимірювання показали коливання стенду з максимальною амплітудою переміщення при 20 Гц. На підставі порівняння абсолютних значень асиметрії і ексцесу з їх відхиленнями гіпотеза про нормальність розподілу результатів вимірювання параметрів не може бути відкинута.

Експериментальні результати в даному напрямку дозволяють зробити висновок, що задані умовами експлуатації характеристики гальма можна отримати не тільки поліпшенням фрикційних характеристик пари тертя, але і поліпшенням пружно-дисипативних характеристик триботехнічних системи в цілому. Спільне дослідження динамічних процесів в зоні тертя і в механічній системі дає можливість, зокрема, знизити нестабільність гальмівного натискання і сили тертя гальма.

УДК 622.243.272

О.Я. ФАФЛЕЙ, аспірант, Р.О. ДЕЙНЕГА, асистент, В.В. МИХАЙЛЮК, канд. техн. наук, доц,
Івано-Франківський національний технічний університет нафти і газу

КІНЦЕВО-ЕЛЕМЕНТНИЙ АНАЛІЗ ДВООПОРНИХ ЗАМКОВИХ З'ЄДНАНЬ БУРИЛЬНИХ ТРУБ

Під час спорудження свердловин часто спостерігаються відмови свердловинного обладнання, особливо колон бурильних труб. Найчастіше відмови колон бурильних труб відбуваються на викривлених ділянках свердловин [1-3]. Ліквідація аварій, пов'язаних з відмовами елементів бурильних труб вимагає значних затрат коштів та часу.

Для підвищення терміну експлуатації колон бурильних труб закордоном розроблені нові конструкції замкових з'єднань – двоопорні. Однак на жаль, з доступних джерел інформації неможливо з'ясувати, завдяки чому двоопорним замковим з'єднанням може сприйматися більший до 70% момент згвинчування порівняно із аналогічним одноопорним, не призводячи до руйнування з'єднання. З метою з'ясування напружено-деформованого стану двоопорного з'єднання проведено його імітаційне моделювання та порівняння з одноопорним. Дійсно, у двоопорному з'єднані спостерігається рівномірніший розподіл напружень по впадинах витків різьби ніпеля (рис. 1). Це є кращим з погляду терміну експлуатації замкових з'єднань у свердловинах при знакозмінних циклічних навантаженнях. Також встановлено оптимальне значення величини натягу додаткового опорного торця ніпеля, відхилення від якого може призвести до руйнування з'єднання. Однак, під час використання двоопорного з'єднання слід жорстко контролювати величину натягу додаткового опорного торця ніпеля.

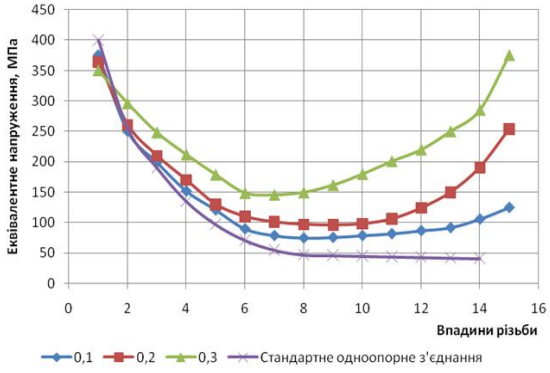


Рис. 1. Графічні залежності розподілу напружень по впадинах витків різьби ніпеля для стандартного одноопорного замкового з'єднання (З-147) та з'єднання з додатковим опорним торцем при трьох різних величинах його перекриття

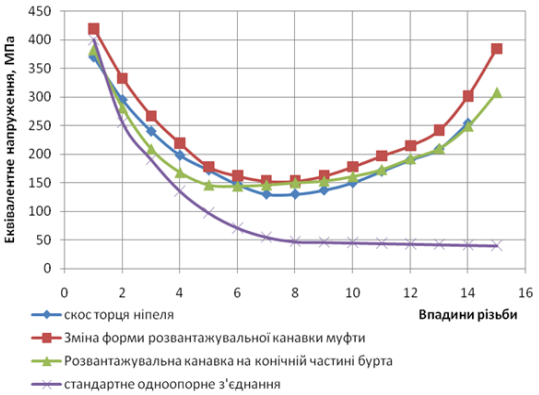


Рис. 2. Графічні залежності для трьох запропонованих варіантів зміни конструктивних елементів двоопорного замкового з'єднання та стандартного одноопорного з'єднання (З-147)

Встановлено, що у конструкції двоопорного замкового з'єднання найнебезпечнішими зонами порівняно із аналогічним одноопорним з'єднанням є розвантажувальна канавка муфти та додатковий опорний торець ніпеля. Тому з метою розвантаження цих зон запропоновано та досліджено три різні конструктивні рішення. Порівняння результатів імітаційного моделювання (рис. 2) вказують на те, що найефективнішим конструктивним рішенням для розвантаження небезпечних зон є використання скосу додаткового опорного торця ніпеля.

