МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

ДВНЗ "Криворізький національний університет"

ГІРНИЧИЙ ВІСНИК

Науково-технічний збірник

Заснований у 1966 році

Випуск 96

Кривий Ріг, 2013

УДК 622.3 (082) **ISSN 2306-5435**

Редакційна колегія: **Вілкул Ю.Г**., д-р техн. наук, проф.; (відповідальний редактор); **Ступнік М.І.**, д-р техн. наук, проф., (заст. відп. редактора); **Азарян А.А.**, д-р техн. наук, проф.; **Андрєєв Б.М.**, д-р техн. наук, проф.; **Бережний М.М.**, д-р техн. наук, проф.; **Близнюков В.Г.**, д-р техн. наук, проф.; **Губін Г.В.,** д-р техн. наук, проф.; **Гурін А.О**., д-р техн. наук, проф.; **Євтєхов В.Д.**, д-р геол.-минерал. наук; **Жуков С.О**., д-р техн. наук, проф.; **Моркун В.С**., д-р техн. наук, проф.; **Ковальчук В.А**., д-р техн. наук, проф.; **Перегудов В.В.,** д-р техн. наук, проф.; **Рудь Ю.С.,** д-р техн. наук, проф.; **Сидоренко В.Д.,** д-р техн. наук, проф.; **Толмачов С.Т.,** д-р техн. наук, проф.; **Федоренко П.Й.,** д-р техн. наук, проф.

У збірнику викладено результати досліджень у галузі гірничих наук.

Значну увагу приділено питанням відкритої та підземної розробки рудних родовищ, збагачення руд, автоматизації контролю та управління технологічними процесами гірничого виробництва. Важливе місце займають питання енергозбереження, економіки, надійності, охорони праці, техніки безпеки і захисту навколишнього середовища.

Збірник розраховано на наукових і інженерно-технічних працівників, а також може бути використаний студентами старших курсів гірничих вузів і факультетів.

Адреса редакції: 50002, Кривий Ріг, вул. Пушкіна, 44.
ДВНЗ «Криворізький національний університет». Тел. 262 407.

Реєстраційне свідоцтво
КВ №19155-7955ПР від 05.07.2012

© ДВНЗ «Криворізький національний університет», 2013

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДВНЗ «Криворізький національний університет»
Гірничий вісник
Науково-технічний збірник
Заснований у 1966 р. ***Випуск 96, 2013***
Кривий Ріг

Зміст

Вилкул Ю.Г., Азарян А.А., Колосов В.А. Переработка и комплексное использование минерального сырья техногенных месторождений 3
Петренко Ю.А., Новиков А.О., Каменец В.И., Резник А.В. Обоснование параметров податливой полости в боку выработки для улучшения условий работы арочной крепи 10
Новиков А.О., Гладкий С.Ю., Имашев А.Ж., Каратаев А.Д. О поддержании монтажных ходков комбинированными анкерно-рамными крепями 13
Сахно И.Г., Касьян Н.Н. Направленное разрушение горных пород невзрывчатыми разрушающими смесями 16
Шестопалов И.Н. Обоснование рациональных параметров рамно-анкерной крепи для поддержания подготовительных выработок глубоких шахт 20
Маланчук Є.З. Результати досліджень по визначенню залежностей вмісту самородної міді від маси і крупності проб 23
Бабец Е.К., Седунова Т.Т., Василенко А.В. Применение спектрального анализа и энергетических характеристик импульсного сигнала для определения амплитуды преобладающих частот и мощности спектральной плотности сейсмической энергии 26
Фролов О.О., Косенко Т.В., Бритвин Ю.О. Обгрунтування параметрів контурного підривання на кар`єрах 29
Григор'єв І.Є. Системний підхід до проектування кар'еру як відкритої виробничої соціально-економічної системи 32
Перегудов В.В., Кучер Б.Ф., Плотников В.Ф., Николенко Е.М. Увеличение полноты освоения месторождений магнетитовых кварцитов путем постановки бортов карьеров в конечном положении с крутыми результирующими углами наклона 37
Пухальский В.Н., Кривохин Б.И., Штанько Л.А., Седунова Т.Т. Определение допустимых динамических нагрузок взрывных работ на жилые дома и здания города Кировограда..... 42
Слободянюк В.К., Турчин Ю.Ю. Совершенствование схем вскрытия глубоких горизонтов в сложных горно-геологических условиях железорудных карьеров..... 45
Вилкул Ю. Г., Ступник Н. И., Бабец Е. К., Сова А. А. Создание региональной системы геомеханического мониторинга состояния массивов горных пород в зонах влияния пустот..... 49
Перегудов Ю.В .Анализ эффективности ведения открытых горных работ на крутопадающих месторождениях в зонах возможного обрушения..... 54
Четверик М.С., Бабий Е.В., Бубнова Е.А., Терещенко В.В. Основные направления рационального природопользования при открытой добыче полезных ископаемых..... 58
Шапурін О.В., Скачков А.А. Промислове впровадження диференційованого енергонасичення гірських порід при підриванні 63
Цариковский В.В., Сиротюк С.В. Системы разработки крутопадающих залежей железных руд с самообрушением рудного массива 65
Шаталов А.Г., Александров В.А., Мироненко А.И., Шаповалова Г.М. Анализ схем выдачи горной массы с глубоких горизонтов при подземной добыче полезного ископаемого и перспектива развития подземного Кривбасса 69
Швагер Н.Ю. Теоретические исследования факторов, влияющих на устойчивость сводообразных обнажений 72
Бабец Е.К., Козариз В.Я., Чепурной В.И., Ляш С.И., Плужник Ю.А. Комплексное применение методов ЕИЭМПЗ и РАП для наблюдения и оценки состояния породного массива над отработанной железорудной залежью 77
Бровко Д.В., Агатьев К.А. Научные основы технического диагностирования и прогнозирования состояния несущих элементов зданий и сооружений горно-промышленного комплекса..... 80
Долгих А.В. Преобразование маркшейдерских данных для моделирования нейросетевыми методами 85
Ступник Н.И., Письменный С.В. Параметры этажно-камерной выемки железистых кварцитов с наклонными целиками 89
Здещиц В.М., Сидоренко В.Д. Виявлення підземних порожнеч в гірському масиві методом спектрального сейсмічного профілювання 93
Сидоренко В.Д., Куліковська О.Є., Паламар А.Ю. Аналіз використання спеціалізованих програмних комплексів для вирішення питань грошової оцінки земель у Кривому Розі 97
Федоренко П.И., Ляш С.И. Повышение эффективности подготовки блоков к очистной выемке за счет оптимальных способов проходки восстающих выработок 101
Федоренко П.И., Переметчик А.В., Подойницына Т.А. Исходная геологическая информация при геометризации основных показателей железорудных месторождений 106
Чистяков Е.П., Федоренко А.И., Чистяков Д.Е., Мошинский В.И. Горнотехнические и геомеханические аспекты сдвижения пород на горнорудных предприятиях Кривбасса..... 109
Валовой О.І., Єрьоменко О.Ю., Валовой М.О. Ймовірнісний підхід в оцінці надійності будівельних конструкцій 113
Серветник В.М., Учитель А.Д., Коваленко И.М., Радько Н.Г., Белоус В.В., Дац Н.А., Барабаш Р.Ю. Повышение качества стального слитка методом его вибрации во время кристаллизации 116
Пастушенко З.З., Радько Н.Г., Дзюба О.И. Получение высококачественных марганцевых концентратов для производства ферросплавов 120
Кривенко В.В., Серветник В.М., Белоус В.В., Овчарук А.Н., Кучер И.И. Вопросы металлургической оценки марганцевого сырья для производства ферросплавов 124
Кривенко В.В., Овчарук А.Н., Ганцеровский О.Г., Таран А.Ю., Филев А.С., Кучер И.И., Филиппов И.Ю. Исследование эффективности использования изложниц различной конструкции при разливке ферросиликомарганца..... 127
Журавлев Ф.М. Лялюк В.П., Кассим Д.А., Косов Ю.В., Чупринов Е.В. Разработка программ расчета шихт для производства агломерата и окатышей заданного химического состава 130
Лялюк В.П., Кассим Д.А., Ляхова И.А., Соколова В.П. Качество кокса и оптимизация состава угольной шихты 136
Лялюк В.П., Журавлев Ф.М., Ляхова И.А., Кассим Д.А., Чупринов Е.В., Тараканов А.К. Оптимизация технологических характеристик твердого топлива в спекаемом слое аглошихты 141
Донсков Е.Г., Лялюк В.П., Донсков Д.Е. О принципе Грюнера с позиции доменного практика 144
Лялюк В.П., Донсков А.Д., Донсков Д.Е. Оптимальная степень прямого восстановления железа 148
Плотніков В.В. Аналіз процесу усереднення шихтових матеріалів при підготовці до агломерації..... 152
Чумаков В.П., Романюк А.Е., Гринь Д.В. Пути повышения выхода годного металла при производстве сортовой заготовки . 157
Учитель А.Д., Кормер М.В., Лялюк В.П., Ляхова И.А., Шмельцер Е.О., Вититнев Ю.И. Особенности применения химических реагентов для борьбы со смерзаемостью угля при его перевозках в зимний период..... 161
Лялюк В.П., Ляхова И.А., Кассим Д.А., Тараканов А.К., Оторвин П.И. Влияние послереакционной прочности кокса на его удельный расход в доменной плавке 165

Ткач В.В., Кіщенко О.М. Вплив електричної дії в процесі кристалізації на фізико-механічні властивості сталі 110Г13Л 168
Лялюк В.П., Соколова В.П., Ляхова И.А., Кассим Д.А., Шмельцер Е.О. О рациональной степени дробления угольных шихт для коксования с высоким содержанием жирных углей 170
Касаткіна І.В., Сінчук І.О., Омельченко О.В. Пристрої захисту тягового електропривода електровоза при аварійних ситуаціях 174
Сінолиций А.П., Максимов М.М., Філіпп Ю.Б., Сікора М.І. Формування параметрів пульсуючого струму в колах короткозамкнених асинхронних двигунів 176
Воротеляк Э.А., Коломиц А.В. Намагничивающие силы и магнитная индукция многофазного асинхронного двигателя в установившемся рабочем режиме..... 179
Аблец В.В. Принципы оценки воздействий на окружающую среду..... 181
Сидоренко В.Д., Шолох М.В., Єлезов К.С., Пільтек В.М. Дистанційне сканування виробленого простору з використанням свердловин глибокого буріння..... 188
Інкін О.В., Рудаков Д.В. Оцінка ефективності заходів переведення підтоплених ділянок в режим самодренування..... 191
Лапшин О.Є., Андрейчиков М.В., Підвищення ефективності сухого очищення повітря на гірничих підприємствах 195
Нестеренко О.В, Назаренко В.Н., Домничев М.В., Радченко И.С., Настич О.Б. Тепловая коагуляция твердых частиц в воздушной среде при выбросах пыли промышленными предприятиями 199
Ніколаєва І.В., Захаренко І.М. Фіторекультивація поверхонь відпрацьованих шахтних териконів за допомогою трав місцевого походження..... 202
Лапшин А.А. Использование шахтных вод для форсуночного охлажденинния рудничного воздуха..... 206
Шаповалов В.А. Пристрій для коагуляції пилу..... 211
Дрібниця О.В., Ведмедь П.В., Тесленко О.В. Вогнезахист вибухових матеріалів під час доставки контактними електровозами в гірничих виробках залізорудних шахт..... 216
Ошмянський І.Б., Євстратенко Л.І. Стан і проблеми підвищення ефективності функціонування вентиляційних систем глибоких рудних шахт..... 219
Френкель Ф.З., Цихановский В.Х., Корниенко Е.В., Харченко А.А. О выборе тканей для спецодежды горняков и металлургов 222
Тыщук В.Ю. Разработка и исследование средств пылеподавления на карьерных автодорогах на основе микрокапсулированных растворов..... 225
Гірін І.В. Аналіз систем управління кутом випередження запалювання зі зворотним зв'язком по детонації в автомобільних двигунах..... 229
Аралкін А.С., Перегудов С.В., Климчук О.О. Дослідження факторів, що впливають на вібрацію системи ВПІД верстатів 232
Бугай Л.А. Анализ геометрических параметров поворотного винта геликоидальной пары переносного пневматического перфоратора модели YT28 (Китай) 237
Гуливец А.А. Моделирование ударных импульсов в стержневых ударных системах..... 241
Артамонова Д.А., Нечаєв В.П., Киселев В.Н., Кассир С.Г. Некоторые направления повышения долговечности переносных перфораторов..... 244
Кияновский Н.В., Самошкина С.П. Влияние восстановительных наплавок на эксплуатационные свойства валов грунтовых насосов..... 247
Потапенко В.В., Олейник Д.А. Усовершенствование технического обслуживания диагностирования и ремонта карьерных самосвалов БелАЗ..... 249
Рудь Ю.С., Сидоренко В.Д., Радченко И.С., Белоножко В.Ю. Аналитические исследования свободных колебаний самосвала при его движении по технологическим дорогам карьеров..... 254
Бондарец А.А., Копайгора О.К., Неймирко С.И. Исследование преобразующего звена "ротор-шпиндель" планетарно-роторных вращателей перфораторов и бурильных головок..... 259
Громадский В.А., Громадский В.А. Создание и исследование амортизатора изгибных колебаний (АИК) бурового става станка шарошечного бурения СБШ-250..... 263
Громадский А.С., Афанасьев В.Д., Кузьменко Д.И. Исследование прохождения ударного импульса через буровой инструмент..... 267
Батраков Д.В. Анализ и особенности способов повышения энергоэффективности шахтных насосных водоотливных установок средствами электропривода 271
Цивінда Н.І. Дослідження впливу методів відновлення зношених поверхонь чавунних валків прокатних станів на їх довговічність..... 276
Кіяновський М.В., Івасюк С.О. Дослідження (визначення) допустимих технологічних навантажень при обробці нежорстких деталей..... 280
Герб П.І., Валовой О.І. Міцність залізобетонних балок, підсилених у розтягнутій зоні із бетонів на відходах збагачення залізних руд при малоциклових навантаженнях високих рівнів..... 284
Синчук И.О. Тяговая контактная сеть железорудных шахт - потенциальный источник поражения горнорабочих электрическим током..... 288
Сінолиций А.П., Кольсун В.А., Дуб Є.С., Кулик О.М., Грива Д.О. Дослідження режимів взаємовпливу і електромагнітної сумісності групи електроприводів з ударно-циклічними навантаженнями..... 291
Толмачев С.Т., Бондаревский С.Л., Юхимович Д.Л. Тензор эффективной проницаемости двоякопериодической системы полых круговых цилиндров..... 294
Толмачев С.Т., Ильченко А.В., Власенко В.А. Интегральные уравнения для расчета квазистационарного электромагнитного поля в магнитопроводящих средах..... 298
Бойко В.И., Алексеев И.А., Устименко В.О., Соломка Ю.Ю. Адаптивная комбинированная система управления процессом накатки ортопедических профилей 303
Бойко В.І., Дрон С.А., Нельга А.Т., Тимонов Р.В. Технологічний процес плющення з урахуванням нерівномірності темпу..... 307
Сатонин А.В., Коренко М.Г., Вититнев Ю.И., Староста Н.В. Экспериментальные исследования основных конструктивных параметров чистовых рабочих клетей и точности геометрических характеристик при прокатке полосовых профилей ... 310
Самойлик В.Г. Моделирование технологии гравитационного обогащения твердой фазы водоугольного топлива 314
Моркун Н.В. Синтез линейного динамического блока структур Винера-Гаммерштейна на основе пространственно-временной модели Лагерра 317
Швидкий Н.И., Осада Т.Н. Основные принципы и концепции по повышению экономической эффективности затрат на охрану труда работников промышленных предприятий ГМК 321
Тиришкіна С.М. Факторна модель кристалізації сталеплавильного шлаку 325
Моркун В.С., Пикильняк А.В., Подгородецкий Н.С. Управление распределением газовых пузырьков по размерам в процессе флотации... 330
Анотації 334

УДК 553.3/9

Ю.Г. ВИЛКУЛ, А.А. АЗАРЯН, доктора техн. наук, проф.,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»,
В.А. КОЛОСОВ, д-р техн. наук, Ассоциация «Укррудпром»

ПЕРЕРАБОТКА И КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Разработка и создание информационно-поисковой системы по переработке и комплексного использования минерального сырья техногенных месторождений является кардинальным шагом на пути к безотходной технологии.

В Кривбассе, по разным оценкам, в отвалах содержится до 13 млрд т вскрышных пород, а в хвостохранилищах - до 6 млрд т отходов обогащения бедных железных руд. В последние годы все активнее изучается возможность использования накопленной в отвалах и хвостохранилищах Криворожского бассейна минеральной массы. Очевидно, что отсутствие принятых на государственном уровне методов оценки техногенных месторождений тормозит введение их в эксплуатацию[1].

В настоящее время на территории Украины только твердых отходов накоплено около 25 млрд т. Эти отходы негативно влияют на природные ландшафты и экологические условия, занимая площадь около 150 тыс. га плодородных земель и ухудшая среду обитания человека. Техногенные месторождения приводят к исключению из хозяйственного оборота больших площадей земель, занятых отходами производства. Кроме того, происходит уничтожение или снижение качества земель из-за пылевых заносов с отвалов и хвостохранилищ [2].

Исходя из различий в способах формирования, транспортировки, складирования отходов, техногенные месторождения Кривбасса и аналогичных месторождений можно разделить на *два класса* [3]:

сложенные техногенными залежами природных полезных ископаемых;

сложенные залежами техногенных полезных ископаемых.

К *первым* относятся отвалы горнодобывающих предприятий бассейна, которые сложены извлеченными из недр, перемещенными и складированными вскрышными горными породами: осадочными метаморфическими, метасоматическими магматическими, гипергенными и другими по своей природе.

Ко *вторым* относятся, главным образом, отходы обогащения бедных железных руд (магнетитовых и в значительно меньшем количестве - гематитовых) - это т.н. “лежалые хвосты” обогатительных фабрик. Они представляют собой дробленый и измельченный материал исходной руды, в котором нарушена ее текстура и структура, а также во многом морфология и анатомия индивидов и агрегатов минералов. Вследствие извлечения из продуктов измельчения рудных минералов, минеральный и химический состав отходов обогащения (т.н. “текущих хвостов”) существенно отличается от состава исходной руды. Складирование текущих хвостов в хвостохранилищах сопровождается гравитационной дифференциацией измельченного материала. Как следствие, минеральный и химический состав лежалых хвостов в конкретных участках хвостохранилищ заметно различаются. Практически меняется и природа полезного ископаемого: из метаморфогенного оно преобразуется в техногенное рассыпное [3].

Для Украины, Казахстана и России, производящих значительную долю минеральной продукции мира и обладающих мощным горнопромышленным потенциалом, проблема утилизации промышленных отходов и комплексное использование имеет первостепенное значение. Важным обстоятельством является то, что себестоимость товарной продукции из промышленных отходов, как правило ниже, чем из добываемых традиционными способами руд месторождений полезных ископаемых. Активное использование промышленных отходов минерального сырья позволит получать ежегодно прибыль в миллиарды долларов. Например, вторичная переработка 150 млн т отходов обогащения марганцевых руд Никопольского района и 800 млн т отходов обогащения железных руд Криворожского бассейна могут дать товарной продукции более чем на 10 млрд долл. [5].

© Вилкул Ю.Г., Азарян А.А., Колосов В.А., 2013

Вовлечение в переработку техногенного сырья обеспечивает сокращение расходов на поиски новых и разведку эксплуатируемых месторождений, а также освобождение занимаемых им земель и их рекультивацию, ликвидацию источников загрязнения окружающей среды, улучшая тем самым экологическую обстановку вокруг действующих предприятий. Это относится и к тем техногенным месторождениям, освоение которых сопровождается производством стройматериалов. Таким образом, все изложенное указывает на актуальность и важность проблемы комплексного использования минерального сырья, переработки и полной утилизации отходов горнорудной, металлургической, топливно-энергетической и химической отраслей промышленности. На рис. 1 приведена классификация техногенных месторождений[1].



Рис. 1. Классификация техногенных месторождений

Вопросы комплексного использования минерального сырья и утилизации различных отходов с каждым годом привлекают все большее внимание науки и практики. Одним из важнейших разделов современной геоэкологии является повышение уровня безотходности технологических процессов, максимальное использование всех видов природного сырья при минимальном ущербе окружающей среде. В регионах, где добывающие отрасли являются ведущими, за многие десятилетия скопилось большое количество отходов угледобычи, углеобогащения, теплоэнергетики, железорудной промышленности, черной и цветной металлургии, ежегодно образуется большая масса отходов строительной индустрии, агропромышленного комплекса, в том числе крупных животноводческих комплексов, а также бытовых отходов. Под этими отходами занято тысячи гектаров земель. Отвалы горных пород, шламонакопители, бытовые свалки стали постоянными источниками загрязнения атмосферы, водоемов и подземных вод регионов. Решение проблемы комплексного использования минерального сырья и утилизации промышленных и бытовых отходов - это сокращение площадей нарушенных ландшафтов и подработанных земель, снижение загрязнения атмосферного воздуха, особенно взвешенными веществами, уменьшение поступления в водоемы техногенных вредных веществ, предотвращение загрязнения почв и подземных вод, получение дополнительной продукции из уже добытого из недр и в значительной мере обработанного сырья.

На рис. 2 приведена гистограмма использования вторичных ресурсов в различных странах.

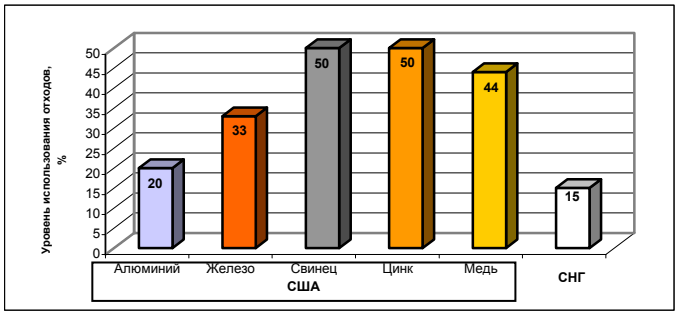


Рис. 2. Гистограмма использования вторичных ресурсов в различных странах

В США из промышленных отходов получают 20 % алюминия, 33 % железа, 50 % свинца и цинка, 44 % меди от общего объема производства этих металлов. Подобная тенденция использования вторичных ресурсов наблюдается в Канаде, Великобритании, ЮАР, Испании и других странах. Таким об-

разом, в развитых индустриальных странах мира уровень использования вторичных ресурсов достигает 70-80 %, тогда как в Украине и Ближнем зарубежье он не превышает 15 %.

В штате Монтана (США) из отвалов рудника Мандиски получают ежегодно 2 т золота и 4 т серебра при содержании в отвалах золота - 0,84 г/т и серебра - 2,8 г/т. В штате Мичиган (США) из хвостов обогащения, содержащих 0,3% Cu, достигнуто извлечение 60% меди, а в ЮАР из отвалов при содержании золота - 0,53 г/т и урана - 40 г/т получают 3,5 т золота и 696 т урана в год[5].

Проблема переработки техногенных месторождений Украины на сегодняшний день становится все более важной производственной и экологической задачей. Особенно это заметно в Донецко-Криворожском промышленном регионе. Так, по предварительным оценкам, на территории Криворожского железорудного бассейна заскладировано более 20 млн т доменного шлака и более 800 млн т некондиционной окисленной руды, что составляет 12 летний объем добычи железорудного сырья открытой и подземной разработки. Создание эффективных технологий обогащения техногенных месторождений позволит решить не только производственную задачу по повышению общего объема товарного производства, но и существенно улучшить экологическую обстановку на территории промышленных регионов Украины за счет снижения показателей запыленности и высвобождения земельных ресурсов, занятых в настоящее время под отвалами.

Одним из вариантов технологии переработки техногенных месторождений являются ядернофизические методы сепарации минерального сырья, основанные не на магнитных, а на плотностных свойствах горных пород. Разработано и испытано несколько видов радиометрических сепараторов для предварительного сухого обогащения руд, а так же средств оперативного контроля и управления качеством минерального сырья на базе ядернофизических методов [4].

В Академии горных наук Украины проводились исследования по захоронению отходов в выработанные пространства шахт. С этой целью выполнен проект Криворожского рудоподготовительного комбината гематитовых руд (КРПК). Исследована и теоретически обоснована перспектива добычи и переработки, железных руд и разработки техногенных месторождений руд черных металлов Украины. Сформулированы задачи экологически безопасного ведения горных работ, при которых объемы выработанных пространств и объемы существующих хвостохранилищ и отвалов в регионе будут равняться объемам неиспользованных отходов добычи и обогащения руды [1].

Концепция на основе такого подхода была сформулирована в виде эколого-экономической модели развития Кривбасса, где за целевую функцию была принята минимизация экологических ущербов.

Для стран (Украина, Казахстан и Россия), производящих значительную долю всей минеральной продукции мира и обладающих мощным горнопромышленным потенциалом, проблема утилизации промышленных отходов имеет первостепенное значение. Важным обстоятельством является то, что себестоимость товарной продукции из промышленных отходов в среднем в 5-15 раз меньше, чем из добываемых традиционными способами руд месторождений полезных ископаемых. Активное использование промышленных отходов минерального сырья позволит получить ежегодно прибыль в миллиарды долларов.

Кроме экономических и экологических факторов, важным фактором является, также техногенное воздействие горных разработок на участок литосферы. Техногенное воздействие горных разработок вносит серьезные изменения в напряженно-деформированное состояние больших участков земной коры и может *послужить причиной геодинамических явлений с катастрофическими последствиями.*

Расчеты с использованием геомеханических моделей показали, что уровень вертикальных перемещений под техногенной нагрузкой сопоставим с перемещениями, полученными по результатам геодезических съемок в районах мощных землетрясений, связанных с заполнением крупных водохранилищ [6]. При этом следует учитывать две особенности нагрузки земной коры при техногенном воздействии от разработки полезных ископаемых. *Во-первых*, глубины карьеров в 2-2,5 раза превышают глубины искусственных водохранилищ, что с учетом плотности пород вызывает в 5-6 раз большие удельные нагрузки. *Во-вторых*, часть добытых пород складируется на прилегающих территориях, что вызывает противоположные по направленности нагрузки. Земная кора подвергается в этом случае моментному нагружению [6].

Геомеханическая модель техногенного воздействия на литосферу приведена на рис. 3

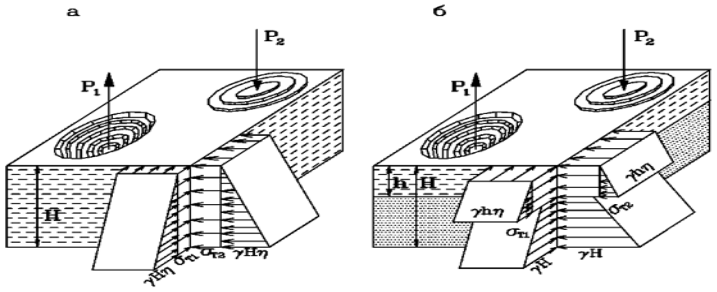


Рис. 3. Геомеханическая модель техногенного воздействия на литосферу: *а* - участок земной коры представлен нижним полупространством бесконечных размеров; *б* - участок земной коры представлен в виде оболочки конечной толщины и бесконечных размеров в плане

Добыча и переработка руд черных металлов осуществляется в основном путем извлечения и использования основного компонента, представленного рудным материалом, попутные продукты переработки практически не используются и направляются в отвал. Не находит широкое применение комплексное использование месторождений руд, содержащих ценные полезные компоненты. Тем не менее, есть примеры, когда на ряде железорудных месторождений России в процессе обогащения в концентрат извлекалось железо, ванадий и титан (Златоустовское РУ, Качканарский ГОК). Многие железорудные месторождения на Урале несут в себе ванадий, медь, никель, бор, кобальт, серу, цинк, свинец. Железорудные залежи Тургайского прогиба в Казахстане содержат кобальт, медь, серу, свинец, цинк.

Были разработаны технологические схемы получения высококачественных железорудных концентратов с попутным извлечением сульфидов кобальта и меди из хвостов мокрой магнитной сепарации для ряда месторождений Урала.

При разнообразии залегания месторождений полезных ископаемых, комплексность использования минерального сырья рассматривалось в направлениях:

селективная добыча сортовых руд и нерудного сырья, обеспечивающих более производительную технологию металлургического передела или представляющих ценное сырье для других отраслей промышленности (красковые руды, некоторые сорта известняков, каолинов, огнеупорных глин, формирование песков для фарфоро-фаянсовой, стекольной, керамической и химической промышленности);

вовлечение в переработку некоторых видов низкосортного сырья, относящегося к забалансовым запасам (окисленные кварциты, карбонатные марганцевые руды, полуокисленные глины и др.);

использование отходов обогатительного и металлургического производства.

использование полезных ископаемых, залегающих совместно с основным видом сырья (железная руда) и возможности утилизации пород вскрыши в качестве сырья для производства строительных материалов;

использование запасов ценных компонентов - примесей, содержащихся в добываемом сырье (например, содержание в железных рудах титана, кобальта, ванадия и др.);

При открытой разработке месторождений полезных ископаемых в отвалы направляются, кроме пустых пород, значительные объемы бедных некондиционных руд, затраты на добычу которых учтены в себестоимости вскрышных пород. При современном уровне научно-технического прогресса часть этих руд можно направить на переработку, что позволит более полно использовать запасы полезного ископаемого в недрах, повысить за счет этого эффективность и производственную мощность предприятия.

На рис. 4 приведен общий алгоритм выбора и применения комплексного использования минерального сырья подземной и открытой добычи.

Особую актуальность приобретают вопросы организации переработки огромного количества попутной продукции, представленной нерудным сырьем. Хвосты обогащения представлены в виде песков, которые также могут найти применение в дополнительном обогащении и строительной индустрии. Использование попутной продукции возможно путем создания на базе горнообогатительных комбинатов предприятий по выпуску материалов для строительства.

Определенную роль в формировании некомплексного подхода сыграли особенности развития горной промышленности страны. Уникальные по мощности месторождения и обилие разведанных запасов сырья на каком-то этапе породили уверенность в неисчерпаемости наших ресурсов. С такой стратегией в известной мере связано быстрое истощение месторождений, ухудшение сырья и, следовательно, увеличение объема горной массы, которую приходится перерабатывать.

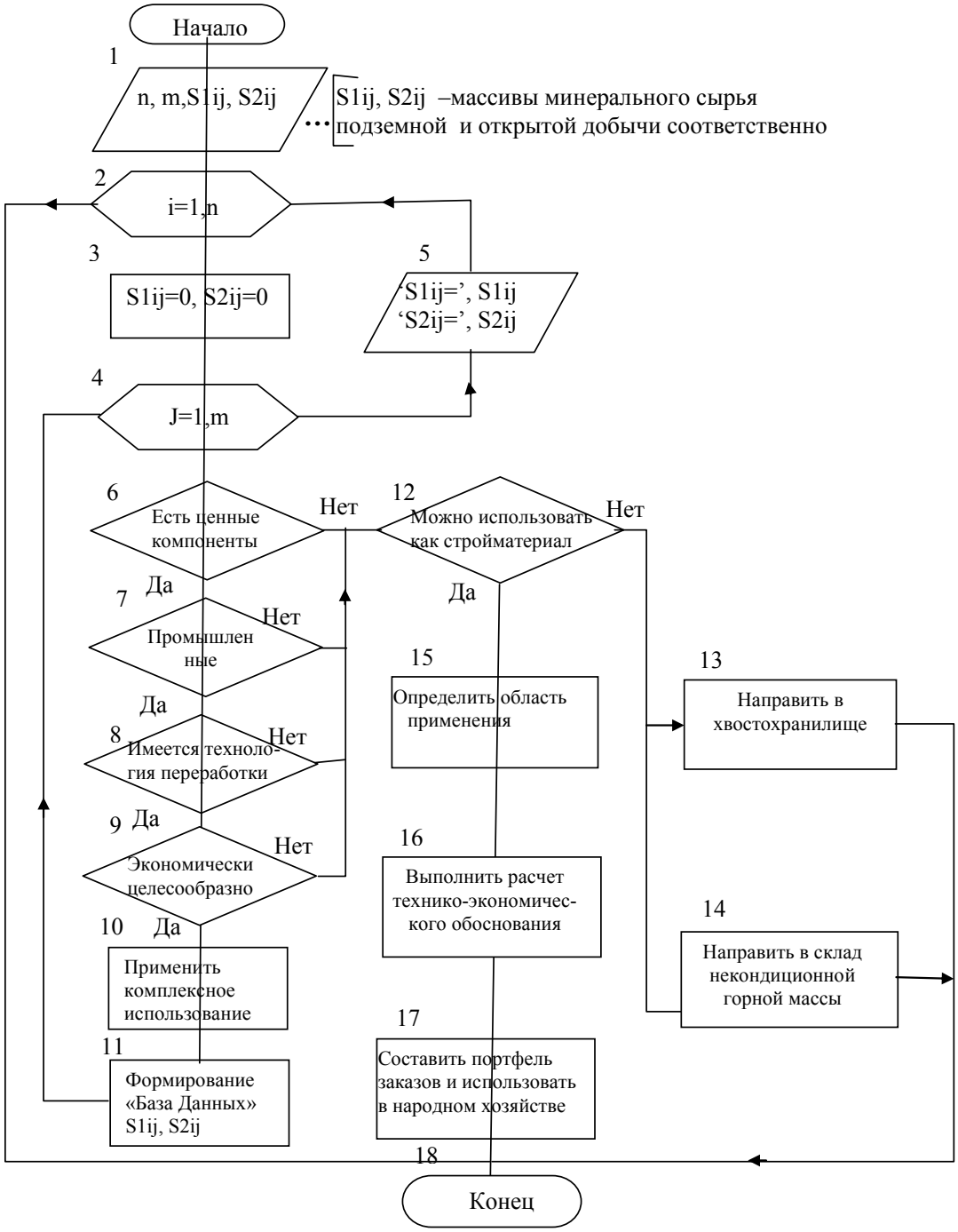


Рис. 4. Общий алгоритм выбора и переработки комплексного использования минерального сырья подземной и открытой добычи

На предприятиях Кривбасса с подземной добычей железорудного сырья в разные временные периоды осуществлялись шаги по комплексному использованию попутно добываемых полезных ископаемых и отходов производства. Например, проводились работы по добыче амфиболитов для производства камня, производился тальк для сурикового завода. Дробленная скальная фракция использовалась для подсыпки основания железнодорожных путей и автодорог, но до производства строительного щебня дело не дошло. Согласно ТУ для производства строительного щебня требовалась промывка дробленой фракции. А для организации процесса промывки, требовалось строительство промывочного комплекса при сомнительной в перспективе рентабельности реализации щебня. В результате, из-за низкой рентабельности производства и реализации попутной продукции, отмеченные направления комплексного использования минерального сырья не нашли широкого внедрения на шахтах по добыче железной руды.

Особое место в вопросе комплексного использования минерального сырья занимают горнообогатительные комбинаты Криворожского бассейна, разрабатывающие бедные магнетитовые руды, из которых легко извлекаются минералы железа в концентрат. А большие масштабы открытой разработки влекут за собой складирование в отвалы огромного количества вскрышных пород и хвостов обогащения в хвостохранилищ. Например, на ПАО «Центральный ГОК» ведется разработка ранее заскладированых хвостохранилищ с доизвлечением из них порядка 700тыс.т концентрата в год. Практически на всех комбинатах Кривбасса введены в эксплуатацию установки по производству щебня из некондиционных кварцитов или отходов сухой магнитной сепарации, используемого для ремонта автомобильных дорог, железнодорожных путей в карьере и для реализации сторонним потребителям в качестве строительного материала. На некоторых комбинатах введены в эксплуатацию промышленные установки по производству песка из хвостов обогащения.

Однако, комплексное использование сырья развивалось только в части производства дополнительных видов продукции, потенциальные попутные компоненты складировались в отвалы и шламохранилища. Так, на ОАО «Южный ГОК» с начала эксплуатации комбината окисленных железистых кварцитов заскладировано в отвалы свыше 540 млн т с текущим выходом до 5,4 млн т в год. Кроме того с начала эксплуатации комбината в шламохранилище уложено свыше 360 млн м^3 хвостов обогащения, с текущим складированием свыше 5 млн м^3 в год.

На ГОКе ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» имеется опыт комплексного использования кварцитов и шламовых отходов обогащения. Фактическое же состояние комплексного использования попутно добываемых полезных ископаемых и отходов обогащения на ГОКе аналогично другим ГОКам. Только окисленных кварцитов заскладировано в отвалы 182млн. т, текущий выход которых составляет порядка 3 млн т в год. Кроме того железистые кварциты используются для строительства дамб и плотин шламохранилища, а также для производства щебня, при годовой производительности свыше 150 тыс. м^3 в год для подсыпки дорог. Выход шламовых отходов обогащения сырой руды на ГОКе, которые сбрасываются в шламохранилища составляет свыше 6 млн м^3 в год. С начала эксплуатации ГОКа в шламохранилищах этих отходов накопился свыше 310 млн м^3. Для получения строительных песков в настоящее время шламы не используются.

На ПАО «Центральный ГОК» общее количество попутно добываемых и сбрасываемых в смешанные отвалы окисленных кварцитов составляет порядка 29 млн т. В качестве дорожно-строительного щебня используются отходы сухой магнитной сепарации в основном для подсыпки железнодорожного полотна в карьере, подсыпки автодорог, для горнотехнической рекультивации и разовой незначительной реализацией потребителям при годовой производительности на комбинате порядка 1,6 млн т. С начала эксплуатации комбината в шламохранилища уложено свыше 320 млн м^3 хвостов обогащения с текущим выходом 5 млн м^3 в год.

На ПАО «Северный ГОК» практически все попутно добываемые кварциты направляются в отвалы. Лишь незначительная их часть порядка 60 тыс. м^3 в год используется для производства щебня и свыше 800 тыс. м^3 в виде укладки в дамбу шламохранилища и горнотехнической рекультивации.

С начала эксплуатации комбината в шламохранилище уложено свыше 517 млн м^3 хвостов обогащения с текущим выходом свыше 10 млн м^3 в год. Из всего текущего выхода, крупнозернистая фракция шламов используется для намыва карт и дамбы шламохранилища.

На ПАО «Ингулецкий ГОК» большинство отвалов являются смешанными и заскладированные железистые кварциты разубожены. С начала эксплуатации комбината в шламохранилище уложено свыше 500 млн м^3 хвостов обогащения с текущим выходом порядка 13 млн м^3 в год. Из поступающих хвостов обогащения крупнозернистая фракция ежегодно намывается в тело плотины шламохранилища.

В целом фактическое состояние комплексного использования попутно добываемых полезных ископаемых и отходов обогащения на ГОКах Кривбасса неудовлетворительное. В основном оно сводится к производству дополнительных видов строительной продукции.

На ОАО «Полтавский ГОК» попутно добываемые сланцы и безрудные кварциты в количестве 45 млн т заскладированы в смешанные отвалы вместе с рыхлой вскрышей. В шламохранилище заскладировано 335 млн м^3 отходов обогащения. Из этого объема 275 млн м^3 находится в чаше шламохранилища, а 60 млн м^3 использовано на строительство дамб. Текущий выход хво-

стов обогащения около 11 млн $м^3$ в год, из которых около 4 млн $м^3$ укладывается в чашу шламохранилища и свыше 7 млн $м^3$ используется на строительство.

В настоящее время мы располагаем методами обогащения, которые 10-15 лет назад даже и не упоминались применительно к горному делу. Но сейчас важно не столько разрабатывать новые методы, сколько создавать на их основе схемы и производственные циклы, позволяющие добывать и перерабатывать сырье комплексно. Комбинированная схема переработки это не просто сумма процессов. Здесь требуется серьезное перераспределение функций между процессами и технологиями.

При освоении месторождения, которое отнесено по основному минералу к той или иной отрасли, отпускаемые средства предназначены для получения именно этого минерала - продукции отрасли. Остальное - отходы.

Но когда речь идет о таких регионах, как Криворожский бассейн, Кольский полуостров, Урал, Курская магнитная аномалия, реализация безотходной технологии в пределах одного горнообогатительного предприятия вряд ли возможна.

Рациональное природопользование требует не только утилизации большей части отходов, оно подразумевает организацию такого промышленного кругооборота веществ, который не нарушит экологического равновесия. Следовательно, надо получать продукцию для различных отраслей, приложить усилия многих ведомств. А, кроме того, рекультивировать земли, восстанавливать ландшафт, охранять природу. Все это обязательно, а на какое ведомство возложить такие заботы, увы, пока не ясно.

В странах СНГ две трети руды добывают открытым способом. На одной только КМА объем вскрышных работ достигает 80 млн $м^3$ в год. Пустую породу можно применять в производстве щебня, материалов для дорожных покрытий, в строительстве ирригационных сооружений - дамб и плотин. Породу необходимо использовать для засыпки отработанных карьеров, для восстановления природного ландшафта, который разрушается горной промышленностью. Это позволит решить одну из важнейших экологических проблем, но цена этого вопроса высока. Почему-то считается, что безотходные технологии носят чисто альтруистический характер и необходимы лишь будущим поколениям, а сегодня слишком накладны, экономически невыгодны, тяжелым грузом ложатся на себестоимость продукции. Это неверно. Безотходная технология всегда экономически или социально выгодна и при правильной организации горнопромышленных комплексов позволит даже снизить себестоимость продукции.

Очень важно учитывать оба аспекта проблемы - экономический и экологический. Следует отметить, что безотходная технология подразумевает комплексную переработку сырья и утилизацию отходов только в экономически целесообразных пределах. При этом экономическая целесообразность - необходимое условие безотходной технологии.

Выводы. Сформулированы задачи экологически безопасного ведения горных работ, при которых объемы выработанных пространств и объемы существующих хвостохранилищ и отвалов в регионе будут равняться объемам неиспользованных отходов добычи и обогащения руды.

Переработку минерального сырья необходимо оценивать комплексно - тогда не будет никаких противоречий и при этом связь экономики и экологии очевидна. Увеличение загрязненности воздуха кроме всего сокращает срок службы промышленного оборудования. В экономических расчетах властвует отраслевой принцип, а экономическая оценка требует не отраслевого, комплексного подхода.

В XXI веке спрос на железо продолжает оставаться высоким. Потребность стран в этом металле огромна: в 2010 г. в мире добыто 2300 млн т железной руды и выплавлено 1,4 млрд т стали. В Китае выплавлено в 2010 г. для своей промышленности и экспорта около 620 млн т стали, Японии более 100 млн т, в США 80 млн т, Западной Европе - 160 млн т, в России в 2011 г. около 48 млн т, Украине в 2011 - 35млн т.

Фактическое состояние комплексного использования полезных ископаемых и отходов обогащения в Украине и, в частности, на ГОКах Кривбасса неудовлетворительное, поскольку комплексное использование в основном сводится к производству дополнительных видов строительной продукции.

Объем добычи полезных ископаемых возрастает, но при этом в готовую продукцию переходит все меньший процент от добытого объема. Вся остальная масса в виде отходов возвра-

щается в природную среду, загрязняя ее. Причина этого не столько в росте производства, сколько в отсутствии комплексной переработки минерального сырья и утилизации отходов.

Список литературы

1. **Вилкул Ю.Г., Азарян А.А., Азарян В.А., Трачук А.А.** / Проблемы переработки минерального сырья техногенных месторождений Украины // Горная промышленность, специальный выпуск.–М.: 2011. – С.13-15.

2. Техногенные месторождения // НПП «Гравикон» [Электронный ресурс]. – Электрон. дан. – Луганск, 2010. – Режим доступа: http://www.gravicon.com.ua/ru/page43.

3. **Евтехов В.Д.** Техногенные месторождения: от использования имеющихся – к созданию более совершенных// Геолого-мінералогічний вісник. – 2003 № 1. – С.19-25.

4. **Азарян А.А., Колосов В.А., Ломовцев Л.А., Учитель А.Д.** Качество минерального сырья .– Кривой Рог: Минерал, 2001. – 203 с.

5. Сайт http://www.gravicon.com.ua/ru/page43.

6**. Сашурин А.Д., Панжин А.А**. Масштабное техногенное воздействие горных разработок на участок литосферы //Проблемы геотехнологии и недроведения (Мельниковские чтения): Доклады Международной конференции 6-10 июля 1998 г. -Екатеринбург. УрО РАН, 1998. -С.170-178.

Рукопись поступила в редакцию 21.03.13

УДК 622.281

Ю.А. ПЕТРЕНКО, А.О. НОВИКОВ, доктора техн. наук проф.,
В.И. КАМЕНЕЦ, канд. техн. наук, доц., А.В. РЕЗНИК, инженер
ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет»

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПОДАТЛИВОЙ ПОЛОСТИ В БОКУ ВЫРАБОТКИ ДЛЯ УЛУЧШЕНИЯ УСЛОВИЙ РАБОТЫ АРОЧНОЙ КРЕПИ

Приведены результаты лабораторных исследований влияния податливых полостей создаваемых в боках выработки на ее устойчивость. Обоснованы параметры податливой полости.

Опыт эксплуатации выработок, закрепленных арочной крепью, показывает [1], что основным фактором, снижающим устойчивость выработок, является несовпадение направления податливости постоянной крепи с преобладающими смещениями породного контура, которое отмечено в 59 % обследованных выработок.

В выработках, пройденных по простиранию, преобладают смещения контура в направлении, нормальном к напластованию, т.е. большие деформации кровли в сечении наблюдаются со стороны падения пород, а почвы – со стороны восстания. Как в пластовых, так и в полевых штреках замок податливости срабатывает, как правило, со стороны падения пород, а со стороны восстания верхняк и стойка теряют соосность, податливость не реализуется, срез стойки развальцовывается и происходит разрыв хомутов.

В выработках, пройденных вкрест простирания, а также по падению и восстанию пород (всего в 12% обследованных) преобладающие смещения контура, отличные от направления податливости, проявляются при расположении продольной оси выработок в диапазоне углов 30-60° к линии простирания пород.

Отечественными и зарубежными разработчиками предложено большое количество конструкций крепей, призванных решить эти проблемы [2].

В ДонГТУ разработана крепь АПК-4, состоящая из четырех взаимозаменяемых элементов, соединенных тремя нижними и тремя верхними замками, которые перемещаются вместе со звеньями при работе крепи в режиме податливости. Конструкция хорошо зарекомендовала себя в условиях интенсивных боковых нагрузок. В Кузбассе применяется подковообразная арочная трехзвеннаякрепь из СВП, которая хорошо сопротивляться боковым смещениям и нагрузкам. В ИГД им. А.А. Скочинского разработана крепь МПК-А4, верхний сегмент которой состоит из двух отрезков профиля СВП, соединяемых между собой податливым кулачковым узлом. Наличие податливого узла в своде арки обеспечивает боковую податливость.