Список літератури

1. Артим В. І. **Аналіз корозійно-втомних руйнувань елементів бурильної колони /** В. І. Артим, І. І. Яциняк, В. В. Гриців, А. Р. Юрич, Р. В. Рачкевич **// Розвідка та розробка нафтових і газових родовищ. – 2012. – № 2(43). – С. 197 – 200.**

2. Отчет ВНИИТ нефть «Анализ эксплуатации и долговечности бурильных труб на предприятиях объединений «Укрнефть» и «Белорусьнефть».

3. Бурильные трубы: без права на разрыв / **С. И. Билан, А. П. Быков, А. В. Емельянов** // Бурение и нефть. - 2010. - N 9. - С. 38-39

УДК 622.24.051

А.С.ГРОМАДСЬКИЙ, д-р техн.наук, проф., Е.Г. КАБІЩЕР, магістрант,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ШЛЯХИ ПІДВИЩЕННЯ ТЕХНІЧНОГО РІВНЯ ПРОЦЕСУ ШАРОШКОВОГО БУРІННЯ

Практично у всіх бурових верстатів, при роботі виникають інтенсивні динамічні навантаження, що руйнують основні вузли робочого обладнання і призводять до значної вібрації в кабіні машиніста. За останні 30 років виконано значну кількість робіт по дослідженню та зниження динамічних навантажень шарошкових бурових верстатів. Але шляхи підвищення технічного рівня у вигляді застосування ефективного засобу зниження динамічних навантажень таких верстатів досі є актуальними.

Одним із прогресивних способів гасіння вібрації вважається використання додаткового амортизатора, а саме наддолотного. При апробації таких амортизаторів більшість авторів вказують на зменшення вібрації [1]. Однак, дані по параметрам амортизаторів, амплітудам коливань бурового поставу, і умов їх передачі на верстат відсутні, також відсутній теоретичний опис систем гасіння поздовжніх коливань бурового постава, що враховує жорсткість канатно-поліспастної системи.

Один з шляхів підвищення технічного рівня процесу буріння є знаходження оптимальної жорсткості наддолотного амортизатора, при якому амплітуда коливання верстата дорівнювала б нулю. Отже було розглянуто математичну модель коливань верстата з трьома ступенями свободи, включаючи жорсткість горизонтуючих домкратів, канатно-поліспастну систему подачі та додатковий наддолотний амортизатор [2].

Реальний процес буріння в значній мірі складний, в силу протікання різноманітних фізичних явищ в свердловині, які досить важко спрогнозувати та прийняти в розрахунок, отже при визначенні оптимального коефіцієнта жорсткості були прийняті незмінні усередненні параметри буріння, такі як частота обертання бурового поставу – 100 об/хв, зусилля подачі бурового інструмента на забій – 200 кН, а також були враховані дані коефіцієнтів жорсткості канатно-поліспастної системи та бурового поставу [3]. Отриманий коефіцієнт жорсткості наддолотного амортизатора для даних умом дорівнює 115,8 Н/м.

Для перевірки адекватності розрахункового коефіцієнта жорсткості амортизатора, було проведено дослідження за допомогою САПР SolidWorks. Для цього були створені комп'ютерні моделі бурового верстата в базовому виконанні та з застосуванням наддолотного амортизатора з розрахованими параметрами. Дослідження коливання моделей верстатів проводилося за допомогою програмного комплексу SolidWorks Motion.

Результати дослідження базової моделі показали що амплітуда коливань бурового верстату знаходилась в межах від 30 мм до 70 мм, а моделі бурового верстата з застосуванням додаткового наддолотного амортизатора з жорсткістю 115,8 Н/м в межах від 5 мм до 30 мм.

Порівнюючи результати експериментів можливо зробити висновок, що застосований наддолотний амортизатор при заданих режимах буріння знижує амплітуду вібрації верстата до 55%.

В результаті виконаних робіт встановлено, що застосування наддолотного амортизатора з жорсткістю, яка повинна визначатися розрахунком для відповідних параметрів буріння, можливо забезпечити зменшення рівня вібрації на верстаті і тим самим підвищити технічний рівень процесу шарошкового буріння.

Завданнями подальших досліджень є – дослідження математичної моделі коливання верстата з демпфуючим пристроєм для змінних частот вимушених коливань.

Список літератури

1. **Марасанов Ю.П.** Упругие колебания бурового става при проходке направленных скважин шарошечным долотом / **Ю.П. Марасанов, В.А. Боровков, Р.С. Штромвассер** // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – М. – 1972. – № 2. – С. 132–140.

2. **Марасанов Ю.П.** Теоретические основы расчета поглотителя вибрации для буровых шарошечных станков / **Ю.П. Марасанов, В.А. Боровков, В.П. Иценко, М.С. Савич** // Изв. вузов. Горный журнал. – 1970. – № 9.

3. **Громадский В.А.** Исследования механизма подачи станка шарошечного бурения, обоснование параметров надштангового амортизатора бурового става / **В.А. Громадский** // Вісник Криворізького технічного університету: зб. наук. праць. – 2012. – Вип. 31. – С. 3–6.