В Санкт-Петербургском горном институте создана конструкция складывающейся металлической крепи. Каждая рама крепи состоит из двух криволинейных стоек и верхняка, соединяемых с помощью специальных замков, выполняющих функции узлов податливости и шарниров. В зависимости от величины и направления прогнозируемых смещений элементы крепи могут

© Петренко Ю.А., Новиков А.О., Каменец В.И., Резник А.В., 2013

быть соединены по трем различным схемам. Имеются также конструкции кольцевых податливых крепей КМП-К4, КПК, КПК-ПЛ, рекомендуемые для применения в условиях всестороннего горного давления.

В Германии разработана многозвенная крепь для поддержания горизонтальных выработок , позволяющаяувеличить податливость за счет установки арок в плотном контакте с боковыми породами.

Разрабатываются также средства повышения устойчивости арочной податливой крепи за счет различных способов ее усиления, увеличения ее жесткости в направлении преобладающих смещений без существенных конструктивных изменений. Предложена напрягающая стяжка, которая выполняется на уровне замков податливости и натягивается при помощи винтовых домкратов. Натяжение стяжки создает в верхняке момент, противоположный моменту от внешней косонаправленной нагрузки.

Вместе с тем, учитывая разнообразие условие залегание горных пород в Донбассе, разработка универсальной конструкции крепи, решающей указанную проблему, является весьма сложной и дорогостоящей задачей. Поэтому, более перспективным направлением является создание во вмещающем массиве благоприятных условий для работы крепи.

Для реализации этого направления предлагается образовывать податливую полость в районе замка крепи, со стороны висячего бока. С целью оценки возможности управления направлением смещений вмещающих пород с помощью податливой полости были проведены исследования на моделях из эквивалентных материалов.

Моделировались породы с прочностью на одноосное сжатие 30 МПа и углом залегания 20-30 град. В модели проводились две выработки: контрольная, поддерживаемая без дополнительных мероприятий и экспериментальная, в которой со стороны висячего бока создавалась податливая полость. Состояние выработок в модели на момент начала и окончания ее обработки показано на рис. 1.

а *б*

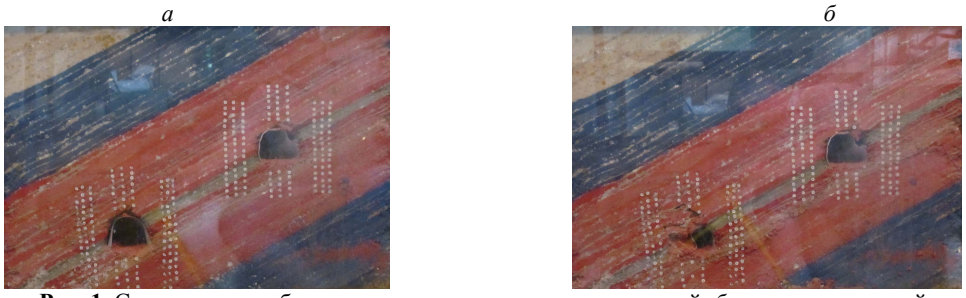


Рис. 1. Состояние выработок в модели: *а* – до начала испытаний; *б* – после испытаний

Как видно из рисунка, в выработке без разгрузочной щели (слева) максимальные смещения и разрушения массива наблюдаются в направлении перпендикулярном напластованию. В выработке с разгрузочной щелью (справа), смещения реализуются практически вертикально, что обеспечивает благоприятные условия для работы замков крепи. Применение разгрузочной щели позволило снизить неравномерность смещений в углах податливости в 1,7 раза по сравнению с контрольной выработкой.

Очевидно, что это направление является в настоящие время более перспективным, так как затраты на его реализацию значительно ниже, чем на изготовление новой конструкции крепи.



Рис. 2. Структурная модель

Задачами второго этапа исследований являлось оценить влияние длины щели, места ее расположения и угла падения пород на эффективность разгрузки.

Учитывая, что выполнение данных исследований на моделях из эквивалентных материалов связано с большими затратами труда и времени, было принято решение применить структурное моделирование, где разрушенный массив моделируется в виде отдельных блоков из которых выкладывается модель (рис. 2).

В даном случае в структурной модели используется геометрическое подобие формы и размера сечения выработок; размера имитируемой зоны разрушенных пород в масштабе 1:50.

Метод суперпозиции в предлагаемых структурных моделях используется следующим образом. Если в реальных условиях формирование зоны разрушений происходит за счет разрушения пород и сдвиженияфрагментов разрушенного массива, то в структурной модели из отдельных фрагментов формируется зона разрушенных пород. Сдвижения происходят за счет принудительного смещения этих фрагментов при нагружении модели горизонтальной и вертикальной нагрузкой, таким образом иммитируется пригрузка со стороны массива.

Было отработано 3 серии моделей с углами залегания пород 20, 30 и 40 град. В каждой серии иммитировалась податливая полость длинной равной половине ширены и ширине выработки, располагаемая со стороны висячего бока над замком - по напластованию пород и под замком – параллельно подошве выработки.

Во время проведения лабораторных исследований производилась фотосъемка каждой модели к моменту начала и по окончании отработки модели. Непосредственно в момент отработки модели производились промежуточные фотографии.

Смещения вмещающих выработку пород вмодели определялись с помощью метода фотофиксации. Фиксированные точки в модели представляли собой репера, изготовленные из бумаги с клеящейся основой. Смещения реперов, заложенных вокруг выработки, определялись относительно базовых реперов, закрепленных на раме модели. После обработки фотографий получали приращения координат реперов на сравниваемой фотографии по отношению к базовой.

Для обработки фотографий полученных при отработке модели был использован графический редактор «КОМПАС». С его помощью совмещались фотографии модели, до начала эксперимента, с изображение модели после ее отработки. Для упрощения обработки, изображений до и после эксперимента они обрабатывались раздельно. Для наглядности деформирования вмещающего выработку массива были размещены репера, с помощью которых изучалось перемещение фиксированных точек (реперов) при отработке модели. С помощью редактора «КОМПАС» фиксировались сдвижения реперов.

Результаты исследований обрабатывались в виде графиков смещений реперов на момент начала и окончания отработки моделей. Графики смещений реперов в контрольной (без мероприятий) модели, а также в моделях №3 (с мероприятиями), при угле залегания пород 20°, показаны на рис. 3-4.

Как видно из рис. 4, смещения со стороны лежачего бока составили 11,0 мм (в модели), что в 1,09 раза больше, чем со стороны висячего бока (12 мм в модели). Применение разгрузочной щели позволило снизить неравномерность смещений в узлах податливости в 1,7 раза по сравнению с контрольной моделью (см. рис. 3).

Аналогичные результаты были получены при отработке серии моделей, в которых угол залегания пород составил 30°. При отработке серии моделей, в которых угол падения превышал 30°, эффект от применения разгрузочных щелей резко снижался, что вызывало неравномерность податливости узлов.

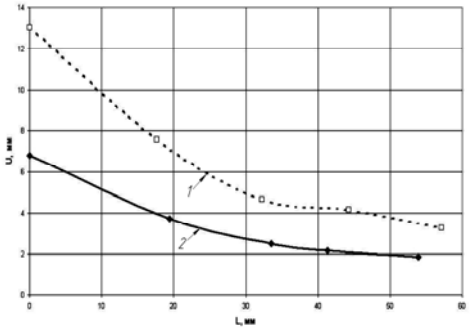


Рис. 3. Графики смещения реперов в контрольной модели (без мероприятий): *1* - со стороны лежачего бока; *2* - со стороны висячего бока

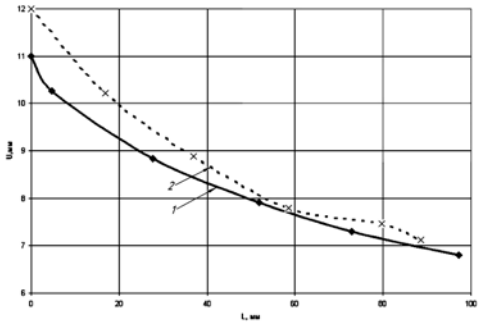


Рис. 4. Графики смещения реперов в модели №3 (размер щели = 0,5В, расположение - под замком горизонтально): *1* - со стороны лежачего бока; *2* - со сторонывисячего бока

Проведенные исследования позволяют сделать вывод что, наибольший эффект от разгрузочной щели наблюдается в модели №3, т.е. оптимальными параметрами щели является:

длина щели - половина ширины выработки

место расположения щели - под узлом податливости

направление щели относительно горизонта - горизонтальная.

Увеличение длины щели более половины ширины выработки значительного эффекта не дает, но существенно усложняет технологию ее сооружения.

Список литературы

1. **Кошелев К.В., Петренко Ю.А., Новиков А.О**. Охрана и ремонт горных выработок. – М.: Недра, 1990. – 218 с.

2. **Литвинский Г.Г., Гайко Г.И., Кулдыркаев Н.И**. Стальные рамные крепи горных выработок. – К.: Техніка, 1999. – 216 с.

Рукопись поступила в редакцию 17.03.13

УДК 622.28.044:622.261.2

А.О. НОВИКОВ, д-р техн. наук, проф., ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет»
С.Ю. ГЛАДКИЙ, инженер А.Ж. ИМАШЕВ, магистр, докторант PhD,
А.Д. КАРАТАЕВ, магистр, докторант PhD,
Карагандинский государственный технический университет, г. Караганда, Казахстан

О ПОДДЕРЖАНИИ МОНТАЖНЫХ ХОДКОВ КОМБИНИРОВАННЫМИ АНКЕРНО-РАМНЫМИ КРЕПЯМИ

В статье описан опыт поддержания монтажных ходков комбинированными крепями на основе анкерных систем.

Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями. Украина по оценкам экспертов владеет около 3,5 % мировых запасов каменного угля, что в условиях ограниченной добычи собственной нефти и газа, роста цен на них на мировых рынках, делает уголь основным и долговременным энергоносителем в топливно-энергетическом балансе страны. В настоящее время до 85 % угля добывается подземным способом в 560 механизированных очистных забоях. Постоянно, до 40 % комплексов, работающих в них - монтируются-демонтируются. Трудоемкость и продолжительность монтажа очистного оборудования во многом определяется тем, обеспечены ли необходимые размеры рабочего пространства и устойчивое состояние монтажных камер, и их своевременное проведение. Решение этой проблемы невозможно без широкого внедрения передового опыта эффективного ведения монтажно-демонтажных работ с использованием рациональных технологических схем и нового оборудования, а также внедрения новых технологий проведения и поддержания монтажных камер, в том числе с использованием комбинированных крепей на основе анкерного крепления.

Несмотря на имеющийся позитивный опыт в использовании таких конструкций для поддержания монтажных ходков на шахтах («Добропольская», «Красноармейская-Западная» №1, «Красно-лиманская», шахты объединения «Павлоградуголь» и др.), широкого внедрения он не нашел.

Анализ исследований и публикаций. В научно-технической литературе представлено большое количество работ, посвященных изучению характера взаимодействия различных конструкций крепи с массивом. В них исследованы механизм формирования нагрузки на рамные крепи, особенности и закономерности деформирования вмещающего выработки массива. Для выработок же с комбинированным и анкерным креплением эти вопросы изучены недостаточно полно. Учитывая перспективы использования комбинированных крепей и анкерных систем для поддержания выработок на шахтах Украины, как одного из приоритетных направлений повышения эффективности производства, изучение опыта их применениявляется актуальной задачей.

Задачейисследований являлась обобщение опыта применения технологии и параметров комбинированного крепления при поддержании монтажных ходков.

Основные результаты. Апробация и мониторинг за состоянием анкерной и комбинированной крепипри поддержании монтажных ходков пластов m_4^0 и $m_5^{1в}$ проводился в условиях шахты «Добропольская» ГП «Добропольеуголь» с 2003 по 2011 годы на основе совместных разработок ИТР шахты и сотрудников ГВУЗ «ДонНТУ».

Монтажный ходок четвертой северной лавы уклона пласта m_4^0 был закреплен связной анкерной крепью с плотностью установки 1 анк/м^2. Сталеполимерные анкера длиной 2,4 м устанавли-

© Новиков А.О., Гладкий С.Ю., Имашев А.Ж., Каратаев А.Д., 2013

вались под металлический подхват длиной 4 м. Расстояние между рядами анкеров - 1 м. Бурение шпуров для установки анкерных штанг в кровлю проводилось при помощи буровой колонки расположенной на комбайне. Для оценки эффективности крепления были проведены шахтные наблюдения на контурных замерных станциях [1]. К моменту окончания наблюдений среднее опускание кровли составило 35 мм, а максимальное (в пределах участка 10-12 м) 70 мм, средняя скорость опускания кровли составляла около 1,5 мм в сутки, а максимальная 2,5 мм в сутки. Состояние крепи и породных обнажений в монтажном ходке устойчивое (рис. 1).



Рис. 1. Состояние монтажного ходока четвертой северной лавы уклона пласта m_4^0

Монтажный ходок пятой северной лавы уклона пласта m_4^0 проводился комбайном, в направлении снизу-вверх, с нижней подрывкой пород. Крепление выработки производилось комбинированной анкерно-рамной крепью. Плотность установки анкеров в кровлю - 1 анк/м^2. Анкера длиной 2,4 м устанавливались под металлическую полосу длиной 3,5 м, между рамами крепи из СВП-22. Расстояние между рядами анкеров - 1 м. Эффективность крепления оценивалась по результатам наблюдений на глубинных замерных станциях [2]. Через две недели наблюдений смещения боков составляли 99 и 46 мм соответственно справа и слева (46 и 27% от конечной величины смещений). Размер зоны неупругих деформаций в боках составил более 2,5 м. Разрушения пород в стенках выработкипредопределили деформирование кровли. Разрушения там начались на 49 сутки на расстоянии 2,8-3,2 м от контура, а к 56 суткам наблюдений разрушились породы кровли на удалении 1,5-1,8 м от контура. На 60 сутки наблюдений смещения контура посередине пролета выработки составили 133 мм.

Дальнейшие наблюдения показали, что разрушения пород от контура в глубь массива происходят волнообразно, с изменяющейся во времени и пространстве интенсивностью. Состояние выработки при проведении показано на рис. 2.

Инструментальные наблюдения показали, что разрушения пород кровли в выработках с анкерным и анкерно-рамным креплением происходят в глубине массива, за пределами скрепленной анкерами области, которая практически не разрушается. Наибольшие смещения породного обнажения в кровле выработки наблюдаются посередине пролета (происходит плавный прогиб), а вблизи стенок – образуются пластические шарниры.

а *б*



Рис. 2. Состояние монтажного ходока пятой северной лавы уклона пласта m_4^0:
а – при проведении; *б* - после проведения

В боках выработки разрушения пласта и пород происходят на глубину более 2,5 м и проявляются в виде выдавливания верхней пачки угля и пород непосредственной почвы пласта, что связано с наличием в боках выработки слабых вмещающих пород. Деформирование носит квазипластический характер.

Установленные особенности деформирования и разрушения пород в монтажных ходках с анкерным и анкерно-рамным креплением были учтены при проектировании паспорта крепления монтажного ходка седьмой северной лавы пласта $m_5^{1в}$. В частности, для повышения устойчивости пород кровли было применено укрепление боков выработки стеклопластиковыми анкерами. Выработка проводилась комбайном в направлении снизу-вверх и крепилась комбини-

рованной анкерно-рамной крепью. Паспорт проведения и крепления показан на рис. 3.

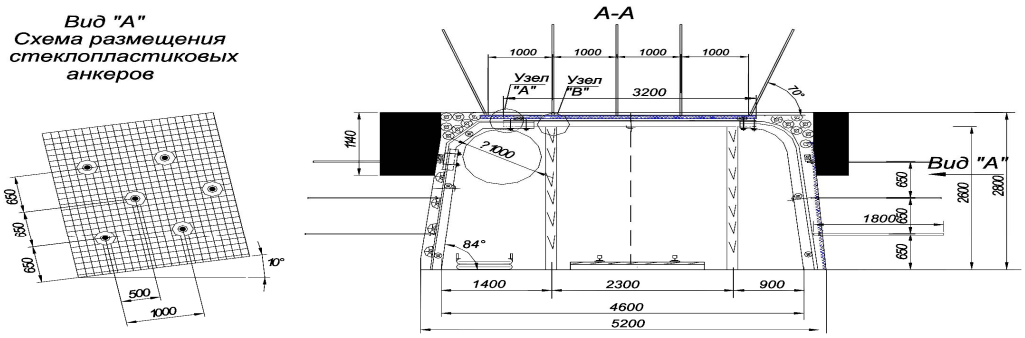


Рис. 3. Паспорт проведения и крепления выработки

Плотность установки анкеров в кровлю – 1 анк/м^2. Анкера длиной 2,4 м устанавливались под металлическую полосу длиной 3,5 м, между рамами крепи из СВП-22. Расстояние между рядами анкеров - 1 м. В бока устанавливались по три стеклопластиковых анкера длиной 1,8 м. Расстояние между рядами анкеров 0,5 м.Для наблюдений за смещениями пород в выработке, на удалении 70 м от сопряженияс конвейерным штреком была оборудована комплекснаязамерная станция. Наблюдения за смещениями пород проводились более двух месяцев. Результаты обрабатывались в виде графиков смещений глубинных реперов и изменения коэффициента разрыхления между ними (рис. 4-5).

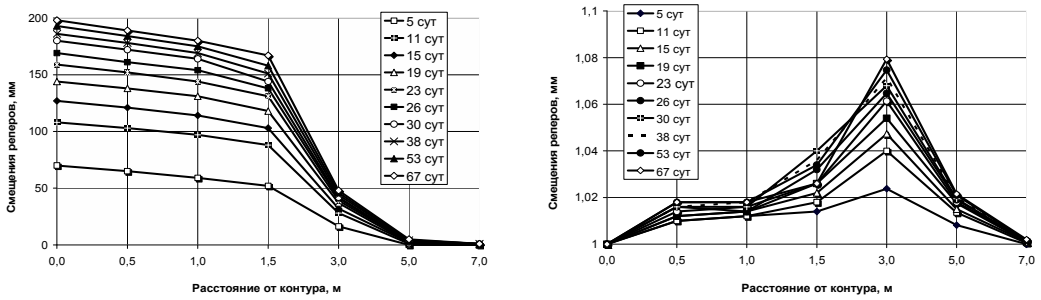


Рис. 4. Графики смещений глубинных реперов в скважине, пробуренной в кровле выработки и изменения коэффициента разрыхления между реперами во времени

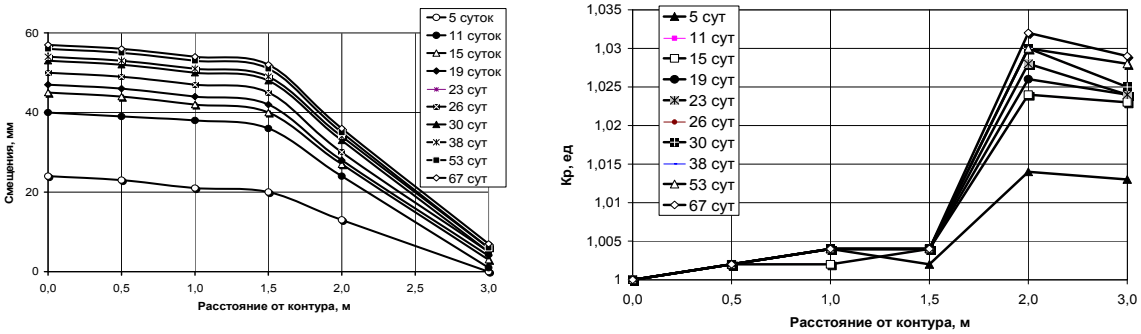


Рис. 5. Графики смещений глубинных реперов в скважине, пробуренной в боку выработки и изменения коэффициента разрыхления между реперами во времени

Как видно из графиков смещений глубинных реперов вкровле (см. рис. 4), на 11 сутки наблюдений контур выработки сместился на 108 мм, что составляет более 54 % от конечной величины смещений за весь период наблюдений. Разрушения пород произошли на 11 сутки наблюдений на участке 1,7-4,6 м от контура. Размер зоны неупругих деформаций составил 7 м. В пределах скрепленной анкерами толщи породрасслоение не наблюдалось. Дальнейшие наблюдения показали, что характер деформирования массива не меняется.

Расслоения пород со временем происходят в глубине массива, за пределами укрепленного анкерами участка. На 67 сутки наблюдений смещения контура в кровле выработки составили 198 мм.

Анализ графиков смещений глубинных реперов в боковых скважинах, (см. рис. 5) показывает, что через 11 суток смещения боков 40 мм (70% от конечной величины смещений). В глубине массива, разрушения произошли за пределами укрепленной области (на участке скважины 1,8-3,0 м). Размер зоны неупругих деформаций составил более 3,0 м. К моменту окончания наблюдений (67 суток) смещения боков составили 57 мм. Выдавливания пласта и его непосредственной почвы не наблюдалось (рис.6). Состояние крепи и вмещающих пород на контуре устойчивое (рис. 7).

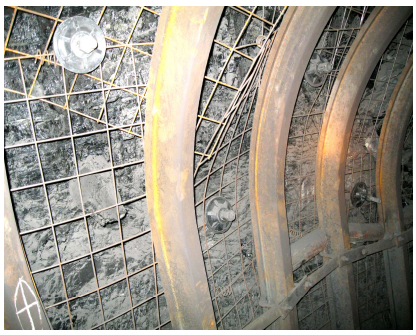


Рис. 6. Состояние пласта
и непосредственной почвы в боку выработки



Рис. 7. Состояние выработки
к моменту окончания ее проведения

В настоящее время положительный опыт применения комбинированного крепления при поддержании монтажных ходков используется и на других шахтах ГП «Добропольеуголь».

Список литературы

1. **Новиков А.О.** О деформировании кровли в монтажных печах с анкерным креплением / **Новиков А.О., Касьян Н.Н., Гладкий С.Ю.** // Горный информационно-аналитический бюллетень // Московский государственный горный университет. – М.: 2009. – №5. – С. 78-84.

2. **Новиков А.О.** Наблюдения за деформированием контура в монтажном ходке с анкерной крепью./ **Новиков А.О, Гладкий С.Ю., Шестопалов И.Н**.// Збірник наукових праць НГУ. – Д.: Національний гірничий університет, 2010. – №34, Т. 2. – С. 96-100.

Рукопись поступила в редакцию 17.03.13

УДК 666.9.015, 622.063.23

И.Г. САХНО, канд. техн. наук, доц., Н.Н. КАСЬЯН, д-р техн. наук, проф.,
Донецкий национальный технический университет

НАПРАВЛЕННОЕ РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД НЕВЗРЫВЧАТЫМИ РАЗРУШАЮЩИМИ СМЕСЯМИ

Предложен способ создания магистральной трещины в породном массиве с помощью патрона невзрывчатой разрушающей смеси. Проведено численное моделирование изменения напряженно-деформированного состояния модели при квазистатическом внутришпуровом давлении от саморасширения НРС для предлагаемого способа направленного разрушения. Получена, степенная зависимость коэффициента концентрации растягивающих напряжений на стенках шпура от зазора между элементами оболочки патрона НРС.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В практике ведения горных работ одной из актуальных задач является разрушение горных пород в заданном направлении. При взрывном способе разрушения эта задача решается применением кумулятивных зарядов, а также компенсационных вставок в шпуры и скважины. Однако взрывное воздействие приводит к разрушению околошпуровой области, развитию естественных и образованию новых микро - и макротрещин в массиве, увеличение длины которых приводит к накоплению дефектов в кристаллической структуре пород. При добыче штучного камня увеличение плотности микротрещин приводит к негативным последствиям, уменьшающих выход товарной продукции. При динамическом разрушении горных пород на контуре подземных выработок развитие трещин приводит к снижению прочности и интенсификации смещений пород.

Одним из возможных направлений решения проблемы разупрочнения пород при их разрушении является применение статических методов разрушения. В настоящее время разработано множество направлений невзрывного разрушения, в частности, механические методы (клиновой, гидроклиновой, алмазно-канатное пиление, камнерезные буровые установки и комбайны),

© Сахно И.Г., Касьян Н.Н., 2013

методы основанные на энергии жидкости (гидродинамический, физико-химический импульсный разрыв, гидроудар, гидрорезание, флюидоразрыв), тепловые (терморезка), электрические и электромагнитные (взрывание электрических проводников, электрический пробой, тепловой пробой, токами высокой частоты, плавлением, лазерным излучением, электромагнитным излучением), комбинированные методы. Промышленные масштабы применения в настоящее время имеют только механические методы. Остальные методы находятся на стадии научно-исследовательских и проектных разработок. Их промышленное использование сдерживается отсутствием оборудования, малой надежностью, высокой энергоемкостью, опасным воздействием на человека, высокой стоимостью. Эти недостатки вынуждают искать пути создания дешевых и перспективных способов разрушения прочных горных пород.

Перспективным направлением статического разрушения горных пород является использование невзрывчатых разрушающих смесей (НРС). Опыт применения НРС в гражданском строительстве для разрушения несущих элементов и конструкций демонтируемых и реконструируемых объектов, а также в практике добычи блочного камня подтверждает перспективность способа. Однако известные решения в области разрушения пород с помощью НРС не позволяют создавать магистральную трещину и поддерживать ее рост в требуемом направлении.

Анализ исследований и публикаций. Известные способы разрушения невзрывчатыми смесями включают бурение шпуров для размещения состава, приготовление рабочей смеси НРС с водой и заполнение ею шпуров [1], в ряде способов в пробуренные в материале шпуры (или скважины) помещают НРС, и затем подают в шпуры воду, смешиваясь с которой НРС увеличивает свой объем и создает за счет этого статические напряжения в материале, которые разрушают его [2].

Использование этих способов позволяет получить разрушение объекта по линиям наименьшего сопротивления, ориентация которых в большинстве случаев определяется структурными неоднородностями материала, имеющими случайный характер распределения. При разрушении с помощью НРС давление на стенки шпура одинаковое во всех направлениях,поэтому сложно исключить нежелательное разрушение пород, по плоскостям не совпадающим с рядами шпуров, или появление дополнительных трещин на стенках шпура, не совпадающих с магистральным направлением. То есть сложно обеспечить направленное разрушение за счет роста магистральной трещины. Создание направленного разрушения путем сокращения расстояния между шпурами с НРС приводит к повышению трудоемкости работ и расхода материалов.

Постановка задачи. Задачей исследований была разработка способа направленного разрушения пород с помощью НРС и его исследование. Идея, лежащая в основе способа направленного разрушения заключалась в создании на стенках шпура концентраторов напряжений в требуемом месте. При этом учитывая, что прочность горных пород на растяжение намного меньше прочности на сжатие, для задания направленного разрушения эффективней создавать зоны концентрации растягивающих напряжений. Реализация указанной идеи осуществляется в способе разрушения горных пород невзрывчатыми разрушающими составами [3], включающем бурение шпуров, для размещения состава, приготовление рабочей смеси невзрывчатого разрушающего состава с водой, при этом, невзрывчатый разрушающий состав помещают в полости патрона невзрывчатого разрушающего состава, патрон размещают в шпур, на стенках которого создают концентраторы растягивающих напряжений в одном из диаметральных направлений шпура.

Способ реализуется с помощью патрона невзрывного разрушающего состава, который содержит водонепроницаемую оболочку, внутри которой помещена невзрывная разрушающая смесь, согласно изобретению водонепроницаемая оболочка патрона выполнена не менее чем из двух половин трубы, полученных продольным диаметральным разрезом, каждая из которых имеет глухой торец. Помещение невзрывчатого разрушающего состава в шпур в патронах обеспечивает при увеличении объема НРС в процессе его гидратации, возникновение в разрушаемом объекте, в одном из диаметральных направлений шпура повышенных растягивающих напряжений, при превышении которыми предела прочности материала на растяжение происходит разрыв связей в материале и начинается рост магистральной трещины от стенок шпура вглубь массива, при этом предотвращается разрушение материала в направлениях не совпадающих с направлением магистральной трещины.

Изложение материала и результаты. Изучение механизма образования трещины в породах было проведено путем анализа распределений напряжений вблизи шпура с НРС. Исследо-

вание проводили с помощью численного математического моделирования методом конечных элементов. Решалась объемная задача в нелинейной постановке.

Моделировался участок массива, представленный песчаником с пределом прочности на одноосное сжатие 80МПа, вмещающий шпур с НРС. Рост давления саморасширения НРС задавался путем пошагового повышения нагрузки с сохранением результатов предыдущего шага решения, то есть время задавалось неявно. Исходные данные для моделирования были взяты из кадастра физических свойств горных пород. Для проведения сравнения моделировали два случая - вариант 1- помещение НРС непосредственно в шпур и вариант 2 - помещение НРС в патроне. Патрон моделировали материалом со свойствами стали СТ 3.

В работе в качестве рабочей была принята первая теории прочности. Теория наибольших нормальных напряжений, представляет собой гипотезу о том, что опасное состояние материала наступает, когда какое-либо из главных напряжений достигает опасного значения. В соответствии с этим при расчетах на прочность ограничивается величина наибольших главных напряжений, которая не должна превышать допускаемого нормального напряжения [σ], устанавливаемого из опыта на одноосное растяжение и сжатие.

Так как, для исследуемого материала допускаемые напряжения на растяжение $[\sigma_p]$ и на сжатие $[\sigma_c]$ различны, то условие прочности выражается в виде

$$\sigma_1 \le [\sigma_p]; \quad |\sigma_3| \le [\sigma_c]\}$$

Результаты моделирования представлены на рисунках 1,2 в виде картин распределения наибольших σ_1 и наименьших σ_3 главных напряжений соответственно для варианта 1 и варианта 2.

а *б*

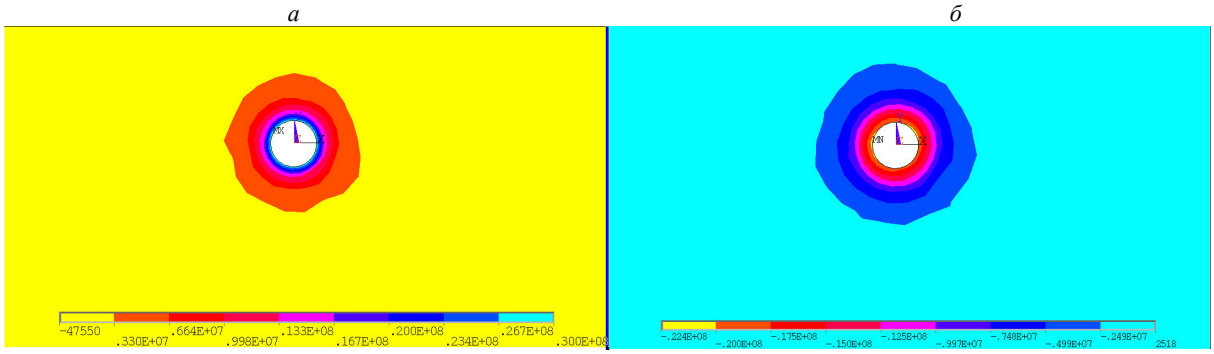


Рис. 1. Картины распределения наибольших σ_1 (*а*) и наименьших σ_3 (*б*) главных напряжений в модели при помещении НРС непосредственно в шпур и давлении саморасширения 30 МПа

а *б*

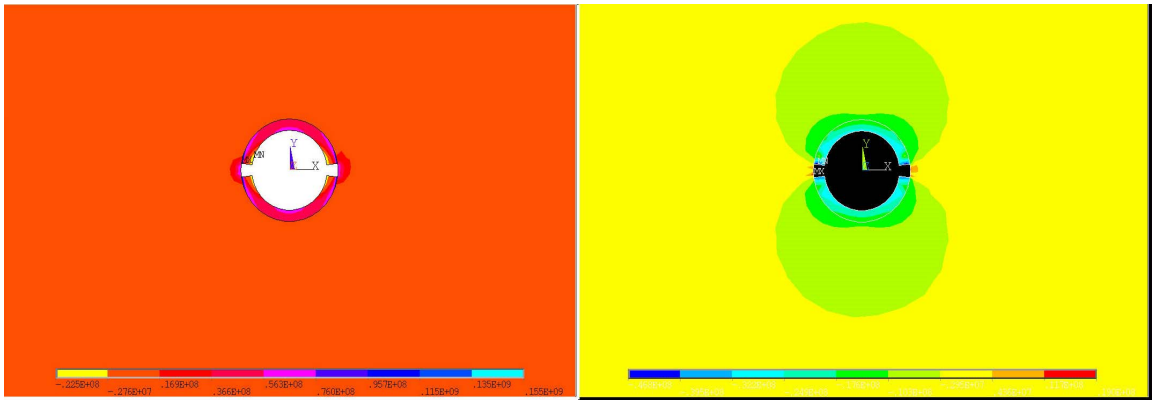


Рис. 2. Картины распределения наибольших σ_1 (*а*) и наименьших σ_3 (*б*) главных напряжений в модели при помещении НРС шпур в патроне с зазором между элементами патрона 6мм, и давлении саморасширения 30 МПа

Результаты моделирования в виде графиков изменения наибольших σ_1 и наименьших σ_3 главных напряжений, по мере удаления от стенки шпура по линии предполагаемого разрушения для приведенных выше случаев представлены на рис. 3.

Анализ рис. 1-3 показывает, что использование предложенных патронов НРС приводит к изменению характера распределения напряжений в околошпуровой области. Так, главные растягивающие напряжения, в первом случае, распределены равномерно вокруг шпура, что не по-

зволяет управлять направлением разрушения, во втором - главные растягивающие напряжения возникают между элементами оболочки патрона, а в остальной области они не возникают.

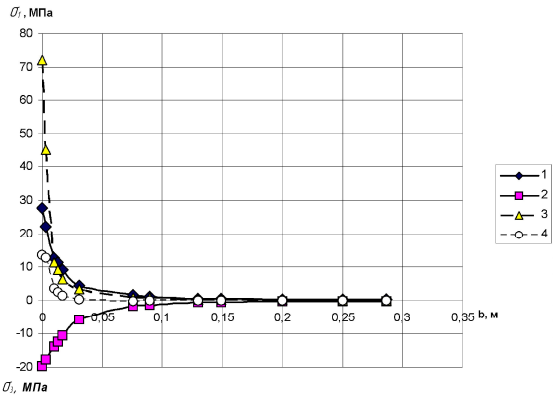


Рис. 3. Графики распределения наибольших σ_1 и наименьших σ_3 главных напряжений в модели по линии разрушения при давлении саморасширения 30 МПа: *1,2* - при помещении НРС непосредственно в шпур; *3,4* - при помещении НРС шпур в патроне с зазором между элементами патрона 6 мм

Поскольку растягивающие напряжения более опасны для разрушения песчаника пределы прочности на сжатие и растяжение которого отличаются на порядок, можно утверждать, что неконтролируемого разрушения при использовании патронов не будет. Кроме того, наибольшие главные напряжения σ_1 являются растягивающими в обоих случаях, но при использовании патронов абсолютная величина их в 2,9 раза больше, и превышает в 10 раз предел прочности породы на растяжение. Наименьшие главные напряжения σ_3 в первом случае сжимающие, и по величине не превышают предела прочности на сжатие. А при применении патронов наименьшие главные напряжения - растягивающие, а их абсолютная величина превышает предел прочности породы на растяжение. Таким образом, можно сделать вывод, что применение патронов НРС приводит к возникновению критического состояния в породе в требуемом месте, в то время как остальная область экранирована от растягивающих напряжений.

Одним из важнейших параметров предлагаемого способа является зазор между элементами оболочки патрона. Для выяснения влияния этого параметра были проведены исследования в которых зазор между элементами оболочки патрона изменяли в диапазоне 2-12 мм. В результате проведенных исследований получили распределение главных напряжений вокруг шпура содержащего патрон НРС. В качестве критерия увеличения напряжений при применении предлагаемого способа направленного разрушения целесообразно ввести коэффициент концентрации напряжений, равный отношению максимальных главных напряжений возникающих в модели с патроном к максимальным главным напряжениям для модели имитирующей помещение НРС непосредственно в шпур. График изменения коэффициента концентрации напряжений в зависимости от расстояния между элементами оболочки патрона представлен на рис. 4.

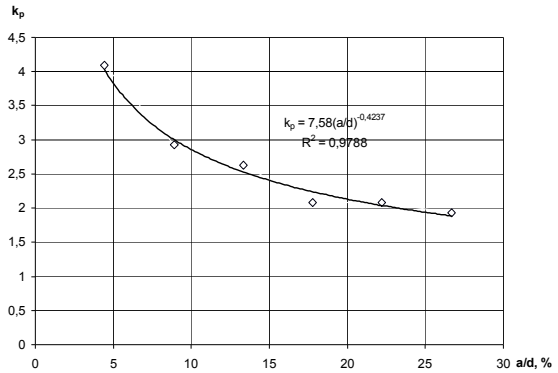


Рис. 4. График изменения коэффициента концентрации растягивающих напряжений на контуре шпура в зависимости от расстояния между элементами оболочки патрона НРС относительно диаметра шпура

Проведенные исследования показали, что при диапазоне зазора 4-27 % от диаметра шпура, коэффициент концентрации растягивающих напряжений удовлетворительно описывается степенной зависимостью вида $k_р$ = 7,58(a/d)-0,4237. Таким образом, с помощью использования патронов можно повысить растягивающие напряжения в требуемом месте до 4 раз.

Проведенные ранее исследования [4] показали что разрушение материалов с помощью НРС происходит в 2 стадии, на первой стадии накопление повреждений и прорастание трещины, на второй стадии развитие трещины. Таким образом, из проведенного анализа видно, что опасное состояние в породе возникает по линии ориентации зазоров в патроне, что приводит к образованию магистральной трещины отрыва, развитие которой обеспечивается за счет приложения усилий к ее берегам при саморасширении НРС и смещении оболочек патрона нормально плоскости трещины.

Выводы и направления дальнейших исследований. В результате проведенных исследований были выявлены особенности изменения распределения напряжений вокруг шпура содержащего патрон НРС. Показано, что в этом случае неконтролируемого разрушения пород не будет, а управлять направлением роста магистральной трещины можно путем ориентации зазоров между

элементами оболочки патрона НРС. Получена, степенная зависимость коэффициента концентрации растягивающих напряжений отзазора между элементами оболочки патрона НРС.

Список литературы

1. ТУ У В.2.7-26.5-24478901-004:2007 Невибухова руйнуюча речовина. Технічні умови. – на заміну ТУ У БВ 2.7.00030937.089397. Без обмеження терміну дії. – Харьков: Госстандарт. Харьковский центр стандартизации и аэрологии, 2007-14с.

2. Заявка 57-136954, Япония, МКИ В 02 С 19/18. Средство для разрушения каменных материалов, в том числе бетона / Нисихара Акио, Мива Мотому, Тада Сюти; Асахи дэнка коге к. к., №56-23509 заявл. 19.02.81, опубл. 24.08.82.

3. Пат. вин. № 100062, МПК (2006.01) Е21С 37/06 Спосіб руйнування гірських порід невибуховими руйнуючими складами й патрон для його реалізації / **І.Г. Сахно, М.М. Касьян** (Україна). – а2011 00476; заявл. 17.01.2011, опубл. 12.11.2012, бюл. № 21. – 5с.:ил

4. **Сахно, И.Г.** Обоснование параметров разрушения горных пород с помощью невзрывчатых разрушающих составов / **И.Г. Сахно** // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук.праць / Ін-т геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України. – Дніпропетровськ, 2011. – Вип. 93. С. 245-253.

Рукопись поступила в редакцию 22.03.13

УДК 622.281

И.Н. ШЕСТОПАЛОВ, ассистент ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет»

ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ РАМНО-АНКЕРНОЙ КРЕПИ ДЛЯ ПОДДЕРЖАНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ГЛУБОКИХ ШАХТ

В статье описаны результаты лабораторных, шахтных и аналитических исследований, направленных на обоснование параметров рамно-анкерной крепи, а также результаты промышленных испытаний предложенных рекомендаций по креплению выработок комбинированной крепью.

Проблема и ее связь с научными или практическими задачами. Металлические рамные крепи, ввиду значительного разнообразия их конструкций и значительного диапазона рабочих характеристик, в настоящее время стали фактически универсальным средством крепления горных выработок. В настоящее время более 90 % поддерживаемых выработок закреплено рамными крепями. Однако, в связи с неуклонным ростом глубины, а также усложняющимися горно-геологическими условиями отработки угольных пластов, до 30 % выработок, закрепленных рамными крепями, в процессе эксплуатации ремонтируются, что повышает себестоимость угля. Кроме того, металлические рамные крепи имеют ряд недостатков: высокая металлоемкость, низкая степень механизации процесса ее установки, и, как следствие, ограничение темпов проведения.

Одним из перспективных направлений, позволяющих устранить вышеуказанные недостатки, является широкое внедрение комбинированных рамно-анкерных крепей. Опыт их применения на шахтах Украины показывает, что при этом на 30-80 % снижается расход металла (достигается за счет увеличения шага крепи в выработке и применения облегченных профилей рамной крепи), повышается в 1,5-2,0 раза производительность работ при креплении выработок

Однако всего 4 % от общей протяженности поддерживаемых выработок закреплено данным видом крепи. Основной причиной, сдерживающей широкое использование комбинированных крепей, является недостаточная изученность влияния образуемых породно-анкерных конструкций на механические процессы, происходящие во вмещающем выработки массиве. Это, в свою очередь, не позволяет понять роль каждой из конструкций в процессе поддержания выработки, достоверно установить область применения крепей, а также разработать научно обоснованный метод расчета их параметров.

В этой связи, проведение исследований, направленных на обоснование рациональных параметров комбинированных рамно-анкерных крепей, обеспечивающих при минимальном расходе крепежных материалов устойчивое состояние выработки, является актуальной научной задачей.

Анализ основных исследований и публикаций. В научно-технической литературе представлено большое количество исследований, посвященных изучению характера взаимодействия комбинированных крепей с массивом (как отечественных исследователей, так и зарубежных). Проведенный анализ работ, посвященных изучению взаимодействия комбинированной

© Шестопалов И.Н, 2013

крепи и массива, а также разработке методик расчета их параметров, позволил разделить их на три большие группы:

наличие анкеров в составе комбинированной крепи учитывается коэффициентом уменьшения смещений, зависящем от плотности установки анкеров [1];

комбинированная крепь рассматривается, как единая грузонесущая конструкция, параметры которой принимаются в зависимости от ожидаемых смещений контура незакрепленной выработки, горно-геологических и горнотехнических факторов, характеризующих условия ее заложения [2];

комбинированная крепь рассматривается, как связная конструкция, параметры которой рассчитываются с использованием метода сил [3].

Однако, всем проанализированным работам присущ ряд недостатков:

во всех работах нет четкого разграничения между существующими анкерно-рамными и рамно-анкерными конструкциями крепи;

механизм взаимодействия составных частей комбинированной крепи во времени изучен недостаточно полно;

в известных методиках расчета параметров комбинированных крепей либо не установлено распределение нагрузок, воспринимаемыми отдельными элементами системы «рама-оболочка из скрепленных анкерами пород», либо оно не учитывает изменение нагрузок во времени;

не установлено, как повлияет установка анкерной крепи на развитие деформационных процессов в частично разрушенном массиве.

Все это не позволяет достоверно определить параметры крепи, позволяющие при минимальных затратах обеспечить длительную устойчивость выработки. Кроме того, в существующих нормативных документах по расчету параметров комбинированной крепи нет научно обоснованных рекомендаций по определению времени и места установки анкеров относительно проходческого забоя.

Для установления рациональных параметров комбинированной крепи, обеспечивающих длительную устойчивость выработки в течении всего срока ее службы, был проведен комплекс лабораторных, шахтных и аналитический исследований.

Лабораторные исследования [4] проводились в два этапа. На первом этапе на структурных моделях изучалось влияние усиления рамной крепи анкерами на устойчивость выработки в зависимости от размера зоны разрушенных пород (ЗРП), сформировавшейся к моменту установки анкеров. В структурных моделях моделировались различные размеры ЗРП, сформировавшиеся в окрестности выработки к моменту установки анкеров, а также различная глубина анкерования и различные схемы установки анкеров (радиальная, крестообразная и двухстадийная). Проведенные исследования показали, что при наличии вокруг выработки к моменту анкерования ЗРП с размером, сопоставимым с глубиной анкерования, эффективность усиления рамной крепи анкерами резко снижается.

На втором этапе для уточнения особенностей влияния усиления рамной крепи анкерами на процесс формирования вокруг выработки ЗРП, выполнялось моделирование на моделях из эквивалентных материалов. Моделирование осуществлялось следующим образом. Первоначально, в различных горно-геологических условиях отрабатывалась модель с выработкой, закрепленной только рамной крепью. После этого определялись конечные смещения на контуре и размер ЗРП, сформировавшийся вокруг выработки. Затем, в этих же горно-геологических условиях, в последующих моделях имитировалась выработка, закрепленная рамной крепью, в которой после реализации заданной части от конечной величины смещений контура, устанавливалась анкерная крепь и модель отрабатывалась до конца. Для измерения смещений реперов в модели использовался метод фотофиксации.

Проведенные исследования показали, что при наличии вокруг выработки ЗРП с размерами, не превышающими половины глубины анкерования, удается частично сохранить целостность скрепленной анкерами оболочки, которая, не разрушаясь, совместно с рамной крепью воспринимает нагрузки со стороны вмещающего массива. Это позволяет уменьшить смещения контура на 32-47 % по сравнению с выработками, закрепленными в аналогичных условиях только рамными конструкциями крепи.

Шахтные исследования [5] влияния усиления рамной крепи анкерами на устойчивость выработки проводились в конвейерном штреке 5-й северной лавы, а также в конвейерном

штреке 5-й южной лавы пласта m_4^0 шахты «Добропольская». В выработках устанавливались комплексные замерные станции. Станции устанавливались в местах, где анкерная крепь возводилась с различным разрывом во времени между выемкой породы и последующим анкерованием. Также, для сравнения, в выработках устанавливались контрольные замерные станции на участках, закрепленных только рамной крепью. Проведенные исследования позволили установить особенности ЗРП вокруг выработки с рамно-анкерной крепью, заключающиеся в том, что если на момент установки анкеров размер ЗРП не превышает половину их длины, то разрушение приконтурного массива прекращается, а фронт разрушения переносится на внешнюю границу области скрепленных анкерами пород. При этом коэффициент разрыхления в пределах не разрушенной заанкерованной части массива не превышает 1,03, а размер ЗРП на 30% меньше, чем вокруг выработки, закрепленной в аналогичных условиях только рамной крепью.