УДК 629.14

І.В. ГІРІН, ст. викладач, Криворізький національний університет

ШЛЯХИ ПІДВИЩЕННЯ ПРОДУКТИВНОСТІ І ЕФЕКТИВНОСТІ АВТОМОБІЛЬНОГО ТРАНСПОРТУ НА ГЛИБОКИХ КАР'ЄРАХ УКРАЇНИ

Основними факторами, що визначають розвиток кар'єрного транспорту, є гірничо-геологічні та гірничо-технічні умови розробки, що систематично погіршуються. Відомо, що розвиток відкритого способу розробки супроводжується зростанням концентрації виробництва, збільшенням глибини і просторових розмірів кар'єрів, відстані і складності транспортування гірничої маси. Визначальним при цьому є показник глибини кар'єрів. Основний обсяг видобутку і виїмки гірської маси в залізорудній галузі в найближчі десятиріччя буде здійснюватися шляхом освоєння глибоких горизонтів. Збільшення глибини ведення гірничих робіт вимагає вирішення цілої низки технологічних задач, в тому числі дуже важливої - забезпечити ефективну роботу транспортної системи кар'єра. Ростуть інтенсивність ведення робіт, концентрація техніки, вантажопотік при одночасному збільшенні глибини транспортування і пов'язаного з цим погіршення умов (обводненість, загазованість, збільшення затяжних ухилів і ін.). За останні роки значно збільшилася одинична потужність видобувної техніки. Розробники сьогодні стикаються з проблемою тісноти робочих майданчиків - з проблемою, раніше знайомою лише при підземній розробці.

Негативний вплив як на відкриті гірничі роботи в цілому, так і кар'єрний транспорт зокрема надають наслідки кризових явищ, пов'язаних з переходом України до ринкової економіки. До теперішнього часу на більшості залізо-рудних кар'єрів України повної компенсації зниження техніко-економічних показників транспортування гірничої маси з збільшенням глибини розробки забезпечити не вдається. У зв'язку з цим транспортна проблема була і залишається однією з найважливіших проблем розробки глибоких кар'єрів. В даний час збереглася тенденція до підвищення питомої ваги застосування потужного гірничо-транспортного обладнання на залізорудних кар'єрах, особливо при відпрацюванні глибоких кар'єрів.

Одним із шляхів подальшого розвитку, підвищення продуктивності та ефективності кар'єрного автомобільного транспорту є розробка і створення спеціалізованого рухомого складу, що задовольняє умовам експлуатації в глибоких кар'єрах, зокрема, виконуючого спеціалізовані функції збірного транспорту [1]. Але водночас створення таких моделей на сучасному етапі розвитку відкритих гірських робіт значно знизить область їх застосування. Звісно, рішення про створення спеціалізованих моделей, тим більше про їх серійне виробництво повинне бути зваженим і всебічно обгрунтованим.

Основною тенденцією розвитку кар'єрного автотранспорту слід вважати зростання вантажопідйомності, стримуване тільки потужністю двигуна і несучою здатністю застосовуваних шин. Зовсім недавно вважалося, що основним чинником, що обмежує застосування сучасних автосамоскидів з дизель-електричним приводом в глибоких кар'єрах, є перегрів тягових генераторів і електродвигунів мотор-коліс. Завдяки значному прогресу в удосконаленні тягового приводу кар'єрних самоскидів в останні роки ця проблема повністю вирішена. Автосамоскиди БелАЗ останніх моделей можуть працювати без перегріву тягових електродвигунів при висоті підйому гірничої маси 400 м і більше. В даний час автомобільний транспорт, при вантажопідйомності 220 т і більше, може забезпечити практично будь-яку продуктивність кар'єра по гірничій масі - до 200 млн т на рік і більше.

Основним обмеженням застосування автомобільного транспорту на глибоких кар'єрах залишається висока собівартість перевезення гірської масси. З метою розширення області застосування автотранспорту в глибоких кар'єрах, підвищення його ефективності не припиняються пошуки нових технологічних схем, а також шляхів його розвитку та вдосконалення. Одним з основних напрямків вважається електрифікація кар'єрного автотранспорту.

Список літератури

1. **Мальгин О. Н., Сытенков В. Н., Шеметов П. А**. Циклично-поточная технология в глубоких карьерах/ **Мальгин О. Н., Сытенков В. Н., Шеметов П. А** // Ташкент: ФАН, 2004. – 337 с.

УДК 622.244

М.М. ЛЯХ, канд.техн.наук, проф, Р.О. ДЕЙНЕГА, асистент,
І.Ф. КОНЦУР, канд.техн.наук, доц, Івано-Франківський НТУ нафти і газу

КОМПЛЕКСНИЙ ПІДХІД ДО СТВОРЕННЯ ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ ЯКІСНОГО ПРОМИВАННЯ СВЕРДЛОВИН В ПРОЦЕСІ ЇХ БУРІННЯ

Кінцева мета буріння нафтових і газових свердловин – отримання припливу нафти або газу. Величина припливу і тривалість освоєння свердловин залежить від якості бурового розчину, який використовувався при розбурюванні продуктивного пласта, методу входження в продуктивний пласт та способу закінчування свердловин.