На основании полученных результатов была обоснована расчетная схема к проведению аналитических исследований [6,7]. Разработана физико-математическая модель, описывающая напряженно-деформированное состояние массива, вмещающего горную выработку с рамно-анкерной крепью. В ней, рамная крепь окружена многослойной толстой цилиндрической оболочкой из трансверсально-изотропных слоев, находящейся под действием равномерно распределенной нагрузки, два противоположных края которой жестко закреплены, два других – свободные. Она позволяет с учетом данных о количестве слоев и их физико-механических свойствах, геометрических параметров горной выработки и степени реализации геомеханических процессов рассчитать рациональные параметры комбинированной крепи, обеспечивающие при минимальном расходе крепежных материалов длительную устойчивость горной выработки.

На основании результатов лабораторных, шахтных и аналитических исследований была разработана «Методика…» [8]. Шахтные испытания разработанных на ее основе рекомендаций проводились в 7-м северном конвейерном штреке пл. $m_5^{1в}$ шахты «Добропольская». Протяженность выработки - 1940 м, при этом первые пять пикетов (100 м) были закреплены только рамной крепью, а остальная часть выработки крепилась комбинированной крепью. Для оценки эффективности предложенных рекомендаций по креплению 7-го северного конвейерного штрека в выработке устанавливались комплексные замерные станции. Станции устанавливались непосредственно в забое выработки как на контрольном (закрепленном только рамной крепью), так и на экспериментальном участках.

Проведенные шахтные испытания комбинированной крепи в подготовительных выработках показали, что расчетные параметры крепи обеспечили устойчивое состояние выработки. При этом обеспечивается:

создание вокруг выработки грузонесущей конструкции, максимально использующей природную прочность вмещающих пород. Скрепленная анкерами оболочка, совместно с рамной крепью препятствует развитию деформационных процессов во вмещающем массиве;

снижение в 1,5 раза материалоемкости крепления и уменьшение в 2,3 раза затрат на крепление;

увеличение скорости проведения выработок до двух раз за счет увеличения шага установки крепи по сравнению с выработкой, закрепленной в аналогичных условиях только рамной податливой крепью.

В дальнейшем планируется использовать комбинированное крепление на шахте при проведении конвейерных выработок следующего яруса и монтажных ходков.

Список литературы

1. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. –ВНИМИ, 1986. – 222 с.

2. СОУ 10.1.05411357.010:2008. Система обеспечения надежного и безопасного функционирования горных выработок с анкерным креплением. Общие технические требования. – 89 с.

3. **Черев Д.А.** Выбор параметров рамно-анкерной крепи на основе исследования закономерностей изменения внутренних усилий: автореф. дис. … канд. техн. наук: 225.0022 / **Черев Д. А**. – Екатеринбург, 2004. – 18 с.

4. **Новиков А.О**. Исследования влияния усиления рамной крепи анкерами на процесс формирования вокруг выработки зоны разрушенных пород / А.О. Новиков, И.Н. Шестопалов // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія «Гірничо-геологічна» / Редкол.: Башков Є.О. (голова) та інші. – Випуск 16(206). – Донецьк. ДВНЗ «ДонНТУ», 2012. – С. 173-179.

5. **Касьян Н.Н.** Шахтные исследования особенностей деформирования и разрушения пород, вмещающих выработки с рамно-анкерной крепью / **Н.Н. Касьян, А.О. Новиков, И.Н. Шестопалов, В.И. Каменец** // Вісник Криворізького технічного університету. Збірник наукових праць. – Кривий Ріг: Криворізький технічний університет, 2012. – №95(1). – С. 31-35.

6. **Новиков А.О.** Математическая модель напряженно-деформированого состояния системы «рама-оболочка из скрепленных анкерами пород / А.О, Новиков, И.Н. Шестопалов // Известия Донецкого горного института. – 2011. – №2. – С. 11-19.

7. **Новиков А.О.** О напряженно-деформированном состоянии системы «рама-оболочка из скрепленных анкерами пород» / **А.О, Новиков, И.Н. Шестопалов** // Науковий вісник Національного гірничого університету. – Дніпропетровськ, 2012. – №6. – С.66-71.

8. Методика определения параметров анкерных породо-армирующих систем для обеспечения устойчивости горных выработок : СТП (02070826) (26319481) / **Н.Н. Касьян, Ю.А. Петренко, А.О. Новиков** и др. – Донецк–Доброполье, 2010. – 27 с.

9. **Новиков А.О.** Проверка рекомендаций по расчету параметров комбинированной крепи./ **А.О. Новиков, И.Н. Шестопалов** // Зб. наук. пр. УкрНДМІ НАНУ.– Донецьк, 2012. – № 1 – С.250 – 270.

Рукопись поступила в редакцию 22.03.13

УДК 622.734.621

Є.З. МАЛАНЧУК, д-р техн. наук, проф, Національний університет водного господарства та природокористування, м. Рівне

РЕЗУЛЬТАТИ ДОСЛІДЖЕНЬ ПО ВИЗНАЧЕННЮ ЗАЛЕЖНОСТЕЙ ВМІСТУ САМОРОДНОЇ МІДІ ВІД МАСИ І КРУПНОСТІ ПРОБ

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Як встановлено попередніми дослідженнями [1], основними носіями мідної мінералізації в Рафалівському кар'єрі є базальт, туф і лавобрекчія. Вміст міді в них нерівномірний і відрізняється різноманітністю в різних класах крупності і по кристалічній будові. Найбільш високий вміст самородних утворень дендритної форми у вигляді крупних вкраплень виявлені в лавобрекчії. У базальті найбільш характерні вкраплення міді у вигляді зерен або тонких пластин. У туфі мідні вкраплення зустрічаються у вигляді тонких прожилків, які при дробленні і подрібненні перетворюються на частки мікронних розмірів.

Аналіз досліджень і публікацій. Дослідження закономірностей розподілу міді в базальті і лавобрекчії показали найбільш високий її вміст в класах крупності від 1,0 до 10,0 мм, при цьому екстремум вмісту знаходиться в межах 3-8 мм крупності подрібненої гірської маси.

Вилучення міді з туфу найефективніше при його подрібненні до крупності 0,5-1,0 мм. Спектральний аналіз і лабораторні дослідження по магнітній і електричній сепарації вказали у всіх трьох досліджуваних породах на високий вміст заліза (45,7% - в лавобрекчії, 42,3% - в базальті і 52% - в туфі) і вміст титану більше 3% у кожній з трьох порід. Цей факт підтверджує необхідність використання магнітних сепараторів для вилучення титаномагнетиту, а для вилучення дрібнодисперсної міді - електричних сепараторів.

Викладення матеріалу та результати. Для кількісної оцінки вмісту магнітної частини у всіх трьох породах, вміст міді і силікатної частини створена спеціальна лабораторна схема ланцюга апаратів, який дозволяє розділити мідну складову, магнітну складову (у вигляді змішаного продукту з титаномагнетиту) і силікатну частину. Вилучення міді з дрібнодробленої гірської маси (надрешітний продукт грохотів) проводиться за допомогою відсадної машини спеціальної конструкції, а найбільш подрібнена гірська маса (підрешітний продукт грохотів) фракціонується на магнітному сепараторі.

Уі три мінералогічні складові кар'єру - туф, базальт і лавобрекчія - містять мідь, титаномагнетит і силікати, лише в різних кількостях і різної крупності вкраплень. Така властивість гірської маси, попередньо підготовлене дробленням, класифікацією і подрібненням, дозволяє використовувати однакове устаткування для їх переробки, по черзі або створювати лінію для кожного продукту [2].

У даний час в Інституті геотехнічної механіки НАН України спільно з науковцями НУВГП створена діюча лабораторна лінія технологічної схеми переробки всіх трьох складових базальтової сировини. Схема ланцюга апаратів такої лінії показана на рис. 1, яка складається з приймального бункера *1*, віброживильника *2*, щокової дробарки первинного дроблення *3*, стрічкового перевanта-

© Маланчук Є.З., 2013

жувача *4*, конусної дробарки середнього дроблення 5, вібраційного гуркоту *6*, відсадочної машини *7*, відцентрового млина *8*, магнітного сепаратора *9*, електричного сепаратора *10,* складу мідного концентрату *11*, складу магнітоактивного продукту *12* і складу силікатів *13*.

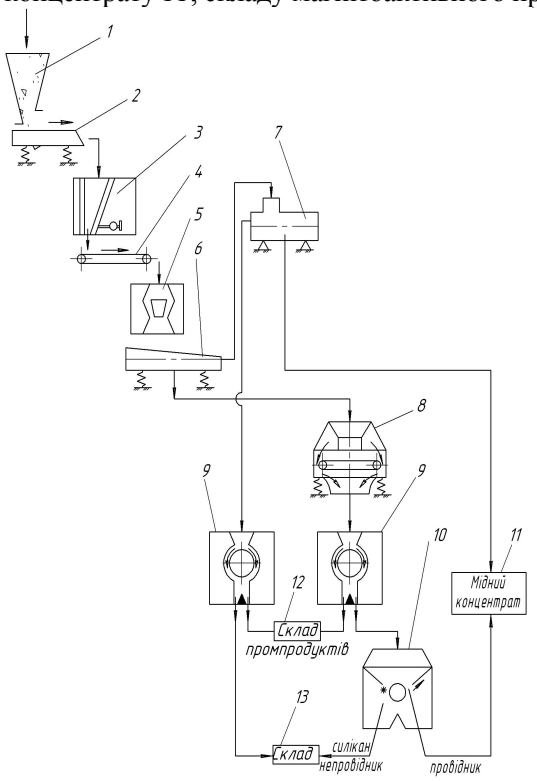


Рис. 1. Технологічна схема ділянки переробки базальтової сировини

На створеній діючої лінії комплексної переробки базальтової сировини виконаний ряд досліджень на зразках порід Рафалівського базальтового кар'єру. Відібрані зразки порід піддавалися спектральному аналізу. У табл. 1 представлені середньостатистичні результати за складом елементів в різних породах кар'єрів. Багатоелементний склад представляє промисловий інтерес, тому передпромислова підготовка сировини до збагачення повинна враховувати особливості технології вилучення корисних компонентів. Для передпромислової підготовки родовища до комплексної переробки сировини необхідно встановити ряд залежностей, які будуть покладені в основу розробки технології видобутку, рудопідготовки і вилучення корисних компонентів. Нерівномірність вмісту міді в породах вимагає, перш за все, визначення залежностей вмісту самородної міді в досліджуваних породах від маси окремих проб, при цьому, враховуючи крупно- і тонковкраплену мінералізацію, виникає необхідність визначення закономірності (або, хоча б, тенденцій) її вмісту в пробах різної величини.

Підготовка сировини до досліджень проводилася на вібраційних дробарках і млинах з подальшим розсіванням по шести класах величини на вібраційних грохотах, дрібного й тонкого грохочення.

Метою досліджень було визначення закономірностей розподілення самородної міді по класах величини породи.

Для досягнення поставленої мети визначення розподілу самородної міді в різних крупностях подрібненої вміщуючої породи проведені вибіркові дослідження, обмежені малими технологічними пробами кускової лавобрекчії з явно вираженими багаточисельними включеннями міді. Відбір проб проводився в умовах підірваної гірської маси Рафалівського базальтового кар'єру в різних точках по фронту вибою.

Таблиця 1

Результати спектрального експрес-аналізу базальтів

Найменування елементів	Місце відбору проб. Концентрація елементів в %			
	Рафалівський кар'єр. Лавобрекчія базальтова мідевмісна	Рафалівський кар'єр. Базальт афонітовий з прожилкововкрапленной самородномідній мінералізацією	Рафалівський кар'єр. Базальтовий туф з розсіяно-вкрапленій прожилковій самородномідною мінералізацією	Кар'єр Янова Долина. Порода - базальт
Магній	0	0	0	0
Алюміній	0	0	0	0
Кремній	23,0	30,19	30,9	30,528
Фосфор	1,76	0	0	0
Сірка	1,44	1,849	1,377	1,26
Калій	2,07	2,0	1,28	1,86
Кальцій	19,85	17,5	6,3	14,947
Титан	3,09	3,28	3,988	5,5291
Хром	0,126	0,129	0,198	0,12432
Марганець	0,348	0,045	0,815	0,47733
Залізо	45,7	42,2	52,06	43,318

Нікель	1,66	1,498	2,177	1,54
Мідь	0,174	0,4363	0,703	0,175
Цинк	0,198	4,717	3,059	5,58
Стронцій	9,42	0,2	0,106	0,17

Дроблення проводилося на щічній дробарці вібраційного типу з регульованою щілиною розвантаження роздробленої маси. Всього відібрано 10 проб, кожна масою 10 кг у вигляді одиночного шматка або набору окремих шматків. Після дроблення кожної зразка проводилося віброгрохочення отриманої маси з розділенням на шість контрольних класів. Визначалося середнє значення кількості самородної міді в кожному з шести досліджуваних класів. Результати досліджень представлено в табл. 1.

При цьому спільна вага міді в кожній пробі приймалася за 100%. Для визначення характеру залежності маси самородної міді яка вилучається від класу крупності подрібненого зразка виконаний графічний аналіз отриманих експериментальних результатів, який представлений на рис. 2 (цифрами на кривих позначені номери проб).

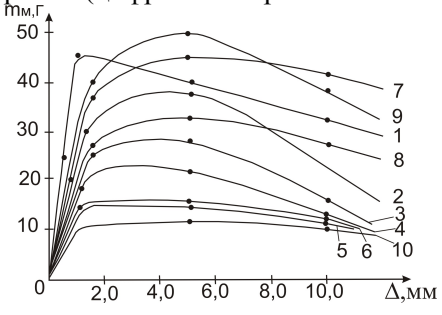


Рис. 2. Залежність маси вилученої міді від класу крупності руди

Він показує, що найбільша кількість самородномідних утворень знаходится у відносно крупнокускових зразках, якщо орієнтуватися на збагачувальну технологію. Спостерігається чітка тенденція до зниження кількості самородних включень в дрібно- і тонкоподрібнених породах. У зв'язку з цим виникає необхідність розробки комплексної технології рудопідготовки, вилучення і доведення при збагаченні самородної міді з базальтових лавобрекчій. Слід зазначити, що при вібраційному дробленні спостерігається розколювання шматків породи з включеннями міді за спайностями. У результаті вихід самородної міді збільшується. У пробах величиною менше одного міліметра зростків значно більше, чим на більш великих.

Таблиця 2

Вміст самородної міді по класах в подрібнених породах

Класи крупності мм	Проба № 1			Проба № 2			Проба № 3			Проба № 4			Проба № 5		
	вага навішування в класі, кг	вага міді в класі		Вага навішування в класі, кг	Вага міді в класі		Вага навішування в класі, кг	Вага міді в класі		Вага навішування в класі, кг	Вага міді в класі		Вага навішування в класі, кг	Вага міді в класі	
		г	%		г	%		г	%		г	%		г	%
+10	1,5	33,5	20,7	1,5	20,1	14,6	2,0	16,5	17,1	1,5	12,4	15,7	2,0	10,5	20,2
-10+5	1,0	40,5	23,6	1,5	37,9	27,6	2,0	28,4	29,3	2,0	16,2	20,5	1,0	8,2	15,8
-5+1,0	2,5	45,1	26,2	1,5	30,5	22,3	1,5	24,1	25,7	2,5	22,3	28,3	2,0	10,5	19,2
-1,0+0,5	1,0	25,6	14,9	2,0	19,5	14,25	1,0	12,4	12,5	2,0	13,2	16,6	3,0	11,1	21,3
-0,5+0,1	2,5	15,1	8,73	1,4	15,0	10,6	1,5	8,1	8,6	1,0	7,3	9,3	1,5	6,4	12,3
-0,1+0,05	1,5	10,2	5,9	2,0	14,0	10,23	2,0	6,4	6,8	1,0	7,6	9,6	1,5	5,8	11,2
Всього	10	172	100	10	137	100	10	96	1000	10	79	100	10	52	100
Класи крупності мм	Проба № 6			Проба № 7			Проба № 8			Проба № 9			Проба № 10		
	Вага навішування в класі, кг	Вага міді в класі		Вага навішування в класі, кг	Вага міді в класі		Вага навішування в класі, кг	Вага міді в класі		Вага навішування в класі, кг	Вага міді в класі		Вага навішування в класі, кг	Вага міді в класі	
		г	%		г	%		г	%		г	%		г	%
+ 10	2,0	12,2	26,0	2,0	41,8	29,0	2,0	27,1	23,1	1,0	38,1	22,0	2,5	10,2	22,2
-10+5	3,0	15,3	32,5	2,0	45,1	31,3	2,0	32,4	27,6	1,5	50,0	28,9	3,0	12,0	26,0
-5+1,0	2,0	5,1	11,5	2,0	36,7	25,5	2,5	22,3	24,2	2,0	40,1	23,1	3,0	11,1	24,1

-1,0+0,5	3,0	7,6	16,1	1,0	9,1	6,3	1,5	16,1	13,7	3,0	28,4	16,4	0,5	5,7	12,4
-0,5+0,1	-	6,5	13,8	1,5	6,2	4,3	1,0	8,4	7,2	2,5	12,3	7,2	0,5	4,0	8,7
-0,1+0,05	-	-	-	1,5	5,1	3,5	1,0	5,0	4,26	0,5	4,1	2,36	0,5	3,0	6,5
Всього	10	47	100	10	144	100	10	117,6	100	10	173	100	10	46,	100

Оскільки в процесі експерименту при розсіюванні всіх десяти проб зважувався вміст кожного класу, то з'явилася можливість встановити ваговий розподіл самородної міді в пробі (див. табл. 1). Графічний аналіз цих результатів представлений на рис. 3, у якому нумерація кривих на графіках збігається з номерами проб.

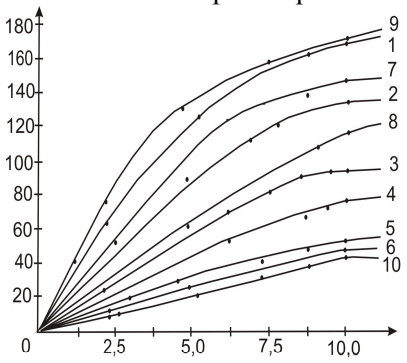


Рис. 3. Розподіл вагового вмісту міді в пробах

Графіки показують, що із зростанням маси зразка кількість вилученої міді монотонно зростає до певної межі.

Відносний високий вміст міді в тонких класах крупності (менш одного міліметра) вказує на необхідність спеціальної технологічної операції для її вилучення - доподрібнення, ліквідації зростків і подальшого тонкого вібраційного грохочення, флотації або електричної сепарації [4].

Висновки. Отже**,** виконані дослідження показали, що розподіл самородної міді в базальтових лавобрекчіях нерівномірний, і підпорядковується закономірності плавного зростання кількості міді в пробах до певної межі. Найбільший вихід самородної міді спостерігається в дрібнодробленій породі в інтервалі від 0,1 до 1,0 мм. Саме ця величина рекомендується для початку вилучення міді гравітаційними або електричними методами. Отримана експериментальна інформація дозволяє надалі встановити закон розподілу виходу самородної міді в конкретних пробах по родовищу.

Список літератури

1. **Надутый В.П., Маланчук Е.З., Хмеленко И.П.** Исследование влияния режимных и конструктивных параметров на технологические показатели тонкого виброгрохочения базальтового сырья / **Надутый В.П., Маланчук Е.З., Хмеленко И.П.** // Дніпропетровськ: НГУ, 2011 – Вип. №46(87). – 260 с.

2. **Nadutiy V.P., Malanchuk E.Z, Khmelenko I.P.** Investigation of influence of operational and design parameters on the technological characteristics of the thin vibration screening of basalt raw material / **Nadutiy V.P., Malanchuk E.Z, Khmelenko I.P.** // Dnipropetrovsk: NSU, 2011 - Vol. № 46 (87). - 260 p.

Рукопис подано до редакції 17.03.13

УДК 622.349.5.012.2: 622.235

Є.К. БАБЕЦ, канд. техн. наук, проф., Т.Т. СЕДУНОВА, старший научный сотрудник,
А.В. ВАСИЛЕНКО**,** магистр, НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ПРИМЕНЕНИЕ СПЕКТРАЛЬНОГО АНАЛИЗА И ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ИМПУЛЬСНОГО СИГНАЛА ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ АМПЛИТУДЫ ПРЕОБЛАДАЮЩИХ ЧАСТОТ И МОЩНОСТИ СПЕКТРАЛЬНОЙ ПЛОТНОСТИ СЕЙСМИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ

Приведены результаты исследований применения спектрального анализа сейсмовзрывных колебаний как одного из основополагающих факторов оценки сейсмического эффекта взрывов

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Сейсмический эффект массовых взрывов всегда является источником сложного колебания, образованного множеством сейсмических волн, каждая из которых характеризуется собственной амплитудой и периодом. Сейсмовзрывные колебания, порождаемые массовыми взрывами, имеют достаточно сложную форму, вследствие интерференции волн различных типов, что существенно усложняет их анализ.

При рассмотрении общей картины сейсмических колебаний от взрывов следует выделить то обстоятельство, что на определение радиуса сейсмобезопасной зоны кроме технологическо-

© Бабец Е.К., Седунова Т.Т., Василенко А.В., 2013

го фактора значительное влияние оказывают геологические условия взрываемых пород, в которых мощность и структура отдельных слоев играет решающую роль в формировании сейсмического волнового поля. Это связано с тем, что помимо быстро затухающих первичных волн, излучаемых источником взрыва, в отдельных случаях в горном массиве возникают вторичные, отраженные от поверхности разлета волны, которые вследствие многократного отражения отличаются большой длительностью колебаний.

При расчете динамических нагрузок от взрывных воздействий на различные сооружения обычно используют максимальное амплитудное значение взрывных волн и длительность их воздействия. Однако, значений этих двух параметров волн недостаточно. Проблема изучения сейсмических колебаний в значительной мере решается путем применения спектрального анализа сейсмических волн, который позволяет дополнить и уточнить представление о механизме данного явления, а также оценить поведение зданий и сооружений под воздействием нагрузок [1].

Анализ исследований и публикаций. Из теории сейсморезонансного метода исследований известно, что размеры зон неоднородностей, проявившихся в результате возникновения резонансного эффекта под воздействием сейсмических волн от взрывного источника, связаны с частотой колебания выражением

$$2\pi(f/c)R = 1, \qquad (1)$$

где f - резонансная частота, Гц; R - радиус зоны неоднородности; c - скорость продольных волн в массиве

Известно, что помимо величины скорости колебаний от массовых взрывов, опасными для зданий и сооружений являются также частоты, порождаемые этими взрывами, которые при определенных условиях могут вызывать серьезные повреждения строительных конструкций.

В настоящее время существует большое количество алгоритмов и групп алгоритмов, которые так или иначе решают основную задачу спектрального анализа: оценивание спектральной плотности мощности. Основной вклад внесен такими исследователями как: Голд Б. (Gold B.), Рабинер Л. (Rabiner L.R.), Бартлетт М. (Bartlett M.S.) Однако каждый из алгоритмов имеет свою область приложения. Например, градиентные адаптивные авторегрессионные методы не могут быть применены к обработке данных с быстро меняющимся во времени спектром. Классические методы имеют широкую область применения, но проигрывают авторегрессионным и методам, основанным на собственных значениях, по качеству оценивания. Но в реальном масштабе времени использование последних затруднено из-за сложности вычислений [2].

Постановка задачи. Основная задача спектрального анализа сигналов - выявление гармонического спектра сигналов, т.е. определение частот гармонических составляющих сигнала (выявление частотного спектра), амплитуд этих гармонических составляющих (амплитудного спектра) и их начальных фаз (фазового спектра).

Имея в наличии значения преобладающих периодов колебаний систем, появляется возможность выбора периода (частоты) собственных колебаний, указанных систем таким образом, чтобы избежать существенного нарастания амплитуды колебаний при взрывах.

Спектральный анализ сейсмических колебаний помимо научного интереса как средства изучения законов образования и распространения упругих волн имеет также большое практическое значение, поскольку позволяет определять в частотном спектре колебательного процесса от массовых взрывов наличие частот, близких к собственным частотам охраняемых объектов.

Изложение материала и результаты. В основе спектрального анализа лежит теория Фурье о возможности разложения любого периодического процесса с периодом $T = \frac{2\pi}{\omega} = \frac{1}{f}$ (где ω - круговая частота периодического процесса, а f - его частота в герцах) в бесконечную, но счетную сумму отдельных гармонических составляющих.

Любой периодический процесс с периодом T может быть представлен в виде так называемого комплексного ряда Фурье

$$x(t) = \sum_{m=-\infty}^{+\infty} X^*(m) \cdot e^{j(2\pi mf)\cdot t} = \sum_{m=-\infty}^{+\infty} X^*(m) \cdot e^{j(m\omega)\cdot t}, \qquad (2)$$

причем комплексные числа $X^*(m)$, которые называют *комплексными амплитудами* гармонических составляющих, вычисляются по формулам

$$X^*(m) = \frac{1}{T}\int_{-\frac{T}{2}}^{\frac{T}{2}} x(t)\cdot e^{-j(2\pi mf)t}dt = \frac{1}{T}\int_{-\frac{T}{2}}^{\frac{T}{2}} x(t)\cdot e^{-j(m\omega)t}dt\,, \qquad (3)$$

Таким образом, частотный спектр периодического колебания состоит из частот, кратных основной (базовой) частоте f.

Если комплексную амплитуду (2) представить в экспоненциальной форме

$$X^*(m) = \frac{a_m}{2}\cdot e^{j\cdot\varphi_m}\,, \qquad (4)$$

то величина a_m будет представлять собой амплитуду гармонической составляющей с частотой $f_m=mf$, а φ_m - начальную фазу этой гармоники, имеющей форму косинусоиды, т.е. исходный процесс можно записать в виде

$$x(t) = a_o + \sum_{m=1}^{+\infty} a_m\cdot\cos(2\pi mft + \varphi_m)\,, \qquad (5)$$

который, собственно, и называют *рядом Фурье*.

Разложения (2) позволяет рассматривать совокупность комплексных амплитуд (3) как изображение периодического процесса в частотной области. Желание распространить такой подход на произвольные процессы, в том числе и непериодические сейсмические колебания, привело к необходимости ввода понятия Фурье-изображения в соответствии с выражением

$$X(f) = \int_{-\infty}^{+\infty} x(t)\cdot e^{-j(2\pi f)t}dt\,, \qquad (6)$$

Этот интеграл, несмотря на его внешнее сходство с выражением (3) для комплексных коэффициентов ряда Фурье, довольно существенно отличается от них. В то время как физическая размерность комплексной амплитуды совпадает с размерностью самой физической величины $x(t)$, размерность Фурье-изображения равна размерности $x(t)$, умноженной на размерность времени.

Приведенный спектральный анализ на основе теории Фурье был взят за основу при определении частотных характеристик импульсных динамических воздействий сейсмовзрывных колебаний массовых взрывов на горнодобывающих предприятиях Кривбасса.

На практике сейсмический эффект массовых взрывов определяется в основном тремя параметрами: уровнем амплитуд, преобладающими частотами спектральных характеристик и продолжительностью колебаний. Поэтому кроме величины скорости колебаний, генерируемых взрывами, представляют опасность для сохранности зданий и сооружений также и частотные характеристики, порождаемые этими взрывами, которые при наложении определенных условий могут вызывать серьезные повреждения строительных конструкций [3].

Для примера рассмотрим запись колебаний от массового взрыва (рис. 1), проведенного на шахте им. Орджоникидзе ПАО «ЦГОК» (26.06.11 г.).

На рис. 1 приведена запись сейсмовзрывных колебаний, выполненная с применением современной цифровой сейсмометрической аппаратуры.

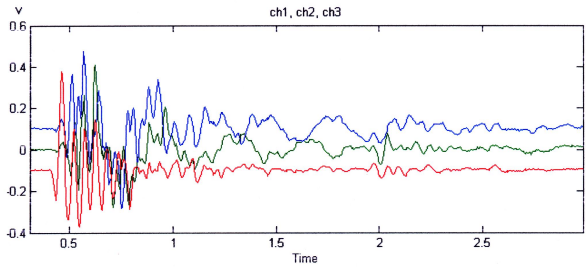


Рис. 1. Сейсмограмма колебаний от массового взрыва на шахте им. Орджоникидзе (26.06.11 г.) по трем каналам (ch1-X, ch2-Y, ch3-Z)

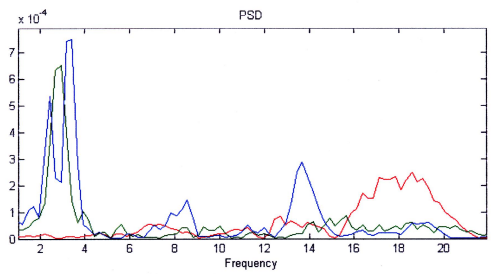


Рис 2. Распределение мощности сигнала от массового взрыва на шахте им.Орджоникидзе (26.06.11 г.) по частотам

После выполнения спектрального анализа зафиксированных параметров и фильтрации сигналов при помощи фильтров низкой частоты, вследствие высокой чувствительности сейсмоприемников и проявления высокочастотных помех, выделяются частоты требуемого диапазона.

На рис. 2 приведено распределение мощности сигнала от массового взрыва по частотам.

Как видно из рис. 2, максимальная мощность спектральной плотности колебаний лежала в диапазоне 2-4 Гц, которые характерны для частот собственных колебаний некоторых типов близлежащих зданий.

Выводы и направление дальнейших исследований. Приведенные в статье результаты исследований подтверждает важность проведения анализа сейсмограмм не только по величине скорости колебаний грунта в районе охраняемого объекта, но также анализ частотных составляющих на основе сопоставления частотного спектра вынужденных и собственных колебаний сооружений.

При оценке спектральных характеристик необходимо принимать во внимание сложность и изменчивость свойств геологических структур вовлекаемых в разработку при добыче полезного ископаемого.

Список литературы

1. **Кузьменко А.А., Денисюк И.И., Дауетас А.А.** Сейсмическое действие взрыва в горных породах – 1990. – С.40-42

2. **Сергиенко А. Б.** Цифровая обработка сигналов. - 2-е. - СПб.: Питер, 2007. – 270 с.

3. **Макс Ж**. Методы и техника обработки сигналов при физических измерениях. В 2-х тт. - М.: «Мир», 1983

4. ДСТУ 4704:2008 Проведення промислових вибухів Норми сейсмічної безпеки.

Рукопись поступила в редакцию 23.12.12

УДК 622.235

О.О. ФРОЛОВ[·], канд. техн наук, доц., Т.В. КОСЕНКО, ст. викладач, Ю.О. БРИТВИН, студент
Національний технічний університет України "Київський політехнічний інститут""

ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ КОНТУРНОГО ПІДРИВАННЯ НА КАР`ЄРАХ

Виконано аналіз досліджень з вибору раціональних параметрів контурного підривання. Встановлено, що ефективність контурного підривання залежить від оптимальної відстані між свердловинами контурного ряду і конструкції заряду, який характеризується усередненою лінійною масою заряду ВР. Отримана залежність лінійної маси свердловинного заряду ВР від відстані між контурними свердловинами, яка забезпечує розвиток системи тріщин між ними.

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними задачами. При проведенні масових вибухів на кар'єрах відбувається руйнування законтурного масиву гірських порід. Це спричиняє зниження стійкості відкосів уступів та значно ускладнює наступне виконання буропідривних робіт (БПР). Для усунення вказаних недоліків застосовують метод контурного підривання, який, за рахунок створення екрануючої площини, дозволяє отримати відносно рівну і стійку поверхню відкосу уступу та зменшити об'єм руйнування гірського масиву за проектним контуром [1].

Якість виконання робіт з контурного підривання залежить насамперед від наступних факторів: відстані між свердловинами в контурному ряді, щільності заряджання вибухової речовини (ВР) в свердловині, діаметра свердловини і конструкції заряду. Для отримання необхідних результатів вибуху необхідно розглядати сукупний вплив цих факторів [2]. Зокрема, діаметр контурних свердловин є технологічним параметром і в більшості випадків він співпадає з діаметром основних свердловин. Конструкція контурного свердловинного заряду може мати декілька варіантів: від подовженого заряду ВР на повний діаметр свердловини і зменшеного діаметру лінійного заряду (гірлянди з патронованих ВР, формування заряду в пристрій подачі рукава та ін.) до зарядів з повітряними і інертними проміжками [3]. Водночас, загальною характеристикою всіх існуючих конструкцій контурного заряду є щільність заряджання ВР, яка відображає лінійну масу заряду.

Аналіз досліджень і публікацій. В більшості випадків обгрунтування способу контурного підривання на кар'єрах полягає у виборі раціональної конструкції контурних свердловинних зарядів вибухової речовини (ВР) при фіксованому значенні відстані між контурними свердловинами [3] або в оптимальному розташуванні контурних свердловин різних діаметрів зі зменшеним вмістом ВР в свердловинних зарядах [4]. Властивості гірського масиву враховуються здебільшого, опосередковано, через виробничий досвід на даному підприємстві.

Авторами роботи [5] проведено аналіз методів визначення параметрів контурного підривання для формування постійних бортів кар'єрів. В результаті цього встановлено, що вони не дозволяють достатньо обгрунтовано рекомендувати параметри БПР для конкретних гірничо-геологічних умов, а

· © Фролов О.О., Косенко Т.В., Бритвин Ю.О., 2013

здатні лише орієнтовно оцінити співвідношення між основними характеристиками контурного підривання.

Найбільш повно проведені дослідження в роботі [6]. Автор встановлює критерій оцінки ефективності контурного підривання з позиції умови формування розвитку мережі тріщин між контурними свердловинними при їх підриванні. Однак, в роботі не розглянуто вплив конструктивних особливостей свердловин на оптимальну відстань між ними.

Постановка задачі. Таким чином, існують певні проблеми, пов'язані з вибором раціональних параметрів контурного підривання. Це визначає задачу дослідження, яка направлена на встановлення раціональної відстані між контурними свердловинами в залежності від маси заряду ВР.

Викладення матеріалу та результати. В результаті дії вибуху в гірському масиві утворюється напружений стан навколо циліндричної порожнини. Основним руйнуючим фактором при дії системи контурних свердловинних зарядів є напруження розтягнення. Згідно [6, 7] для забезпечення умов руйнування між свердловинами в контурному ряді необхідно створити необхідний напружений стан по середині на лінії свердловин. В цьому випадку напруження розтягнення в цьому місці буде дорівнювати

$$\sigma_p = 2P\sqrt{d_c}\,\frac{\left(\mu a^2 - \Delta^2\right)}{\sqrt[4]{\left(a^2+\Delta^2\right)^5}}\exp\left[-\alpha\frac{\sqrt{\left(a^2+\Delta^2\right)}}{d_c}\right], \tag{1}$$

де P - тиск продуктів детонації на стінки свердловини, Па; d_c - діаметр свердловини, м; μ - коефіцієнт Пуассона; a - відстань між свердловинами, м; α - коефіцієнт поглинання; Δ - ширина шару породи (рівна діаметру свердловини).

Коефіцієнт поглинання α визначається по емпіричній залежності [6]

$$\alpha = -0{,}155\cdot 10^{-8}\rho v + 0{,}073, \tag{2}$$

де ρ - питома вага породи, кг/м^3; v - швидкість поширення хвиль напружень у гірському масиві, м/с.

Умовою руйнування породи є

$$\sigma_p \geq \sigma_p^*, \tag{3}$$

де σ_p^* – межа міцності породи на розтягнення, Па.

У зв'язку з тим, що щільність заряду ВР в контурних свердловинах невелика, тиск продуктів детонації на стінки свердловини можна розрахувати за формулою

$$P = \frac{4q\omega(\gamma-1)\eta}{\pi d_c^2} \tag{4}$$

де q - лінійна маса заряду, кг/м; ω - питома енергія ВР, Дж/кг; γ - показник ізентропи: γ = 1,45; η - коефіцієнт, що враховує втрати енергії.

Отже, використовуючи формули (1), (3) і (4), визначаємо необхідну лінійну масу заряду ВР, яка забезпечує умову розвитку мережі тріщин між свердловинами

$$q = \frac{\pi}{4}\frac{\sigma_p^*}{\omega\eta}\sqrt{d_c^3}\,\frac{\sqrt[4]{\left(a^2+\Delta^2\right)^5}}{\mu a^2 - \Delta^2}\exp\left[\alpha\frac{\sqrt{\left(a^2+\Delta^2\right)}}{d_c}\right]. \tag{5}$$

Аналіз рівняння (5) показує, що існує певна залежність лінійної маси свердловинного заряду ВР q від відстані між свердловинними зарядами a при встановлених властивостях масиву гірських порід. Для деяких типів гірських порід, які представлені в межах кар'єру ДнРУ ВАТ «Полтавський ГЗК», були проведені розрахунки по встановленню графічної залежності між q і a при наступних параметрах контурного свердловинного заряду ВР: діаметр свердловини - 0,25 м; питома енергія вибуху грамоніту 79/21 - 4285 кДж/кг; коефіцієнт, що враховує втрати енергії вибуху - 0,7. Значення α отримані згідно розрахункової формули (2). Показники, які характеризують фізико-механічні властивості гірських порід, наведені [8].

На рис. 1 представлено графічні залежності лінійної маси заряду q від відстані між свердловинами a при руйнуванні гірських порід кар'єру Полтавського ГЗК. В результаті проведеного аналізу залежностей встановлено, що кожному типу конструкції контурного заряду ВР, який характеризується усередненою лінійною масою заряду, відповідає оптимальне значення відстані між контурними свердловинами, яка повинна забезпечити розвиток мережі тріщин між заря-

дами ВР контурного ряду. Зокрема, при підриванні контурного ряду в плагіогранітах (рис. 1, залежність *1*) зарядами грамоніту 79/21 на відстані 3,0 м один від одного необхідно, щоб вага ВР на 1 м заряду становила 8 кг. Якщо ж роботи проводяться в кварцах залізистих вивітрилих, то лінійна масу заряду зменшується до 5 кг (рис. 1, залежність *5*).

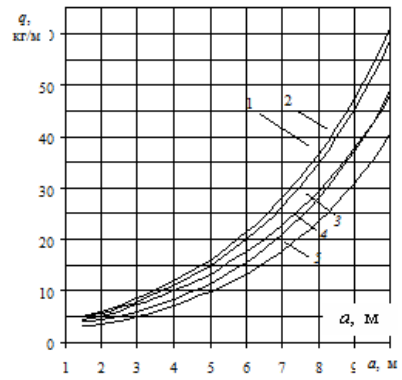


Рис. 1. Залежність лінійної маси заряду *q* від відстані між свердловинами контурного ряду *a* при руйнуванні гірських порід: *1* - плагіограніт, мігматит; 2 - сланець вивітрилий; *3* - амфіболіти; *4* - гранітоїди; *5* - кварц залізистий вивітрилий

В цілому ж, слід зазначити, що зі збільшенням відстані між зарядами контурного ряду лінійна маса свердловинного заряду збільшується по параболічній залежності. Характер зміни встановлених залежностей для різних типів гірських порід не однаковий, оскільки деякі з них перетинаються між собою. Це пояснюється сумісним впливом фізико-механічних властивостей гірського масиву на параметри контурних свердловинних зарядів ВР.

У кар'єрі ДнРУ ВАТ «Полтавський ГЗК» формування контурних свердловинних зарядів ВР здійснюється з використанням кумулятивного запираючого пристрою (КЗП), за допомогою якого формується один повітряний або заповнений водою проміжок (рис. 2*а*). Процес створення проміжку здійснюється шляхом підвішування верхньої частини заряду або забійки. Таким чином, величиною цього проміжку регулюється лінійна маса контурного свердловинного заряду ВР.

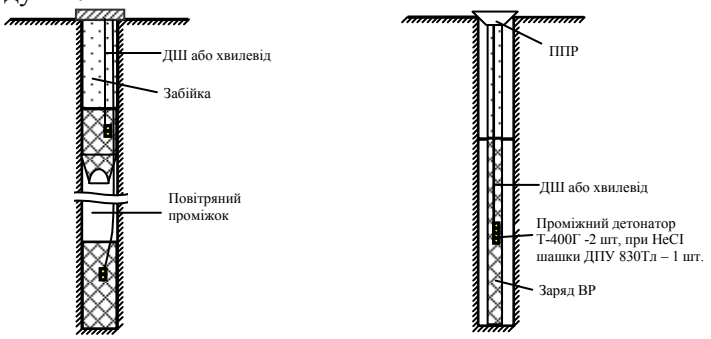


Рис. 2. Конструкції свердловинних зарядів ВР із застосуванням: *а* - КЗП; *б* - ППР-03

Однак, така конструкція контурного заряду ВР має низку недоліків. Зокрема, ускладнює технологію заряджання свердловин, збільшується ризик припинення детонації в свердловині через наявність розривів в заряді та змушує розміщувати в кожній частині заряду проміжний детонатор. Це, відповідно, збільшує витрати на засоби підривання і підвищує трудоємність процесу заряджання свердловин.

Для усунення вказаних недоліків пропонується формувати суцільний свердловинний заряд зменшеного діаметру. Задача формування такого контурного заряду була вирішена шляхом його розміщення в полімерній оболонці і утриманням колонки заряду в вертикальному положенні. Для цього використовується технологія заряджання промислових ВР в пристрій подачі рукава (ППР), яка була розроблена в ЗАТ «Техновибух» (рис. 2*б*). Наведена технологія була успішно провірена в промислових умовах. В контурних свердловинах діаметром 250 мм в полімерному рукаві розміщувався заряд діаметром 127 мм. В таких умовах витрата сипучих ВР на 1 м свердловинного заряду склала 13 кг, а емульсійних ВР - 19 кг. Така конструкція забезпечила рівномірність розподілу свердловинного заряду ВР по довжині, розміщення колонки заряду по осі свердловини, технологічність формування заряду в свердловину з будь-яким рівнем обводненності, можливість використання неелектричних систем ініціювання.

Висновки. 1. Аналіз літературних джерел показує, що при застосуванні контурного підривання існують певні проблеми, пов'язані з вибором його раціональних параметрів.

2. В цілому ефективність контурного підривання залежить від правильного вибору відстані між свердловинами контурного ряду і конструкції заряду, який характеризується усередненою лінійною масою заряду ВР.

3. Встановлено залежність лінійної маси свердловинного заряду ВР від відстані між контурними свердловинами при певних властивостях масиву гірських порід.

4. Рекомендовано конструкцію свердловинного контурного заряду ВР з використанням пристрою подачі рукава.

Список літератури

1. **Технические правила** ведения взрывных работ на дневной поверхности. – М.: Недра, 1972. – 239 с.

2. **Кузнецов Г.В., Улыбин В.П.** Контурное взрывание на открытых горных работах. – М.: изд.ЦНИМТЭЙ, 1968. – с.49.

3. **Романчук О. В., Фролов А.А.** Конструктивные особенности оконтуривающих скважинных зарядов // Вісник Криворізького технічного університету: Кривий Ріг, 2008. – Вип. 20. – С. 18–21.

4. Обоснование и отработка рациональных параметров взрывания приконтурных блоков с применением отбойных скважин уменьшенного диаметра / **В.А. Фокин, Г.Е. Тарасов, М.Б. Тогунов, А.А. Данилкин, Ю.А.Шитов** // Сб. «Взрывное дело». – №97/54. – М.: Недра, 2007. – С. 32-39.

5. Аналіз методів визначення параметрів контурного підривання для формування постійних бортів кар'єрів при розробці скельних порід / **Е.А. Загоруйко, Т.В. Косенко, О.О. Фролов** // Вісник ЖДТУ / Технічні науки. – 2008. – №1(44). – С. 144-147– 0,42 др. арк.(на 1 автора 0,14 др. арк).

6. **Граур М.И.** Управление процесом разрушения пород при контурном взрывании с целью получения устойчивых откосов уступов в карьерах // Дисс. ... канд.техн.наук. – М., 1981. -201 с.

7. **Загоруйко Є.А., Косенко Т.В., Фролов О.О.** Встановлення закономірностей між властивостями гірського масиву і параметрами контурного підривання за умови розвитку екрануючої тріщини // Вісник Криворізького технічного університету: Кривий Ріг: КТУ, 2009. – Вип. 23. – С. 190–193.

8. **Фролов О. О.** Дослідження ефективності руйнування скельних порід вибухом свердловинного заряду для умов кар'єру ВАТ «Полтавський ГЗК» / **О. О. Фролов** // Вісник НТУУ "КПІ". Серія "Гірництво": Зб. наук. праць. – 2007. – Вип. 15. – С. 61–65.

Рукопись поступила в редакцию 23.03.13

І.Є. ГРИГОР'ЄВ, канд. техн.наук, доц., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

СИСТЕМНИЙ ПІДХІД ДО ПРОЕКТУВАННЯ КАР'ЕРУ ЯК ВІДКРИТОЇ ВИРОБНИЧОЇ СОЦІАЛЬНО-ЕКОНОМІЧНОЇ СИСТЕМИ

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними задачами. Глобальні зміни умов господарювання і трансформаційні процеси переходу до ринкової економіки спричинили спад ефективності функціонування підприємств гірничодобувної галузі. Одним із шляхів вирішення даної проблеми є підвищення надійності і ефективності прийнятих проектних рішень за рахунок використання системного підходу.

Аналіз досліджень і публікацій. Витоком системного підходу є «Загальна теорія систем» розроблена австрійцем за походженням, біологом Карлом Людвигом фон Берталанфі. На противагу пануючій у XIX ст. теорії «закритих систем», Л. Берталанфі висунув біологічну теорію відкритих систем. В основу теорії було закладено твердження про те, що поведінка живих істот не може бути представлена просто як сумарна поведінка окремих їх частин. Живий організм являє собою щось більше, ніж суму окремих елементів, оскільки використовує для організації їх взаємодії принцип синергізму.

У рамках даної теорії було висунуто думку про те, що організми існують в тісному взаємозв'язку з зовнішнім середовищем. Їх функції і структура підтримуються за допомогою безперервного обміну інформацією із зовнішнім середовищем. В свою чергу, організм являє собою комплексну систему, що складається з безлічі взаємозалежних, об'єднаних в єдине ціле елементів.

Надалі Л. Берталанфі багато займався проблемою узагальнення концепції відкритих систем з метою її застосування в інших галузях знань. Ця робота породила у нього ідеї щодо загальної теорії систем, яка ставить своїм завданням формулювання та розробку принципів, застосовних до всіх систем.

У процесі еволюції наукової думки та розвитку поглядів на основи викладених Л. Берталанфі в теорії відкритих систем розробок було сформовано системний підхід.