Промивання нафтогазової свердловини, що буриться має задовольняти наступним вимогам: надійність і безперервність промивання; забезпечення необхідної подачі бурового розчину; оперативне регулювання реологічних властивостей бурового розчину; високоякісне очищення бурового розчину від вибуреної породи; під час розбурювання газоносних пластів – якісне сепарування бурового розчину тощо.

С творення умов для забезпечення вищевказаним вимогам основна увага звернена на наземну частину насосно-циркуляційної системи бурової установки.

Наземне обладнання є зручним в обслуговуванні і його стан можна візуально проконтролювати. Під час буріння глибоких і надглибоких свердловин насосно-циркуляційна система має забезпечувати оперативну зміну густини бурового розчину, а саме перехід рідина – аерована рідина – піна і навпаки.

Це означає, що в схемі насосно-циркуляційної системи має бути передбачено обладнання для зручного переходу між станами бурового розчину.

Для забезпечення переходу бурового розчину від рідини до аерованих рідини або піни у схему обв’язки циркуляційної системи на високонапірній лінії необхідно ввести додаткові елементи байпас з аератором та байпас з піногенератором.

З метою можливості використання аератора або піногенератора, над свердловиною встановлюється герметизатор гирла свердловини, який призначений для герметизації простору між ведучою трубою і розємною воронкою, що встановлюється на противикидному обладнанні для відсікання піни.

Запропонована схема дає можливість зручного переходу промивання свердловини від рідини до піни і навпаки із забезпеченням виконання необхідних технологічних процесів.

В процесі розбурювання газоносних порід (пластів) може відбуватись інтенсивне надходження газу в буровий розчин, який буде знижувати густину самого бурового розчину. З метою запобігання виникнення аварійних ситуацій – некерованого фонтану необхідно використовувати сепаратори для дегазації бурового розчину. Такі сепаратори входять в склад противикидного обладнання. Розроблено нами триступеневий сепаратор для інтенсивного виділення газу із бурового розчину, який є значно ефективніший від існуючих.

Існуюче обладнання для очищення бурового розчину від твердої фази не завжди є ефективним, особливо при бурінні обважненими рідинами.

Тому, що в процесі відокремленя твердої фази у гідроциклоні разом з твердою фазою відділяється і обважнювач.

Це призводить до зміни необхідних параметрів бурового розчину (зниження його густини), та втрати дороговартісних компонентів (обважнювача).

В якості обважнювача у промивальних рідина найбільш поширені речовини з феромагнітними властивостями.

Розроблено конструкцію гідроциклона, яка дає змогу відокремлення твердої фази від обважненої рідини з феромагнітними властивостями.

Список літератури

1. Пат. 42464 Україна,МПК (2009) F04F 1/00 Схема обв’язки циркуляційної системи при бурінні з промивання свердловини піною / **Савик В.М., Лях М.М., Тимошенко В.М., Лужаниця О.В., Педенко Ю.О., Сєрий В.О.;** заяв. 30.12.2008; опубл. 10.07.2009. Бюл. №13-6 с.

УДК 622.673.1

В. И. ВАСИЛЬКЕВИЧ, науковий співробітник,
Науково-дослідний інститут гірничої механіки ім. М. М. Федорова,
С. Р. ІЛЬЇН, канд. техн. наук., зав. лаб. діагностики шахтних підйомних установок,
ІГТМ ім. М. С. Полякова НАН України

ВИПРОБУВАННЯ СИСТЕМИ БЕЗПЕРЕРВНОГО КОНТРОЛЮ ПЛАВНОСТІ РУХУ ПІДЙОМНИХ ПОСУДИН В УМОВАХ ВУГІЛЬНОГО СКІПОВОГО ПІДЙОМУ

У шахтних стовбурах, що тривалий час експлуатуються в умовах впливу зсуву гірських порід, проблема контролю динамічної взаємодії підйомних посудин з провідниками жорсткого армування, насамперед, з рейковими провідниками, є однією з самих головних з точки зору безпеки та працездатності підйомів. Тяжкі аварії з руйнуванням більш ніж десятка нових стовбурів у 60-х роках минулого століття, що були викликані збудженням параметричного резонансу у системах «посудина-армування», змусили радикально переглянути методичне та нормативне забезпечення на їх проектування та експлуатацію. Не зважаючи на знайдені тоді рішення, які і в наступний час забезпечують відсутність параметричного резонансу у стовбурах, армування котрих знаходиться в межах проектних параметрів, вплив гірничого масиву та агресивної шахтної середи призводить до вимушеного зниження безпечної швидкості роботи підйомів по динамічним, кінематичним та міцністним критеріям, що визначаються спеціалізованими організаціями при періодичному технічному обстеженні стовбурів.