Системний підхід при розв'язанні проблем гірничої справи використовували такі видатні вчені як Астаф'єв Ю.П., Хронін В.В., Трубецький К.Н., Коваленко В.С., Мельников Н.В та багато інших.

У своїх роботах вони аналізували стан кар'єру як виробничо-технічні системи, що являє собою техніко-технологічний комплекс, систему робочих машин і механізмів, підібраних пропорційно по кількості і потужності відповідно до видів продукції, що випускається (виконуваних робіт, послуг), технологією її виготовлення й обсягами випуску.

Основним недоліком традиційного підходу до процесу проектування є те, що традиційно кар'єр розглядається тільки як техніко-технологічний комплекс, система робочих машин і ме-

© Григор'єв І.Є., 2013

ханізмів, підібраних пропорційно по кількості і потужності відповідно до видів продукції, що випускається (виконуваних робіт, послуг), технологією її виготовлення й обсягами випуску. З цієї точки зору розглядається взаємозв'язок та взаємовплив виділених структурних елементів один на одного та на систему в цілому [1].

Як правило, дослідники, аналізуючи кар'єр, виділяють дві основні ознаки класифікації внутрішніх елементів системи: за видами технологічних процесів в кар'єрі; за характером виконуваної роботи.

За видами технологічних процесів у якості підсистем дослідники, як правило, виділяють наступні: бурова, вибухова, екскаваторна, транспортна, відвальна, перевантажувальна у випадках застосування перевантажувальних майданчиків, екскаваторна й транспортна на перевантаженні, бункерна на збагачувальній фабриці або інше.

За характером виконуваної роботи традиційно прості системи розглядають як системи, що займаються виїмкою розкривних порід, та системи видобутку корисних копалин. Отже, одна група простих систем, що видаляє розкривні породи з кар'єру, створює запаси руди, необхідні для нормального функціонування другої групи простих систем, що добуває корисні копалини.

У зв'язку з цим дослідниками було запропоновано систему-кар'єр розділити на три підсистеми, які мають самостійні цілі і завдання, спрямовані на виконання єдиної функції - видобуток корисної копалини [2]. У роботі пропонується розрізняти підсистеми:

1. «Розкривна», що займається виїмкою з кар'єру порід;
2. «Запаси», що містить у собі запаси корисної копалини і є проміжною;
3. «Видобувна», що здійснює видобуток руди.

Існують і інші підходи поглядів на систему кар'єр за якими дослідники виділяють загальні підсистеми. В основному дослідники виділяють за характером досліджень технічну, технологічну та організаційну підсистеми.

Відповідно до цих систем вивчають технічні або технологічні показники елементів систем. Організаційна система досліджується у якості інструменту підвищення ефективності взаємодії між технічною та технологічною підсистемами.

У цих підсистемах в залежності від предмету дослідження, його властивостей, проектувальником визначаються більш дрібні елементи системи. Він вивчає їх структуру, взаємодію та взаємовплив один на одного та на поведінку системи - кар'єр в цілому.

Проектування починається з аналізу вхідних даних та вибору технології робіт по розробці родовища корисних копалин. При проектуванні гірничого підприємства найбільш дрібним елементом технологічної підсистеми є елементи технології, а для технічної підсистеми - одиниця обладнання. При проектуванні кар'єру в першу чергу виконується кількісний розрахунок варіанту навантажувального обладнання. Найчастіше у якості такого обладнання є екскаватор з необхідною технологію навантаження. Потім проводиться аналіз та вибір виду технологічного транспорту для обслуговування екскаваторів та розрахунок його кількості. Надалі, при необхідності, вибирається бурове, а потім допоміжне обладнання та розраховується його кількість.

Отримавши основні прогнозні кількісні техніко-технологічні показники комплексу або системи робочих машин і механізмів, виконується оцінка ефективності їх використання за критеріями щодо пропорційності по кількості і потужності відповідно до видів та обсягів випуску продукції, яка випускається, або до виконуваних робіт та послуг.

Виходячи з основного завдання гірничого проекту, яке полягає в обґрунтуванні технічної можливості та економічної доцільності варіанту розробки родовища корисних копалин, виконується кількісна оцінка показників елементів технічної та технологічної підсистем за загальним критерієм « більше - менше». Оцінка варіантів їх якісних характеристик та характеристик елементів організаційної підсистеми виконувалась за допомогою використання економічних показників. В основному застосовувались показники капітальних та експлуатаційних витрат.

Динаміка змін цих витрат розраховувалась тільки для оцінки змін структури розташування у робочому просторі кар'єру елементів технічної підсистеми для виконання технології виробництва та корегування їх кількісних пропорцій. Оцінка прибутковості варіанту проекту виконувалась за допомогою статичного показника ціни мінеральної продукції на довготривалий етап проекту.

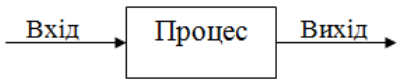
У ринкових умовах трансформаційної моделі господарювання в Україні, все більшої глобалізації світової економіки, високої динаміки змін рядів обладнання, цін на енергоносії, сировину, матеріали, мінливості стану попиту та цін на ринку мінеральної сировини, все зростаючій конкуренції на ньому, швидкому оновленні нормативно-правової бази традиційний підхід до проектування кар'єру як до виробничої технічної системи не відповідає сучасним вимогам проектування підприємств. Він не дає можливості виявити, вивчити та враховувати більшість динамічних показників економічного характеру, необхідних для проектування, які активно впливають на ефективність функціонування технічної, технологічної та організаційної підсистем кар'єру.

Постановка завдання. Завданням даної роботи є розробка сучасного системного підходу до процесу проектування гірничодобувного підприємства не як до технічної, а як до виробничої соціально-економічної системи.

Викладення матеріалу. Центральним поняттям системного підходу є поняття системи. Існує велика кількість варіантів визначення даного поняття, але найбільш повним є наступне: система являє собою єдність взаємопов'язаних і взаємодіючих елементів, розташованих у певній закономірності в просторі і в часі, що спільно діють для досягнення поставленої мети.

Процес функціонування будь-якої системи можна представити у вигляді схеми, основними ланками якої є входи системи, процес та виходи системи (рис. 1).

Рис .1. Загальна схема функціонування системи



Під входами системи розуміють різні точки прикладання впливу зовнішнього середовища на систему. Входами системи можуть бут інформація, речовина, енергія. Залежно від ролі цих елементів в процесах, що відбуваються в системі, їх можна класифікувати наступним чином:

Перший елемент входу - той, над яким здійснюється певний процес, або операція (сировина, матеріали).

Якщо розглядати систему-кар'єр, то такими елементами є родовище корисних копалин, сировина та матеріали, енергія, інформація та інше.

На вхід будь-якого процесу гірничого підприємства надходять наступні ресурси:

природні - земельний відвід з його біоресурсами і корисними копалинами надр;

виробничі - виробничі потужності (основні фонди), сировинні, матеріальні та паливно-енергетичні;

трудові - колектив професійно навчених працівників необхідної кваліфікації;

науково-технологічні - наукові знання, втілені у використовуваних на підприємстві технологіях.

Другим елементом входу системи є зовнішня середовище, під яким розуміється сукупність факторів і явищ, що впливають на процеси системи і не піддаються прямому управлінню з боку її керівників.

Не контрольовані фактори зовнішнього середовища можливо поділити на дві категорії: випадкові, які характеризуються законами розподілу, невизначеними законами або які діють без усяких законів (наприклад, природні умови); фактори, які знаходяться у розпорядженні систем, є зовнішніми та активно впливають на систему, що проектується (наприклад, закони, нормативно - правові документи)

Третій елемент входу забезпечує розміщення і рух компонентів системи, тобто задає закони її організації та функціонування, цілі, обмежувальні умови та ін.

Необхідно підкреслити, що до початку економічних реформ в Україні в умовах директивної економіки другий вхід практично не мав впливу на гірничодобувне підприємство, тому ці фактори та явища практично не вивчались, а їх вплив на ефективність проектних рішень не вивчався та не враховувався.

Наступною ланкою системи є операції, процеси або канали, через які проходять елементи входу. Система повинна функціонувати таким чином, щоб необхідні процеси (виробничі, підготовки кадрів, матеріально-технічного постачання та ін.), на які кожен вхід впливає за певним законом у відповідний час, досягали бажаного за ефективністю виходу.

Останньою частиною системи є вихід, який є продуктом або результатом її діяльності. Він являє собою результат перетворення інформації, речовини і енергії, в процесі функціонування системи. По виходу оцінюють ступінь досягнення цілей, поставлених перед системою. У

кар'єрі виходом системи є добуті корисні копалини, їх обсяг та якість. Вихід системи - кар'єр співпадає з метою її функціонування. У даному випадку це видобуток якомога більшої кількості корисних копалин з надр землі, з найбільш ефективним використанням наявних ресурсів (технічних, технологічних, фінансово-економічних, людських).

Аналіз підходів до проектування гірничих підприємств показав, що при директивній та трансформаційній моделях економіки в Україні в умовах відсутності жорсткої конкуренції основна увага дослідників була зосереджена на першому та третьому входах. Другому входу зовнішнього середовища ними не приділялось достатньої уваги, зокрема оцінки динамічності економічних показників його елементів. Така ситуація визначалась тим, що ціни на обладнання, матеріали, енергію, інші елементи собівартості видобутку корисних копалин, контролювались та регулювались державою та практично не змінювалися протягом тривалого часу. Крім того, якісний та кількісний модельний ряд гірничого обладнання мав жорсткі обмеження по виробництву та використанню. Законодавчі, нормативно-правові документи щодо регулювання гірничодобувної промисловості мали довготермінову дію. Ціни на мінеральну сировину визначались не ринком, а державними органами влади та не враховували якість продукції. Практично всі елементи другого входу системи регулювала держава. Економічна динамічність та невизначеність у часі елементів другого входу була настільки мала, що практично не впливала на ефективність проектних рішень проектувальника на тривалий період дії проекту. Практично всі вони у директивній формі доводились до нього Замовником.

Найбільш динамічним у тих умовах були елементи першого входу - природні. Це земельний відвід з його біоресурсами і корисними копалинами надр. Характеризуючи показники його розробки, по своїй суті, є дуже динамічні у часі та просторі.

Згідно методології проектування кар'єрів, проектант повинен визначити економічну ефективність техніко-технологічного варіанту проекту. Основним завданням перед дослідниками при такому підході є вирішення гірничо-технологічних та гірничотехнічних задач з вибору варіанту комплексної механізації та розрахунку кількісної комплектації. По суті, різниця в економічній ефективності гірничих підприємств визначалась тільки елементами першого входу - гірничо-геологічними умовами родовища та його географічним розташуванням.

Це суттєво змінювало умови функціонування системи.

Після переходу в Україні до ринкових форм господарювання більшість елементів другого входу набула характер невизначеності. Сучасні умови функціонування системи змінились. Глобальна конкуренція серед підприємств визначила, що основними показниками є ті, які характеризують фінансово-економічну ефективність гірничого виробництва. Прибуток підприємства набуває ознаки основного критерію оцінки ефективності функціонування варіанту технічної, технологічної, організаційної підсистем та у якості порівняльної комплексної оцінки показників ефективності функціонування всієї системи кар'єр з іншими підприємствами їхнього конкурентного середовища. Критерії мінімуму витрат ресурсів використовують тільки у якості допоміжних оцінок етапів проектного процесу при виборі та формуванні елементів технічної, технологічної та організаційної підсистем кар'єру.

Виходячи з наведеного, необхідно впроваджувати ще одну підсистему. Її елементами є фінансові та економічні показники, які характеризують використання елементів технічної, технологічної та організаційної підсистем у часі та просторі з урахуванням економічної динаміки елементів другого входу.

Такий підхід до дослідження кар'єру вимагає перейти до його розгляду не як технічної, а як виробничої соціально-економічної системи.

Економічна динамічність елементів другого входу зовнішнього середовища набула статус вирішального фактору впливу на вибір структури комплексної механізації та формування технічної та технологічної підсистеми кар'єру. Наприклад, зміна цін на мінеральну сировину приводить до змін показнику мінімального промислового вмісту корисного компоненту та бортового вмісту корисного компоненту у руді, а це у свою чергу призводить до зміни величини запасів корисних копалин. Відповідно до ціни змінюється система надбавок за якість сировини та скидок за шкідливі включення, все більшого значення набувають штрафи за негативний вплив на навколишнє середовище, сплати за користування надрами та землею. Результатом такої динамічності є можлива зміна основних показників розробки родовища корисних копалин. Це може бути, наприклад, виробнича потужність кар'єру або строк розробки родовища. Динаміч-

ність цін на ресурси може привести до необхідності переходу на іншу технологію або заміну типу гірничого обладнання.

Не досліджений, а тому не прогнозований вплив змін елементів другого входу зовнішнього середовища системи кар'єр приводить до того, що гірничотехнічні, технологічні кількісні та якісні задачі проектування переходять у розряд економічних категорій або рішення економічних задач. Невизначені динамічні коливання ряду економічних показників зовнішнього середовища можуть привести проектанта до таких проектних рішень, які б при неврахованих змінах потребували більш частих змін у проекті розробки родовища. Життєвий цикл проекту може значно скоротитися та потребувати додаткових вкладень на його корегування або реконструкцію кар'єру. Такі зміни приводять гірниче підприємство до значних капітальних та експлуатаційних витрат, що знижують його конкурентоспроможність на ринку мінеральної сировини.

Для недопущення цих витрат перед проектантом встають задачі, які полягають у визначенні та закладенні резервів у основні показники проекту. Проектант може визначити основні розрахункові показники кожної підсистеми кар'єру для деякого періоду життєвого циклу проекту, а на основі аналізу динаміки коливань визначити та закласти до них необхідні резерви. Основною функцією резервів у показниках проекту є можливість їх використання для нівелювання можливого негативного впливу різних зовнішніх факторів. Це значно підвищить ефективність прийнятих проектних рішень за рахунок збільшення строку дії життєвого циклу проекту.

Використовуючи системний підхід, система (об'єкт) повинна розглядатися як сукупність взаємопов'язаних елементів (компонентів), що має вихід (мета), вхід (ресурси), зв'язок із зовнішнім середовищем, зворотній зв'язок. Це найбільш складний підхід. Його суть полягає в реалізації вимог загальної теорії систем, згідно з якою кожен об'єкт у процесі його дослідження повинен розглядатися як велика і складна система і одночасно як елемент більш загальної системи.

За своєю природою кар'єр є відкритою системою. Така система не є самодостатньою, вона залежить від енергії, інформації і матеріалів, що надходять ззовні. Важливо підкреслити, що відкрита система не просто існує в середовищі, вона існує завдяки йому. Багато в чому успіх проектування вимірюється ступенем інтеграції системи з середовищем, що закладається в проект. Чим краще середовище зрозуміле і оцінено, тим точніше буде відповідати йому система.

Для більш детального вивчення зовнішнього середовища необхідно розглянути його основні фактори впливу на систему, яку ми проектуємо. Тому обов'язково необхідно застосовувати другий висновок із визначення системи. Цей висновок вимагає розглядати кар'єр як елемент системи більш високого ієрархічного рівня, що і є особливою відмінністю системного підходу до кар'єру у ринкових умовах.

Гірничодобувне підприємство можливо представити у вигляді елементу систем більш високих ієрархічних рівнів: глобального, державного, регіонального та рівня системи - об'єкту .

На найвищому з ієрархічних рівнів - глобальному повинні розглядатися взаємозв'язки гірничого підприємства у міждержавному, світовому масштабі, а також встановлюватися ступінь його впливу на природу і людство виходячи з вимог світової спільноти в технічній, екологічній, економічній, правовій, соціальній та інших галузях.

На державному рівні формуються нормативно-правові умови до існування системи-кар'єр. Ці умови включають закони, формальні і неформальні розпорядження і допоміжні правила, що встановлюються державою, і регламентують діяльність гірничовидобувних підприємств.

На регіональному рівні виявляються регіональні та соціальні вимоги, а також вимоги різних груп громадян, громадських об'єднань до розвитку соціально-побутової інфраструктури, розміщення гірничого підприємства, його техніко-економічним, екологічним та іншим характеристикам, оцінюють їх правомірність, можливість і шляхи реалізації в прийнятих проектних рішеннях.

На рівні систем передбачається встановлення і облік зв'язків і відносин між системами, тобто між даним гірничим підприємством і іншими підприємствами, які добувають аналогічні корисні копалини, споживачами продукції, а також з транспортними, енергетичними, економічними, машинобудівними та іншими системами, соціальним та природним навколишнім середовищем. Вирішення питань на рівні систем у порівнянні з рівнем об'єктів і компонентів істотно складніше, це пов'язано з необхідністю ув'язки технічних, економічних, організаційних та інших видів рішень за межами структури гірничого підприємства в рамках взаємодії з іншими об'єктами і системами.

Кожний з представлених ієрархічних рівнів систем являє собою сукупність факторів невизначеності, що здійснюють суттєвий вплив на третю частину системи - ефективність мети функціонування гірничої системи кар'єр.

У процесі проектування необхідно враховувати вплив факторів всіх ієрархічних рівнів. Лише такий підхід дозволить створити проект гірничого підприємства, якій має довготривалий життєвий цикл та забезпечити йому ефективне функціонування в сучасних умовах.

Висновок. Системний підхід є потужним інструментом дослідження складних систем з великою кількістю елементів та взаємозв'язків між ними, якою є виробнича соціально-економічна система кар'єр.

Особливістю даного підходу є одночасний розгляд кар'єра з двох точок зору:

кар'єр як система об'єкт, який складається із внутрішніх підсистем;

кар'єр як елемент систем більш високого ієрархічного рівня.

Така точка зору дозволить врахувати комплексний вплив внутрішніх та зовнішніх факторів на систему кар'єр. Використання даного підходу в процесі проектування здатне значною мірою підвищити ефективність функціонування майбутнього підприємства.

Подальшими дослідженнями необхідно визначити основні показники кожної підсистеми кар'єру та створити рейтингову шкалу їх оцінок.

Список літератури

1. Проектирование карьеров: Учебник / **К.Н. Трубецкой, Г.Л. Краснянский, В.В. Хронин, В.С. Коваленко**. - 3-е узд., перераб. - 2009. - М.: Высш . шк. – 694с.

2. **Астафьев Ю.П., Давидович А.С., Бевз Н.Д.**, и др. Автоматизация планирования горных работ на железорудных карьерах. - М.: Недра, -1982.- 280 с.

Рукопис подано в редакцію 23.12.12

УДК 622.271

В.В. ПЕРЕГУДОВ, д-р техн.наук, проф., Б.Ф. КУЧЕР,
В.Ф. ПЛОТНИКОВ, Е.М. НИКОЛЕНКО, ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

УВЕЛИЧЕНИЕ ПОЛНОТЫ ОСВОЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ МАГНЕТИТОВЫХ КВАРЦИТОВ ПУТЕМ ПОСТАНОВКИ БОРТОВ КАРЬЕРОВ В КОНЕЧНОМ ПОЛОЖЕНИИ С КРУТЫМИ РЕЗУЛЬТИРУЮЩИМИ УГЛАМИ НАКЛОНА

Предложен способ увеличения сырьевой базы ПАО «ЦГОК» путем постановки бортов карьера № 1 в конечном положении с крутыми результирующими углами наклона.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Проектными решениями и рекомендациями научных организаций глубина карьера №1 ограничена отметкой 500 м. Дальнейшая углубка карьера может привести к отрицательным экономическим показателям, обусловленными высоким коэффициентом вскрыши и отведением под отвалы значительных площадей дневной поверхности.

Анализ исследований и публикаций. На сегодня имеется комплекс мероприятий, позволяющих поставить уступы карьеров в конечном положении, в устойчивом состоянии с крутыми углами. Это позволяет получить экономический эффект. До настоящего времени эти мероприятия на карьерах Криворожского бассейна не применялись.

Постановка задач. Целью является увеличение сырьевой базы карьеров и уменьшение отведения площадей дневной поверхности под отвалообразование.

Изложение материалов и результаты. Освоение большинства месторождений железистых кварцитов открытым способом, начатое в Криворожском железорудном бассейне в 60-х годах прошлого столетия, в настоящее время осложняется присущими для данного способа разработки проблемами, связанными с увеличением глубины разработки:

снижение производительности по добыче руды;

увеличение коэффициента вскрыши;

ограниченность площадей дневной поверхности, отводимых под отвалы.

© Перегудов В.В., Кучер Б.Ф., Плотников В.Ф., Николенко Е.М., 2013

Например, производительность карьера №1 ПАО «ЦГОК» по добыче магнетитовых кварцитов снизилась с 10,0 млн т/год в 1991 г. до 6,3 млн т/год в 2012 г. и имеет тенденцию к дальнейшему снижению. Коэффициент вскрыши при этом составил 0,87 $м^3$/т.

В 2012 г. он составил 1,62 $м^3$/т и на конечный IV этап отработки карьера, его значение достигнет 2,28 $м^3$/т.

Неуклонное уменьшение емкостей отвального хозяйства требует периодического отведения новых площадей под отвалообразование. Емкости существующих отвалов, размещенных в зонах обрушения действующих шахт, не на угодьях и в ограждающей дамбе хвостохранилища практически исчерпаны. Для нормальной работы ГОКа необходим отвод дополнительных площадей, а это, в основном, земли сельскохозяйственного назначения.

Перечисленные факторы являются доминирующими в снижении рентабельности горнодобывающего производства и могут привести к его полной остановке.

Традиционно, для дальнейшей разработки месторождения предлагаются открыто-подземный и подземный способы.

Классически, момент перехода с открытого способа на подземный определяется по граничному (предельному) коэффициенту вскрыши. Его еще называют допустимым, иногда критическим или экономически допустимым.

По величине граничного коэффициента вскрыши устанавливают границы карьеров исходя из равенства себестоимости добычи руды открытым и подземным способами.

Прецедентов перехода разработки железистых кварцитов с открытого способа на подземный в Криворожском железорудном бассейне еще не было, но и самый производительный способ добычи – открытый, еще полностью не исчерпал свои возможности.

Остаток балансовых запасов неокисленных кварцитов, попадающих в проектный контур карьера не превышает 200 млн т. Запасы участка месторождения Большая Глееватка, в пределах которого работает карьер, составляют, до глубины 600 м, по второму и четвертому железистым горизонтам - 550 млн т. Освоение этих запасов возможно путем внедрения новых технологических решений, позволяющих без применения альтернативных способов разработки, расширить сырьевую базу карьера. При этом обязательными условиями при применении новых технических решений, будут являться сохранение производительности по добыче руды и сохранение, или снижение, коэффициента вскрыши.

К таким техническим решениям можно отнести увеличение результирующих углов бортов карьера до максимально возможных при обеспечении их устойчивости.

В мировой практике развиваются следующие тенденции увеличения крутизны результирующих углов наклона бортов карьера и откосов отвала на отдельных участках за счет:

повышение крутизны откоса уступа до коэффициента запаса его устойчивости - 1,00 (на 10-20°) с мониторингом в режиме реального времени положения борта или откоса, позволяющем в случае формирования оползня своевременно его обнаружить и с опасной зоны вывести людей и технику;

повышение крутизны откоса уступа до коэффициента запаса его устойчивости - 1,00 (на 10-20°) с применением робототехники и выводе рабочих с опасной зоны;

повышение крутизны откоса уступа до коэффициента запаса его устойчивости - 1,00 (на 10-20°) с применением крепления уступа в конечном положении.

повышение крутизны откоса уступа (на 5-10°) с сохранением коэффициента запаса устойчивости на нормативном уровне - 1,30 за счет тенденции повышения прочностных свойств горных пород карьера с понижением горных работ. Данный вариант в комбинации с вариантом 3 - самые перспективные для условий Глееватского карьера. Так, увеличение угла наклона борта карьера на конечном контуре приводит к весьма значительному уменьшению объема вскрышных работ с одной стороны и дополнительно вовлекаемым в отработку запасам донной части - с другой. В частности, увеличение угла наклона борта карьера на 1° с 39 до 40° при высоте борта 400 м обеспечивает снижение объема вскрышных пород в контуре карьера более чем на 345 тыс. $м^3$ на каждые 100 м периметра борта.

По другим источникам [1], каждый градус наклона борта приводит к изменению объема вскрышных пород от их общего объема и коэффициента вскрыши на 3-4 %. Принимая во внимание, что увеличить результирующий угол борта карьера на 5° и больше вполне реально, то реально и снизить коэффициент вскрыши, к примеру с 1,50 до 1,28.

В зарубежной практике работы карьеров в прочных скальных массивах есть примеры формирования конечных бортов с высокими значениями их углов. На карьерах Patabora (ЮАР), Cleveland Cliffs (США), Flintkote Mine, Westfrob Mine (Канада), Aitik (Швеция) к настоящему времени углы наклона бортов на конечном контуре составляют 50-80°. На карьерах Российской Федерации тоже есть опыт формирования крутых бортов карьеров за счет вертикальных откосов уступов: на карьере рудника «Железный» АО «Ковдорский ГОК», на карьерах добывающих Якутские алмазы, (рис. 1,2).



Рис. 1. Добыча алмазов в Якутии карьером с крутыми результирующими углами



Рис. 2. Формирование борта карьера с использованием вертикальных уступов высотой 24 м (основной карьер ОАО "Ковдорский ГОК")

Увеличение результирующего (генерального) угла наклона борта в целом, конструктивно достигается уменьшением количества и ширины предохранительных берм на нем, а также – увеличением углов откоса уступов в конечном положении.

Реализация подхода создания «крутых» бортов, возможна только при резком повышении культуры производства, организации новых служб и подразделений в составе предприятия, ужесточение технологической дисциплины ведения горных работ в карьере, приобретения дополнительного оборудования.

Правила охраны труда [2] ограничивают крутизну бортов карьера п. 1.8 раздела V, гласящего, что ширина бермы должна быть не менее ⅓ высоты объединенных уступов.

Теоретически, даже при вертикальных углах откосов уступов, нерабочий борт карьера может иметь результирующий угол откоса борта, не противореча Правилам охраны труда, не круче $\alpha = 90 - \text{arctg}(⅓) = 71{,}5°$, при этом все коммуникации необходимо проложить в бортах карьера.

Увеличение крутизны угла откоса уступа регламентируется, прежде всего, физико-механическими свойствами пород в массиве. Огромное влияние на ослабление прочностных свойств пород в массиве при постановке откосов уступов в конечное положение оказывают техногенные факторы - культура ведения взрывных работ.

Для сохранности прочностных свойств пород в массиве на предельном контуре карьера, в 100 метровой зоне от этого контура, взрывные работы необходимо вести при предварительно образованной щели в результате контурного взрывания. В этом случае выбуриваются скважины, и образовывается щель под углом устойчивости уступа.

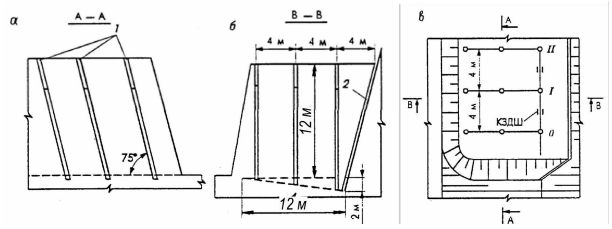


Рис. 3. Схема оформления экранирующей щели, заоткоски уступа и предохранительной бермы: *1* - отбойные наклонные скважины; *2* - предварительно пройденная экранно-отрезная щель; КЗДШ – пиротехнический замедлитель; 0, I, II… - очередность взрывания

На рис. 3 приведена схема заоткоски высокого уступа с проведением экранно-отрезной щели на всю высоту сдвоенного уступа и с созданием наклонной бермы при отработке нижнего подуступа [3].

На рис. 4 показана схема отстройки вертикального уступа.

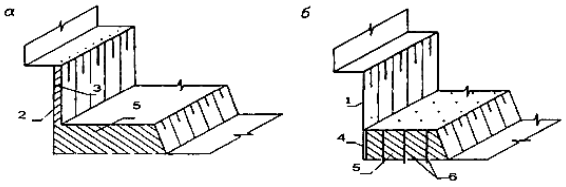


Рис. 4. Схема отстройки вертикального уступа: *1* - откос в конечном положении; *2* - скважина заоткоски; *3* - породный промежуток; *4* - щель; *5* - нижняя лента (блок) заоткашиваемого уступа; *6* - рабочие скважины

Отработка запасов карьера с вертикальным углом откоса сдвоенного уступа, поставленного в конечное, не рабочее положение, с одной стороны экономически крайне выгодна, а с другой - в такой же степени и опасна. Риски заключаются в возможности внезапного выполаживания уступа или групп уступов, травмируя при этом людей, выводя из строя технику. Эту проблему решила корпорация «Казахмыс» (Казахстан) осуществляя работы под вертикальными откосами с помощью дистанционно управляемых погрузчиков.

Для повышения устойчивости откосов уступов в ослабленных зонах и в зонах с интенсивной трещиноватостью пород, необходимой мерой является их укрепление.

Опытом укрепительных работ на карьерах обосновано, что даже в слабых и сильновыветрелых породах, за счет их укрепления арматурой из стали и каната, можно создать устойчивый массив, отличающийся значительными прочностными свойствами. Укреплением участков уступов можно достичь повышения их крутизны на 10-20° [3].

На карьере № 1 ПАО «ЦГОК» - горные работы ведутся одним уступом высотой 18 м или слоями (подуступами) высотой по 6 и 12 м, с постановкой на конечный контур сдвоенного уступа высотой 36 м (три слоя по 12 м). Ширина минимальной бермы будет составлять ⅓ высоты сдвоенного уступа или 12 м.

В породах со слабыми прочностными свойствами, работы ведутся двумя слоями сдваивая их при постановке в конечное положение.

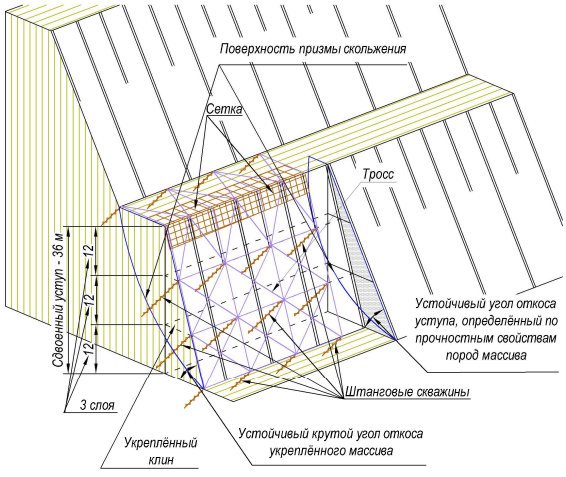


Рис. 5. Фрагмент борта карьера, часть которого поставлена в крутое конечное положение и закреплена

Так как в соответствии с Правилами охраны труда, углы откоса уступов и бортов определяются проектом, то вполне возможно заложить углы наклона бортов круче расчетных, определенных в соответствии с естественными физико-механическими свойствами пород, при этом искусственно повысив прочностные свойства пород массива - коэффициент сцепления, путем упрочения, крепления массива пород (рис. 5).

Согласно теории устойчивости откосов однородного массива, его сдвижение происходит по поверхности ослабления близкой по форме к круглоцилиндрической. При этом, в верхней части находятся сдвигающие силы, а в нижней - удерживающие. Обе эти силы являются функциями от веса массива, формирующего сползающий клин. С повышением угла наклона борта, нижняя его часть, представляющая удерживающие силы отрабатывается и вывозится во вскрышу. В качестве компенсации, обеспечивающей устойчивость, к нижней части уступа прикрепляется (пришивается) адекватный по весу массив пород, находящийся за поверхностью скольжения посредством штанг. На рис. 5 представлен вариант, когда крутой угол уступа позволяет производить понижение горных работ, и приведена принципиальная схема крепления борта уступа карьера.

Скважины под анкера бурятся при постановке каждого слоя в конечное положение, горизонтальной строчкой с промежутком $m \approx 4$ м. Промежуток является функцией от блочности массива - $m=f(lб)$. Забуриваются скважины в нижнюю бровку, угол наклона скважин - перпендикулярно плоскостям ослабления, поверхности скольжения. Глубина скважин определяется предполагаемым положением поверхности скольжения, которую необходимо перебурить и прикрепить к ней определенный вес массива.

Крепь устанавливается по мере выбуривания скважин. Между анкерами скважин натягивается трос. Верхняя часть уступа, во избежание осыпей, затягивается сеткой.

Установленное крепление позволит получить устойчивый откос сдвоенного уступа в конечном положении высотой 36 м, круче на 15°, т. е с углом наклона 80°.

Крепежные работы борта уступа - это альтернатива вскрышным работам. Для оценки эффективности крепежных работ приведем их показатели к альтернативным затратам на вскрышу.

На рис. 6 приведен разрез по 178 оси карьера.

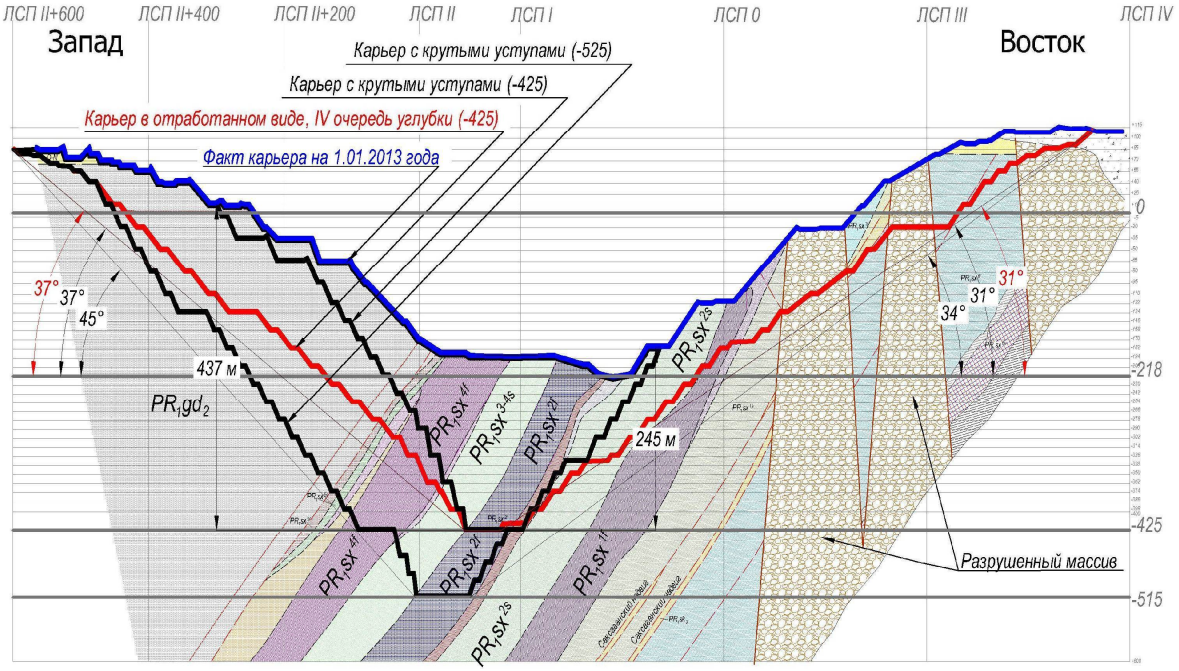


Рис 6. Разрез по 178 маркшейдерской оси Глееватского карьера

На разрезе отстроен контур карьера в отработанном виде в рамках IV очереди углубки до отметки минус 425 м, а также от этой отметки вверх отстроен контур карьера с крутыми уступами. В результате имеем сокращение объемов вскрышных работ с одной стороны и необходимость в креплении 437 м по вертикали западного и 245 м восточного бортов.

Результаты отработки по вариантам сведены в табл. 1.

Таблица 1

Сравнительная таблица технических показателей по вариантам отработки

Вариант отработки	Полный объем в контуре карьера, тыс. м^3	Вскрыша, тыс.м^3	Добыча, тыс.т	Коэффициент вскрыши, м^3/т
IV очередь углубки до отметки минус 425, без крепления	169	138	102	1.35
Крутой борт до отметки минус 425, с креплением	70	44	86	0.51
Крутой борт до отметки минус 515, с креплением	174	130	145	0,9

Отработка карьера с обоснованно крутыми углами приводит к снижению вскрышных работ (только по одному разрезу) от 138 до 44 тыс. м^3 и добычных от 102 т до 86 тыс. т. В пересчете на одинаковую добычу 102 тыс. т, вскрышные работы снизятся с 138 тыс. м^3 до 52, всего на 86 тыс. м^3, при этом необходимо закрепить западный борт на глубину 437 м, восточный борт на глубину 245 м, всего установить крепления на общую глубину 682 м. В целом по карьеру извлекаемые запасы возрастут до 150 млн т.

Выводы: Расчет, выполненный по одному разрезу, показывает, что крепление бортов целесообразно и имеет положительный экономический эффект. Даже при нулевой эффективности крепления уступов, эффект от крепления по Глееватскому карьеру:

приведет к снижению потребностей в емкостях отвалов;

позволит вести добычные работы, отказавшись от дорогостоящих и опасных вскрышных работ в зоне воронок и провалов восточного борта;

позволит эффективно эксплуатировать карьер ниже проектной отметки -425 м на 90 м, до отметки -515 м.

позволит достичь более высокой полноты отработки месторождения с увеличением сырьевой базы карьера на 150 млн т неокисленных кварцитов.

Список литературы

1. Оптимизация конструкций бортов карьеров Кольского полуострова в конечном положении. **Мельников Н.Н., Козырев А.А., Решетняк С.П., Каспарьян Э.В., Рыбин В.В (**Горный институт КНЦ РАН); **Мелик-Гайказов И.В.,** (ОАО «Ковдорский ГОК»); **Свинин В.С., Рыжков А.Н**., (ОАО «Апатит»).

2. Правила охраны труда при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. НПАОП 0.00-1.24-10.

3. **Еремин Г.М.** Отстройка крутонаклонных и вертикальных откосов и способы их крепления в нарушенных зонах.

Рукопись поступила в редакцию 23.12.12

УДК 622.349.5.012: 622.235

В.Н. ПУХАЛЬСКИЙ, Б.И. КРИВОХИН, ГП «ВостГОК»,
Л.А. ШТАНЬКО, канд. техн. наук, Т.Т. СЕДУНОВА[*], ст.науч. сотр.,
НИГРИ ГВУЗ «КНУ»

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДОПУСТИМЫХ ДИНАМИЧЕСКИХ НАГРУЗОК ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ЖИЛЫЕ ДОМА И ЗДАНИЯ ГОРОДА КИРОВОГРАДА

Приведены результаты экспериментальных и аналитических исследований сейсмобезопасных параметров взрывной отбойки на шахте «Ингульская» ГП «Восточный горнообогатительный комбинат». Определены значения допустимых сейсмобезопасных параметров обеспечивающих допустимый уровень негативного импульсного воздействия на строительные конструкции жилых домов и зданий.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Отработка Центрального месторождения урановых руд осуществляется Ингульской шахтой ГП «ВостГОК». Горные работы ведутся непосредственно под городской застройкой областного центра г. Кировоград.

Рудные залежи месторождения отрабатываются камерной системой (подэтажных штреков, ортов) с погашением выработанного пространства твердеющей закладкой.

Отработка руд осуществляется отбойкой глубоких взрывных скважин с применением Гаммонита 79/21 и Аммонита 6 ЖВ и применением в качестве средств инициирования электродетонаторов и НСИ.

К производству взрывных работ на ш. «Ингульская» предъявляются повышенные требования по обеспечению охраны окружающей среды и сохранности зданий и сооружений, расположенных в границах влияния взрывов. Крайне важным в этом случае является проведение сейсмометрических наблюдений уровня интенсивности воздействия сейсмических колебаний на жилые дома и здания расположенные в зоне ведения взрывных работ.

На шахте «Ингульская» постоянные сейсмонаблюдения интенсивности сейсмовзрывных колебаний проводятся на протяжении ряда лет при производстве взрывов с общей массой взрывчатых веществ от 200 кг до 1500 кг.

За время выполнения инструментальных наблюдений были зарегистрированы параметры сейсмических колебаний при взрывании блоков расположенных на отметках от -322 м до -190 м. Регистрацию прихода сейсмических волн фиксировали как непосредственно в эпицентре взрыва, так и на удалении до 1000 м [1].

Анализ исследований и публикаций. Анализ записей сейсмовзрывных колебаний, зафиксированных сейсмо-приемниками, показал, что длительность колебательного процесса массива, служащего основанием фундаментов для жилых строений в районе ведения взрывных работ, как правило, не превышала 1 с и регламентируется применяемыми сериями замедлений во взрываемом блоке.

[*] © Пухальский В.Н., Кривохин Б.И., Штанько Л.А., Седунова Т.Т., 2013

Продолжительность наблюдаемого полупериода колебаний на участках сейсмограмм с отмеченной максимальной скоростью смещения не превышала 100 мс.

Как показали инструментальные наблюдения, зафиксированные сейсмоприемниками сейсмические колебания, характеризуются скоростью колебаний в пределах значений 0,2-0,8 см/с, что соответствует 2-3 баллам по шкале сейсмической интенсивности горных взрывов. Наличие на сейсмограммах доминирующей высокочастотной составляющей амплитудно-частотного спектра в пределах 30-50 Гц свидетельствует о благоприятных сейсмологических свойствах пород в районе проведения исследований, исключающих возможность проявления резонансных колебаний [2].

Постановка задачи. Характер волновой картины взрывов позволяет установить, что при существующей технологии производства взрывных работ, характеризующая интенсивность сейсмовзрывного воздействия, скорость колебаний, зависит, прежде всего, от расстояния, массы одновременно взрываемого взрывчатого вещества, расстояния, а также условий распределения энергии взрываемого скважинного заряда в массиве.

На основании результатов выполненных инструментальных измерений параметров сейсмических колебаний, генерируемых взрывными работами на шахте «Ингульская» выполнен математический анализ, который позволяет установить зависимость между массой заряда на один интервал замедления, расстоянием до места взрыва и скоростью колебаний при изменении условий взрыва.

Изложение материала и результаты. Общая структура эмпирической формулы для расчета максимального значения скорости сейсмических колебаний имеет вид, см/с

$$V = k \cdot \left(\sqrt[3]{Q} / R \right)^n , \qquad (1)$$

где V - скорость колебаний, см/с; R - расстояние от эпицентра взрыва до точки регистрации колебаний, м; Q - масса одновременно взрываемых зарядов ВВ, кг; k - коэффициент пропорциональности; n - показатель степени затухания колебаний, зависящий от свойств пород по профилю распределения сейсмовзрывных волн.

Показатель степени затухания сейсмовзрывных волн n и коэффициент пропорциональности k определяются на основании результатов инструментальных наблюдений значений скорости смещения частиц массива, полученных на различных расстояниях от места взрыва.

При определении допустимых скоростей колебаний важно учитывать их частотный состав, поскольку волны различной частоты при равных значениях скорости смещения представляют опасность в разной степени. Так, при частоте колебаний до 50 Гц здания движутся как единое целое. При частоте 10 Гц и более в элементах конструкций преобладают изгибающие и растягивающие напряжения, а при частоте 5-10 Гц имеют место оба типа напряжения. Диаграмма распределения частотных параметров сейсмических колебаний при проведении взрывных работ на шахте приведена на рис. 1.

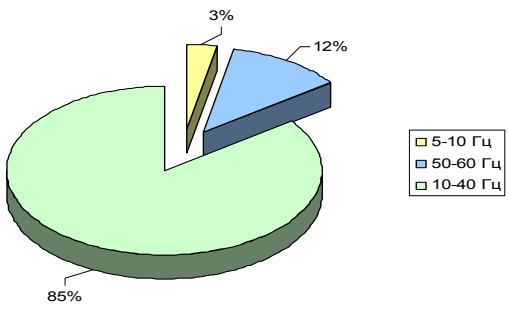


Рис. 1 Диаграмма распределения частотных параметров сейсмических колебаний при проведении взрывных работ в шахте

Накопленная база данных инструментальных сейсмонаблюдений позволяет рассчитать коэффициент пропорциональности и показатель степени затухания колебаний для условий месторождения «Центральное».

Для определения коэффициентов при известном виде зависимости воспользуемся методом наименьших квадратов. При этом функция $\phi(x)$ считается наилучшим приближением к $f(x)$, если для нее сумма квадратов невязок $\varepsilon = f(x_i) - \phi(x_i)$ или отклонений теоретических значений $\phi(x_i)$, найденных по эмпирической формуле, от соответствующих опытных значений $f(x_i)$, имеет наименьшее значение. Чтобы воспользоваться методом наименьших квадратов прологарифмируем степенную функцию вида $v = K \cdot (R')^n$, получим уравнение : $\lg(v) = \lg(K) + n \cdot \lg(R')$

Введем обозначения $Y=\lg(v)$, $A_0=\lg(K)$, $A_1=n$ и $X=\lg(R')$. Используя метод наименьших квадратов, найдем неизвестные коэффициенты A_o и A_1.

$$F=\sum_{i=1}^{n}(Y_i-(A_o+A_1\cdot X_i))^2 . \tag{3}$$

Определим неизвестные коэффициенты A_o и A_1 из формул (3,4).

$$A_0=\frac{\begin{vmatrix}\sum_{i=1}^{n}Y_i & \sum_{i=1}^{n}X_i\\ \sum_{i=1}^{n}(X_i\cdot Y_i) & \sum_{i=1}^{n}X_i^2\end{vmatrix}}{\begin{vmatrix}n & \sum_{i=1}^{n}X_i\\ \sum_{i=1}^{n}X_i & \sum_{i=1}^{n}X_i^2\end{vmatrix}} \qquad A_1=\frac{\begin{vmatrix}n & \sum_{i=1}^{n}Y_i\\ \sum_{i=1}^{n}X_i & \sum_{i=1}^{n}(X_i\cdot Y_i)\end{vmatrix}}{\begin{vmatrix}n & \sum_{i=1}^{n}X_i\\ \sum_{i=1}^{n}X_i & \sum_{i=1}^{n}X_i^2\end{vmatrix}} \tag{4}$$

После определения коэффициентов A_o и A_1 вернемся к принятым ранее обозначениям K=80,1674, n=-1,3, тогда эмпирическая зависимость для расчета прогнозной скорости сейсмических колебаний будет выражаться формулой, см/с

$$V=80{,}1674\cdot\left(R/\sqrt[3]{Q}\right)^{-1{,}311} \tag{5}$$

Коэффициент детерминации R^2 составил 0,7621, что указывает на соответствие полученной модели результатам измерений.

Графически зависимость скорости сейсмических колебаний от расстояния до эпицентра взрыва и массы, одновременно взрываемых зарядов ВВ изображена на рис. 2.

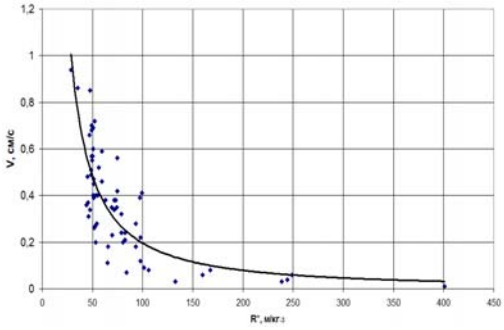


Рис. 2. Зависимость скорости сейсмических колебаний от приведенного расстояния $R^*=R/\sqrt[3]{Q}$ для урановых месторождений

По оси абсцисс указано приведенное расстояние, которое определяется как $R/\sqrt[3]{Q}$.

Подставив в формулу (5) значение допустимой скорости колебаний для наименее сейсмостойких зданий в районе застройки 0,7 см/с (для частот от 5 до 10 Гц) получим зависимость между допустимой величиной заряда в ступени замедления и сейсмобезопасным расстоянием до охраняемого объекта

$$R_{c.б}\geq 38{,}3503\sqrt[3]{Q_{c.б}} , \tag{6}$$

Выводы и направления дальнейших исследований. На основании выполненных инструментальных сейсмонаблюдений интенсивности воздействия взрывных работ на шахте «Ингульская» и оценки их влияния на строительные конструкции жилых домов и зданий, расположенных в зоне их влияния сделаны следующие выводы.

Характер распространения сейсмовзрывных волн при выходе на земную поверхность существенно изменяется в зависимости от глубины расположения взрываемого блока, массы взрываемого ВВ на одну ступень замедления и условий перераспределения энергии взрыва скважинного заряда.

Уровень сейсмического деструктивного воздействия на жилые дома и здания, расположенные в районе ведения взрывных работ определяется амплитудно-частотным спектром сейсмовзрывных волн. При выходе на поверхность волновая картина, как правило, характеризуется малым периодом колебаний амплитуды, поэтому длительность негативного воздействия на строительные конструкции домов и зданий минимальна.

Интенсивность сейсмовзрывных волн также во многом зависит от технологических факторов. Инструментальные измерения при взрывной отбойке показали, что взрывание в массиве одиночных или нескольких скважинных зарядов при одной плоскости обнажения и, преодолевая при этом сопротивление крепких пород, приводит к возбуждению повышенных сейсмических колебаний, несущих большую долю кинетической энергии взрыва.

Такое взрывание может привести помимо усиления интенсивности сейсмических волн также к ухудшению качества дробления взрываемых пород.

Ввиду кратковременности взрывов, высокого декремента затухания сейсмической энергии массивом пород на пути распространения сейсмических волн, обусловленное геологическим строением горного массива, а также использования при проектировании взрывов сейсмобезопасных параметров, разработанных на основании результатов многолетних сейсмонаблюдений, воздействие взрывов на строительные конструкции жилых домов не оказывает существенного влияния на их сохранность.

Список литературы

1. Отчет о НИР «Визначення параметрів буровибухових робіт, що забезпечують максимальне збільшення продуктивності шахти «Інгульська» ДП «СхідГЗК» при відпрацюванні Центрального родовища під житловою забудовою м. Кіровограда», Україна, Кривий Ріг, ГП «НИГРИ», 2007. - с.71 с.

2. **Семенюк Н.П.** Разломно-блоковая структура зоны сочленения Кировоградско-Новоукраинского гранитоидного массива и Корсунь-Новомиргородского Плутона по данным морфоструктурного анализа. Труды института геохимии и физики минералов АН УССР. - К., 1980. - С.27-29.

Рукопись поступила в редакцию 25.12.12

УДК 622.27

В.К. СЛОБОДЯНЮК, канд. техн. наук, доц., Ю.Ю. ТУРЧИН, аспирант
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СХЕМ ВСКРЫТИЯ ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТОВ В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КАРЬЕРОВ

Определены параметры карьера, при достижении которых усложняется технология горных работ из-за вероятности периодического подтопления глубоких горизонтов. С точки зрения глубоких горизонтов проанализированы основные схемы проходки траншей и параметры выемочно-погрузочного оборудования. Предложено комбинированную технологическую схему проходки траншей с использованием гидравлических и механических экскаваторов.

Постановка проблемы и ее связь с научными и практическими задачами. Анализ работы горнодобывающих предприятий показал, что в последние годы с увеличением глубин карьеров и их размеров по дневной поверхности возросло число случаев периодического затопления глубоких горизонтов. При неблагоприятных метеорологических условиях на откачивание из карьера объема ливневого стока уходит 10-20 рабочих смен, что приводит к отклонениям от разработанных квартально-месячных планов развития горных работ, снижению скорости углубки карьера, уменьшению его производительности по руде. Быстрое затопление дна карьера также может стать причиной выхода из строя электрического оборудования экскаваторов, задействованных во вскрытии новых горизонтов. Решение данной проблемы только за счет увеличения мощности и количества насосов карьерного водоотлива нельзя признать рациональным, вследствие увеличения затрат на разработку месторождения. Таким образом, разработка ресурсосберегающих технологий вскрытия глубоких горизонтов, допускающих частичное или периодическое затопление дна карьера, является важной научно-практической задачей.

Анализ последних исследований и публикаций. Проблеме организации водоотлива посвящены работы [1,2]. В них приведен сравнительный технико-экономический анализ схем размещения карьерных водоотливных установок в глубоких карьерах. В работах [3,4] рассмотрены технологические схемы вскрытия глубоких горизонтов в сложных гидрогеологических и горнотехнических условиях. В этих работах недостаточно исследована зависимость открытых горных работ от метеорологических условий, не установлена зависимость объема ливневого стока, поступающего в карьер, от геометрических параметров карьера, отсутствуют рекомендации по выбору и обоснованию технологии проходки траншей в сложных гидрогеологических условиях.

Постановка задач исследования. Целью данной работы является анализ технологических схем вскрытия глубоких горизонтов и разработка ресурсосберегающей технологической схемы вскрытия и подготовки горизонтов в сложных гидрогеологических и горнотехнических условиях.

Изложение основного материала и результаты. Для решения поставленной задачи на базе формулы В.В. Ржевского была построена математическая модель для расчета в зависимости от главных параметров карьера (длины и ширины нижнего горизонта карьера, угла откоса бор-

© Слободянюк В.К., Турчин Ю.Ю., 2013

та) объема выработанного пространства карьера, площади его верхнего контура и объема ливневого стока при том или ином предположении об интенсивности выпадения осадков [6].

Анализ результатов моделирования показывает, что для карьеров глубиной более 250-300 м существует опасность затопления глубоких горизонтов ливневыми осадками, объема ливневого стока достаточно для полного затопления въездной траншеи на дне карьера (глубина траншеи 15 м, ширина понизу 30 м, уклон 80 ‰). При дальнейшей углубке карьера объемы ливневых вод, поступающих в карьер, будут возрастать.

Использование в глубоких карьерах для вскрытия новых горизонтов только экскаваторов типа ЭКГ уже не является эффективным технологическим решением. Очевидно, что для вскрытия и подготовки глубоких горизонтов в сложных гидрогеологических и горнотехнических условиях необходимо применять технологические схемы и комплексы горнотранспортного оборудования, допускающие полное или частичное затопление дна карьера.

В качестве выемочно-погрузочной машины для ведения работ на глубоких горизонтах могут быть использованы: драглайн, гидравлическая обратная (ЭГО) и прямая лопаты (ЭГП), одноковшовый погрузчик. В нашем исследовании, для получения наиболее достоверных результатов, были рассмотрены и сопоставлены модельные ряды каждого из сравниваемых видов выемочно-погрузочного оборудования. При выборе выемочно-погрузочного оборудования следует учитывать его технические параметры, во многом предопределяющие эффективность применения той или иной технологической схемы вскрытия, а именно: высоту/глубину черпания, радиус поворота кузова, или в случае одноковшового погрузчика – радиус разворота, вес и скорость передвижения. Решение конкретной технологической задачи предполагает одновременное сопоставление основных параметров сравниваемого оборудования, определяющих эффективность применения той или иной машины.

Известен метод [5], который на основе сравнения площадей полигонов, построенных в полярной системе координат по показателям сравниваемых вариантов, позволяет из множества вариантов выбрать лучший. Полигон, очерчивающий меньшую площадь, соответствует лучшему варианту. Количество осей на графике соответствует числу показателей, характеризующих оборудование. Направление отсчета показателя по конкретной оси предполагает, чтобы лучшие, с точки зрения рассматриваемой технологии, варианты располагались ближе к началу координат, а менее выгодные - дальше.

Для повышения эффективности метода [5] использовались не абсолютные значения сравниваемых показателей, а их рейтинговые оценки. Выборка по каждому из показателей оборудования лучших значений позволяет определить рабочие характеристики лучшей идеальной машины. Расчетная рейтинговая оценка каждого параметра идеальной лучшей машины принимается равной нулю (соответственно, площадь полигона ноль). Аналогично отбираются худшие значения и определяются рабочие характеристики худшей идеальной машины. В нашем исследовании рейтинговая оценка каждого из параметров идеальной худшей машины равна 10.

На основе линейных зависимостей, определенных для каждого из параметров по данным лучшей и худшей машин, для каждого показателя сравниваемых выемочно-погрузочных машин были рассчитаны рейтинговые оценки рабочих параметров оборудования.

Однако, рассматриваемый метод [5] имеет существенный недостаток. Так, при изменении последовательности расположения осей (перестановка их местами) площадь полигона изменяется, т.е. на оценку варианта влияет не только значения показателей, но также и порядок расположения осей. Это лишает данный метод строгости и однозначности. Имея один и тот же набор исходных данных, можно дать отличающиеся характеристики показателей.

Для устранения присущей методу [5] неоднозначности нами предложено его модифицировать следующим образом. На круговой диаграмме каждому показателю отводится отдельный сектор с центральным углом, величина которого обратно пропорциональна числу показателей, характеризующих оборудование. Оценка показателя оборудования равна площади равнобедренного треугольника, построенного от центрального угла на линиях, ограничивающих сектор.

Площадь полигона, характеризующего конкретный вариант, определяется как сумма площадей треугольников, построенных в границах секторов, характеризующих соответствующие показатели (табл. 1)

$$S = \frac{1}{2} \sin\gamma \times (K_1^2 + K_2^2 + K_3^2 + K_4^2 + K_5^2 + K_6^2)$$

где γ - центральный угол, град.; $K_1, K_2, K_3\ldots$ - рейтинговая оценка соответствующих рабочих параметров данного выемочно-погрузочного оборудования.

Таблица 1

Обобщенная рейтинговая оценка оборудования

Марка оборудования	Глубина черпания	Высота черпания	Усилие напора	Вес	Радиус вращения	Скорость передвижения	Обобщенная рейтинговая оценка
ЭГО	7,59	6,04	4,33	4,46	3,35	7,49	86,68
ЭГП	9,12	5,79	2,26	4,52	3,50	7,63	92,07
Погрузчики	9,79	9,21	8,02	0,80	7,83	3,07	136,98
Драглайны	2,35	3,19	9,41	7,62	8,28	9,61	139,9
Мехлопаты	9,41	4,94	8,31	6,26	5,02	9,57	146,3

Для сохранения простоты визуализации вариантов на диаграмме отстраивается не равнобедренные треугольники, построенные от центрального угла на линиях, ограничивающих сектора, а полигон, соединяющий середины оснований этих треугольников.

При такой модификации метода [5] площадь, характеризующая оборудование, не зависит от порядка следования осей (рис. 1).

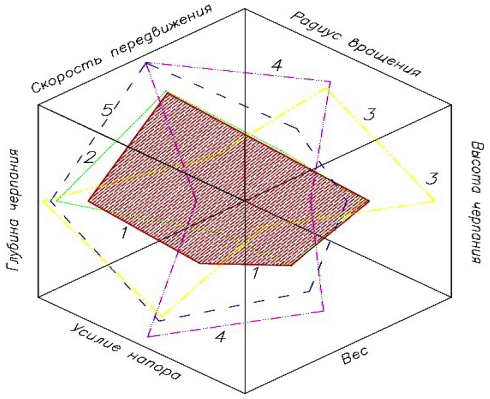


Рис. 1. Диаграмма для выбора выемочно-погрузочного оборудования: *1* - обратная лопата; *2* - прямая лопата; *3* - погрузчик; *4* - драглайн; *5* - мехлопата

Лучшую рейтинговую оценку (табл. 1) имеют гидравлические экскаваторы (обратная лопата - 86,68; прямая лопата 92,07) и одноковшовые погрузчики (136,98). Худшая рейтинговая оценка у драглайнов (139,9) и мехлопат (146,3). Работе в условиях возможного подтопления нижнего горизонта наиболее лучшим образом отвечают гидравлические экскаваторы и одноковшовый погрузчик.

В практике открытых горных работ наиболее часто используются две схемы проходки траншей – на полную высоту уступа и послойную проходку. При проходке капитальных траншей на полную высоту уступа имеется высокая вероятность подтопления вскрываемого горизонта поверхностными или подземными водами, что исключает применение одноковшового погрузчика, прямых механических и гидравлических лопат. Область применения обратной гидравлической лопаты ограничивается уступами, имеющими высоту меньше глубины черпания экскаватора. При обводненном нижнем горизонте и условии проходки капитальных траншей на полную высоту можно использовать только экскаватор-драглайн, глубина черпания которого удовлетворяет предъявленным требованиям (обобщенная рейтинговая оценка 139,9), но для их эффективного использования необходимо улучшить качество взрывного дробления горных пород.

При послойной проходке поперечное сечение траншеи по высоте и ширине делят на ряд отдельных заходок, последовательно отрабатываемых экскаватором. Высота каждого слоя определяется рабочими параметрами экскаватора. Важным условием при проходке траншей на глубоких обводненных горизонтах является создание зумпфа, который будет перемещаться по мере понижения горных работ [2].

При послойной проходке траншей механической лопатой особое значение имеет комплекс мероприятий по организации водоотлива и предотвращению подтопления экскаватора. На нижней площадке отрабатываемого слоя сооружается несколько временных зумпфов, расположенных друг от друга на расстоянии 3-5 м. Объем каждого временного зумпфа в среднем составляет 300 м^3, глубина до 4 м. Расположенные во взорванной горной массе временные зумпфы работают как единая дренажная система, обеспечивая необходимые условия для работы карьерного водоотлива. При переходе к отработке нижележащего слоя временные зумпфы на

вышележащем слое продолжают использоваться до момента их подработки экскаватором. Скорость строительства траншеи ограничивается интенсивностью поступления карьерных вод.

При повышении объема стока проходческие работы прекращаются на время, необходимое для откачки вод, при этом экскаватор необходимо вывести из траншеи. В случае, когда вывести экскаватор из траншеи невозможно, экскаватор отсыпает для себя насыпь (площадку) высотою 4-5 м. После подъема экскаватора на насыпь его отключают от электрического питания. Насосные агрегаты в траншее продолжают работу вплоть до момента их возможного затопления. При использовании экскаваторов ЭКГ, учитывая кинематическую схему экскаватора и его технические параметры (обобщенная рейтинговая оценка 139,9), мы имеем наиболее сложную, длительную и небезопасную технологию подготовки глубоких горизонтов.

Обратные гидравлические лопаты способны отрабатывать слой горных пород, расположенный на 4-8 м ниже горизонта установки экскаватора, что упрощает организацию работ по созданию временных зумпфов. Технические параметры обратной гидравлической лопаты (обобщенная рейтинговая оценка 86,68) и ее кинематическая схема наиболее полно отвечают требованиям послойной проходки капитальных выработок в сложных гидрогеологических и горнотехнических условиях. Технологические схемы послойной проходки капитальных траншей при вскрытии и вводе в эксплуатацию глубоких горизонтов в условиях риска их затопления намного более эффективны и предпочтительны, нежели схемы проходки капитальных траншей на полную высоту уступа.

Выполненный анализ выемочно-погрузочного оборудования и технологических схем проходки траншей позволяет предложить, как наиболее эффективную, комбинированную послойную схему проходки траншей, предполагающую использование нескольких видов оборудования, а именно обратной гидравлической лопаты в сочетании с базовой выемочно-погрузочной машиной, предусмотренной проектом. Работа обратного гидравлического экскаватора в этом случае направлена на создание безопасных условий ведения горных работ для механических лопат. Предлагается следующая организация работ по проходке капитальной траншеи (рис. 2).

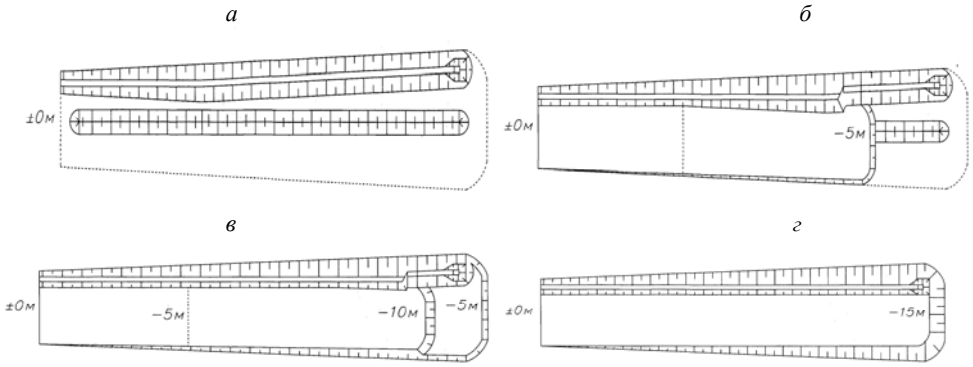


Рис. 2. Комбинированная послойная схема проходки траншей (*а,б,в,г* - этапы формирования траншеи)

Вдоль проектного борта сооружаемой капитальной траншеи обратная лопата бестранспортным способом проходит опережающую водопонижающую траншею глубиной 6-7м с шириной по основанию 2-3 м. Горная масса, извлекаемая из опережающей траншеи, укладывается в навал в проектном контуре капитальной траншеи для последующей отгрузки мехлопатой в средства автомобильного транспорта. В самой глубокой части водопонижающей траншеи обустраивается временный зумпф (рис. 2*а*).

После понижения уровня воды, мехлопата начинает отработку горной массы в пределах первого слоя высотой 5 м. По высоте траншея разбивается на три слоя равной высоты. При ширине траншеи по низу 30 м, уклоне 80‰, высоте уступа 15 м, в пределах каждого из слоев будут вынуты соответственно 33,8, 18,2 и 5.6 тыс.м^3 горной массы.

После формирования по подошве первого слоя площадки с параметрами, допускающими безопасную эксплуатацию второго экскаватора, обратной гидравлической лопатой начинаются работы по углублению водопонижающей траншеи (рис. 2*б*). Горная масса отгружается экскаватором в средства автотранспорта. Углубленную часть водопонижающей траншеи используют как временный зумпф, обеспечивающий осушение второго слоя. Далее порядок работ повторяется (рис. 2*в*). При завершении отработки мехлопатой третьего слоя, гидравлический экскава

тор формирует зумпф, который будет эксплуатироваться в ходе подготовки горизонта к сдаче в эксплуатацию (рис. 2*г*).

Выводы и направления дальнейших исследований. Сравнительный анализ технических параметров оборудования и технологических схем проходки траншей показал, что при использовании в качестве основного выемочно-погрузочного оборудования прямых мехлопат, для эффективного ведения работ по углубке карьера предпочтительно применять гидравлические экскаваторы типа обратная лопата. Для обеспечения безопасных условий производства горных работ на глубоких горизонтах следует использовать комбинированную послойную схему проходки траншей.

Дальнейшие исследования будут направлены на разработку, технико-экономическое и практическое обоснование ресурсосберегающих технологических схем вскрытия и ввода в эксплуатацию глубоких горизонтов карьеров в сложных гидрогеологических и горнотехнических условиях.

Список литературы

1. Методическое обоснование выбора рациональной схемы водоотлива в условиях кимберлитовых карьеров. / **Е.Л. Алькова, С.В. Панишев, С.А. Ермаков** // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2010. - № 10.- С.192-198.

2. **Арсентьев А.И.** Устойчивость бортов и осушение карьеров / А. И. Арсентьев, И. Ю. Букин, В.А. Мироненко. - М.: Недра, 1982. – 165 с.

3. Руководство по дренированию карьерных полей / под ред. **В.А.Мироненко**. – Л.: ВНИМИ, 1968. – 171 с.

4. Организация горных работ при подготовке новых горизонтов на обводненных карьерах / **И.И. Дуданов, Д.Н. Лигоцкий, Г.А. Холодняков, В.С. Авраамов** // Записки Горного института. 2009. - Том 181.- С. 61-64.

5. **Науман Э.** Принять решение – но как? – М.:Мир, 1987. – 198 с.

6. **Слободянюк В.К., ТурчинЮ.Ю.** Совершенствование технологии проходки траншей в сложных горно-геологических условиях глубоких горизонтов железорудных карьеров. / **В.К. Слободянюк, Ю.Ю. Турчин** // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наукових праць / Ін-т Геотехнічної механіки ім. М. С. Полякова НАН України. – Дніпропетровськ, 2012. – Вип. 103. – С. 203 – 210.

Рукопись поступила в редакцию 20.12.12

УДК 622.271.012.3

Ю. Г. ВИЛКУЛ, Н. И. СТУПНИК̆ доктора техн. наук, проф.
ГВУЗ «Криворожский наациональный университет»
Е.К. БАБЕЦ канд., техн., наук, проф. А. А.СОВА канд., техн., наук, доц.
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский наациональный университет»

СОЗДАНИЕ РЕГИОНАЛЬНОЙ СИСТЕМЫ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА СОСТОЯНИЯ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД В ЗОНАХ ВЛИЯНИЯ ПУСТОТ

Изложены основные положения программы исследований направленной на создание специализированной геоинформационной системы (ГИС) непрерывного дистанционного мониторинга массивов горных пород в зонах влияния подземных пустот в Кривбассе. Внедрение этой системы позволит своевременно определять во времени и пространстве области запредельного напряженного состояния, информировать о возможном возникновении явлений, которые могут привести к аварийным ситуациям и повысить уровень безопасного ведения горных работ наряду с другими системами прогноза и контроля напряженного состояния в массивах горных пород.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Разработка железорудных месторождений Криворожского бассейна, которая ведется уже 130 лет, привела к возникновению серьезных проблем, связанных с достижением больших глубин при открытой и подземной разработках. Извлечение из недр огромного объема горной массы (около 9 млрд м^3) привело к масштабным нарушениям естественного состояния земных недр.

В настоящее время преобладающий объем горных работ ведется либо в условиях совместной открытой и подземной разработки, либо в условиях открытой отработки в зонах, подработанных подземными горными работами. Процесс сдвижения подработанных шахтами толщ не завершен, а фронты работ в карьерах наступают на зоны возможного образования воронок, террас и трещин, мульды сдвижения продолжают развиваться.

С углублением горных работ подземная отработка оставшихся запасов осуществляется под толщами налегающих пород мощностью свыше 900 м. Значительные по объему подземные полости возникают в результате выемки на больших глубинах запасов «слепых» залежей. Всплытие пустот над выработанными пространствами длится десятилетиями, это чревато не только непрогнозируемым во времени выходом воронок и площадным развитием мульд сдвижения, но и угрозой воздушных ударов в шахтах.

Принудительное обрушение налегающих пород как способ управляемого погашения пустот сложно осуществить как по экономическим, так и техническим соображениям. Это во мно-

© Вилкул Ю.Г., Ступник Н.И., Бабец Е.К., Сова А.А., 2013

го раз дороже и опаснее чем очистная выемка. Кроме того, горнорудная практика не знает примеров погашения пустот миллионными объемами под километровыми толщами.

Анализ исследований и публикаций. Современный подход к решению сложной проблемы прогноза катастрофических геомеханических явлений заключается в последовательной реализации: качественного сбора геофизической информации, анализа данных, адаптации и самоорганизации геомеханических моделей контроля состояния массива, развития интегрированной экспертной системы диагностики и прогноза напряженно-деформированного состояния геомеханического пространства [1,2,5,7,13,14,15].

В практическом смысле реализация подобного подхода приводит к необходимости создания системы геомеханического мониторинга (СГМ).

Под СГМ подразумевается автоматизированная информационно-измерительная система непрерывного контроля, диагностики и прогноза напряженно-деформированного состояния геомеханического пространства, осуществляемая с целью повышения уровня безопасности при эксплуатации объектов, расположенных в зоне влияния горных работ. Внедрение таких систем дает реальную возможность получения достоверных сведений о состоянии геомеханической среды, эффективного управления этим состоянием, и, как следствие, повышение уровня безопасности при эксплуатации технологических объектов.

Системы непрерывного мониторинга в геомеханике стали применяться со второй половины двадцатого столетия для регистрации техногенных микросейсмических процессов в подработанном горными работами массиве с целью выявления предвестников горных ударов, массовых обрушений и выхода воронок на поверхность. Регистрацией во времени в объемных координатах микросейсм выделяются области разрушения породного массива. По динамике нарастания событий делается прогноз развития процесса.

Внедрение системы непрерывного дистанционного мониторинга геомеханического состояния массивов пород позволяет:

своевременно определять во времени и пространстве области запредельного напряженного состояния, информировать о возможном возникновении явлений, которые могут привести к аварийным ситуациям;

повысить уровень безопасного ведения горных работ совместно с другими системами прогноза и контроля напряженного состояния в массивах горных пород.

Впервые эти системы получили распространение на золотодобывающих рудниках Южно-Африканской Республики, затем во многих горнодобывающих регионах мира, в том числе и на территории Содружества Независимых Государств (СНГ) - Таштагол, Североуральский бокситовый рудник, Норильск, Апатиты, Жезказган.

Приведенные примеры, по сути, представляют собой системы регионального геомеханического мониторинга (СРГМ), которые можно определить как автоматизированные компьютерные информационно-измерительные и аналитические системы непрерывного контроля, диагностики и прогноза общего геомеханического и связанного с ним горно-экологического состояния подземного и поверхностного пространства экосистемы в регионе ведения крупномасштабных горных работ.

Постановка задачи. Целью организации СРГМ является повышение степени устойчивости (в широком смысле этого понятия) состояния экосистемы в регионе, что включает в себя повышение уровня безопасности при эксплуатации размещенных в зоне влияния горных работ общих инженерных и производственных объектов, предотвращение нарушений и разрушений строений, баланса в природной среде и т.д.

В качестве объектов слежения рассматриваются подземные и наземные сооружения производственного и непроизводственного назначения, шахты, карьеры, дамбы, коммуникации и пути сообщения, инженерные системы в целом, а так же естественные и искусственные природные объекты.

Применительно к Криворожскому бассейну важнейшими направления использования СРГМ являются:

своевременное обнаружение критических ситуаций, развитие которых может привести к катастрофическим последствиям ведения горных работ;

поиск и обоснование оптимальной стратегии управления геомеханическим состоянием в регионе ведения горных работ с учетом научно-технических, экономических, экологических и социальных факторов.

В число главных задач СРГМ Кривбасса входят задачи моделирования геомеханических процессов в породном массиве, приповерхностных и поверхностных областях, изучение и оценка свойств и состояния горных пород и массивов, создание системы геомеханических баз данных и баз знаний. Важной представляется задача аккумуляции и систематизации имеющегося интеллектуального опыта в области геомеханического обеспечения горных работ. Для этого наиболее приемлемым может стать создание экспертной системы.

Изложение материала и результаты. Созданию ГИС-Кривбасса предшествует разработка геомеханической пространственно-временной модели нарушенного горными работами массива вмещающих пород. Она в свою очередь базируется на комплексных исследованиях. которые включают: экспериментально-аналитические разработки, лабораторные исследования на эквивалентных материалах [1,2], распределение напряжений поляризационно-оптическим методом [3,4], сейсмическое просвечивание массива и ультразвуковой каротаж.

Необходимо отметить, что Научно-исследовательский горнорудный институт (НИГРИ) (г.Кривой Рог, Украина) обладает успешным опытом работ, современной аппаратурой и лабораториями, которые дают уверенность в успешном решении задач связанных с созданием СРГМ в Кривбассе. К числу таковых можно отнести опыт:

геофизического мониторинга методами микросейсмики, резонансно-акустического профилирования (РАП), естественного импульсного электромагнитного поля Земли (ЕИЭМПЗ) и другими;

физического моделирования развития процессов сдвижения на поляризационно-оптических;

участия в создании систем дистанционного непрерывного мониторинга напряженного состояния массива нарушенного горными работами на рудниках Таштагол, Североуральском бокситовом руднике, Апатитах;

компьютерного математического моделирования систем «выработанное пространство – обрушенная порода - подработанная толща».

За последние несколько лет в НИГРИ успешно выполнены такие ответственные научно-исследовательские работы как:

Исследование влияния неотектонических движений кристаллического фундамента Кривбасса на осадочный чехол для прогнозирования сдвижений в горных отводах горно-обогатительных комбинатов (ГР № 0108U009442), руководитель - к.г-м.наук, Ахкозов Ю.Л. [7];

Исследование и геомеханическое обоснование безопасного отвалообразования в зоне воронок и провалов шахты им. Ленина для выполнения технико-экономического обоснования рекультивации района зоны воронок и провалов шахты им. Ленина открытого акционерного общества «Криворожский железорудный комбинат» путем размещения вскрышных пород Первомайского карьера Северного горно-обогатительного комбината (ГР № 0109U006449), руководитель - к.т.н. Чистяков Е.П. [8];

Исследование горно-геологических, геомеханических условий отработки залежи «Объединенная» (Открытое акционерное общество «АрселорМиттал Кривой Рог») с целью определения наличия и состояния пустот под участком автодороги «Техбаза-кладбище «Западное» (ГР № 0110U004719), руководитель - к.т.н. Чистяков Е.П. [9];

Изучение и определение эффективности методов контроля, которые используются в настоящее время, за напряженно-деформированным состоянием массива горных пород вовремя разработки месторождений с горно-геологическими условиями, аналогичными условиях шахты им. «Орджоникидзе» Центрального горнообогатительного комбината (ГР № 0100U008014), руководитель - д.т.н., профессор Попов С.О. [10];

Исследование степени подработки восточного борта карьера №3 Открытого акционерного общества «АрселорМиттал Кривой Рог» подземными горными работами шахты «Валявко-Северная» и разработка мероприятий по безопасной эксплуатации зданий, сооружений и природных объектов от влияния подземных горных выработок шахты (ГР № 0111U004429), руководитель - к.т.н. Чистяков Е.П. [11];

Выявление пустот в восточном борту Глееватского карьера Центрального горнообогатительного комбината и разработка мероприятий по безопасному ведению горных работ в зонах его подработки подземными горными работами (ГР № 0111U004428), руководитель - к.т.н., доцент Сова А.А. [6];

Первым этапом создания эффективной региональной системы геомеханического мониторинга является разработка информационной системы или геоинформационной системы (ГИС), следуя терминологии, принятой в современной научно-технической литературе [12]. Если использовать аббревиатуру ГИС, то это геоинформационная система, где приставка "гео-" - производная от понятия "земля вообще", а не только "географический".

Назначение ГИС состоит в представлении пространственной основы поддержки принятия решений в задачах использования ресурсов Земли и для управления средой (инфраструктурой), созданной человеком. Все географические информационные системы строятся на основе формальных моделей, описывающих размещение в пространстве объектов, процессов и полей. Формальная модель в ГИС представляет собой обобщенную и четкую систему понятий и отношений, т.е. лексикон, который может быть применен для описания и объяснения объектов и процессов.

В последние годы новым направлением в комплексе исследований, способствующих повышению безопасности и экономической эффективности горных работ, становится микросейсмический мониторинг. Этот вид мониторинга основан на представительной регистрации сейсмических колебаний от небольших актов хрупкого разрушения в прибортовом породном массиве. Путем обработки получаемых сейсмических записей оцениваются характеристики процессов разрушения - их положение в пространстве, выделившаяся сейсмическая энергия и прочее.

В настоящее время накоплен положительный опыт использования микросейсмического мониторинга в качестве метода контроля устойчивости горных выработок и бортов карьеров [13-15]. Одно из главных преимуществ микросейсмического метода перед другими (маркшейдерскими измерениями, визуальными осмотрами) состоит в том, что наблюдениями охватывается трехмерный объем пород. Другой плюс данного метода заключается в непрерывности проведения наблюдений и в возможности оперативного получения результатов.

Испытания опытных образцов датчиков и систем контроля пройдут на восточном борту Глееватского карьера Центрального горно-обогатительного комбината (ВАРИАНТ КАРЬЕР) и на объектах шахтоуправления Публичного акционерного общества «АрселорМиттал Кривой Рог» (ВАРИАНТ ШАХТА).

Для проведения таких испытаний будут выполнены два пилотных проекта:

«Опытная ГИС Глееватского карьера ПАО « Центральный ГОК »;

«Опытная ГИС шахтоуправления «ПАО АрселорМиттал Кривой Рог».

В настоящее время НИГРИ выполняет научные и предпроектные работы направленные на создание специализированной геоинформационной системы непрерывного дистанционного мониторинга массивов горных пород в зонах влияния подземных пустот в Кривбассе. Основой проекта является разработанная с привлечением широкого круга специалистов большинства ведущих научных центров горного профиля Украины программа научно-исследовательских и проектных работ. Она включает в себя следующие основные этапы:

Анализ геомеханических условий совместной отработки залежей магнетитовых кварцитов и богатых руд. Определение механизмов смещения подработанной подземными работами толщи пород и мест мониторинга опасных зон. В результате чего будут определены места мониторинга опасных зон, выбраны эффективные методы мониторинга, соответствующие горно-геологическим условиям разработки.

Лабораторные исследования влияния техногенных факторов на уровень безопасного состояния подработанного подземными работами массива пород, по результатам которых будет выполнено определение напряженного состояния массива пород подработанного подземными работами.

Разработка проекта и рабочей документации на аппаратную часть исследовательской специализированной информационной системы непрерывного дистанционного мониторинга геомеханического состояния массива пород в зонах влияния подземных пустот. Разработка проекта и рабочей документами на бурение и оборудование скважин.

Разработка методики обработки результатов непрерывного дистанционного мониторинга состояния массива горных пород в зонах влияния подземных пустот.

Монтаж аппаратной части исследовательской ГИС. Ввод в опытную эксплуатацию.

Разработка экспертной системы диагностики информационной части исследовательской ГИС.

Моделирование геомеханического состояния массива пород по результатам измерений аппаратной частью исследовательской ГИС, в результате которого должна быть разработана компьютерная модель геомеханического состояния массива пород в формате информационной части исследовательской ГИС.

Экспериментальные исследования и испытания опытной ГИС, по завершении чего будет выдано заключение о работоспособности ГИС и выявленных недостатках ее функционирования.

Доработка ГИС для устранения выявленных недостатков и разработки рекомендаций по ее эффективной эксплуатации.

После проведения испытаний ГИС предусматривается внедрение ее на всех горнодобывающих предприятиях как неотъемлемой части технологии добычи железных руд в Кривбассе (ГИС-Кривбасс).

Создание ГИС-Кривбасс и мероприятия программы «Исследование состояния техногенной части земной коры Криворожского бассейна для предупреждения на его территории катастроф природно-техногенного характера на 2013-2016 гг.», концепция которой проходит утверждение в Кабинете министров Украины, переплетаются между собой как два неотъемлемых элемента комплексного решения проблем Криворожского бассейна. В связи с этим при разработке ГИС-Кривбасс обязательным является ее увязка с положениями упомянутой программы.

Выводы и направления дальнейших исследований. Таким образом, реализация информационной системы контроля состояния массива позволит:

своевременно определять во времени и пространстве области запредельного напряженного состояния;

своевременно сообщать о явлениях, которые могут привести к аварийной ситуации;

локализовать участки возникновения акустических импульсов, выделять активные зоны и зоны задержки деформаций;

определять участки сосредоточения очагов импульсов, возможно связанных с геологическими нарушениями;

оценивать энергетический уровень источников акустических импульсов;

оценивать напряженное состояние массива по изменению скорости распространения волновых пакетов и их амплитудных энергетических характеристик;

в совокупности с другими системами прогноза и контроля состояния массива повысить безопасность ведения горных работ и сооружений, находящихся в зоне их влияния.

Список литературы

1. **Г.Н.Кузнецов, М.Н.Будько, Ю.Н.Васильев, М.Ф. Шклярский, Г.Г. Юревич.** Моделирование проявлений горного давления. Л: Недра,1968.-280с.

2. **E. Chistyakov, V. Ruskih, S. Zubko.** Investigation of the geomechanical processes while mining thick ore deposits by room systems with backfill of worked-up area. Geomechanical processes during underground mining. School of Underground Mining, Dnipropetrovsk/Yalta, Ukraine, 24-28 September 2012, p 127- 132

3. **Фрохт М.М**. Фотоупругость, т.1. М., Л: ОГИЗ, 1948. - 432 с.

4. **Хаимова - Малькова Р.И.** Методика исследования напряжений поляризационно - оптическим методом. М: Наука, 1970. - 114 с.

5. Отчет по научно-исследовательской работе «Исследование на моделях из эквивалентных материалов процессов деформаций прилегающего к выработанному пространству горного массива при различных порядках отработки очистных камер в условиях этажа 940... 1040м. Мониторинг состояния подрабатываемого массива этажа 301...330м Южно-Белозерского месторождения»// ГП «НИГРИ», 2011- 79 с.

6. Отчет по научно-исследовательской работе «Выявление пустот в восточном борту Глееватского карьера и разработка мероприятий по безопасному ведению горных работ в зонах его подработки подземными горными работами»// ГП «НИГРИ», 2011- 542 с.

7. Отчет по научно-исследовательской работе «Исследование влияния неотектонических движений кристаллического фундамента Кривбасса на осадочный чехол для прогнозирования сдвижений в горных отводах горно-обогатительных комбинатов»// ГП «НИГРИ», 2009- 138 с.

8. Отчет по научно-исследовательской работе «Исследование и геомеханическое обоснование безопасного отвалообразования в зоне воронок и провалов шахты имени Ленина для выполнения технико-экономического обоснования рекультивации района зоны воронок и провалов шахты имени Ленина открытого акционерного общества «Криворожский железорудный комбинат» путем размещения вскрышных пород Первомайского карьера Северного горно-обогатительного комбината»// ГП «НИГРИ», 2009- 27 с.

9. Отчет по научно-исследовательской работе «Исследование горно-геологических, геомеханических условий отработки залежи «Объединенная» (Открытое акционерное общество «АрселорМиттал Кривой Рог») с целью определения наличия и состояния пустот под участком автодороги «Техбаза-кладбище «Западное» »// ГП «НИГРИ», 2010- 177 с.

10. Отчет по научно-исследовательской работе «Изучение и определение эффективности методов контроля, которые используются в настоящее время, за напряженно-деформированным состоянием массива горных пород во-время разработки месторождений с горно-геологическими условиями, аналогичными условиях шахты им. «Орджоникидзе» »// ГП «НИГРИ», 2011- 152 с.

11. Отчет по научно-исследовательской работе «Исследование степени подработки восточного борта карьера №3 Открытого акционерного общества «АрселорМиттал Кривой Рог» подземными горными работами шахты «Валявко-Северная» и разработка мероприятий по безопасной эксплуатации зданий, сооружений и природных объектов от влияния подземных горных выработок шахты» »// ГП «НИГРИ», 2011- 128 с.

12. **Журавков М.А., Видякин В.В., Коновалов О.Л., Клевченя А.В, Славашевич С.И**. Роль и место ГИС в интегрированной системе регионального геомеханического мониторинга районов крупномасштабной подземной разработки месторождений полезных ископаемых // Сайт Белгосуниверситета.

13. **Маловичко Д.А., Линч Р.Э.** Микросейсмический мониторинг бортов карьеров / Вестник МГТУ, том 12, №4, 2009. с. 644-653.

14. **Mansurov V. A.** Prediction of Rockbursts by Analysis of Induced Seismicity Data // Int. J. of Rock Mechanics and Mining Sci., 2001. Vol. 38, №. 6. P. 893-901.

15. **Lynch R.A., Wuite, R., Smith B.S., Cichowicz A.** Micro-seismic monitoring of open pit slopes // Proc. of the 6th Simposium on Rockbursts and Seismicity in Mines, ed. Y.Potvin and M.Hudyma. – ACG: Perth, 2005. – pp.581-592.

Рукопис подано до редакції 21.03.13

УДК 622.271.3

Ю.В. ПЕРЕГУДОВ, инженер, ГП «ГПИ«Кривбасспроект»

АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ ВЕДЕНИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ НА КРУТОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ В ЗОНАХ ВОЗМОЖНОГО ОБРУШЕНИЯ

Проведен анализ опыта отработки месторождений открытым способом на подработанных от подземной разработки территориях. Приведены основные принципы оценки эффективности разработки.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Особенности строения рудных тел крутопадающих месторождений предопределяют технологию их отработки. Наличие пластов бедных и богатых руд, их расположение в пространстве, глубина залегания, имеет основное значение при выборе способа отработки - открытого или подземного. В случае благоприятных условий залегания целесообразно применение совместной, открыто-подземной отработки одного месторождения. При этом, развитие подземных и открытых горных работ производится по взаимоувязанным технологическим схемам.

На местах крупных рудных залежей, таких как Криворожский железорудный бассейн, промышленная отработка рудных тел началась еще в конце XIX века, и во многих случаях была стихийной. Первоначально, доминирующим способом отработки был подземный, с применением систем с массовым обрушением. Затем, с развитием техники и технологии, начал развиваться открытый способ добычи. Практически на всем протяжении Криворожского железорудного бассейна в разное время существовали подземные либо открытые рудники, ведущие добычу полезного ископаемого. При добыче руды системами с массовым обрушением, в земной коре неминуемо начинаются процессы сдвижения и расслоения покрывающих пород. В случае отработки крупных залежей могут образовываться пустоты в недрах, выходящие в виде воронок провала на поверхность. За время разработки месторождений был накоплен значительный объем непогашенных пустот. Таким образом, при дальнейшем развитии открытых горных работ и доработке карьеров, части бортов карьеров могут оказаться в зоне обрушения и воронкообразования, что требует изыскания безопасных технологий отработки данных участков и анализа эффективности современных методов ведения горных работ на подработанных территориях.

© Перегудов Ю.В., 2013

Анализ исследований и публикаций. Проблемы отработки подработанных бортов карьеров нашли отражение в трудах таких известных ученых, как Б.П. Юматов, В.Р. Именитов, А.К. Полищук, В.В. Куликов, Д.М. Казикаев, В.А. Щелканов, Г.И. Черный и др. Наиболее полные результаты исследований в указанном направлении достигнуты на месторождениях Кривбасса, Рудного Алтая, и Северного Кавказа [1-4].

Подработка бортов карьеров возможна при совмещении подземных и открытых горных работ в одной вертикальной плоскости, либо при ведении открытых горных работ в зоне старых подземных выработок. В первом случае, безопасность открытых горных работ достигается с помощью управления зоной обрушения от подземных работ, опережения подземных работ перед открытыми. В случае совмещения горных работ в одной вертикальной плоскости, авторы рекомендуют отработку руд подземным способом вести системами с закладкой выработанного пространства. При повторной отработке месторождений, безопасность достигается с помощью постоянного мониторинга за состоянием массива горных пород, определения опасных участков, и своевременным погашением пустот.

Основные исследования о взаимном влиянии открытых и подземных работ касались разработки взаимоувязанных технологических схем. При этом, меньшее внимание было уделено вопросам отработки участков месторождений открытым способом в зонах накопления старых пустот.

Постановка задачи. Задачей исследования является анализ эффективности ведения открытых горных работ в зоне возможного обрушения и воронкообразования.

Изложение материала и результаты. Ведение открытых горных работ в зонах возможного воронкообразования связано с рядом трудностей. Прежде всего, это определение объема и локализации подземных пустот, места выхода воронок провала на поверхность. Особенностью локализации пустот при отработке залежей на значительных глубинах (свыше 100 м) является изменчивость их положения в пространстве. После отработки залежи, начинается процесс «всплытия» пустоты на поверхность. Это происходит за счет постепенного осыпания кровли пустоты, при этом объем пустоты в процессе всплытия уменьшается. Опасность представляет накопление подземных пустот при отработке большого числа частично или полностью изолированных залежей ограниченной длины. Большое количество пустот затрудняет определение участков на земной поверхности, наиболее опасных по условию внезапного обрушения [4].

Определение местонахождения пустот возможно с помощью комплекса мер, включая анализ маркшейдерской информации, использование геофизических и маркшейдерских наблюдений, бурение разведочных скважин. Геофизическая разведка пустот основана на разности физических (плотности, акустики, электропроводности, магнитной, магнитотеллурической проницаемости и др.) свойств пустоты и окружающего ее горного массива. Бурение скважин с определенным шагом сетки позволяет непосредственно обнаружить местоположение пустоты.

Так, институтом ГП «ГПИ«Кривбасспроект» совместно с ГП «НИГРИ» был разработан проект «Меры охраны карьера №1 в зоне подработки массива подземными горными работами (шахтами ПАО «КЖРК» и ПАО «ЕВРАЗ Суха Балка»)», где с помощью современных методик было дано обоснование наличия и локализации подземных пустот под восточным бортом карьера №1 ПАО «ЦГОК». Согласно анализу маркшейдерской информации, общий объем непогашенных пустот в земной коре достиг 10 млн м^3. Было выполнено оконтуривание подземных пустот, а также спрогнозировано вероятное место выхода воронок провала на поверхность карьера.

После определения местоположения пустот необходимо провести расчеты на предмет устойчивости налегающих над пустотой пород, оценить вероятность ее всплытия на поверхность во времени. Сложные горно-геологические условия различных месторождений обуславливают отсутствие единой методики нахождения безопасной потолочины над незаложенными пустотами. Теоретические методы расчета основываются в основном на принципах теоретической механики и теории сопротивления материалов. В связи с этим, широкое применение нашли эмпирические методы расчета, основанные на непосредственных наблюдениях:

Для условий Кривбасса принят следующий критерий образования вторичных воронок обрушения [5]

$$\left(H_в / m_в\right) \le 15,$$

где $H_в$ - вертикальная мощность налегающих пород; $m_в$ - вертикальная мощность рудного тела (или суммарная вертикальная мощность выемки сближенных скважин).

Ведение открытых горных работ над незаложенными пустотами не допускается. Для развития рабочей зоны карьера в области возможного воронкообразования требуется принудительное погашение пустот.

На данный момент, известны два основных способа погашения пустот с поверхности (уступов карьера): обрушение налегающих над пустотой пород взрывом, и заполнение пространства пустоты породами через скважины. Каждый из этих способов имеет свои преимущества и недостатки.