Обладнання підйомів стаціонарними системами моніторингу динамічних параметрів взаємодії посудин з армуванням може радикально змінити якість нагляду персоналом шахт за зміною у часі ризикоутворюючих факторів та ліквідовувати найбільш небезпечні дефекти ще на стадії їх зародження не чекаючи висновків та приписів контролюючих органів.

Перша в Україні автоматизована інформаційна система «АИС АНКП-ДНЕПР», яка призначена для безперервного вимірювання та передачі на АРМ механіка підйому оперативної інформації щодо параметрів динамічної взаємодії підйомних посудин з армуванням у робочих режимах, проходить апробацію на одному з вугільних скіпових підйомів. Математичне та програмне забезпечення верхнього рівня розробляється Інститутом ім. М.С. Полякова НАН України та Науково-дослідним інститутом ім. М.М. Федорова (Київський філіал), технічне забезпечення НПП «Альянс-Д».

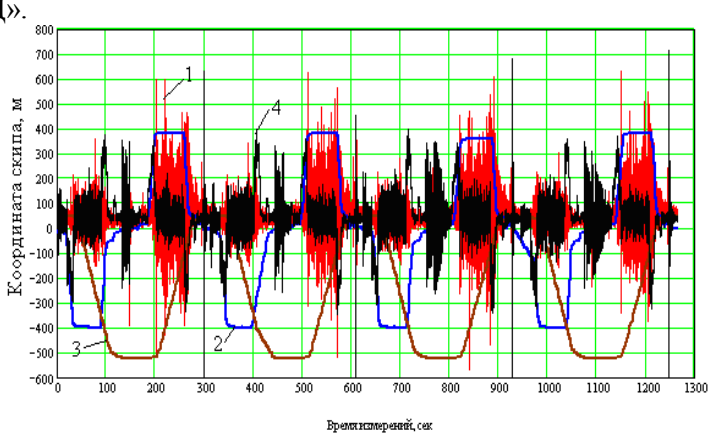


Рис. 1. Інформаційне вікно системи. *1*- горизонтальні зусилля; *2*- швидкість скіпа; *3*-координата скіпа в стовбурі, м; *4*- вертикальні прискорення скіпа

Система працює в режимі синхронізації з цифровими системами керування електроприводом ШПУ, її аналітична частина може бути інтегрована з цифровою системою моніторингу натягів канатів багатоканатних підйомних установок, маркшейдерськими даними викривлень провідників. Приклад її роботи наведено на рис. 1. Система показує інформативні параметри у кожній точці стовбуру протягом багатьох циклів спуск/підйому скіпа, сприяє можливості їх комплексного аналізу.

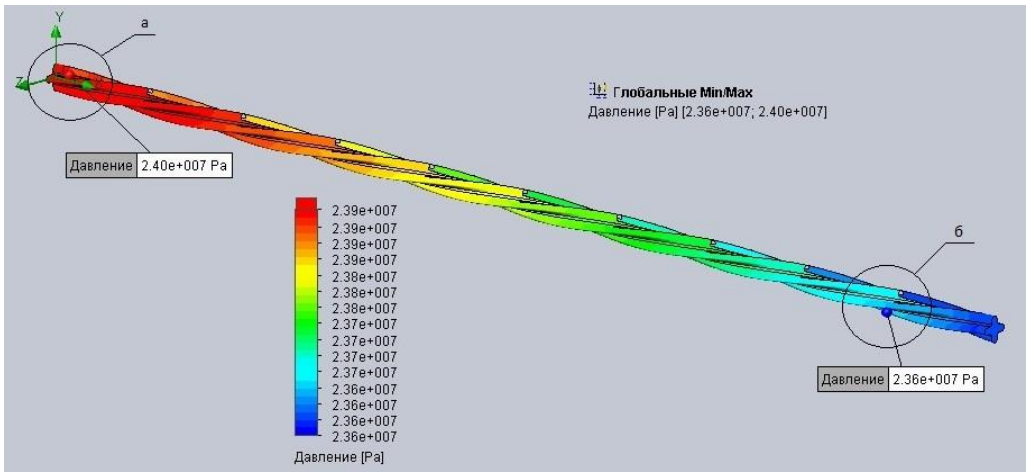
УДК 622.226

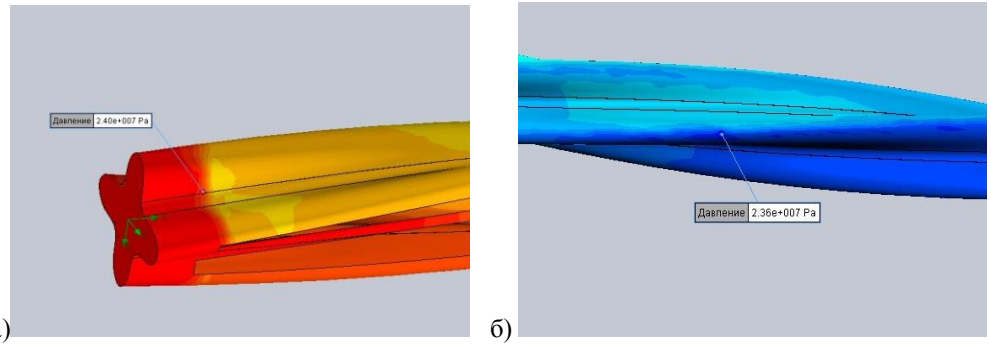
Ю.С.МІЩУК, інженер ТОВ «НТП «Бурова техніка», Полтава, Україна
В.С.БІЛЕЦЬКИЙ, д.т.н., проф.. НТУ «Харківський політехнічний інститут»