Наиболее экономичный и распространенный способ погашения пустот – обрушение налегающих пород с помощью взрыва. Основными ограничениями для его использования является толщина потолочины, она должна быть не более 30-40 метров, иначе гарантировать приемлемое заполнение пустоты невозможно. Буровзрывной способ с успехом применялся на ряде отечественных и зарубежных рудниках: карьере №1 ПАО «НКГОК», Первомайском карьера ПАО «СевГОК», карьер №1 ПАО «ЦГОК», Никитовском, Хайдарканском, «Медвежий ручей» и Лениногорском рудниках.

На криворожских карьерах расчет параметров БВР выполнялся согласно инструкции по технологическому проектированию массовых взрывов из условия размещения заряда ВВ [6]

$$W_{тор} = 0{,}9\sqrt{P_1 / q_{пог}} ,$$

где P_1 - вместимость 1 м скважины, кг; $q_{пог}$ - удельный расход ВВ, необходимый для погашения потолочины, кг/м^3.

Пустоты, имеющие значительный объем и залегающие на больших глубинах (50 м и более), целесообразно заполнять инертными материалами через скважины большого диаметра. Такой способ позволяет обеспечить наиболее полное заполнение пустоты породами и обеспечивает безаварийность дальнейшей отработки карьера. В качестве закладки могут выступать некондиционные кварциты, дробленые скальные породы, а также гидравлическая твердеющая закладка. Возможны также различные сочетания приведенных материалов. Среди недостатков следует отметить относительно высокие удельные затраты на погашение, повышенное разубоживание руд при открытой разработке участков с камерами или необходимость тщательной селективной выемки закладки из камер, подача в подземные выработки значительного количества воды при гидрозакладке камер.

Помимо наличия пустот в массиве, в результате очистной выемки подземным способом наблюдаются общие деформации земной коры, расслоение массива, повышение его трещиноватости. В результате теряется запас прочности по сравнению с нетронутым массивом. Это требует учета дополнительных факторов при оценке устойчивости подработанных бортов, что в свою очередь может повлиять на параметры системы разработки месторождения. Однако опыт работы отечественных и зарубежных рудников показывает, что при скорости оседания меньше 100 мм в месяц, при условии соблюдения специальных мер безопасности и своевременной подсыпки осевших участков породами, ведение горных работ в зоне плавных сдвижений не имеет существенных трудностей. Изучение физико-механических свойств пород, слагающих массив, определение расположения возможных призм обрушения, определение местоположения основных магистральных трещин позволяет с достаточной точностью оценить запас прочности массива и определить оптимальные углы погашения борта и уступов.

Экономическая выгода в таких условиях возможна, если прибыль от реализации товарной продукции, прирощенной благодаря работам в зоне обрушения, превышает затраты на их добычу. Следует отметить, что на крутопадающих рудных месторождениях ведение горных работ в зонах обрушения может позволить прирастить запасы не только в бортах карьера, но и на дне, за счет разноса бортов.

Начало работ по разносу борта следует начинать в благоприятный период высокого спроса на товарную продукцию. Учитывая постоянно возрастающие цены на отчуждение новых земель под разработку полезных ископаемых, это позволит максимально продлить жизнь предприятия, при этом после отработки участка борта его можно будет использовать для размещения внутреннего отвала.

Общая формула для определения себестоимости 1 т сырой руды с учетом стоимости вскрышных пород имеет вид

$$c_m = c_д + c_в * K_в ,$$

где $c_д$ - стоимость добычи 1 т руды без вскрышных пород; $c_в$ - себестоимость удаления 1 т вскрышных пород, $K_в$ - коэффициент вскрыши для данного карьера.

При работе в зоне обрушения следует учитывать дополнительные затраты на разведку пустот, на покупку специального бурового и закладочного оборудования, затраты на погашение пустот, на содержание постоянной службы сдвижения. Объем дополнительных затрат зависит от общего объема и параметров пустот, находящихся в недрах.

Если определить вариант разработки месторождения без дополнительных затрат как $В_1$, а с вовлечением в отработку запасов, расположенных в зоне воронкообразования, как $В_2$, эффективность отработки можно оценить, сравнив прибыль по обоим вариантам. Как известно: *П=Д-З*, где *П* - общая приведенная прибыль при отработке месторождения; *Д* - общий доход предприятия; *З* - общие затраты на разработку месторождения.

Доход равен произведению общего количества товарной продукции на цену *Д=Р·Ц*.

Сравнив прибыль по первому варианту $П_{в2}$ с прибылью по второму варианту $П_{в1}$, получим вывод о целесообразности второго варианта $П_{в2} \geq П_{в1}$:

$$P_2 (Ц\text{-}c_2) \geq P_1 (Ц\text{-}c_1),$$

где P_1 - количество добытой руды при работе по первому варианту, т; P_2 - количество добытой руды при работе по второму варианту, т; *Ц* - цена за реализацию 1 т руды, грн; c_1 - себестоимость добычи 1 т руды по первому варианту, грн; c_2 - себестоимость добычи 1 т руды по второму варианту, грн.

Как видно из выражения, на эффективность в данном случае влияет два основных параметра: себестоимость добычи руды и количество извлекаемой товарной продукции.

При развитии карьеров Криворожского бассейна, возможно возникновение условий, при которых для дальнейшего развития рабочей зоны необходимо будет вести работы в зоне влияния действующих и старых подземных работ. Эта проблема может коснуться таких карьеров, как карьер №1 ПАО «ЦГОК», Первомайского карьер ПАО «СевГОК», Ингулецкого карьера.

Наиболее неблагоприятные условия на данный момент наблюдаются на карьере №1 ПАО «ЦГОК». Здесь, практически весь восточный борт подработан шахтами «Октябрьская» ПАО «Криворожжелезрудком», и шахтой им. Фрунзе ПАО «ЕВРАЗ Сухая Балка». Ситуация осложняется наличием большого объема пустот, значительной глубиной их залегания. Тем не менее, возобновление горных работ на восточном борту является необходимым условием полного извлечения запасов месторождения.

Выводы и направления дальнейших исследований. Опыт работы отечественных и зарубежных карьеров показывает возможность отработки месторождений на подработанных территориях. В то же время, как теоретические, так и практические приемы зачастую выведены эмпирическим путем, и не имеют полноценного научного обоснования. В последующих работах планируется усовершенствовать технологию отработки подработанных массивов открытым способом, разработать технико-экономическую модель с учетом факторов, влияющих на эффективность ведения открытых горных работ.

Список литературы

1. **Куликов В.В**. Совместная и повторная разработка рудных месторождений. М., «Недра» 1972, 328с.

2. **Полищук А.К**. Открытая повторная разработка железорудных месторождений. Киев, издательское объединение «Вища школа», 1978. – С. 97-177

3. **Казикаев Д.М**. Геомеханические процессы при совместной и повторной разработке руд. М.: Недра, 1981. – С. 159-277.

4. **Черный Г.И**. Устойчивость подрабатываемых бортов карьеров. М.: Недра, 1980. – С. 195-207.

5. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных работ в Криворожском железорудном бассейне. Л-д. ВНИМИ, 1975.

6. **Щелканов В.А., Сторчак С.А**. Комбинированная разработка месторождений, Кривой Рог: КТУ, 1996. 293с.

Рукопись поступила в редакцию 01.02.13

УДК 622.271.3: 622.013.364.2: 556.3

М.С. ЧЕТВЕРИК, д-р техн. наук, проф., Е.В. БАБИЙ, Е.А. БУБНОВА, кандидаты техн. наук,
Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины
В.В. ТЕРЕЩЕНКО, главный специалист ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РАЦИОНАЛЬНОГО ПРИРОДОПОЛЬЗОВАНИЯ ПРИ ОТКРЫТОЙ ДОБЫЧЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Проанализированы основные ресурсосберегающие технологии, технические и технологические решения по рациональной выемке полезных ископаемых. На примере Петровского карьера обоснованы контактные зоны по типу вмещающих пород, рассчитаны потери железистых кварцитов согласно запланированному режиму горных работ на период 2013-2025 гг., определен объем горных пород подлежащий крупнокусковой механизированной магнитной рудоразборке. Проанализировано влияние открытых горных работ на рациональное землепользование, изменение гидрогеологической среды и экологического состояния горнодобывающего региона.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Украина обладает мощным ресурсным потенциалом, но несмотря на это в последнее время все чаще возникает вопрос рационального использования полезных ископаемых и сохранения природных компонентов, в т.ч. земельного покрова, недр, поверхностных и подземных вод. Вопросы рационального природопользования многократно поднимаются учеными различных специальностей, разрабатываются международные и государственные программы, но практический результат их ничтожно мал, поскольку все разработки, как правило, направлены на решение конкретных задач на определенных предприятиях. Поэтому эта проблема остается острой, а ее решение актуальным.

Объектом данного исследования является горнодобывающая отрасль, осуществляющая добычу полезных ископаемых открытым способом, так как именно при отрытой добыче наиболее нерационально используются ресурсы нашей страны. Ввиду того, что Украина не может отказаться от добычи полезных ископаемых открытым способом, усилия всех ученых и государственных программ должны быть направлены на разработку и внедрение эффективных ресурсосберегающих технологий добычи.

Анализ исследований и публикаций. В горнодобывающей промышленности одним из направлений ресурсосбережения является рациональное земле- и недропользование, которое сводится к щадящему режиму горных работ, уменьшению изъятия сельскохозяйственных земель под отвалы и хвостохранилища и минимизированию потерь и разубоживания полезного ископаемого. Существуют различные способы рационального извлечения полезного ископаемого и повышения качества рудной массы:

изменение параметров систем разработки: уменьшение высоты уступа, выделение подуступов (М.Г. Новожилов, Б.Н. Тартаковский, М.С.Четверик);

планирование горных работ: разрабатываются новые и совершенствуются существующие технологии добычи и переработки полезного ископаемого, взрывание с сохранением геологической среды (В.Н. Мосинец), селективная выемка (В.В. Ржевский, Ф.Г. Грачев), планируются режимы горных работ (А.Ю. Дриженко), параметры карьера (В.Г. Близнюков), разрабатывают критерии оптимизации формирования карьерных грузопотоков (В.А. Пивень), усреднение рудного сырья перед обогащением и металлургическим переделом в процессе добычи, на складах, в бункерах или непрерывных потоках (М.Г. Новожилов, Я.Ш. Ройзен, А.М. Эрперт), определяются границы карьеров и вычисляется экономически обоснованное бортовое содержание полезного компонента (Б.П. Юматов, Г.В. Секисов, М.И. Буянов), применяют предварительное обогащение на обогатительной фабрике или в карьере (Р.С. Улубабов, М.С. Четверик);

изменение параметров горного оборудования: выполняют подборку экскавационного оборудования (П.Э. Зурков), использование мехлопат с небольшой емкостью ковша (до 4-5м³) (В.В. Ржевский), применение поворотных ковшей.

Анализ существующих способов повышения качества руды в очистном забое показал, что, несмотря на современные научно-технические разработки, на производстве самыми распространенными способами остаются селективная выемка и усреднение полезного ископаемого. Однако селективную выемку руды было эффективно осуществлять в 1980-1990 гг., когда применялись экскаваторы с вместимостью ковшей 3-5 м^3 иногда 8 м^3 (при грузоподъемности автосамосвалов 45-75 т). В 2000-е годы в забоях используются экскаваторы с вместимостью ковшей 8-12 м^3 (в соответствии с увеличением грузоподъемности автосамосвалов до 110-150 т) и планируется применять экскаваторы с вместимостью 20 м^3. Эта тенденция увеличения вместимо-

© Четверик М.С., Бабий Е.В., Бубнова Е.А., Терещенко В.В., 2013

сти ковшей экскавационного оборудования приводит к повышенному разубоживанию рудной массы или большим потерям [1].

Таким образом, все перечисленные способы рационального извлечения полезных ископаемых не дают желаемых результатов, так как каждый из них действует на решение отдельной задачи технического или технологического характера, а для производства необходимо комплексно решать проблему рационального природопользования путем разработки ресурсосберегающих технологий и минимизирования потерь.

Как уже упоминалось, одним из направлений ресурсосбережения, является охрана окружающей природной среды. Многочисленные исследования, перечислить которые не представляется возможным, проводятся в области снижения техногенной нагрузки на окружающую природную среду. Основной целью этих работ является рациональное использование и охрана природных объектов (земельные ресурсы, атмосферный воздух, водные объекты). Но эффективность разработок оставляет желать лучшего, поскольку отмечается ежегодное ухудшение экологического состояния техногенно нагруженных регионов.

Постановка задания. Целью данной работы является анализ причин нерационального использования ресурсов при открытой добыче полезных ископаемых и обоснование направлений ресурсосбережения.

Изложение материала и результатов. Проблему рационального недропользования рекомендуется решать путем применения технологии предобогащения руды в карьере для уменьшения потерь и разубоживания горной массы. Согласно этой технологии в карьере или непосредственной близости от него выполняется крупнокусковая рудоразборка отдельных грузопотоков [1]. Специалистами ИГТМ НАН Украины ранее выполненными исследованиями было установлено, что при выборе технологического комплекса предварительного обогащения руды, в т.ч. стадийность дробления горной массы, необходимо учитывать тип руд и ценность горной массы. Кондиционные руды с высоким содержанием полезного компонента рационально подвергать всем трем стадиям дробления и только после этого предварительно обогащать через сухую магнитную сепарацию. Учитывая запыленность процесса мелкого дробления и трудность транспортирования мелкой фракции, эти руды перерабатывать лучше на обогатительной фабрике. Некондиционные руды забалансовых запасов или разубоженные руды слабомагнитными включениями из контактных зон подлежат рудоразборке после среднего дробления в карьере или непосредственной близости от него. После крупного дробления подвергать рудоразборке рационально разубоженные руды пустыми породами и вскрышные породы, содержащие магнетит, тем самым увеличить производительность карьера по руде, уменьшить объем вскрышных пород, уменьшить потери полезного ископаемого.

Таким образом, на комплекс крупнокусковой рудоразборки в карьере после крупного механического дробления рационально направлять грузопотоки:

Вскрышных пород из контактных зон «руда - вскрыша» для уменьшения потерь полезного ископаемого;

Рудной массы с сильномагнитными свойствами при отработке контактных зон «руда - вскрыша» с безрудными породами для уменьшения разубоживания;

Рудной массы при отработке: а) безрудных прослоев до 10 м, которые согласно [2] обязаны взять в полезное ископаемое, б) сложноструктурных добычных забоев, где перемежаемость рудных слоев и безрудных прослоек более двух и в) при выклинивании рудной залежи во вмещающие породы для уменьшения разубоживания;

Вскрышных пород при отработке железистых горизонтов, не вошедших в продуктивную толщу, для рационального использования богатства недр, минимизирования потерь полезного ископаемого и создания безотходных технологий. Так, например, в железорудной свите Первомайского месторождения выделяют 7 железистых и 7 сланцевых горизонтов. Тогда как продуктивной толщей являются только силикат-магнетитовые кварциты пятого и шестого железистых горизонтов. А остальные железистые горизонты, которые имеют непостоянные мощность или кондицию полезного компонента, не вошли в балансовые запасы.

Предварительное обогащение вскрышных пород для извлечения магнитной составляющей позволяет в первую очередь уменьшить потери полезного ископаемого балансовых запасов. Так на примере Петровского карьера были проанализированы контактные зоны «руда – вмещающие породы», рассчитаны потери железистых кварцитов согласно запланированному ре-

жиму горных работ на период 2013-2025 гг., определен объем горных пород подлежащий сухой магнитной сепарации.

Потери определялись согласно классификации контактных зон [1] по фактору - тип пород, примыкающий к рудному телу. Вмещающие породы подразделяются на: окисленные кварциты, некондиционные руды, безрудные породы и вскрышные породы, содержащие магнетит. За анализируемый период работы Петровского карьера контактные зоны магнетитовых кварцитов представлены с пегматитами, гнейсами и магнетит-силикатными кварцитами. Магнетит-силикатные кварциты с содержанием железа ниже бортового относятся к некондиционным рудам. Тогда как пегматиты и гнейсы к безрудным породам, в которых имеются трудно извлекаемые кристаллы железа в химических соединениях (содержание железа общего 1-3 %). Для обоснования экономической эффективности и рентабельности применения комплекса крупнокусковой рудоразборки на Петровском карьере были проведены в ООО «Научно-технический центр магнитной сепарации «МАГНИС ЛТД»» стендовые испытания проб горной массы. Полученные результаты испытаний показали, что из вскрышных пород руда/порода (содержание железа магнитного 7,5-14 %) выход магнитного продукта составляет 62,7-72,5 % с содержанием железа магнитного 25-35 % и сухих хвостов 27-37 % с содержанием железа магнитного менее 2 %. Следовательно, если на комплексе крупнокусковой механизированной рудоразборки перерабатывать объемы из контактных зон, то можно минимизировать потери полезного ископаемого. Кроме того при хороших показателях работы комплекса рационально перерабатывать объемы рудной массы из контактной зоны для уменьшения разубоживания.



Рис. 1. Распределение объемов горной массы в тыс.т, подлежащих крупнокусковой рудоразборке по годам

Расчет количества потерь железистых кварцитов производился в соответствии с «Отраслевой инструкцией …» [2]. При подсчете учитывалось направление отработки контактов рудных залежей, которое определялось по направлению подвигания фронта добычных работ для каждого года по календарным планам горных работ согласно проекту «Разработка и вскрытие глубоких горизонтов карьера №3 (III-я очередь углубки карьера №3)».

Непостоянство объемов объясняется выбранной схемой вскрытия рабочих горизонтов, режимом отработки рудных блоков и перемежаемостью рудных пластов с вмещающими породами.

Ценнейшим ресурсом нашей страны являются плодородные земли, значительная часть которых изъята с севооборота под объекты горнодобывающей промышленности. Используемые технологии добычи и обогащения полезных ископаемых направлены на более полное извлечения полезного компонента с наименьшими материальными затратами, а сохранность природных ресурсов, таких как земли и воды, учитывается в последнюю очередь.

В результате открытой добычи полезных ископаемых образуются открытые выемки огромные по площади и глубине, плодородный слой снимается и десятилетиями хранится заскладированным, что снижает его ценность. Кроме того, в результате обезвоживания массива происходит нарушение геологической толщи, включающей земельные ресурсы, и оседание поверхности [3] Такого рода нарушения не учитываются до настоящего времени. Наряду с непосредственным нарушением земной поверхности происходит изъятие земель под размещение техногенных объектов (отвалов пустых пород, хвосто- и шламохранилищ, прудов-накопителей, буртов с плодородным слоем).

Влияние техногенной среды на почвенный покров определяется следующим:

исключение из хозяйственного оборота больших площадей земель, занятых отходами производства;

уничтожение или снижение качества земель через пылевые заносы с поверхностей отвалов и хвостохранилищ;

загрязнение окружающей среды (почв, поверхностных и подземных вод, атмосферного воздуха) тяжелыми металлами и солями в концентрациях, нередко превышают допустимые нормы.

Решение вопроса о снижении влияния горных разработок на земельный покров можно разделить на два направления: исключение дальнейшего воздействия проводимых работ и решение проблемы уже нарушенных земель.

Поскольку причины нарушения земель одинаковы на всех предприятиях, добывающих полезные ископаемые открытым способом, то и направления повышения рациональности использования земельных ресурсов едины.

В качестве эффективных решений исключения дальнейшего воздействия горных работ на земельные ресурсы стоит выделить следующие: а) складирование отходов обогащения и вскрышных пород в пространства отработанных карьеров; б) разработка отвалов и хвостохранилищ с извлечением полезных компонентов, что позволит подготовить дополнительные емкости для складирования отходов без дополнительного изъятия земель и повысить ресурсоемкость предприятия за счет вовлечения в разработку отходов; в) переход на открыто-подземную разработку полезных ископаемых с закладкой подземного выработанного пространства вскрышными породами.

Решения проблемы уже существующих нарушенных земель можно разделить на следующие варианты:

использование нарушенных земель в хозяйственных целях без рекультивации (складирование отходов, создание предприятий или зон отдыха);

проведение рекультивации по направлениям (биологическая, лесохозяйственная и т.д.);

восстановление свойств нарушенного массива и плодородия почв до природного состояния [4,5].

Не менее важным ресурсом, непосредственно или косвенно, затрагиваемым горными разработками являются поверхностные и подземные воды.

Образование и наличие в пределах естественной среды нарушенной и техногенной оказывает отрицательное влияние на естественные гидрогеологические условия, что проявляется в изменении области питания, движения и разгрузки подземных вод, образовании и деформировании достаточно больших по площади депрессионных воронок. Нарушение гидрорежима территорий, в отличие от нарушения массива горных пород и земельного покрова, является более динамичным фактором, способным резко усиливать воздействие на окружающую среду других факторов [3]. В результате образуются косвенным образом нарушенные земли (подтопленные, заболоченные, проходит дополнительное оседание, изменяются свойства плодородных пород).

Это происходит по следующим причинам.

При открытой разработке фронтом горных работ пересекаются основные потоки подземных и поверхностных вод, что приводит к нарушению гидрорежима (дренирование и осушение водоносных горизонтов, препятствие естественному поверхностному и подземному стоку), и как следствие к развитию оползневых процессов на уступах и бортах карьеров (отвалов).

Внутренние отвалы по существующей технологии формирования не имеют гидравлической связи с природной средой, уложенные породы имеют нарушенную структуру. Таким образом, такая техногенная среда, располагаясь в окружении природной геологической среды, является преградой, которая препятствует движению подземных и поверхностных вод, что может приводить к оползневым процессам и поднятию уровня подземных вод.

Внешние отвалы влияют на движение поверхностных и подземных вод, поскольку зачастую располагают в балках или оврагах, т.е. в местах, где обычно происходит разгрузка подземных и поверхностных вод, что приводит к подтоплению и оползням. Шламонакопители, хвостохранилища, шламохранилища и др. в большинстве случаев располагают в балках, оврагах и т.п., что уже в самом начале эксплуатации приводит к существенному нарушению режима подземных и поверхностных вод.

В настоящее время регулирование гидродинамичекого режима подземных вод в районах ведения горных работ осуществляется закладкой различного вида дренажных систем с целью отвода вод от разрабатываемого месторождения. Данная технология позволяет на значительном расстоянии понизить уровень грунтовых вод и вод первого водоносного горизонта путем развития депрессионной воронки радиусом до 1 км. Однако технология не только не предусматривает восстановление природного состояния геологической среды, но и привносит значительное негативное влияние на нее, нарушая естественный гидродинамический баланс и изменяя свойства пород осушаемого массива.

В связи с этим, предлагается концепция восстановления гидродинамического режима подземных вод в районах горных разработок, суть которой заключается в следующем.

При открытом способе разработки полезных ископаемых рекомендуется в качестве основных технических решений по сохранению свойств пород в природной среде, примыкающей к нарушенной, и сохранения водного баланса территории, осуществлять перехват потоков подземных вод до их подхода к границам карьера и отводить в соответствующие им водоносные горизонты за пределами конечных контуров карьера. Параметры такой технологии зависят от глубины карьера, количества, мощности и глубины залегания вскрываемых водоносных горизонтов, расположения в плане карьерного поля по отношению к направлению потока подземных вод.

Для сохранения гидрорежима в условиях техногенной геологической среды предлагается перехват поверхностного стока дренажной системой с отводом его в природные места разгрузки, что не только позволит сохранить водный баланс территории, но и обеспечить безопасную эксплуатацию техногенного объекта.

При проведении рекультивации нарушенных и техногенных геологических сред предлагается восстанавливать верхние водоносные горизонты [5].

Выводы и направление дальнейших исследований. Таким образом, для рационального природопользования необходимо разрабатывать и применять ресурсосберегающие технологии. Технология предобогащения руды в карьерах позволяет уменьшить потери и разубоживание, извлечь забалансовые запасы и увеличить производственную мощность карьера по руде.

Дальнейшие исследования должны быть направлены на изучение нарушения естественной геологической среды и особенности формирования техногенной, законов формирования их новых свойств, а также на научное обоснование и разработку технических решений, направленных на восстановление в техногенной и нарушенной геологической средах свойств, соответствующих природным.

Список литературы

1. **Бабий Е.В.** Технология предобогащения железных руд в глубоких карьерах / **Е.В. Бабий**. – К.: Наукова думка, 2011. – 184 с.

2. Отраслевая инструкция по определению, учету и нормированию потерь руды при разработке железорудных, марганцевых и хромитовых месторождений на предприятиях Министерства черной металлургии СССР / ВИОГЕМ. - Белгород, 1975. – 68 с.

3. **Четверик М.С.** Оседание земной поверхности при водопонижении и потопление территорий горнодобывающих регионов / **М.С. Четверик, Е.А. Бубнова** // Науково-технічний збірник. - Кривий Ріг: КТУ, 2004. -Вип. 86.- С. 31-36.

4. Патент на корисну модель 64879 Україна, МПК кл. А 01 С 7/00, Е 21 Спосіб рекультивації земель, порушених відкритими гірничими роботами по створенню потенційно-родючого шару ґрунту / **М.С. Четверик, О.А. Ворон** (UA).; заявл. 05.04.2011; опубл. 25.11.2011, Бюл. №22.

5. **Бубнова О.А.** Відновлення властивостей порушених гірничими роботами земель / **О.А. Бубнова** // Геотехническая механика. Межвед. сб. научн. трудов / ИГТМ НАНУ. – Днепропетровск, 2011.- № 94.- С. 17-23.

Рукопись поступила в редакцию 12.02.13

УДК 622.235

О.В. ШАПУРІН, д-р техн. наук, проф., А.А. СКАЧКОВ[·], аспірант,
ДВНЗ «Криворізький нваціональний університет»

ПРОМИСЛОВЕ ВПРОВАДЖЕННЯ ДИФЕРЕНЦІЙОВАНОГО ЕНЕРГОНАСИЧЕННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД ПРИ ПІДРИВАННІ

Наведено результати підривання вибухових блоків загальною кількістю 15 шт. у кар'єрі «Північний» ГЗК «Укрмеханобр» за технологією диференційованого енергонасичення гірських порід, яка захищена патентом України на корисну модель № 70655 від 25.06.2012 р. на протязі 2011-2012 рр, з загальним обсягом підривання 758923 м^3 в гірських породах міцністю за М.М. Протодьяконовим f = 6-12, із загальною економією вибухових речовин типу гранулІт КМ 18 %.

Проблема і її зв'язок з науковими задачами. Постійний пошук резервів виробництва, можливостей енерго і ресурсозбереження призвів до аналізу явища промислових вибухів у кар'єрах під час яких виконується переміщення великих мас гірських порід на відстані: 20,30 або і 40 м. Чи не можна використати долю цієї енергії на корисні форми роботи, наприклад,краще подрібнення скельових гірських порід під час вибуху, або ж економити ВР? Переміщення породи формується загальною взаємодією зарядів у вибухових блоках під час їх підривання. Необхідно більш детально вивчити взаємодію зарядів розташованих поряд, але у різних рядах свердловин і знайти важелі до управління нею.

Аналіз публікацій. Відомий спосіб виконання буровибухових робіт у кар'єрах за умов застосування вертикальних свердлових зарядів на уступах, який передбачає розташування у першому ряду парнонаближених свердловин, як це вказано на рис. 1 у випадку завищених значень опори по підошві перед першим рядом зарядів.

При цьому значення l=(6-8) $d_{св}$, де $d_{св}$ - діаметр свердловини і для умов свсвердловини = 0,25 м складає l = 1,5-2 м [1], С. 48.

На рис. 2 показано розташування парнонаближених зарядів. Як бачимо з рис.2 у свердловині, що розташована ближче до укосу уступу, заряд зменшений у порівнянні із свердловиною, яка розташована дальше від укосу. У тій свердловині, що знаходиться трохи далі від укосу – заряд повний. Таке розташування ВР у парі свердловин обґрунтовується необхідністю досягти рівномірності розподілу ВР по висоті уступу.

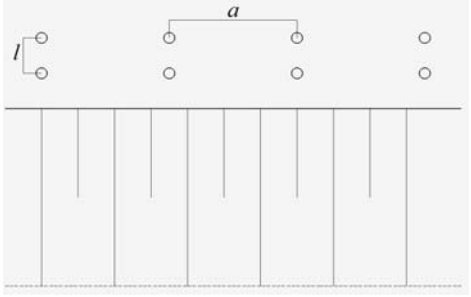


Рис. 1. План розташування парнонаближених свердловин на уступі

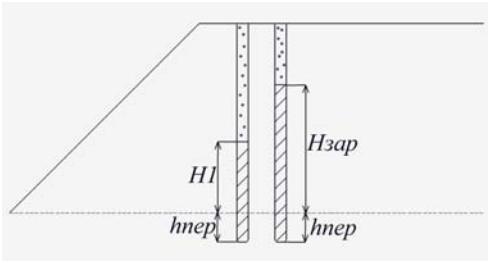


Рис. 2. Розташування зарядів у парнонаближених свердловинах

Запропонований спосіб передбачає першочергове спрацювання повного заряду, який розташований далі від укосу, а через інтервал сповільнення 1,0-4,6 м/с - спрацювання меншого заряду, що розташований ближче до укосу уступу.

Запропонований спосіб пройшов широкі промислові випробування і зарекомендував себе дуже добре у випадках необхідності здолання завищеного значення опору по підошві уступу.

Постановка задачі дослідження. У наведеній статті поставлено завдання відпрацювання в промислових умовах кар'єру «Північний» ГЗК «Укрмеханобр» деталей взаємодії близько розташованих зарядів з загальною метою досягти економії вибухових речовин за умов збереження якості подрібнення гірських порід.

Викладення матеріалу і результатів досліджень. Наведемо характеристику геологічних умов кар'єру «Північний» ГЗК «Укрмеханобр», в якому виконується вторинний видобуток ба-

· © Шапурін О.В., Скачков А.А., 2013

гатих залізних руд у зоні шахтного поля «Гігант Глибока» РУ ім. Дзержинського, на прикладі блоку № 15, підривання якого мало місце 04.04.2011 р.

Блок масового вибуху № 15 розташований у маркшейдерських вісях 119-133 горизонту -40/-50 м. В межах блоку розвинені утворення четвертого залізистого горизонту (PR_1 sx^{4f}) саксаганської свити криворізької серії нижнього протерозою, які представлені гідрогематитомартитовими кварцитами коефіцієнт міцності яких за шкалою проф. Протод'яконова *f*=10-12. Тріщинуватість порід сильна. У товщі кварцитів простежуються лінзо- та штокоподібні поклади гідрогематит-мартитових руд. Ступінь зволоження порід блоку низька, води у свердловинах не спостерігається.

Умови виконання вибухових робіт характеризуються застосуванням свердлових зарядів діаметром 0,25 м на уступах висотою 10-11 м. Лінія опору по підошві (ЛСПП) перед свердловинами першого ряду складає 7-7,5 м, а сітка розташування свердловин 7×7 м. У якості ВР застосовують Гранулiт КМ.

У табл. 1 наведено результати промислових вибухів, виконаних у 2011-2012 рр.

Таблиця 1

Показники впровадження технології диференційованого енергопостачання гірських порід при їх підриванні на кар'єрі «Північний» ГЗК «УКРМЕХАНОБР»

Дата вибуху	Горизонт, м	Витрати ВВ за:		Об'єм підірваної гірничої маси, $м^3$	Питома витрата ВР $кг/м^3$, за:	
		відомою технологією, кг	новою технологією, кг		відомою технологією	новою технологією
27.01.11	-40	32830	29600	58800	0,56	0,49
10.03.11	-50	19640	15420	36836	0,54	0,42
14.04.11	-50	30700	26550	61200	0,50	0,43
26.05.11	-50	10340	8540	20107	0,51	0,42
14.07.11	-60	37200	30000	74000	0,50	0,41
28.07.11	-60	21500	16800	42300	0,51	0,40
30.09.11	-70	17400	14400	33500	0,52	0,43
10.11.11	-90	10700	8350	21550	0,50	0,39
23.11.11	-90	10150	7900	20420	0,50	0,39
05.01.12	-70	30000	25000	59700	0,50	0,42
15.01.12	-70	30500	25000	59700	0,50	0,42
07.06.12	-70	30000	24000	59000	0,51	0,41
26.06.12	-80	26900	23100	52000	0,52	0,44

Аналіз питомої витрати ВР, наведений в таблиці, показує, що економія ВР в різних блоках коливалась в межах 12,5-24 %, а середня за два роки використання - 18 %. Причина таких значних коливань в долі перестрахування у перший період застосування технології диференційованого енергонасичення гірських порід, а також у випадках, коли погодні умови у вигляді опадів зволожували за звичай сухі свердловини.

На рис. 3 наведено план розташування свердловин у блоці -50 м, що складався з двох частин. У північній частині у семи рядах була застосована традиційна технологія рівномірного розподілення ВР у масиві гірських порід. У південній частині у чотирьох рядах застосовано технологію диференційованого енергонасичення. Зовнішні прояви під час вибуху мали такі характерні ознаки: у північній частині висота підйому кусків порід вибуху у повітря, сягала 10-15 м, над яким розташувалась пилегазова хмара. Ширина розвалу досягала 8-12 м. У південній частині покрівля уступу як м'яка і рухома ковдра піднялась на 3-5 м і опустилась з утворенням розвалу 5-7 м. За таких зовнішніх ознак якість подрібнення порід на обох дільницях блоку задовольняла потреби виробництва.

Викопіювання з плану поверхні з нанесенням схеми комутації вибухової мережі.

Блок №15

Відповідно,порядок підривання зарядів в обох частинах блоку суттєво відрізнявся. У північній частині блоку в першу чергу підривали поетапно заряди першого ряду, потім другого, третього і так до сьомого ряду.

Це забезпечувало утворення кожним попереднім зарядом вільної поверхні, на яку формувалась підбійка наступним зарядом, що створювало загальний рух відбитої гірської маси в напрямку первинного укосу уступу.

У південній частині блоку в першу чергу підривали поетапно заряди у другому ряду, а слідом у першому.

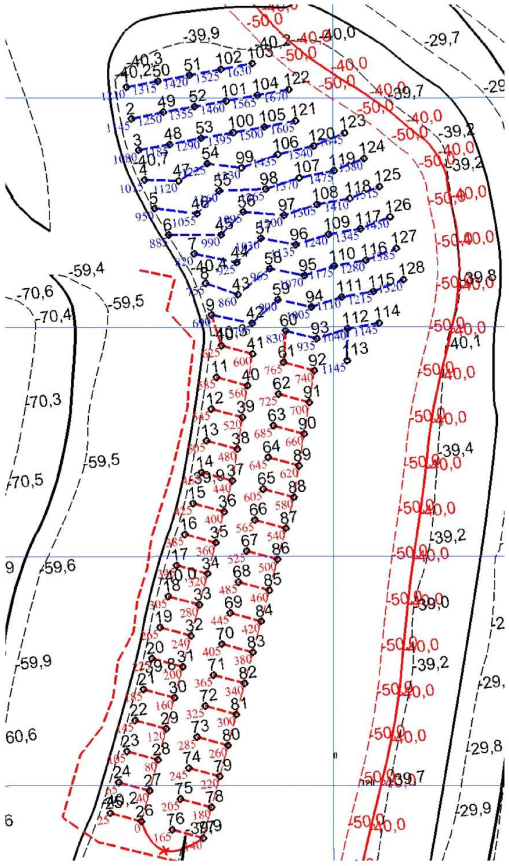


Рис. 3

Причому, масу зарядів у другому ряду зменшували на 30-50 %, тоді як у першому залишали паспортною, що разом давало зменшення питомої витрати ВР на 15-25 %. Змінювався і механізм руйнування. У відомій технології коли підриваємий заряд розташований поряд з укосом уступу, то відображена хвиля від останнього гасить пряму хвилю і зменшує ефективність руйнацій і одночасно втягує породу у переміщення, формуючи значний розвал.

Початкове підривання заряду у другому ряду із значним зменшенням його маси і збільшенням довжини забивки, приводить до збільшення коефіцієнту корисної дії цих зарядів. Додамо до цього, що відбита хвиля в районі далеко розташованої поверхні (перед зарядом першого ряду) не завдає шкоду прямій хвилі в зоні роботи заряду другого ряду, в той же час складає сприятливі передумови для спрацювання заряду першого ряду, бо виконує нехай незначні але попередні руйнації перед першим рядом і долає інерцію масиву, облегшуючи роботу заряду першого ряду.

Після спрацювання першої пари зарядів, починається таким же чином робота сусідньої пари у цих рядах, і так поки не скінчаться заряди у двох перших рядах.

Надалі, через значний інтервал сповільнення, починають, так же відпрацьовувати заряди у наступної парі рядів: четвертому і третьому.

Висновки. Запропонована й відпрацьована технологія диференційованого енергонасичення гірських порід довела своє право на існування серед інших способів керування дією вибуху.

Ефективність запропонованої технології диференційованого енергонасичення гірських порід буде змінюватись відповідно до умов використання. Подальше набуття досвіду цих робіт дозволить запропонувати виробництву більш детальні рекомендації що до їх застосування.

Список літератури

1. **Перегудов В.В., Жуков С.А.** Теоретические предпосылки и методы ведения БВР в сложных условиях глубоких карьеров / Монография. -ЧП «Издательский дом», Кривой Рог. - С. 40-50.

Рукопись поступила в редакцию 12.02.13

УДК 622.274.54.008.6.001.25

В.В. ЦАРИКОВСКИЙ, д-р техн. наук, С.В. СИРОТЮК, соискатель
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ КРУТОПАДАЮЩИХ ЗАЛЕЖЕЙ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД С САМООБРУШЕНИЕМ РУДНОГО МАССИВА

Приведены системы разработки, позволяющие производить выемку богатых железных руд с самообрушением рудного массива в различных горно-геологических и горнотехнических условиях шахт Кривбасса

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Несмотря на постоянное совершенствование систем разработки и технологи взрывных работ наблюдается постоянное возрастание себестоимости добытой руды. С пониженим уровня очистных работ с 450 до 900 м себестоимость добытой тонны руды увеличилась на 0,87 руб. на каждые 100 м понижения очистных работ. Вследствие резкого роста цен на энергоносители, материалы и оборудование в

© Цариковский В.В., Сиротюк С.В., 2013

последние годы с глубиной интенсивность роста себестоимости добытой руды увеличилась. Например, с увеличением глубины очистных работ до 1275 м себестоимость добычи тонны руды увеличилась на 52,6 грн. на каждые 100 м понижения очистных работ.

Как показали исследования авторов одним из путей существенного снижения себестоимости добытой руды является переход на системы разработки с самообрушением рудного массива, применение которых на шахтах Кривбасса возможно и целесообразно.

В связи с изложенным авторами, применительно к горно-геологическим и горно-техническим условиям шахт Кривбасса, разработаны системы разработки с самообрушением рудного массива богатых железных руд.

Анализ исследований и публикаций. Разработке и совершенствованию систем разработки железных руд с самообрушением рудного массива на верхних горизонтах шахт Кривбасса посвящены работы Агошкова М.И., Малахова Г.М., Борисенко С.Г., Вольфсона П.М., Лавриненко В.Ф., Кадырбаева Р.Д. и многих других исследователей. Как следствие объемы добычи богатых руд в Кривбассе указанными системами разработки в отдельные годы достигали 3,0-5,3 млн.т. Однако, уже в конце 70-х годов прошлого столетия от указанных систем разработки пришлось отказаться из-за возникшего противоречия между необходимостью увеличения площадей подсечек рудного массива и снижением при этом устойчивости выработок доставки.

Постановка задачи. Для эффективной отработки запасов богатых железных руд на глубоких горизонтах шахт Кривбасса необходимы системы разработки, позволяющие призводить выемку запасов с самообрушением рудного массива в различных горно-геологических и горно-технических условиях.

Изложение материалов и результаты. Для повышения эффективности отработки запасов железных руд в различных горно-геологических и горнотехнических условиях разработаны системы с подэтажным и этажным самообрушением рудного массива. Системы подэтажного самообрушения руд рекомендуются для отработки залежей мощностью более 18-20 м, а с этажным самообрушением для отработки залежей мощностью более 20-25 м при углах падения 50-60°.

При системах подэтажного самообрушения подготовка панели на доставочном горизонте (горизонте скреперования) производится штреком скреперования *1*, хозяйственным *2* и вентиляционным *3* ортами (рис. 1).

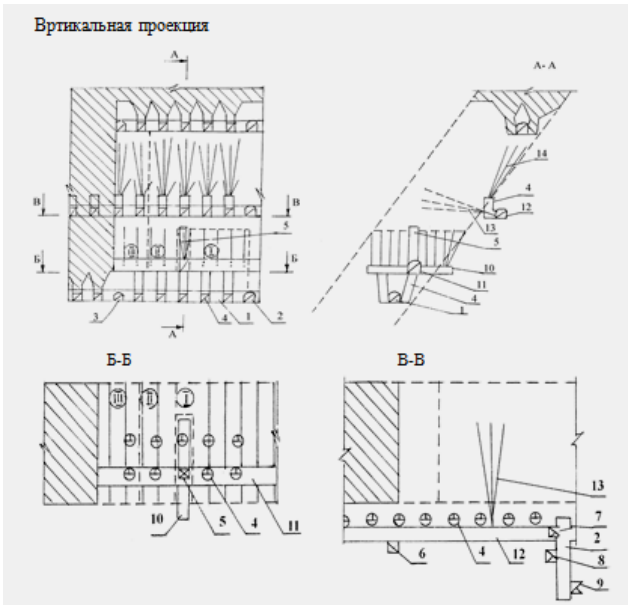


Рис. 1 Система подэтажного самообрушения: I,II,III- очередность образования подсечки

Из шрека скреперования *1* до горизонта подсечки проходятся дучки *4*, как правило, расположенные друг против друга (редко в шахматном порядке). Вентиляционный орт *3* располагается в конце штрека скреперования и соединяется с вентиляционным горизонтом вентиляционно-ходовым восстающим *6*, который служит также и запасным выходом. Хозяйственный орт *2* соединен с откаточным горизонтом ходовым *8* и материальным *9* восстающими. Для аккумуляции руды служит рудосвалочный восстающий *7*, располагаемый у сопряжения штрека скреперования *1* и хозяйственного орта *2*. На подсечном горизонте проходятся отрезной орт *10* и подсечной штрек *11*.

На время проходки и разбуривания подсечки этот горизонт соединяется с доставочным предварительно пройденными отдельными дучками, служащими как вентиляционные, ходовые и доставочные для материалов и оборудования. Одна из дучек проходится на высоту подсечки и служит отрезным восстающим *5*. Учитывая недостаточно крутые углы падения залежей (50-60º) и поэтому значительные потери руды, остающейся на породах лежачего бока, рекоменду-ется образование подхватывающего горизонта, состоя-щего из полевого штрека скреперования *12* и дучек *4*. Расстояние

подхватывающего горизонта от доставочного зависит от угла падения пород лежачего бока. Этот горизонт соединяется с откаточным рудосвалочным восстающим *7*, а с основным доставочным и вентиляционным - ходовым *8*, материальным *9* и вентиляционным *6* восстающими. Для связи подхватывающего штрека скреперования с ходовым 8 и материальным *9* восстающими проходится хозяйственный орт *2*.

Для создания благоприятных условий самообрушению основного массива панели производится подсечка массива на высоту до 10 м. Подсечка массива производится в три стадии.

В первую стадию отбойкой на отрезной восстающий *5* штанговых шпуров, выбуренных из отрезного орта *10*, производится образование отрезной щели, которая в дальнейшем расширяется глубокими скважинами, выбуренными из подсечного штрека *11*, до размеров которые обеспечивают устойчивость ее на протяжении всего срока ее существования.

Во вторую стадию глубокими скважинами, выбуренными из подсечного штрека *11*, производится подсечка рудного массива, обеспечивающая за счет его самообрушения создание предохранительной подушки на выпускных отверстиях.

В третью стадию, скважинами выбуренными из подсечного штрека *11*, производится увеличение размеров подсечки рудного массива до параметров, обеспечивающих его массовое самообрушение.

Для контроля состояния самообрушающегося массива из центральной части подхватывающего штрека скреперования *12* выбуриваются контрольные скважины (штанговые шпуры) *13*. Для снижения потерь руды на породах лежачего бока из дучек подхватывающего штрека скреперования *12* выбуриваются пучки штанговых шпуров *14*, которые используют для формирования воронок выпускных отверстий, через которые производится выпуск самообрушившейся руды. Взрывание этих шпуров также интенсифицирует процесс самообрушения рудного массива панели.

При подсечке рудного массива панели необходимо выпускать отбитую руду с таким расчетом, чтобы обеспечивалась локализация выработок доставочного горизонта. Это же условие необходимо соблюдать и при выпуске самообрушающейся руды, что обеспечит снижение динамического воздействия на днище панели.

При системах разработки с этажным самообрушением руд размеры добычного блока определяются горно-геологическими и горнотехническими условиями отработки залежи. Как правило, размер блока вкрест простирания равен мощности залежи, по восстанию - высоте этажа, принятой на шахте (75-80 м), а по простиранию определяется способом доставки обрушенной руды (как правило скреперной).

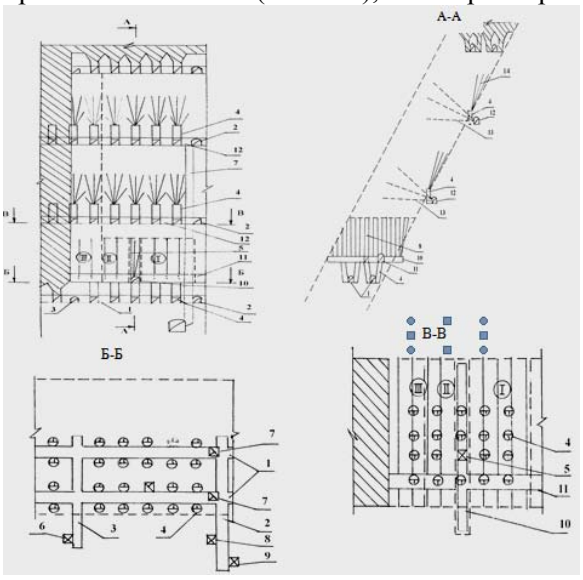


Рис. 2 Система этажного самообрушения: I,II,III-очередность образования подсечки

Подготовка блока к очистной выемке на основном приемном (доставочном) горизонте заключается в проведении штреков скреперования *1*, хозяйственного *2* и вентиляционного *3* ортов, дучек *4*, рудосвалочных *7*, материального *9*, ходового *8*, вентиляционного *6* восстающих (рис. 2).

Учитывая недостаточно крутые углы падения залежей, для предотвращения значительных потерь руды на породах лежачего бока, рекомендуется образование подхватыва-ющих (улавливающих) горизонтов, располагаемых через 25-30 м по восстанию. Подхватывающие горизонты соединяются с основным доставочным и откаточным горизонтами рудосвалочными *7*, ходовыми *8*, материальными *9* и вентиляционно-ходовыми *6* восстающим.

На подхватывающих горизонтах проходятся полевые штреки скреперования *12*, из которых проходятся до контакта рудного тела с породами лежачего бока дучки 4. Для связи подхватывающих штреков скреперования с ходовым *8* и материальным *9* восстающим проходятся хозяй-

ственные орты *2*. Для создания условий самообрушения основного рудного массива блока выполняется подсечка его высотой до 10 м.

Подсечка массива производится в три стадии.

В первую стадию скважинами, выбуренными из отрезного орта *10*, отбойкой на отрезной восстающий *5* производится образование отрезной щели и дальнейшее расширении ее путем отбойки глубоких скважин, выбуренных из подсечного штрека *11*, до размеров, обеспечивающих устойчивость горизонтального обнажения подсечки на протяжении всего срока ее существования.

Во вторую стадию глубокими скважинами, выбуренными из подсечного штрека *11*, производится дальнейшее расширение подсечки рудного массива до размеров, обеспечивающих за счет его самообрушения создание предохранительной рудной подушки над выпускными отверстиями.

В третью стадию производится увеличение площади подсечки рудного массива до параметров, обеспечивающих его массовое самообрушение.

Для контроля состояния самообрушающегося массива из центральных частей подхватывающих штреков скреперования *12* выбуриваются контрольные скважины *13*.

Для снижения потерь руды на породах лежачего бока из дучек штреков скреперования подхватывающих горизонтов *12* выбуриваются веера штанговых шпуров *14*, взрыванием которых формируются воронки выпускных отверстий, через которые производится выпуск самообрушившейся руды.

Выпуск руды из подсечки и при самообрушении массива необходимо производить с таким расчетом, чтобы обеспечивалась локализация и сохранность выработок днища. Для этого при подсечке рудного массива проводится частичный выпуск отбитой руды (30-40 %).

В процессе очистной выемки объем самообрушившейся руды определяется из выражения

$$V_o = K_c^2 \cdot a \cdot M \cdot h_o, \qquad (1)$$

где V_o - объем самообрушившейся руды, м^3; K_c^2 – 1,1-1,4 - коэффициент, отражающий степень самообрушения рудного массива; a - размер подсеченного массива по простиранию, м; M - размер подсеченного массива вкрест простирания, м; h_o- высота самообрушившегося рудного массива, м.

Объем самообрушившейся руды в процессе очистной выемки, подлежащей выпуску, определяется из выражения

$$V_в = (0{,}3–0{,}45)\ V_o, \qquad (2)$$

где $V_в$ - объем самообрушившейся руды, м^3.

Объем самообрушившейся руды, подлежащей выпуску на различных стадиях подсечки рудного массива, определяются с учетом объемов ранее самообрушившейся руды.

Как показывают расчеты технико-экономические показатели этажно-камерных систем разработки с самообрушением руды несколько лучше, чем системы подэтажного обрушения: удельная длина нарезных выработок на 1000 т запасов ниже на 31,8-33,5 %, удельный расход глубоких скважин на 1000 т запасов меньше на 34-35 %, а выход руды из 1 м глубокой скважины выше на 50-52 %. Однако, при этом система подэтажного самообрушения имеет существующее преимущество. Продолжительность подготовки запасов к очистной выемке при ней в 2-3 раза ниже, чем при системах этажного самообрушения. В целом системы с самообрушением рудного массива превышают лучшие достигнутые показатели, применяющихся в настоящее время систем разработки.

Выводы и направление дальнейших исследований. Рекомендуемые системы разработки позволяют эффективно производить отработку запасов богатых железных руд с самообрушением рудного массива в различных горно-геологических и горнотехнических условиях глубоких горизонтов шахт Кривбасса. Реализация их в производство позволит при подземной добыче руд резко сократить объемы бурения глубоких скважин и снизить объемы использования взрывчатых веществ.

Для реализации в производство рекомендуемых систем разработки с самообрушением рудного массив необходимо разработать типовые паспорта вышеуказанных систем разработки.

Рукопись поступила в редакцию 19.01.13

УДК 622.272:622.647.2

А.Г. ШАТАЛОВ, В.А. АЛЕКСАНДРОВ, А.И. МИРОНЕНКО, Г.М. ШАПОВАЛОВА,
ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

АНАЛИЗ СХЕМ ВЫДАЧИ ГОРНОЙ МАССЫ С ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТОВ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО И ПЕРСПЕКТИВА РАЗВИТИЯ ПОДЗЕМНОГО КРИВБАССА

Выполнен анализ схем выдачи горной массы с глубоких горизонтов при подземной добыче полезного ископаемого и показаны перспективы разработки месторождений на ближайший период развития Криворожского бассейна.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Интенсивная разработка месторождений полезных ископаемых подземным способом обусловила быстрое понижение горных работ. На ряде шахт Криворожского бассейна уже сейчас отработка ведется на глубинах 1200-1660 м. Немалое значение имеет глубина залегания, угол залегания и толщина пласта полезного ископаемого. Это накладывает определенные проблемы при выполнении добычных работ и на доставку горной массы на поверхность. С увеличением глубины возникает ряд технических проблем, связанных с возможностями подъемного оборудования, в частности, подъемных машин. Повышается стоимость полезного ископаемого, увеличиваются энергетические затраты, особенно при погрузочно-разгрузочных работах. Повышается стоимость оборудования и так далее.

Анализ исследований. В Криворожском бассейне в настоящее время подъем основного объема полезного ископаемого осуществляется при помощи скипов.

При относительно небольших глубинах добычи полезных ископаемых подъемные установки оборудованы одноканатными подъемными машинами с диаметром барабана подъемных машин от 2,5 до 5 м. С увеличением глубин на шахтах «Саксагань» и «Вентиляционная» № 4 бывшего рудоуправления им. Дзержинского, шахте № 1 им. Артема ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» стали применять мощные одноканатные бицилиндроконические подъемные машины.

Впервые в Криворожском бассейне и в Советском Союзе в 1961 г. была введена в эксплуатацию шахта «Гигант-Глубокая» (сейчас ПАО «ЦГОК»), которая была оборудована мощными многоканатными подъемными машинами типа МК 4×8 и МК 5×4.

В 1962-1963 гг. шахты им. Ленина и «Гвардейская» были оборудованы многоканатными подъемными машинами типа МК 5×4.

В последующие годы были построены шахты «Родина», «Заря», «Юбилейная», «Первомайская» № 1 и № 2, оборудованные многоканатными машинами.

В 2008 г. при участии института «Кривбасспроект» был выполнен рабочий проект по установке новой многоканатной подъемной машины типа ЦШ 5×4 на шахте им. Ленина ПАО «Кривбассжелезрудком».

С увеличением глубины шахт , возникла потребность в совершенствовании подъемов.

Как вариант, для увеличения высоты подъема институтом «Кривбасспроект» была предложена установка металлической обечайки на барабанах подъемных машин с нарезкой канавок под канат меньшего диаметра повышенной прочности. Такая реконструкция была выполнена на клетевой подъемной машине шахты им. Фрунзе ПАО «ЄВРАЗ Суха Балка», что позволило опустить клеть до горизонта 1285 м. В заводском исполнении подъемной машины высота подъема составляла 1179 м при канате диаметром 60,5 мм. После установки обечаек высота подъема увеличилась на 120-150 м при канате диаметром 50 мм.

В настоящий момент для ПАО «ЄВРАЗ Суха Балка» разработано ТЭО вскрытия и разработки горизонтов 1285 и 1360 м шахты им. Фрунзе с целью поддержания мощности. В нем предлагается следующая реконструкция подъемов: замена скиповой подъемной машины типа БЦК-8/5×2,7 на многоканатную машину типа ЦНШ 5×4 со строительством нового машинного здания и демонтажем части здания ЭМО и клетевой подъемной машины типа БЦК-8/5×2,7 на новую типа МК 5×2.

© Шаталов А.Г., Александров В.А., Мироненко А.И., Шаповалова Г.М., 2013

В 2013 г. по договору с ПАО «Кривбассжелезрудком» институт «Кривбасспроект» разработает рабочий проект на установку модернизированной многоканатной подъемной машины ЦШ 5×8КД для скипового подъема шахты «Заря». В перспективе возможна установка аналогичной машины на шахте «Юбилейная» ПАО «ЄВРАЗ Суха Балка», шахте «Родина» ПАО «Кривбассжелезрудком», шахтах «Первомайская № 1» и «Первомайская № 2» ПАО «СевГОК».

Но выше описанные способы реконструкции не являются панацеей в решении проблемы доставки руды с глубоких горизонтов.

Проблема состоит в том, что глубина при одноступенчатом транспортировании груза не беспредельна. Теоретически можно пройти стволы с поверхности на любую глубину, но инженеры ограничены возможностями подъемных машин, а точнее – количеством поднимаемого груза и длиной поднимающих канатов. При большой глубине стволов к массе скипа и полезного груза добавляется собственная масса подъемных канатов, которая значительно увеличивается, что затрудняет увеличение глубины подъема, и, в определенных пределах, делает ее невозможной.

Постановка задачи. Необходимо применять новые, оптимальные схемы доставки руды. Правильный выбор подъемно-транспортного оборудования, введение рациональных элементов подъема является решающим фактором нормальной работы и высокой продуктивности производства. Нельзя обеспечить устойчивый ритм производства на современной ступени его интенсификации без согласованной и безотказной работы современных средств, предназначенных для транспортирования горной массы.

Изложение материала и результаты. Существуют несколько способов решения проблемы выдачи горной массы с глубоких горизонтов при подземной добыче полезного ископаемого:

Увеличение канатоемкости барабанов подъемных машин при одноканатном подъеме;

Замена одноканатных подъемных машин на многоканатные со шкивами трения;

Выдача горной массы комбинированным способом.

Рассмотрим подробнее эти способы.

При первом способе можно выполнить увеличение канатной емкости барабанов одноканатных подъемных машин за счет установки на них металлических обечаек с меньшим шагом нарезки и заменой подъемных канатов большего диаметра меньшим, но с большим разрывным усилием. Схема переоборудования одноканатной подъемной машины металлической обечайкой показана на рис. 1.

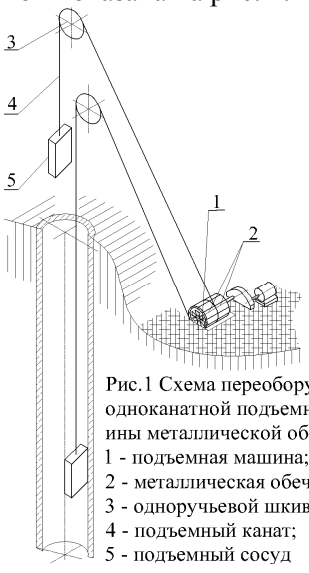


Рис.1 Схема переоборудования одноканатной подъемной машины металлической обечайкой:
1 - подъемная машина;
2 - металлическая обечайка;
3 - одноручьевой шкив;
4 - подъемный канат;
5 - подъемный сосуд

Достоинством этого способа является то, что не возникает необходимость замены подъемной машины. Недостатком – относительно небольшое увеличение высоты подъема.

По второму способу можно добиться увеличения величины подъема при помощи замены одноканатных подъемных машин многоканатными машинами, которые наиболее эффективны при разработке на больших глубинах и имеют ряд преимуществ по сравнению с одноканатными.

Наличие нескольких подъемных канатов дает возможность использовать канаты небольших диаметров, уменьшить диаметр приводного шкива по сравнению с одноканатным подъемом, что снижает стоимость механической части установки. Электрическое оборудование также дешевле, т.к. меньший диаметр навивки каната при одинаковой скорости подъема позволяет использовать более быстроходные двигатели. Простота конструкции и высокая степень безопасности обеспечили многоканатному подъему широкое распространение.

В настоящее время для крупных многоканатных подъемных машин расстояние между подъемными канатами составляет 300 мм. Уменьшение этого расстояния до 200-150 мм при одновременном увеличении числа подъемных канатов и уменьшении их диаметра позволит создать подъемные установки для глубоких шахт (глубиной до 2000-2200 м). При этом удельные давления на футеровку не превысят допустимых (2,0 МПа). Но такая замена влечет за собой капитальное переоборудование шахтного подъема и значительные капиталовложения, а

именно, перестройку шахтных копров, замену шкивов, замену подъемных сосудов, перестройку и переоборудование стволов и т.д.

По третьему способу выдавать горную массу на поверхность можно комбинированным методом. В комбинированном способе выдачи горной массы сочетается несколько простых способов. Это вызвано тем, что при разработке месторождений на большой глубине или при изменяющихся условиях залегания рудного тела в различных частях месторождения применение какого-либо одного простого способа вскрытия не может обеспечить необходимую производственную мощность предприятия.

Рассмотрим несколько схем комбинированной выдачи горной массы:

Схема выдачи вертикальным шахтным стволом на поверхность с переходом в вертикальный слепой ствол (ступенчатое вскрытие) в условиях Запорожского железорудного комбината показана на рис. 2.

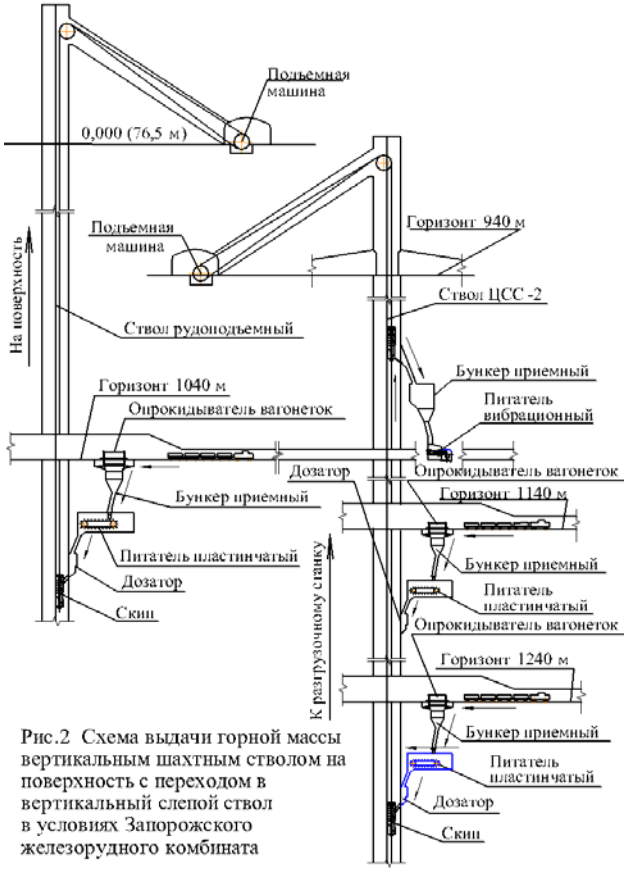


Рис.2 Схема выдачи горной массы вертикальным шахтным стволом на поверхность с переходом в вертикальный слепой ствол в условиях Запорожского железорудного комбината

По существующему стволу горная масса с добычного горизонта 1040 м подается на поверхность. В настоящее время институтом «Кривбасспроект» разрабатывается рабочая документация по проходке Центрального слепого ствола №2 (ЦСС-2) в этаже горизонта 960-1360 м. Доставка горной массы выполняется железнодорожным транспортом до опрокидывателя вагонеток с последующей перегрузкой в скиповой дозатор. Скипы доставляют груз на горизонт 1040 м, далее по существующему рудоподъемному стволу на поверхность. При такой схеме уменьшается длина квершлагов на нижних горизонтах. Ступенчатая выдача позволяет значительно увеличить глубину подъемных стволов.

Выдача горной массы по наклонно-транспортным выработкам с выходом наклонно-транспортной выработки (НТВ) в условиях шахты № 1 им. Артема на вертикальный шахтный ствол. Схема доставки горной массы на поверхность с использованием скипового подъема и наклонных ленточных конвейеров ЛК 1, ЛК 2 и ЛК 3 в условиях шахты им. Артема № 1 ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» приведена на рис. 3.

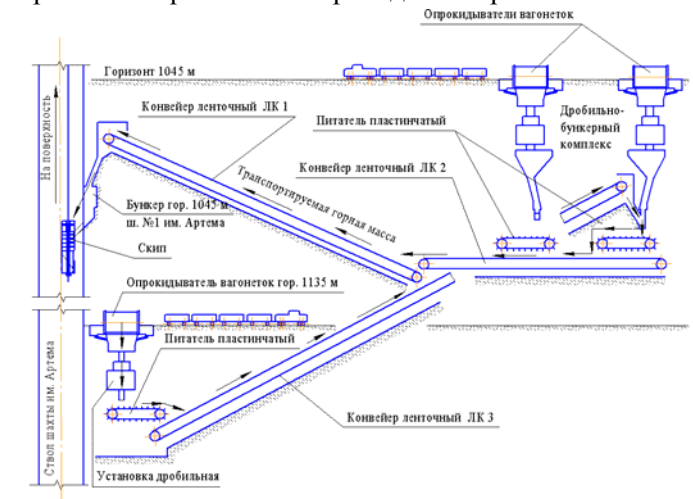


Рис. 3. Схема доставки горной массы на поверхность с использованием наклонно-транспортной выработки (НТВ) в условиях шахты им. Артема ПАО "АрселорМиттал Кривой Рог"

Горная масса по добычному горизонту 1135 м железнодорожным транспортом доставляется к круговым опрокидывателям, через дробилку и пластинчатый питатель попадает на наклонный ленточный конвейер ЛК3. Далее по горизонтальному ленточному конвейеру ЛК2 подается на наклонный ленточный конвейер ЛК1 и через породный бункер в скип. Описанная выше схема доставки горной массы на поверхность позволяет выполнять все горные и строительные работы, работы по монтажу оборудования и его на-

ладке без остановки предприятия.

Выдача горной массы крутонаклонными конвейерами с выходом на вертикальный ствол. Этот способ является одним из перспективных, так как позволяет транспортировать горную массу на большие высоты при меньших горнокапитальных затратах, чем это предусматривается при ступенчатом подъеме.

В зависимости от устройства лент и прижимных приспособлений крутонаклонные конвейеры способны транспортировать грузы с одного уровня на другой с большим углом наклона вплоть до 90°. Высота транспортирования может достигать 300-500 м. Одной из особенностей проектируемых крутонаклонных конвейеров является надежное стопорение груза и лент в случае обрыва одной из них или отказа тормозов привода.

Однако комбинированные способы выдачи горной массы имеют ряд недостатков. Прежде всего, возникает необходимость в проведении и обслуживании нескольких транспортных выработок. Ступенчатый подъем приводит к многократным перегрузкам полезного ископаемого. Спуск и подъем людей, материалов и оборудования при комбинированных способах вскрытия значительно усложняется.

Выводы. Описанные способы доставки горной массы на поверхность позволяют сделать определенные выводы: наиболее перспективным способом выдачи горной массы на поверхность является использование комбинированной схемы выдачи горной массы на поверхность.

При этом необходима альтернатива. Нужно тщательно взвешивать все достоинства и недостатки, проанализировать применение того или иного оборудования, учитывать горно-геологические условия залегания полезного ископаемого, учитывать возможности горнодобывающих предприятий и т.д. Применение всех технических решений в комплексе позволит вскрывать залежи до глубин 3000-4000 м при полной рентабельности доставки полезного ископаемого с глубоких горизонтов.

Список литературы

1. **А.Г. Шаталов, В.А. Александров, А.И. Мироненко, Г.М. Шаповалова.** Выдача горной массы с глубоких горизонтов с использованием ленточных конвейеров в условиях шахты им. Артема. ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог». / Разраб. рудн. месторожд. Кривой Рог, КТУ, 2011. - випуск 94.

2. Справочник**.** Подземный транспорт шахт и рудников. Под общей редакцией **Г.Я.Пейсаховича и И.П. Ремизова.** М.: Недра, 1985. - 565 с.

3. Справочник по горнорудному делу. Том III. Подземные работы. Под общей редакцией **А.М. Терпигорева.** Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу. М.: Недра, 1961. - 808 с.

Рукопись поступила в редакцию 19.01.13

УДК 622.261.27

Н.Ю. ШВАГЕР, д-р техн. наук, проф., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ФАКТОРОВ, ВЛИЯЮЩИХ НА УСТОЙЧИВОСТЬ СВОДООБРАЗНЫХ ОБНАЖЕНИЙ

Проведен анализ литературных данных по определению устойчивости сводообразных обнажений и методик для расчета параметров свода обрушения.

Введение. Исследованиями и промышленными наблюдениями [1,2] установлено, что вокруг выработанного пространства образуется зона, в пределах которой полностью нарушена первоначальная структура массива горных пород, которые впоследствии обрушаются, и зона трещин, распространяющаяся по вертикали от кровли пустоты до границы видимых трещин. На величину указанных зон оказывают влияние большое число факторов, основными из которых являются: глубина разработки, физико-механические свойства руды и вмещающих пород, время отработки и состояние очистного пространства, угол падения залежи. Вопрос определения параметров зон обрушения и трещин в зависимости от вышеприведенных факторов является весьма актуальным.

Изложение материала и результаты. Одним из первых теоретических обоснований гипотезы свода явилась работа проф. В. Риттера. Сущность гипотезы заключается в том, что над выработкой образуется свод давлений, воспринимающий на себя вес вышележащей толщи по-

© Швагер Н.Ю., 2013

род. Представление о своде допустимо при решении плоской задачи. В остальных случаях следует говорить об образовании над выработанным пространством купола обрушения.

Теория свода проф. М.М. Протодьяконова [3] утверждает, что при сравнительно небольших размерах поперечного сечения штольнеобразных выработок величина давления на крепь не зависит от глубины заложения одиночной выработки, так как при этом над выработкой образуется разгружающийся свод, по контуру которого действуют сжимающие усилия. полученная зависимость высоты свода от ширины выработки имеет вид

$$b = \frac{a}{f} \text{ или } \frac{a}{b} = f \tag{1}$$

где b - высота свода, м; a - полупролет выработки, м; f - коэффициент крепости пород.

Зависимость (1) подчиняется закону прямой линии и при постоянстве коэффициента крепости возможно большое число значений пролетов и высоты сводов. Однако, как показали исследования [4] высота свода также зависит от ширины пролета, но подчиняется параболической зависимости

$$\frac{x^2}{2} = fay \tag{2}$$

Высота свода в середине пролета выработки определяется из уравнения

$$h = \frac{a}{2f} \tag{3}$$

где x и y - текущие координаты.

Эта гипотеза получила распространение при определении нагрузок на крепь и выборе ее прочностных параметров [3]. Зависимости высоты свода от глубины ведения работ приведена на рис. 1.

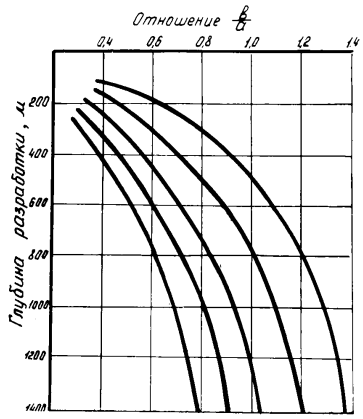


Рис. 1. Влияние глубины на высоту свода естественного равновесия

Максимальная высота свода и соответствующий ей пролет обнажения, при котором породы свода находятся в равновесном состоянии, определяется

$$h_1 = 0,63d; \quad h_2 = 0,5d;$$
$$S_1 = \sqrt{\frac{2,96 \cdot \sigma_c \cdot d}{N}}; \quad S_2 = \sqrt{\frac{2\sigma_c \cdot d}{N}}; \tag{4}$$

$$\frac{S_2^2}{d} = \frac{2\sigma_{сж}}{N} = const \tag{5}$$

где h_1 и h_2 - высота свода для I и II категории пород, м; d - глубина расположения обнажения, м; S_1 и S_2 - пролет выработки для I и II категории пород, м; $\sigma_{сж}$ - прочность пород на одноосное сжатие, т/м^2; N - объемный вес налегающих пород.

Если пролет обнажения превышает значения, определяемые уравнением (5), в этом случае происходит обрушение, которое может сопровождаться мощными ударами, интенсивность которых зависит от объема пустоты и массы обрушающихся пород. Следует отметить, что зависимости (4), (5) получены автором для однородной сплошной массы. Поэтому на практике параметры сводов будут значительно меньше.

Для оценки устойчивости кровли обнажений методами пространственного решения В.Д. Слесарев [5] ввел понятие эквивалентного пролета, который определяется по формуле

$$l = 2\frac{S}{P} \tag{6}$$

где S - площадь поперечного сечения, м^2; P - периметр обнажения, м.

Дальнейшая интерпретация метода исследователями позволила получить зависимость широко применяемую для определения устойчивых плоских и сводообразных обнажений, м;

$$l = \frac{a \cdot b}{\sqrt{a^2 + b^2}}, \tag{7}$$

где a и b - стороны обнажения, м.

Высота зоны обрушения может быть определена

$$h = \frac{\gamma \cdot l^2}{6 \cdot \sigma_p} \tag{8}$$

$\sigma_р$ - предел прочности пород на расстояние, т/м^2.

Было установлено, что со временем высота зоны обрушения увеличивается. Поэтому в формулу (8) вводится коэффициент K_t, который зависит от времени и свойств горных пород

$$h = \frac{\gamma \cdot l^2 \cdot K_t}{6 \cdot \sigma_p} \tag{9}$$

Ориентировочно коэффициент K_t, зависящий от времени стояния очистного пространства определяется как отношение фактических размеров обрушения в камерах к высоте зоны обрушения, определенный по формуле (8).

Ко второму направлению следует отнести исследования, устанавливающие закономерности в оценке устойчивости сводообразованных обнажений на основании промышленных наблюдений или лабораторных экспериментов. Такие исследования зачастую носят специфический характер, так как они относятся к определенным группам месторождения.

В работе [2] рекомендуется определение высоты обрушения в трещиноватых породах применить метод теории размерности, т.к. процессы, происходящие при обрушении очень сложны и взаимосвязаны.

Высота зоны обрушения определяется

$$h_1 = A\sqrt{\frac{l \cdot n \cdot \gamma \cdot m}{G_m}} \quad \text{при} \quad n \le 1,5 \cdot l \tag{10}$$

$$h_1 = A \cdot l\sqrt{\frac{\gamma \cdot m}{G_m}} \quad \text{при} \quad n = 1,5 \cdot l \tag{11}$$

где A - безразмерный коэффициент, зависящий от размера зон обрушения и зон трещин. Устанавливается опытным путем для конкретного месторождения; l - длина по падению рудной залежи, м; n - ширина по простиранию, м; γ - объемный вес пород, т/м^3; m - мощность рудного тела, м; G_m - сцепление, м/м^2.

Существенным недостатком данной методики являются значительные трудности в определении безразмерного коэффициента A, который должен определяться для горно-геологических условий.

С.В. Ветров [6] определяет параметры сводообразного обнажения, исходя из предположения, что породный массив разбит тектоническими трещинами и сложен из отдельных естественных блоков. Эти исследования характеризуют влияние трещиноватости пород на параметры сводов естественного равновесия и свод рассматривается как параболическая арка толщиной, равной линейному размеру естественного блока, которые в свою очередь будут передавать давление на междукамерные целики, т.е. на пяты свода. В основу данной методики положены теории проф. М.М. Протодьяконова и академика Л.Л. Шевякова.

Высота свода естественного равновесия и пролет обнажения в трещиноватых породах будет равен

$$h = a\frac{(a + d_1) \cdot \gamma \cdot H \cdot K}{20 d_2 \cdot \sigma_{сж}}; \tag{12}$$

$$L = 4,47 d_2\sqrt{\frac{\sigma_{сж}}{K \cdot h \cdot \gamma}}; \tag{13}$$

где L - пролет обнажения, м; h - высота свода естественного равновесия, м; a - полу-пролет обнажения; K - коэффициент запаса; d_1 и d_2 - размер естественного структурного блока;

$\sigma_{сж}$ - временное сопротивление горных пород при одноосном сжатии, кг/см^2.

Размер устойчивого сводообразного обнажения зависит от прочности пород на сжатие, размеров естественных блоков трещиноватого массива и высоты свода естественного равновесия. В виду того, что свод, имеющий форму арки шириной в один естественный блок, воспринимающий на себя нагрузку вышележащих пород, имеются все основания предполагать, что за пределами арки нет зоны повышенных напряжений. Практика исследований закономерностей распределения напряженно-деформированного состояния породного массива от влияния очистной выемки показала, что размеры опорных зон для различных месторождений с различными

горно-геологическими условиями колеблются в довольно значительных пределах и определяются десятками, а иногда сотнями метров.

Одним из важнейших показателей, характеризующих механизм обрушения пород с образованием сводов, является взаимосвязь между высотой свода естественного равновесия h и пролетом обнажения l.

По А.А. Борисову максимальная высота свода обрушения для относительно неустойчивых пород

$$h = (0,21 \div 0,30) \cdot l$$

По Н.З. Галаеву для крепких трещиноватых пород высота свода естественного равновесия составляет

$$h = (0,45 \div 0,38) \cdot l$$

По Л.И. Фрею максимальная высота свода обрушения для месторождений с учетом глубины ведения горных работ при пролете l =100 м

$$h_{обр} = 0,4 \cdot l$$

при пролете l = 150 м $\qquad h_{обр} = 0,6 \cdot l$

Анализируя представленные выше зависимости, можно с уверенностью сказать, что размеры сводов обрушения зависят от общего напряженно-деформированного состояния массива, горно-геологических особенностей и порядка отработки месторождения. Поэтому, выяснить каким же образом влияют вышеуказанные факторы, является весьма актуальным.

Отсутствие обрушения земной поверхности в зависимости от размера обнажения по простиранию определяется уравнением

$$H' - h \geq \left(4 - \frac{A}{3n}\right) \tag{14}$$

Зависимость отсутствия обрушения земной поверхности от размера обнажения по падению определяется следующим уравнением

$$\left(H' - h\right) \geq \frac{8Nn}{A} \tag{15}$$

где H' - глубина залегания верхнего контура выработанного пространства до земной поверхности, м; h - мощность наносов, м; A - глубина ведения горных работ, м; L - длина залежи по простиранию, м; n - горизонтальная проекция пролета выработанного пространства в крест простирания залежи, м; N - длина залежи по падению, м.

Соотношение рекомендуется использовать при оценке устойчивости слоистой кровли, углах падения залежи свыше 65° и коэффициента крепости пород в пределах 6-10.

Для условий Криворожского бассейна проведены многочисленные исследования по определению устойчивости сводообразных обнажений. Разработана и успешно применяется методика определения устойчивости подработанного массива налегающих пород, базирующаяся на закономерностях, полученных на основании анализа многочисленных производственных данных рудников Кривого Рога, Урала и Сибири. Для оценки устойчивости плоских обнажений использован метод «эквивалентных пролетов». Математическая обработка зависимостей обнажений от формы и размеров показала, что с достаточной для практических целей точностью они описываются гиперболической функцией вида $l_o^2 \cdot H = const$, которая косвенно характеризует напряженно-деформированное состояние массива в зависимости от веса налегающей толщи пород.

По полученным данным построены графики зависимости предельных значений сводообразных обнажений в координатах f и $l_{экв}^2 / H_з$, где f - крепость пород кровли по шкале проф. М.М. Протодьяконова; $H_з$ - глубина верхнего контура обнажения от земной поверхности (рис. 2).

Графически получено две области по признаку устойчивости. Кривая, разделяющая эти области, отражает зависимость предельных значений отношения $l_{экв}^2 / H_з$ от коэффициента крепости пород. Как видно на рисунке зависимость между предельным эквивалентным пролетом сводообразного обнажения иная, чем для плоских обнажений. Методика определения условий устойчивости сводообразных обнажений по приведенным графикам заключается в следующем.

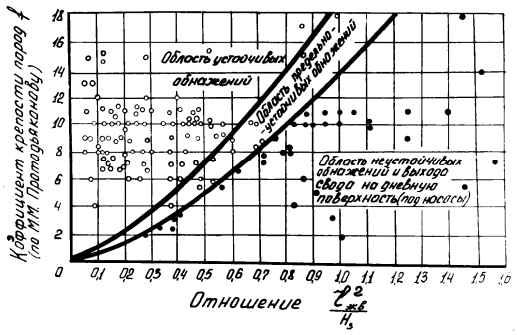


Рис. 2. Условия устойчивости сводообразных обнажений

По известному значению коэффициента крепости пород, отложенному на оси ординат, проводят прямую, параллельную оси абсцисс, до пересечения с кривыми 7-8. Затем из точек пересечения опускают перпендикуляры на ось абсцисс и находят верхнее и нижнее значения предельных отношений $l_o^2 / H_{ср}$. После этого их сравнивают с фактическими значениями, вычисленными для конкретной залежи.

В этом случае возможны три соотношения, которым соответствуют следующие состояния налегающей толщи пород:

$(l_{жв}/H_з)_{факт.} < (l_o/H_з)_{пред.}$ устойчивое с запасом состояние

$(l_{экв}/H_з)_{факт.} < (l_o/H_з)_{пред.}$ устойчивое предельное состояние

$(l_{экв}/H_з)_{факт.} < (l_o/H_з)_{пред.}$ неустойчивое состояние налегающих пород.

Наблюдения в производственных условиях показали, что при подсечке блока массив руды обрушается с образованием свода естественного равновесия, причем замечено, что с увеличением глубины ведения горных работ свод получается более вытянутым по вертикали. нормальное развитие процесса самообрушения становится возможным при уменьшении ширины выработанного пространства. Установлено, что до глубин 300 м зависимость между шириной подсечки и высотой свода подчиняется закону прямой линии, а с увеличением глубин, более 300 м, характеризуется кривой второго порядка. Указанный характер взаимосвязи между шириной подсечки и высотой свода естественного равновесия свидетельствует об интенсивном росте ширины подсечки, которое имеет место лишь в начальной стадии процесса, при котором высота самообрушения находится в пределах 0 +10÷15 м. При этом ширина подсечки опережает рост высоты самообрушения. Дальнейшее увеличение высоты самообрушения происходит при медленном нарастании ширины подсечки по сравнению с ростом высоты самообрушения. Высота устойчивого свода увеличивается с увеличением глубины разработки. Установленная взаимосвязь между шириной подсечки и высотой свода самообрушения в начальной стадии подтверждаются многочисленными натурными наблюдениями при отработке месторождений системами этажного и подэтажного самообрушения.

Выводы. Из анализа литературных данных следует, что в настоящее время нет единых мнений по определению устойчивости сводообразных обнажений и методик для расчета параметров свода обрушения. Одни авторы указывают на уменьшение высоты свода для трещиноватого породного массива с глубиной, в то же время другие утверждают обратное. Обобщение теоретических и практических исследований в оценке устойчивости сводообразных обнажений показывает, что наиболее приемлемым является положение М.М. Протодьяконова и В.Д. Слесарева.

Список литературы

1. **Борисов А.А.** Расчет горного давления в лавах пологих пластов. «Недра», М., 1964.

2. **Анимов А.Г.** К расчету высоты зоны обрушения при разработке слепых рудных залежей. Горный журнал, №5, 1966.

3. **Протодьяконов М.М.** Давление горных пород и рудничное крепление. 21. Гостехиздат., М., 1930.

4. **Куликов В.В.** Совместная и повторная разработка рудных месторождений. Недра, М., 1972, стр.328.

5. **Слесарев В.Д.** Механика горных пород. Углетехиздат, 1948.

6. **Ветров С.В.** О параметрах сводов естественного равновесия, пролетах обнажений и устойчивости целиков в трещиноватых горных породах. Со. Физико-технические горные проблемы. Наука, М., 1971, стр.37-48.

Рукопись поступила в редакцию 29.01.13

УДК 622.272: 550.3

Е.К. БАБЕЦ, В.Я. КОЗАРИЗ, кандидаты техн. наук, доц.,
В.И. ЧЕПУРНОЙ, С.И. ЛЯШ, НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»,
Ю.А. ПЛУЖНИК, ПАО «Криворожжелезрудком»

КОМПЛЕКСНОЕ ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДОВ ЕИЭМПЗ И РАП ДЛЯ НАБЛЮДЕНИЯ И ОЦЕНКИ СОСТОЯНИЯ ПОРОДНОГО МАССИВА НАД ОТРАБОТАННОЙ ЖЕЛЕЗОРУДНОЙ ЗАЛЕЖЬЮ

Рассмотрены научные предпосылки комплексного применения методов ЕИЭМПЗ и РАП для геофизического наблюдения и оценки геодинамического состояния породного массива над отработанной железорудной залежью. Приведены результаты наблюдений и оценки.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Изучение с земной поверхности состояния породного массива над отработанной железорудной залежью является актуальным направлением для оценки уровня геотехногенной безопасности объектов, попадающих в зону риска, обусловленного наличием выработанного пространства, образованного отработкой железорудной залежи подземным способом.

Анализ исследований и публикаций. Вокруг выработанного пространства происходят деформации, создающие естественное физическое поле, электромагнитная и акустическая составляющая которого может характеризовать геодинамические явления в подработанном породном массиве. Поиском связей между деформациями породного массива и изменением параметров электромагнитного и акустического поля посвящены работы Воробъева А.А., Бахова Н.И., Ахкозова Ю.Л., Грицай Е.Ю., Семенюка В.А., Зуйкова И.В.

Постановка задачи. В настоящей работе авторы расширяют подходы к оперативному комплексному аппаратурному геофизическому диагностированию состояния породного массива над отработанной железорудной залежью.

Изложение материала исследований и полученные результаты. Железорудные залежи Кривбасса представлены всем разнообразием форм, которые включают пластообразные, столбообразные и линзообразные, залегающие от поверхности с нескольких десятков до десятков сотен метров. При отработке подземным способом залежей железных руд образуется выработанное пространство. При этом в массиве горных пород и на земной поверхности происходит развитие процесса деформаций, которые приводят к высокой нарушенности геологической среды, необратимым изменениям естественных ландшафтов, сдвигам и провалам земной поверхности [1].

Реальный массив горных пород имеет сложное строение и обладает существенной анизотропией физико-механических свойств. Внутри и на границе структурных элементов массива силы связи существенно отличаются, что проявляется в ассоциировании (объединении) их в целостный элемент (кластер). Вследствие этого в массиве существует иерархически упорядоченная структура совокупности кластеров, связь между которыми обусловлена не только силами, связывающими элементы внутри кластера, но и силами, действующими на контактах его с другими кластерами. Очевидно, что силы связи между кластерами в ассоциате существенно слабее, чем внутри кластеров, что является необходимым условием устойчивости внутренней структуры ассоциатов, а также возможности перераспределения внешних силовых воздействий (перколяции сил) по структурным связям (взаимодействиям) внутри.

Согласно теории упругости в массиве горных пород вокруг выработанного пространства, образованного отработкой железорудной залежи, происходит перераспределение напряжений. Кроме изменения абсолютных величин напряжений, в каждой точке массива по сравнению с исходным состоянием, существенно изменяется их ориентации вблизи выработанного пространства. Траектории главных напряжений в реальном массиве на каждом масштабном структурном уровне представляют собой перколяционный кластер передачи сил.

Исходя из изложенной кластерно-перколяционной модели массива горных пород деформирование последнего вокруг выработанного пространства, образованного отработкой железорудной залежи, в зонах максимальной концентрации напряжений приводит к образованию сети микро и макротрещин в этих зонах. Эти процессы лежат в основе явления зональной дезинтеграции породного массива над отработанной железорудной залежью [2].

© Бабец Е.К., Козариз В.Я., Чепурной В.И., Ляш С.И., Плужник Ю.А., 2013

Зависимость электромагнитного, акустического и гравитационного взаимодействий позволяет построить заключение о том, что в породном массиве над отработанной железорудной залежью происходят деформации, создающие многофакторное силовое поле, электромагнитная и акустическая составляющая которого содержит органически взаимосвязанные трансляционные и поворотные модули [3].

Данное положение является чрезвычайно важным при выборе геофизических методов, которые можно эффективно использовать в рамках наблюдения и оценки структуры, а также состояния породного массива над отработанной железорудной залежью.

Для изучения процессов изменения структуры и состояния приведенного массива горных пород при использовании разработанной в НИГРИ ГВУЗ «КНУ» методики и мобильных технических средств удалось, в рамках натурных исследований, реализовать идею комплексного применения методов ЕИЭМПЗ и РАП для наблюдения и оценки состояния породного массива над отработанной железорудной залежью. Используемая методика и технические средства относятся к геофизическим методам неразрушающего контроля. Они отличаются от известных ранее методик и технических средств системой наблюдения и последующей интерпретации результатов измерений, основанными на концепции синхронной почастотной регистрации, а также интерпретации наблюдаемого геофизического фактора. Методы ЕИЭМПЗ и РАП относятся к категории геофизических методов, изучающих и использующих для получения информации естественные физические поля. Данные методы являются прогностическим критерием развития многих геологических процессов, общей оценки устойчивости территорий и служит для бесконтактной качественной и количественной оценки геодинамических явлений и уровня геоэкологической безопасности породного массива над отработанной рудной залежью [4].

Натуральные исследования на основе комплексного применения методов ЕИЭМПЗ и РАП проводятся в течение 2 лет на жизненно важном для г. Кривой Рог, техническом сооружении - городской автодороге, обеспечивающей проезд с северной группы рудников на трассу Кривой Рог-Кировоград. Участок автодороги длиной свыше 500 м проходит на земной поверхности породного массива над отработанной железорудной залежью. Отработка залежи выполнена шахтой «Родина» ПАО «Криворожский железорудный комбинат» с глубины 865 метров системами разработки с обрушением налегающих пород. В массиве горных пород и на земной поверхности на протяжении последние 30 лет происходит развитие техногенного геодинамического процесса, который проявляется в виде классической мульды сдвижения, включающий в себя следующие зоны: воронкообразования, обрушения, трещин, опасного и общего влияния.

Для гарантированной безопасности эксплуатации ответственных технических объектов и сооружений к которым относятся и автодороги различного назначения, тщательно изучаются горно-геологические условия их расположения с применением обширного комплекса различных видов исследований.

В последние годы в этом комплексе все большую роль играют геофизические методы, которые применяются для решения конкретных задач, связанных с изучением особенностей строения, свойств и состояния породного массива, закономерностей изменения его важнейших физико-механических характеристик в зависимости от различных природных и техногенных факторов, а также процессов, происходящих в массиве и сооружениях в результате производственной деятельности горнодобывающих предприятий.

Существующие в наблюдаемом массиве мощности и геологическое строение подработанной толщи разнопрочных пород осадочного чехла и кристаллического фундамента не позволяют прогнозировать во времени выходы зон обрушения на земную поверхность [5].

Учитывая высокую степень опасности обрушения на исследуемом техническом сооружении НИГРИ ГВУЗ «Криворожсктий национальный университет» проводит методом регистрации комплекса параметров ЕИЭМПЗ и РАП системные геофизические наблюдения и оценку состояния породного массива над отработанной железорудной залежью.

Регистрация параметров ЕИЭМПЗ и РАП проводится в диапазоне частот соответственно 0,1-50 кГц и 1,028-4,015 кГц. Обработка результатов измерений позволила выявить в наблюдаемом породном массиве 9 аномальных зон с различной степенью дезинтеграции, являющихся индикатором устойчивости массива над отработанной железорудной залежью.

Проводимые наблюдения показали, что аномальные зоны по профилю дороги представлены в виде столбообразных зон нарушений шириной 25-50 м с куполообразной верхней грани-

цей, которая находится по профилю дороги на глубине 120 м от поверхности наблюдений, а для остальной территории над отработанной железорудной залежью данный показатель равен 200-240 м.

Данное обстоятельство может быть объяснено тем, что внутри и на границах структурных элементов массива над отработанной железорудной залежью силы связи существенно отличаются. Применяя метод синергетического подхода к вопросу деформирования горных пород, следует исходить из того, что они должны рассматриваться как открытые, сильнонеравновесные в локальных зонах концентратов напряжений системы, в которых протекают неравновесные локальные структурные преобразования. Последние развиваются на разных масштабных уровнях и отличаются по характеру, энергии, протяженности в объеме, скорости протекания.

Их самоорганизация в заданных граничных условиях обуславливает формирование диссипативных структур, эволюция которых определяет характер пластического течения и разрушения горных пород.

Полученные результаты мониторинга массива горных пород методами ЕИЭМПЗ и РАП позволяют сделать вывод, что наблюдаемый массив представляет многоранговую иерархическую структуру. Это проявляется в том, что в структурах элементов массива горных пород существуют связи обусловленные не только связывающие элементы структуры внутри определенной зоны дезинтеграции, но и с силами действующих на контактах с другими зонами дезинтеграции.

В исследуемом массиве зоны дезинтеграции разделены по глубине тектоническими нарушениями. Исключение представляет верхняя зона дезинтеграции массива. Данная зона дезинтеграции находится ближе к поверхности и на развитие микротрещин и расслоений в ней существенно влияют подземные воды.

До проведения НИГРИ ГВУЗ «КНУ» системных наблюдений методами ЕИЭМПЗ и РАП и оценки состояния породного массива над отработанной железорудной залежью предполагалось, что данный массив горных пород квазиоднороден и развитие процесса его дезинтеграции будет проходить монотонно стабильно. Проводимые наблюдения и анализ полученных результатов показали, что процессы дезинтеграции происходят локально как в верхней части массива, так и в нижележащих зонах.

Данные положения позволили уточнить применительно к структурно и текстурно сложному породному массиву, залегающему над отработанной железорудной залежью, критерии опасности для оценки безопасной эксплуатации участка автодороги пролегающего над названной залежью.

Уточненные критерии опасности включены в «Мероприятия по контролю безопасной эксплуатации участка автодороги над отработанной шахтой «Родина» железорудной залежью по результатам полевых измерений методами ЕИЭМПЗ и РАП».

Выводы и направление дальнейших исследований. Выполненные исследования показали, что изложенная комплексная система наблюдения методами ЕИЭМПЗ и РАП является эффективной и информативной применительно к изучению строения и оценки состояния породного массива над отработанной железорудной залежью.

Использование настоящей системы в рамках обеспечения безопасности эксплуатации объектов различного назначения позволяет, применительно к исследуемому породному массиву, экспресно решать следующие инженерно - геомеханические задачи:

изучать с земной поверхности по возмущению природного электромагнитного и акустического поля характер распределения напряженного состояния массивов горных пород, вызванного как природными, так и техногенными факторами;

оконтуривать оползневые и гидрологически опасные участки, прослеживать разломы и другие тектонические нарушения;

оперативно осуществлять прогнозирование природных и техногенных геодинамических явлений;

определять с земной поверхности динамику или режим необратимых деформаций в породном массиве;

качественно и количественно оценивать уровень геотехногенной безопасности породного массива относительно объектов, попадающих в зону риска, обусловленного наличием выработанного пространства представленного отработанной железорудной залежью.