МОДЕЛЮВАННЯ СИЛОВОЇ СЕКЦІЇ ВИБІЙНОГО ГВИНТОВОГО ДВИГУНА

До сучасних засобів буріння свердловин, які набувають поширення належать гвинтові вибійні двигуни об'ємного типу, робочі органи яких виконані за схемою планетарного механізму, що приводиться в дію енергією промивної рідини. Область їх застосування – буріння свердловин на нафту і газ, дегазаційних свердловин при видобутку вугілля, дорозвідки шахтних полів, оцінки запасів метану в метановугільних родовищах. Одна з основних проблем – спрацювання робочої пари, зокрема ротора, що під тиском промивної рідини, обкатуючись по внутрішній поверхні статора, здійснює планетарний рух, який через універсальні шарніри передається валу шпинделя, що обертає породоруйнуючий інструмент.

Із застосуванням модуля Flow Simulation програмного середовища SolidWorks нами досліджено роботу вибійного гвинтового двигуна Wenzel Downhole Tools FD-M7-002 бурових установок в умовах розробки Гнідинцівського нафтогазоконденсатного родовища. Отримано параметричні поля течії рідини в гвинтовому двигуні, а саме в робочій парі «ротор-статор», а також моделі: поля швидкостей, поля завихреності, поля інтенсивності турбулентності, поля масштабу турбулентностей, турбулентного масштабу часу, поля тисків, дотичних напружень і температури вздовж поверхні ротора.





а) б)

Рис. 1 – Модель поля тиску на поверхні ротора:
а – максимальне значення; б – мінімальне значення

На основі отриманих даних побудовано графіки зміни досліджуваних параметрів на поверхні ротора. Виконано порівняльний аналіз моделей та кривих.

Отримані дані рекомендуються для використання при гідравлічних і термодинамічних розрахунках вибійного гвинтового двигуна.

УДК 622.272.06 : 622.236.34.023.4.002.5

В.Я. ОСІННІЙ, науковий співробітник. ІГТМ ім. М.С. Полякова НАН України

РОБОЧИЙ ОРГАН ГІРНИЧОЇ МАШИНИ НА ОСНОВІ НИЗЬКОТЕМПЕРАТУРНОЇ ПЛАЗМИ

В ІГТМ НАН України в кінці 70-х років минулого століття була поставлена задача розробити комбіновану технологію бурових робіт і створити техніку, яка реалізувала би досягнення вітчизняних підприємств і зарубіжних фірм у галузі термічного котлоутворення і розширення свердловин для підземних умов шахт Кривбасу на основі низькотемпературної плазми.

Серед різноманітних електротехнічних процесів в різних країнах світу вже понад півстоліття ефективно застосовується електродугова плазма. Вона знайшла гідне місце і в гірничорудній промисловості при веденні вибухових робіт. Так склалося, що до теперішнього часу крім плазми немає іншого виду енергії, який би дозволив в підземних умовах рудників створювати зарядні і врубові порожнини в міцних породах, причому заданої форми [1].

Комбінована технологія оббурювання залізистих кварцитів з використанням зарядів змінного перерізу за висотою уступу була освоєна і широко реалізована на кар'єрах України [2].

ІГТМ НАН України розроблені нові нетрадиційні способи плазмового розширення вибухових і врубових (компенсаційних) свердловин і спільно з ОАО КЖРК реалізовані в технологіях відбійки міцних руд на камеру свердловинними зарядами змінного перерізу [3] і проходці підняттєвих виробок безсекційним способом на всю висоту поверху за один вибух [4].

В ІГТМ НАН України на стенді за допомогою секційного плазмотрону відпрацьовувалися три види плазмохімічних систем - повітряна низькотемпературна плазма, повітряно-водяна плазма і повітряно-парова плазма.

Розрахунковим методом визначався склад газової фази в масових частках компонентів. Моделювання підведення води через форсунки здійснювали або в канал анода, або в сопло плазмотрона.

Досліджувалися залежності мольних часток стабільних продуктів і проміжних з'єднань від температури в умовах повітряно-парової плазми при мольних частках водяної пари в суміші з повітряною плазмою.

Температура вимірювалася двома безконтактними і двома контактними методами. Характерною особливістю електродугової плазми є те, що горіння розряду в каналі плазмотрона відбувається в сильних радіаційних і звукових полях.

При середньомасовій температурі плазмового струменя рівень звукового тиску 130-140 Дб. Заміна повітря, як газу, що утворює плазму, на пар в міжелектродному проміжку дозволяє знизити негативний вплив звукових коливань і ефективно вирішити ряд проблем підвищення надійності системи і енергетичних показників плазмового струменя.

У парової плазми ентальпія майже на порядок вище, ніж у повітряної плазми. Робота електродугових плазмотронів на водяній парі здійснювалася за двома схемами з зовнішнім і внутрішнім паротворенням.

Список літератури

1. **Осенний В.Я.** О котловой полости и рациональной конструкции заряда при отбойке крепких руд в подземных условиях / **В.Я. Осенний, Н.В. Осенняя** // IX Міжнародна науково-технічна конференція « Розробка, використання та екологічна безпека сучасних гранульованих та емульсійних вибухових речовин» : Матеріали конференції , Кременчук – Свалява, 04-09 лютого 2013 р. – Кременчук : КрНУ, 2013. – С. 39-41.

2. **Salganik V.A**. Drilling and blasting with jet pierce drill rigs in Ukraine / **V.A. Salganik, S.Z. Vayman, N.I. Djadechkin** // geo Drilling. – 1998.- № 6. – P. 18-22.

3. **Осенний В.Я**. Техника и технология обуривания блоков магнетитовых кварцитов с применением плазмотронов в подземных условиях рудников Кривбасса/ **В.Я. Осенний** // УСИВ. – 2014. - № 2. – С. 14-20.

4. **Осенний В.Я.** О создании скважин с котловыми расширениями для размещения заряда ВВ в подземных условиях рудников / **В.Я. Осенний, К.С. Ищенко, Н.В. Осенняя** // Деформирование и разрушение материалов с дефектами и динамические явления в горных породах и выработках : Материалы XVI Международной научной школы им. акад. С.А. Христиановича, Крым, Алушта, 18-24 сент. 2006 г. – Симферополь, 2006. – С. 49-53.

УДК 622.232.5

В.В. СЕМЕНЮК, асистент,
Національний університет водного господарства та природокористування

ВДОСКОНАЛЕННЯ НАВІСНОГО ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ ВИДОБУТКУ БУРШТИНУ ВІБРОГІДРАВЛІЧНИМ СПОСОБОМ

В Україні розвідані значні поклади цінного бурштину. На Рівненщину припадає біля шести відсотків світового запасу бурштину. Сумарні запаси оцінюються у 100 тис. т, які переважно залягають у піщаних та піщано-глинистих ґрунтах на глибині до 15 м і є достатніми для дослідження та впровадження нових технологій та обладнань. Насамперед, дані проблеми потрібно порушити через те, що механізми та машини, які застосовують при відомим методам видобутку бурштину (механічний та гідравлічний) шкодять навколишньому середовищу, руйнуючи природній ланшафт, а також, на обладнання витачається значні обсяги енергоресурсів, що є вагомим економічним показником для будь-якої галузі виробництва. Незважаючи на нові технології, які пропонують та запроваджують для розробки родовищ бурштину, обладнання, що застосовують, має як і позитивні, так і негативні сторони. Зробимо аналіз гідромеханічного способу підйому бурштину на поверхню піщаного родовища. та запропонувати модернізовану будову віброгідравлічного інтенсифікатора за якою видобуток буде проводитися економічно і екологічно-якісніше від його прототипу.

Габаритні розміри прототипу віброгідравлічного інтенсифікатора малі для того щоб захватити більшу ширину ділянки родовища: ширина – 1,8м.; довжина – 1,6м.; висота – 5 м. Невелика ширина захвату змушує повторювати цикл операцій частіше і трактор – тягач повинен рухатися на мінімальній відстані від розробленої ділянки для того, щоб вилучити бурштин із родовища повністю. Це спричиняє до додаткових витрат на пальне, що є негативною стороною для даного агрегату. Модернізований віброгідравлічний інтенсифікатор в транспортному положенні має такі ж параметри, а в робочому ширина захвату збільшується вдвічі. В робочий стан дане обладнаня приводиться наступним чином. Навісна база трактора переводиться в робоче положення, робочий орган встановлюється перпендикулярно до місця розробки, за допомогою гідроциліндра. За допомогою привідного зубчастого колеса (в залежності від конструкції можна застосувати гідроциліндри), що за зубчастою передачею приводить в дію допоміжне зубчасте колесо. Основний блок із біконічними віброзбуджувачами залишається нерухомим, а два інших розводяться по обидві сторони основного, надаючи в кінцевому результаті більшу ширину захвату конструкції. Це означає що трактор-тягач із обладнанням буде долати набагато меншу лінійну відстань (майже вдвічі), на відміну від прототипу, щоб розробити однакову за площею ділянку, де знаходиться бурштин.

Таким чином, при розробці піщаних родовищ «сонячного каменю» із застосуванням модернізованого віброгідравлічного інтенсифікатора, витрати на пальне для трактора-тягача значно зменшуться, адже більше роботи буде йти на саме обладнання, а не на його переміщення.

В результаті проведеного дослідження та порівняння модернізованої моделі із прототипом зменшуються витрати на пально-мастильні матеріали для трактора-тягача під час переміщення віброгідравлічного інтенсифікатора по однаковій за площею ділянки, завдяки зміни конструкції при якій збільшилася ширина захвату обладнання. Тому удосконалене обладнання під час розробок піщаних та піщано-глинистих родовищ бурштину є економічно доцільніше, ніж його прототип.

Список літератури

1. **Корнієнко В. Я.** Аналіз сучасних технологій та вибір обладнання для вилучення бурштину із піщаних родовищ з найменшим техногенно-екологічним впливом на навколишнє середовище / **В. Я. Корнієнко** // Вісник НУВГП, Збірник наукових праць, № 2 (38). – Рівне. -2007. - С. 352-358.

2. Спосіб вилучення бурштину з родовища. Патент України №32201А від 15.12.2000. Бюл.№ 7-II.

3. **Маланчук З. Р.** Гідровидобуток корисних копалин: [навч. посібник для студ. вищих навч. закл.] / **З. Р.Маланчук, С. Р.Боблях, Є. З.Маланчук.** Національний ун-т водного господарства та природокористування. — Рівне : НУВГП, 2009. — 280с.

УДК 681.523.2

В.П.НЕЧАЄВ, канд.техн.наук, доц., Д.А.СЕГЕДА, студент
Криворізький національний університет

ПЛАЗМОВО-ДУГОВЕ ЗМІЦНЕННЯ ДЕТАЛЕЙ ГІРНИЧИХ МАШИН

Відомо, що практично всі процеси, які призводять до відмови виробу – знос, зростання тріщин при статичних та динамічних і знакозмінних навантаженнях, починаються з поверхонь, а значить, визначається властивостями відносно тонкого поверхневого шару. У парах тертя знос в десяті й соті частки міліметра (посадкові місця підшипників) призводить до необхідності розбирання механізму і заміні зношених деталей.

Для зміни структури і властивостей поверхневих шарів валу, сучасне матеріалознавство пропонує два шляхи: пошук нових більш досконалих сплавів та вдосконалення методів зміцнювальної технології існуючих сплавів[1] [2] .

Одним з таких методів є метод плазмового зміцнення. Його сутність полягає у високошвидкісному нагріванні потоком плазми поверхневого шару металу і швидкому його охолодженні в результаті передачі тепла в глибинні шари матеріалу деталі.

Мета плазмового гартування - виготовлення деталей та інструменту з зміцненим поверхневим шаром товщиною до декількох міліметрів при незмінному загальному хімічному складі матеріалу і збереженні у внутрішніх шарах первинних властивостей вихідного металу.

Проведені випробування на зносостійкість сталей після різних видів термообробки при різних видах тертя, показали суттєві переваги плазмового поверхневого зміцнення перед традиційними способами. Сам процес плазмового гартування можна виконувати як в на спеціальних установках (для дрібних деталей), так і вручну (для габаритних деталей).

На основі аналізу дослідження технологічним методом виявлено, що за допомогою плазмового гартування можливо підвищити експлуатаційні характеристики поверхонь деталей машин і механізмів. Доцільно обґрунтувати діапазон режимів обробки та очікувані результати у контексті якості поверхневого шару.

Слід порівняти декілька альтернативних технологій для зміцнювання поверхонь деталей.

Таблиця1 - Результати випробувань на зносостійкість сталі 40Х

Вид обробки	$f_{тр}$	S, мм^2	I*10^3 мм2/м
Плазмово-дугове зміцнення	0,28	13,8	0,69
Зміцнення ТВЧ	0,40	17,9	1,98
$f_{тр}$ – к-т тертя; S – середнє значення площі поперечного перетину стежки зносу; I – шлях тертя			

З таблиці видно, що плазмове гартування знижує швидкість зносу і коефіцієнт тертя. Це обумовлено морфологічними особливостями зміцненого шару після плазмової обробки.

При плазмовому термозміцненні окремі шари оброблюваної ділянки прогріваються по глибині до різних температур, в наслідок чого зона термічної дії має шаровий склад.

Отже, підвищення експлуатаційних характеристик поверхонь деталей машин і механізмів шляхом впровадження плазмового гартування в порівнянні з традиційними методами поверхневого гартування забезпечує підвищення значення ресурсних параметрів.

Список літературы

1. **Самотугин С.С.** Плазменное упрочнение инструментальных материалов // **С.С.Самотугин, Л.К. Лещинский**. - Донецк: Новый мир, 2002. - 338с.

2. **Нечаєв В.П.** Критерії вибору джерела нагріву для умов поверхневої плазмової обробки // **В.П. Нечаєв, А.О. Рязанцев** - Вісник Криворізького технічного університету. Збірник наукових праць. – Вип.29. Кривий Ріг, 2011 – С.172-176.