Дальнейшие исследования необходимо проводить в направлении более детального определения глубинности геодинамических процессов, происходящих в породном массиве над отработанной железорудной залежью.

Список литературы

1. Сдвижение горных пород и земной поверхности на рудных месторождениях. **И.А. Кузнецов, А.Г. Акимов, В.И. Кузьмин и др**. М: Недра, -1971.-224с.

2. **И.Ш. Коган** «Самоорганизация горной породы вокруг неоднородностей», издательство ЮжКаз ЦНТИ, 1985г.

3. Явление электризации горных пород при механическом нагружении. **Н.И. Бахов**, Институт геофизики НАН Украины.-Киев, Украина, 2006г.

4. Некоторые аспекты применения метода наблюдения естественного импульсного электромагнитного поля земли (ЕИЭМПЗ) для решения геологических, инженерно-геологических и гидрогеологических задач. - **М.М. Довбнич, И.С. Белых, Г.И. Кузина, Г.С. Стовас**, ДО УкрГГРИ – г. Днепропетровск, Украина, 2006г.

5. Исследование и прогноз характера процесса сдвижения с районированием подрабатываемых территорий при отработке глубоких горизонтов шахт Кривбасса на предмет использования в народном хозяйстве. Отчет о НИР /ГНПП «МЭГГИ», рук.Сазонов А.В., -Кривой Рог, 1995 г. -94 с.

Рукопись поступила в редакцию 22.01.13

УДК 622.062:622.281

Д.В. БРОВКО, канд. техн. наук, доц., К.А. АГАТЬЕВ, аспирант
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ ТЕХНИЧЕСКОГО ДИАГНОСТИРОВАНИЯ И ПРОГНОЗИРОВАНИЯ СОСТОЯНИЯ НЕСУЩИХ ЭЛЕМЕНТОВ ЗДАНИЙ И СООРУЖЕНИЙ ГОРНО-ПРОМЫШЛЕННОГО КОМПЛЕКСА

Рассмотрены методологические направления по обеспечению безопасности эксплуатации строительных объектов, а именно к разработке научных основ технического диагностирования состояния несущих элементов зданий и сооружений горнопромышленного комплекса

Проблема и ее связь с другими практическими задачами. Значительный износ существующих горнотехнических зданий и сооружений с большим сроком эксплуатации, а также низкое качество поддержания и реконструкции таких объектов, возведенных в стране за последние четверть века и более, являются причинами роста числа обрушений зданий и сооружений, нередко сопровождающихся гибелью людей. В этой связи для повышения надежности и безопасности эксплуатации строительных объектов в последние годы в разработан целый ряд нормативных документов в области диагностирования, обследования и мониторинга технического состояния зданий и сооружений.

Исторически задачи повышения безопасности зданий и сооружений при длительном их использовании решались по разным методологическим концепциям, сыгравшим, несомненно, свою положительную роль. И, прежде всего, следует отметить, что еще на рубеже 60-70-х годов прошлого века усилия известных специалистов [1] были направлены на научное обоснование принципов задания уровня надежности зданий и сооружений еще на стадии их проектирования, что позволило в 80-х годах при переработке всех СНиПов по проектированию несущих элементов (строительных конструкций и грунтовых оснований) зданий и сооружений ввести соответствующие коэффициенты «запаса» (по надежности, условиям работы, по материалу и т.п.), которые заложены во всех СНиПах по проектированию и в настоящее время. Однако подобный методологический подход не позволяет оценивать фактическую надежность несущих элементов и в целом зданий и сооружений на стадии их эксплуатации и после проведения реконструкции**,** поскольку в классической теории [1] надежность любого объекта должна оцениваться вероятностью того, что объект на заданный момент окажется в каком-то заданном состоянии. Невозможность решения подобных задач оценивания надежности применительно к таким объектам, как эксплуатируемые здания и сооружения горнодобывающих предприятий, в частотности, обусловлена была тем, что в нормативной базе вообще до 1997 г. не была регламентирована классификация состояний строительных объектов и их несущих элементов, которая впервые в нашей стране была представлена в [2]. Однако даже введение этой классификации не позволяет оценивать надежность эксплуатируемых объектов по показателю вероятности

© Бровко Д.В., Агатьев К.А., 2013

того, что объект в данное время (или через какое-то время) окажется в каком-то конкретном состоянии (например, в «работоспособном», «ограниченно работоспособном», или в каком-то другом состоянии), поскольку на практике для распознавания (идентификации) этого состояния нам никогда не хватает информации, которая должна вводиться в расчетные зависимости для вычисления вероятности очень сложного события, каковым является конкретное «техническое состояние» строительных объектов

Постановка задачи. Понимание этого факта привело к необходимости развития другого методологического направления по обеспечению безопасности эксплуатации строительных объектов, а именно к разработке научных основ технического диагностирования состояния несущих элементов зданий и сооружений горнопромышленного комплекса.

Изложение материала и результатов. При реконструкции зданий и сооружений используется техника и оборудование, вызывающие динамические воздействия на конструкции. Эти воздействия можно отнести к категории действия малой интенсивности, и хотя они не оказывают существенного влияния на прочность и жесткость несущих конструкций, их влияние на людей, находящихся в помещениях, может оказаться крайне негативным.

Известно, что на человека влияют некоторые диапазоны частот, вызывающих негативную реакцию организма и регламентируются санитарными нормами. Метод прямых приборных измерений динамических характеристик при работе оборудования позволяет контролировать соблюдение норм, но в этом случае отсутствует возможность прогнозирования негативного воздействия динамических воздействий на человека независимо от его пространственного положения в здании.

Выполнение расчетов строительных конструкций горнотехнических зданий и сооружений является многовариантным задачей. Ее многовариантность заключается в том, что независимо от сложности конструкции существует возможность ее представления целым набором расчетных моделей различной степени, достоверность которых заключается в определенный допустимый интервал точности вычисления параметров напряженно-деформированного состояния конструкции.

Выбор адекватной расчетной модели зависит в первую очередь от целей исследования. В некоторых случаях и простейшая модель здания в виде балки-стенки с приведенными прочностными характеристиками и поверхностной дополнительной нагрузкой может дать достаточную информацию для анализа некоторых необходимых параметров.

Однако для комплексного исследования конструкций, когда важными могут оказаться несущественные на первый взгляд параметры, необходим подробный аналитический материал. Такой материал можно получить только путем расчета детальных моделей конструкций и их систем с учетом как можно большего числа существенных параметров. При этом критерием адекватности расчетных моделей эксплуатируемых зданий могут быть результаты обследования технического и экологического состояния с выявлением деформаций, повреждений и дефектов, накопившихся за предыдущий цикл их работы.

Учитывая, что обследование технического состояния зданий является обязательной процедурой перед их реконструкцией, проектировщику практически всегда доступны материалы, позволяющие оценить адекватность расчетных моделей. Одна из основных проблем расчета промышленных зданий и сооружений, при проектировании работ по реконструкции, состоит в обоснованном назначении расчетных моделей, правильного учета их расчетных параметров и определении приоритетов в отношении предположений, принятых для упрощения процедуры расчета. Однако в любом случае расчетная модель, описывающая объект в целом, с учетом всех конструктивных элементов, их связей, особенностей работы, получается довольно громоздкой, что делает расчетный эксперимент очень сложным и ресурсоемким, а если добавить необходимость учета нелинейного характера работы материалов конструкций, геометрической нелинейности, истории приложения нагрузок, то - практически невозможным.

За период эксплуатации здания подвергаются деформационным воздействиям, что приводит к повреждению стен и перегородок, раскрытие деформационных швов и крена частей здания. При наличии подробной инженерно-конструкторской документации, сведений об инженерно-геологических изысканиях и результаты обследования технического состояния здания с определением высотного положения основных несущих конструкций, появляется возможность составления подробной расчетной модели, в которой учтены все несущие элементы (внешние и

внутренние несущие стены, плиты перекрытий и покрытия, обрамление лестничных клеток). Из внешних воздействий учитываются, кроме собственного веса элементов, ветровая и снеговая нагрузки, вынужденные деформационные воздействия, и влияние неравномерно деформируемого основания по значениям полученным в результате обследования технического состояния здания.

Рассматрим статически неопределимые стержневые конструкции, нагруженные эксплуатационной нагрузкой после внезапного (мгновенного) воздействия. В результате такого воздействия в конструкциях возможен мгновенный переход конструктивной системы в запредельное состояние. Он может характеризоваться внезапным хрупким разрушением отдельных элементов, сечений, узлов конструктивной системы. При этом опасным становится не только разрушение этого элемента - переход заданной n-раз статически неопределимой системы в систему (n-1)-раз статически неопределимую (первый этап), но и возникающий эффект внезапного воздействия на другие элементы конструкции. В этих условиях в элементах конструкции могут также возникнуть запредельные состояния второй или первой группы. В последнем случае возможно как локальное, так и прогрессирующее (лавинообразное) разрушение всей системы - переход (n-1)- раз статически неопределимой системы в изменяемую систему (второй этап). В процессе разрушения отдельных элементов и соответственно выключения на первом и втором этапах изменяются конструктивная и расчетная схемы системы.

Для решения задачи оптимизации устойчивости балочных и стержневых конструкций с последовательным соединением элементов и изменяющимися в процессе нагружения рассмотрим конструктивные и расчетные схемы разной степени сложности (рис. 1).

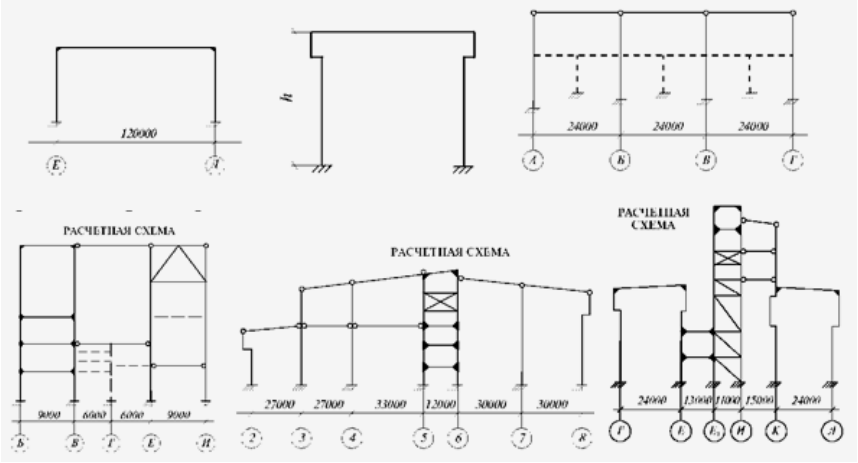


Рис. 1. Расчетные схемы стержневых конструкций разных групп сложности

При построении расчетной модели и методики оптимизации характеристик отказа нелинейных стержневых систем в условиях ограниченной выборки статистической информации приняты следующие исходные предпосылки:

полагается, что все входящие параметры конструкции (нагрузки, прочность материалов и др.) являются непрерывными случайными величинами и подчиняются нормальному закону распределения;

при внезапном переходе заданной n-раз статически неопределимой стержневой конструктивной системы в (n-1)-раз статически неопределимую систему, полная удельная энергия системы не изменяется;

переход сечений элементов (n-1)-раз статически неопределимой системы в запредельное состояние второй или первой группы при внезапном выключении из работы связей или сечений в исходной n-системе характеризуется теми же критериями, что и при кратковременном режиме нагружения, но с учетом изменения пределов прочности материалов определяемых продолжительностью внешнего воздействия [3];

разрушение стержневой конструктивной системы определяется таким набором последовательно выключающихся связей которые превращают конструкцию в кинематически изменяемую систему. Если минимально возможное число выключающихся связей охватывает ограниченную область конструктивной системы, то возникает локальная схема разрушения; если ми-

нимально возможное число выключающихся связей охватывает большинство элементов системы - возникает прогрессирующее (лавинообразное) разрушение конструктивной системы;

для балочных и рамно-стержневых конструкций считается возможным использование задач оптимизации рамной системы.

На основе применения прямого метода вероятностного анализа предлагается оптимизация характеристик надежности статически неопределимых железобетонных балочных и рамно-стержневых систем. Методика строится на вероятностной модели и позволяет учесть изменчивость свойств материалов, характеристик сечений, нагрузок и других факторов, определяющих несущую способность конструкций.

Пусть имеется некоторое определяющее соотношение вида

$$D=D(Q,q_1,q_2,...,q_n)=0, \tag{1}$$

искомая величина Q, экстремальное значение которой представляет интерес, с параметрами $q_1, q_2, ...q_n$ связанными между собой условием

$$q_1 + q_2 + ... + q_n = Q = const, \tag{2}$$

Величина Q может представлять собой, в частности, наименьшее значение критического параметра внешней нагрузки, а параметры $q_1,q_2,...,q_n$ определять соответствующие объемы (или стоимости) материала, суммарная величина которых ограничена условием (2).

Экстремум $Q=Q(q_1,q_2,...,q_n)$ ограничении (2) можно определить, представив вспомогательную функцию Лагранжа L в форме

$$L = Q(q_1, q_2, ...q_n) + \lambda(q_1 + q_2 + ... + q_n),$$

где λ - множитель Лагранжа

Необходимые условия экстремума имеют вид

$$\partial L/\partial q_1 = 0;\ \partial L/\partial q_2 = 0; ...\ \partial L/\partial q_n = 0;$$

откуда следуют зависимости

$$\partial L/\partial q_1 \tag{3}$$

В соответствии с (1) частные производные Q по параметрам q могут быть найдены из соотношений

$$\frac{\partial D}{\partial Q}\cdot\frac{\partial Q}{\partial q_i} + \frac{\partial D}{\partial q_i} = 0, \quad (i = 1,2,...,n)$$

Зависимости (3), устанавливающие необходимые условия относительного экстремума Q, запишутся в форме

$$\frac{\partial D}{\partial q_1} = \frac{\partial D}{\partial q_2} = ... = \frac{\partial D}{\partial q_n} = \lambda\frac{\partial D}{\partial Q}. \tag{4}$$

Соотношения (1) и (2) вместе с соотношениями (4) образуют систему (n+2) уравнений, из которых могут быть определены (n+2) неизвестные величины: n значений параметров q_i значение λ и экстремальное значение соответствующее величине Q.

В тех случаях, когда сведения о значении множителя Лагранжа не представляют особого интереса, для полного решения рассматриваемой оптимизационной задачи в качестве (n+1) неизвестных величин следует принимать $q_1,q_2,...,q_n$ и Q.

К зависимостям (4) и (3) можно прийти также и при иной постановке задачи, когда величина Q является заданной и цель решения - определение значений $q_1,q_2,...,q_n$ соответствующих минимуму суммы (q_1+q_2+...+q_n). В этом случае вспомогательная функция Лагранжа L записывается в форме

$$\bar{L} = (q_1, q_2, ...q_n) + \bar{\lambda}D(q_1 + q_2 + ... + q_n),$$

а необходимые условия экстремума $(q_1+q_2+...+q_n)$ - $\frac{\partial \bar{L}}{\partial q_1}=0;\ \frac{\partial \bar{L}}{\partial q_2}=0;\ ...=\frac{\partial \bar{L}}{\partial q_n}=0.$ - определяют

$$\frac{\partial D}{\partial q_1}=\frac{\partial D}{\partial q_2}=...=\frac{\partial D}{\partial q_n}=-\frac{1}{\lambda}. \quad (5)$$

При данной постановке задачи для определения n неизвестных величин - значений $q_1,q_2,...,q_n$ имеем замкнутую систему n уравнений, включающих в себя соотношение (4) и (n-1) независимых уравнений - $\frac{\partial D}{\partial q_1}=\frac{\partial D}{\partial q_2}=...=\frac{\partial D}{\partial q_n}$.

Изложенные способы прямого решения оптимизационных задач (в обеих возможных постановках) даже при простейших расчетных схемах оказываются практически нереализуемыми из-за необходимости решения весьма сложных трансцендентных уравнений. Наибольшие трудности возникают при вычислении производных $\partial D/\partial q_i$, входящих в (4) и (5), и совместном решении полной системы уравнений. Для решения оптимизационных задач, связанных с рассмотрением соотношений вида (1), может быть предложен иной подход, основанный на использовании зависимостей (3), трактуемых как аналитическое выражение принципа оптимизации.

Математическая формулировка данного принципа согласно [3] может быть записана: если некоторая величина Q зависит от параметров $q_1,q_2,...,q_n$, связанных между собой условием $q_1+q_2+...+q_n=Q=const$, то необходимыми условиями экстремума Q на множестве q_i будут

$$\frac{\partial Q}{\partial q_1}=\frac{\partial Q}{\partial q_2}=...=\frac{\partial Q}{\partial q_n}. \quad (6)$$

Зависимости (6) можно представить также в форме малых конечных приращений параметров q_i и соответствующих приращений Q

$$\frac{\Delta Q^{(1)}}{\Delta q_1}=\frac{\Delta Q^{(2)}}{\Delta q_2}=...=\frac{\Delta Q^{(n)}}{\Delta q_n}, \quad (7)$$

где $\Delta Q^{(i)}$ – конечное приращение величины Q, соответствующее малому конечному приращению параметра q_i-Δq_i при неизменных всех остальных параметров q.

На основании выше изложенных положений принципу оптимизации в форме (7) можно представить в следующей постановке. Необходимые условия оптимальности некоторой механической (или иной) системы, подчиняющейся соотношению вида (1), будут выполняться только в том случае, если приращения искомой величины Q-$\Delta Q^{(i)}$, соответствующие малым конечным приращениям параметров будут прямо пропорциональны этим приращениям Δq_i. При $\Delta q_1=\Delta q_2=...=\Delta q_n$из (7) следует

$$\Delta Q^{(1)}=\Delta Q^{(2)}=...=\Delta Q^{(n)}, \quad (8)$$

т.е. в оптимальной системе равные приращения параметров q вызывают равные приращения величины Q, Также справедливо и обратное заключение. При $\Delta Q^{(1)}=\Delta Q^{(2)}=...=\Delta Q^{(n)}$,

$$\Delta q_1=\Delta q_2=...=\Delta q_n, \quad (9)$$

т.е. в оптимальных системах равные приращения Q достигаются при равных приращениях q.

Выводы и направление дальнейших исследований. Таким образом, согласно принципу оптимизации в форме (6) или (7)**,** если один из компонентов (8) или (9) окажется большим (меньшим) по величине по сравнению с другими, то из этого следует, что соответствующий ему параметр q_i имеет заниженное (завышенное) или соответственно завышенное (заниженное) значение.

При решении конкретных оптимизационных задач рассматриваемого класса конструкций большое значение приобретает правильное назначение варьируемых параметров q, а также представление величины Q как явной или неявной функции установленного ассортимента параметров

Список литературы

1. Нормативні документи з питань обстежень, паспортизації, безпечної та надійної експлуатації виробничих будівель і споруд. Затв. спільним наказом Державного комітету будівництва, архітектури та житлової політики України та Держнаглядохоронпраці України від 27 листопада 1997 р. за №32/288. – К.: НДІБВ, 2003. – 145 с..

2. Правила оцінки фізичного зносу житлових будинків КДП 75.11 – 35077234. 0015 :2009 Київ – 2009. Затв. наказом №21 від 03.02.2009р.. – 50 с.

3. **Гениев Г.А. , Клюева Н.В. , Колчунов В.И. , Никулин А.И. , Пятикрестовский К.П.** Прочность и деформативность железобетонных конструкций при запроектных воздействиях – М.: Изд-во АСВ, 2004. – 216 с.

Рукопись поступила в редакцию 22.01.13

УДК 622.1: 528.7

А.В. ДОЛГИХ, канд. техн. наук, доц., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ПРЕОБРАЗОВАНИЕ МАРКШЕЙДЕРСКИХ ДАННЫХ ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ НЕЙРОСЕТЕВЫМИ МЕТОДАМИ

Рассмотрены вопросы, связанные с подготовкой и использованием маркшейдерских данных для решения задач моделирования нейросетевыми методами. Исследована возможность применения новых статистических методов для решения широкого круга задач маркшейдерского обеспечения горного производства.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Нейронные сети, как и любая другая математическая теория, имеет ярко выраженные ограничения для использования их при решении конкретных технических задач. Использование вслепую того или иного «модного» метода для решения задачи, неизбежно ведет к резкому снижению его эффективности и недоверию со стороны специалиста. Поэтому, перед использованием нового метода нужно определиться, рационально ли его применение и какого вида задачи конкретной отрасли науки и техники могут быть успешно решены? В данном случае такой подход рассматривается к задачам маркшейдерского обеспечения горнодобывающих предприятий. Необходимо определится с выбором задач, которые могут быть решены с помощью нейронных сетей. Однако, постановка задачи в таком виде неполная, задача не просто должна быть решена, решение должно гарантировать получение лучшего результата, чем при использовании классических методов, например, методов математической статистики.

Анализ исследований и публикаций. В классической теории нейронных сетей есть несколько классов задач, традиционно решаемых этим методом, таких как регрессия, классификация, понижение размерности, кластеризация [1,2]. Эти задачи, в том или ином виде, решаются маркшейдером. Но структура маркшейдерских данных далека от той классической формы, для которой разрабатывались нейронные сети. Классическими примерами могут служить задачи с курсом валюты или котировкой акций [3].

Постановка задачи. Метод нейронных сетей с самого начала накладывает серьезные ограничения, резко уменьшающие область их применения:

во-первых, нужно владеть данными о том, есть ли между известными исходными (начальными) значениями и неизвестными выходными (конечными) данными связь;

во-вторых, как правило, нейронные сети используется тогда, когда неизвестен точный вид связи между исходными и конечными данными, - если бы он был известен, то можно было бы применять непосредственное моделирование;

в-третьих, для обучения сети необходимы исходные данные в достаточном количестве (так называемая предыстория). При этом таких данных должно быть от нескольких десятков до нескольких сотен.

Можно констатировать, что большинство задач маркшейдерского обеспечения подходят по этим критериям лишь частично. Это связано с особенностями представления маркшейдерских данных, которые нужно преобразовать так, чтобы их обработка была бы возможна нейросетевыми методами.

Изложение материала и результаты. Для того, чтобы приблизить вид маркшейдерских данных к тому, который позволит их обрабатывать с помощью нейронных сетей - их нужно трансформировать и структурировать. Это системное преобразование данных, при котором вся информация связывается в целостные группы по некоему логическому принципу. Если этого не сделать, обработка одной, не самой сложной задачи, может занять годы. Если же слишком упростить данные - то в результате получится некорректное решение, которое даже на первый взгляд покажется абсурдным.

© Долгих А.В., 2013

Ярким примером может служить моделирование цифровой модели борта карьера. При обработке небольшого участка карьера количество точек, даже при высокой генерализации, превысит тысячу. При использовании так называемых «сырых данных», для обработки такого массива понадобится продолжительное время, а результатом «неглубокой» обработки будет простое приблизительное осреднение прогнозируемых элементов. И первый, и второй результат бесполезен.

Одним из самых действенных способов структурирования исходных данных цифровой модели рельефа - построение горизонталей или изолиний (если речь идет не о рельефе, а другой структурной поверхности) (рис. 1). При этом на начальном уровне обработки совершенно не важно, каким методом они построены. Детальность построения горизонталей и высота их сечения для каждого класса задач разная.

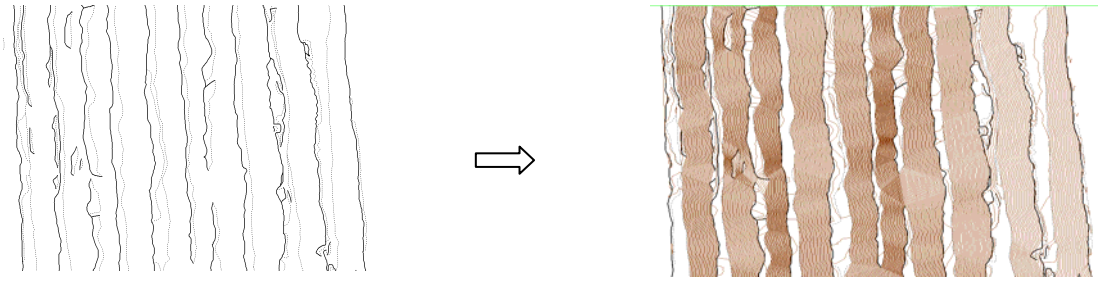


Рис. 1. Структурирование пространственных данных методом горизонталей

Важным инструментом подготовки данных является генерализация. Наглядно это можно рассмотреть на примере построения бровок карьера. Например, рассмотрим бровку, построенную по результатам аэрофотосъемки, длинной 268 м с количеством точек 77. При степени генерализации с допуском 0,2 мм на плане используется 52 точки, с допуском 0,4 мм - 41 точек, с допуском 0,6 мм - 30 точек. Данные влияния детальности генерализации приведены в табл. 1 и показаны на графиках (рис. 2,3).

Таблица 1

Зависимость расчетного объема от степени генерализации

Генерализация, мм	Количество точек	Вычисленная величина объема, тыс. м^3	Отклонение от истинной величины объема, тыс. м^3	Отклонение от истинной величины объема, %
0,2	1707	12254,5	0,00	0,00
0,3	1447	12230,94	-23,56	-0,19
0,5	1090	12218,84	-35,66	-0,29
0,7	919	12212,48	-42,02	-0,34
1	730	12207,38	-47,12	-0,39
1,6	552	12193,01	-61,49	-0,50
2,0	484	12150,59	-103,91	-0,85
3,0	382	12171,5	-83,00	-0,68
4	325	12205,18	-49,31	-0,40
5	301	12223,33	-31,17	-0,26
7	269	12211,3	-43,20	-0,35
9	264	12208,67	-45,83	-0,38
10	263	12208,71	-45,79	-0,38

Для примера рассматривался объем выемки из карьера полезного ископаемого, который подсчитывался до нулевой поверхности, занимающий площадь 8,6250 га с периметром 1192,13 метров разными способами. Максимальное расхождение объемов, определяемых с генерализацией данных и без нее, составило 0,85%. Такой ошибкой можно пренебречь, исходя из того, что она допустима «Инструкцией по производству маркшейдерских работ» [5]. Кроме того, используемые на практике программы, между собой дают величину расхождения результатов в 1% [4].

При очень больших значениях генерализации внешний вид бровок карьера существенно изменяется (рис. 4-7).

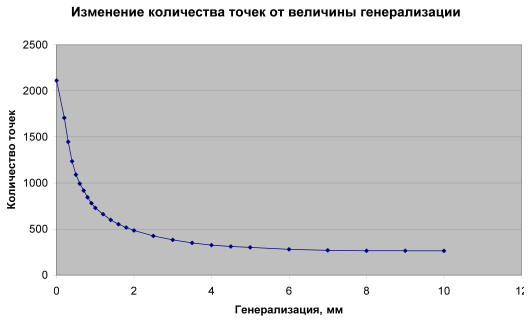


Рис. 2. Зависимость между степенью генерализации и количеством точек



Рис. 3. Зависимость между степенью генерализации и определяемым объемом

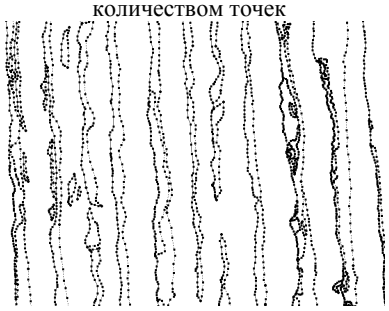


Рис. 4. Общий вид точек исследуемого борта карьера без генерализации



Рис. 5. Общий вид точек исследуемого борта карьера с генерализацией 1,6 мм

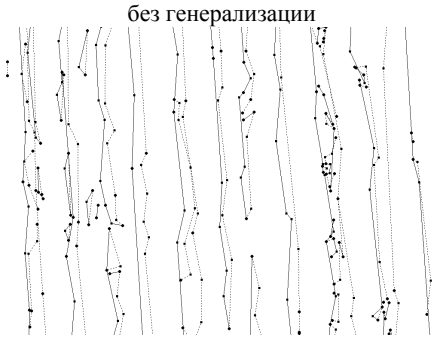


Рис. 6. Общий вид точек исследуемого борта карьера с генерализацией 3 мм

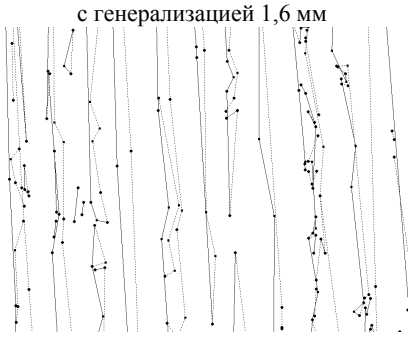


Рис. 7. Общий вид точек исследуемого борта карьера с генерализацией 5 мм

Из изложенного материала можно сделать вывод, что:

если выполняется моделирование положения горных выработок, и главным параметром является объем, то генерализацию можно выполнять в очень широком диапазоне;

если главным параметром является конфигурация контуров горных выработок, то необходимо ограничиться требованиями «Инструкции по производству маркшейдерских работ» [5], так как при низкой генерализации контуры горных выработок могут быть сильно искажены.

Построенные изолинии или горизонтали также необходимо генерализировать, для того чтобы исключить необоснованное увеличение количества точек.

Эффективным способом преобразования маркшейдерских планов горных выработок является профиль (8*а*, 8*б*). Внешний вид профиля очень близок к графику, который строится и при экономическом анализе условий (8*в*). Поэтому такие данные можно успешно обрабатывать нейронными сетями. К такому типу данных можно применять как регрессию, так и интерпретирование во временной ряд. Сеть точек профиля может быть сгущена или разрежена путем добавления или удаления точек (8*г*) или генерализацией (8*д*).

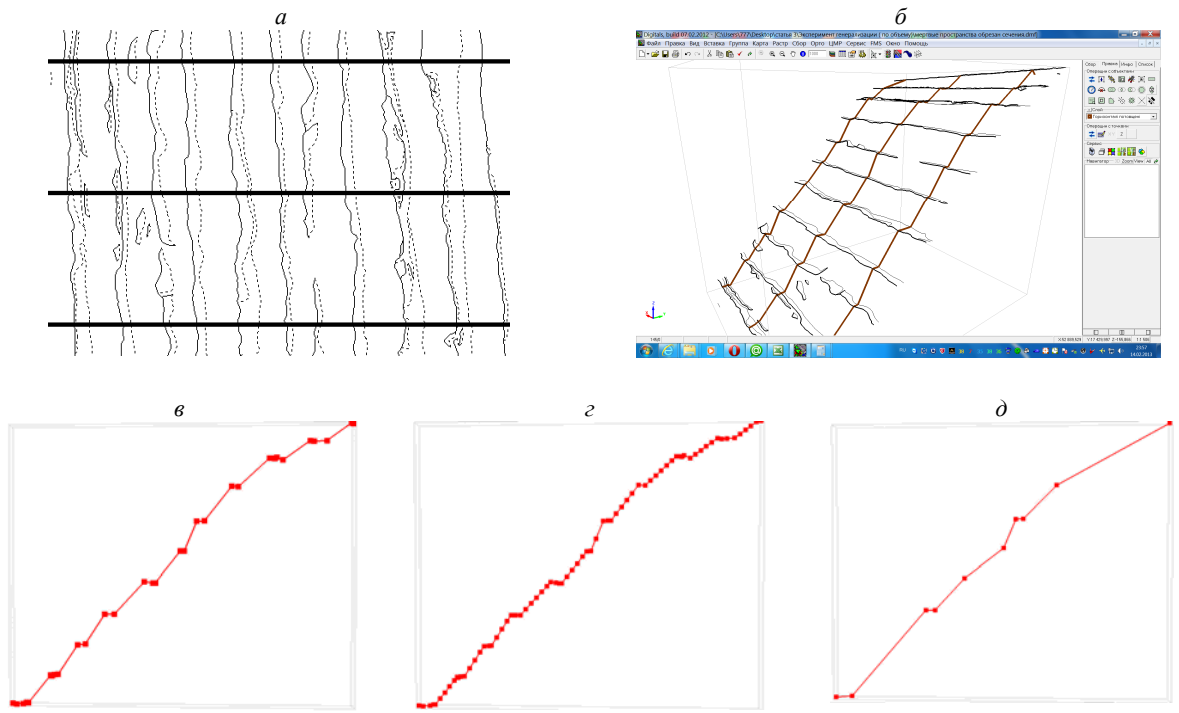


Рис 8. Структурирование пространственных данных построением профилей: *а* – вид на плане; *б* – вид в 3D; *в* – профиль без преобразования; *г* – добавление точек через каждые 5 м; *д* – генерализованый профиль

Выделение откосов или площадок уступов карьера, с нанесением на них регулярной сетки, позволяет при моделировании ввести еще один вид переменных – категориальный, присваивать, например, регулярным точкам на откосе значение «1», а регулярным точкам на площадках значение «0», или наоборот.



Рис. 9 Структурирование пространственных данных введением дополнительной категориальной переменной («откос» или «площадка», «1» или «0»)

Удачное совмещение нескольких способов, например, дополнительной переменной и горизонталей или горизонталей и профилей и т.д., позволяет добиться значительного улучшения параметров нейронной сети - уменьшения ошибок при одновременном уменьшении количества данных. Однако, наряду с этим, значительно увеличивается количество элементов и переменных, поэтому следующим этапом преобразования данных является их генерализация.

Выводы и направление дальнейших исследований. Задача трансформирования и структурирования маркшейдерских данных важна для того, чтобы приблизить вид маркшейдерских данных к тому, который позволит их обрабатывать с помощью нейронных сетей. Такое системное преобразование данных позволяет образовывать целостные группы по логическому принципу.

Список литературы

1. **Аксенов С.В., Новосельцев В.Б.** Организация и использование нейронных сетей (методы и технологии) / Под общ. ред. В.Б. Новосельцева. – Томск: Изд-во НТЛ, 2006. – 128 с.

2. **Борисов В.В., Круглов В.В., Федулов А.С.** Нечеткие модели и сети. – М.: Горячая линия – Телеком, 2007. – 284 с.

3. **Медведев В.С., Потемкин В.Г.** Нейронные сети. MATLAB 6 / Под общ. ред. к.т.н. В.Г. Потемкина. – М.: ДИАЛОГ–МИФИ, 2002. – 496 с. – (Пакеты прикладных программ; Кн. 4).

4. **Долгіх Л.В., Долгіх О.В.** Дослідження методів маркшейдерського контролю обліку об'ємів видобутку корисної копалини і розкривних порід / Вісник Криворізького технічного університету. – Кривий Ріг: КТУ. – Вип. 26, 2010. – С. 72-74.

5. Инструкция по наблюдениям за сдвижением горних пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений. М.: Недра, 1988. – 112 с.

Рукопись поступила в редакцию 22.01.13

УДК 622.275

Н.И. СТУПНИК, д-р техн. наук, проф., С.В. ПИСЬМЕННЫЙ, канд.техн.наук, доц.,
ГВУЗ "Криворожский национальный университет"

ПАРАМЕТРЫ ЭТАЖНО-КАМЕРНОЙ ВЫЕМКИ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ С НАКЛОННЫМИ ЦЕЛИКАМИ

Приведены результаты исследований по конструированию этажно-камерной системы разработки с наклонными междукамерными целиками и заполнением камер обрушенными породами при подземной отработке железистых кварцитов.

Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями. Железные руды Криворожского бассейна представлены двумя типами: богатыми со средним содержанием железа 57,5-59,0% и бедными с содержанием железа 34-35%. Богатые руды добываются подземным способом и далее поступают на металлургические заводы без предварительного обогащения. Бедные руды, так называемые кварциты, добываются открытым способом - карьерами, где они подвергаются обогащению на обогатительных фабриках. До 1990 г. железистые кварциты отрабатывались подземным способом шахтами "Первомайская-1", "Первомайская-2" и "Гигант-Глубокая". Балансовые запасы железистых кварцитов в полях шахт до глубины 500 м составляют около 10,0 млрд т, а в межрудничных участках около 43,0 млрд т (при бортовом содержании железа магнетитового более 20%).

В полях действующих шахт магнетитовые и железистые кварциты залегают, в основном, в лежачем боку залежей богатых руд. Для добычи кварцитов в полях шахт, где имеются (или возникают) резервы подъемных возможностей, достаточно пройти дополнительно подготовительно-нарезные выработки и восстановить неиспользуемые квершлаги. В результате чего добыча кварцитов может быть начата ниже зоны окисления, т.е. с глубины 300…400 м, [1].

Таким образом, необходимо разработать технологические схемы и системы разработки, которые позволят эффективно добывать бедные руды (кварциты).

Анализ исследований и публикаций. Предложенные технологические схемы совместной разработки предусматривают применение высокопроизводительных систем разработки, минимальное засорение и потери [1-3]. Для отработки богатых руд наиболее перспективными являются системы с обрушение руды и налегающих пород, при которых обеспечивается максимальное извлечение и минимальные потери. Однако, применение систем с массовым обрушением при отработке бедных руд неизбежно приведет к значительному увеличению себестоимости добычи, в основном затраты возрастут на обогащении, а также на подъеме.

Большинство авторов предлагают решать данные вопросы по-разному: вести отработку совместно открытым и подземным способами (уменьшить затраты на транспортирование); применять этажно-камерные системы с закладкой (значительно уменьшив засорение и потери руды); использовать этажно-камерные системы с оставлением целиков (создание камер увеличенного объема сводчатой формы); применение подвижных ограждающих целиков ("плавающих" потолочин). Перечисленные системы разработки имеют как свои достоинства, так и недостатки при отработке кварцитов.

Постановка задачи. Для решения данной проблемы предлагается рассмотреть как вариант для совершенствования камерную систему разработки. Авторами [4], была предложена этажно-камерная система разработки с обрушением налегающих пород и оставлением междукамерных наклонных целиков. Данная система разработки частично лишена значительных потерь и засорения руды при добыче, но параметры ее (ширина наклонных целиков и потолочин) до сих пор не определены.

© Ступник Н.И., Письменный С.В., 2013

Изложение материала и результаты. Для увеличения удельного веса камерных запасов предлагается усовершенствованный вариант камерной системы с оставлением наклонных ограждающих междукамерных целиков и заполнением камер обрушенными (вскрышными) породами, рис.1.

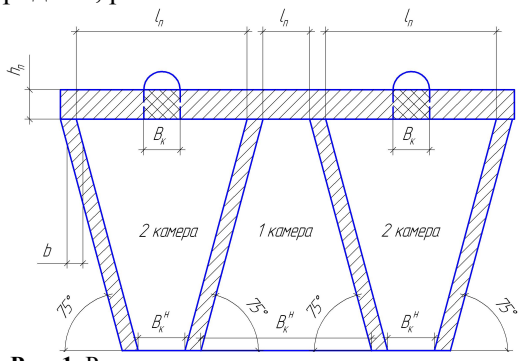


Рис. 1. Расчетная схема по определению целиков

Из рис. 1 видно, что месторождение делят в пределах этажа по простиранию на первичные и вторичные очистные камеры трапецеидальной формы, входящие в состав выемочного участка.

В пределах участка отрабатываются две первичные камеры с пролетом обнажения $l_п$ и шириной нижнего основания камеры $B_к^н$. После извлечения запасов из двух первичных камер производится массовое обрушение потолочины и заполнение выработанного пространства пустыми породами. Затем отрабатывают аналогичным способом вторичную очистную камеру.

Для увеличения удельного веса камерных запасов, извлекаемых практически без потерь и разубоживания, предлагается оставлять наклонные под углом 75° ограждающие междукамерные целики, предотвращающие попадание обрушенных пород из первичной камеры во вторичную. Безопасная толщина потолочины определяется из условия прочности

$$\sigma_i = M_i / W \le \lfloor \sigma_p \rfloor = (100 \cdot f \cdot K_o) / K_{зап}, \quad (1)$$

где σ_i - максимальное напряжение в i сечении потолочины, т/м^2; M_i - изгибающий момент в i сечении потолочины; $W_i = h^2/6$ - момент сопротивления сечения, равный для ширины потолочины 1 м; $[\sigma_р]$ - допустимое напряжение пород на растяжение, т/м^2; 100 - коэффициент перевода напряжений в т/м^2; f - коэффициент крепости пород потолочины; $K_о$ - коэффициент структурного ослабления пород сопротивлению разрыва; $K_{зап}$ - коэффициент запаса устойчивости потолочины.

После преобразования выражения (1) безопасная толщина потолочины определяется из выражения

$$h_{пі} = 0{,}1 \cdot \sqrt{(6 \cdot |M_i| \cdot K_{зап}) / (f \cdot K_o)}, \quad (2)$$

где $h_{пі}$ - толщина потолочины в i точке, м.

Нахождение изгибающего момента производится по методу сил с учетом действующих нагрузок. Для статически неопределимой балки с жесткой заделкой концов изгибающий момент в общем виде запишется следующим образом:

при $0 \le z \le 0{,}5 \cdot l_п$

$$M_i = \frac{P}{8}(4z - l_п) + \frac{q l_п^2}{2}\left(\frac{z}{l_п} - \frac{z^2}{l_п^2} - \frac{1}{6}\right), \quad (3)$$

при $0{,}5 \cdot l_п \le z \le l_п$

$$M_i = \frac{P}{8}(3l_п - 4z) + \frac{q l_п^2}{2}\left(\frac{z}{l_п} - \frac{z^2}{l_п^2} - \frac{1}{6}\right), \quad (4)$$

где $l_п$ - пролет обнажения потолочины (длина целика), м; P - удельный вес вышележащих пород действующих на потолочину, т/м^2; q - суммарная удельная нагрузка от вышележащих пород и веса потолочины, т/м^2.

Для балки, лежащей на опорах, изгибающий момент в общем виде определится по формулам

при $0 \le z \le 0{,}5 \cdot l_п$

$$M_i = \frac{P}{2} z + \frac{q l_п^2}{2}\left(\frac{z}{l_п} - \frac{z^2}{l_п^2}\right), \quad (5)$$

при $0{,}5 \cdot l_п \le z \le l_п$

$$M_i = \frac{P}{2}(l_{\text{п}} - z) + \frac{q l_{\text{п}}^2}{2}\left(\frac{z}{l_{\text{п}}} - \frac{z^2}{l_{\text{п}}^2}\right). \quad (6)$$

В расчетах толщина балки, рассчитанная по максимальным растягивающим напряжениям, принимается одинаковой по всей длине. Эквивалентный пролет потолочины определяется по выражению [5], м

$$l_{\text{п}} = a \cdot b \Big/ \sqrt{a^2 + b^2}\ , \quad (7)$$

где a и b - длина и ширина камеры в верхней части блока.

Из теории горного давления, подтвержденной практикой горных работ известно, что обрушение породного массива над выработанным пространством вне зависимости от условий закрепления потолочины чаще всего наблюдается над центральной его частью и имеет сводообразную форму.

В качестве нагрузки, действующей на потолочину, приняты: распределенная нагрузка от собственного веса потолочины q_1 и вышележащих налегающих пород P. Суммарная распределенная нагрузка q, действующая на потолочину запишется в виде, т/м^2

$$q = q_1 + P = H_{пор} \cdot \gamma_n + h_{\text{п}} \cdot \gamma_p\,, \quad (8)$$

где $H_{пор}$ - высота налегающих пород или высота свода динамического равновесия, м; $\gamma_{пор}$ и γ_p - соответственно объемный вес разрыхленных вышележащих пород и непосредственно потолочины, т/м^3.

Учитывая что в средней части потолочины возникают максимальные растягивающие напряжения, разрушающие потолочину, расчет опасного пролета обнажения в верхней части потолочины определяем по теории проф. Слесарева В.Д. из выражения, м

$$B_к = K_д \cdot \xi \sqrt{\sigma_p \cdot h_n / \gamma}\ , \quad (9)$$

где $K_д$ - коэффициент зависящий от растягивающих напряжений и деформации; ξ - коэффициент ползучести; σ_p - предел прочности пород на разрыв, кПа; γ - объемный вес породы слагающего целик, кг/м^3.

В случае, когда в потолочине отсутствуют растягивающие напряжения и деформации то $K_д$ = 1,15-1,41, если потолочина подвержена максимальным деформациям без нарушения ее целостности то $K_д$ = 1,41-1,73, при слоистом трещиноватом массиве с возможным или частичным обвалом потолочины $K_д$ = 1,63-2,0, а при возникновении трещин с последующим обрушением $K_д$ = 2,0-2,44, [6]. С целью повышения надежности существования потолочины, введем в уравнение (1) коэффициент запаса прочности $K_{зап}$. После этого уравнение (9) принимает вид, м

$$B_к = K_д \cdot \xi \sqrt{\left(\sigma_p \cdot h\right) \Big/ \left(K_{зап} \cdot \gamma\right)}\,, \quad (10)$$

В соответствии с уравнением (10) были выполнены расчеты по определению пролета обнажения потолочины для железных руд с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М.Протодьяконова f = 8…14 при изменении толщины потолочины от 15 до 31 м с коэффициентом запаса прочности $K_{зап}$ = 2. Угол наклона боковых стенок камер $\beta_{\text{ц}}$ принят в расчетах равным 75˚. Результаты расчетов представлены на рис. 2.

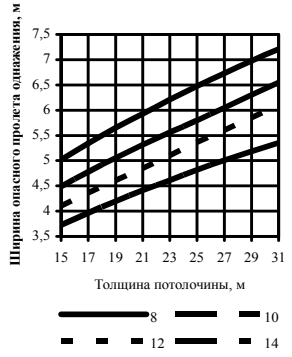


Рис. 2. Зависимость изменения ширины опасного пролета обнажения от толщины потолочины и коэффициента крепости пород

Из графика приведенного на рис.2 видно, что с увеличением толщины потолочины от 15 до 31 м максимальный опасный пролет обнажения в потолочине увеличивается от 3,7 до 7,2 м, тем самым увеличивая вероятность ее разрушения.

Толщина МКЦ определялась из условия выдерживания продольных сжимающих усилий $P_{пр}$, без нарушения сплошности целика, и боковых усилий $P_б$, без деформаций целика в направлении ранее отработанных камер, заполненных пустыми породами. Расчетная формула для определения ширины продольных междукамерных целиков имеет вид

$$b = \left(P_{\text{пр}} \cdot K_д \cdot \xi \sqrt{\left(\sigma_p \cdot h\right) \Big/ \left(K_{зап} \cdot \gamma\right)}\right) \Big/ \left(n_ц \cdot \sigma_{сж}\right), \quad (11)$$

где $P_{пр}$ - продольные сжимающие усилия действующие вдоль плоскости целика, $n_ц$ - количество продольных целиков, приходящихся на одну камеру, $\sigma_{сж}$ - предел прочности горных пород на сжатие.

Допустимая боковая нагрузка $P_б$ на междукамерные целики определялась из условия, чтобы она не превышала бокового отпора на эти же целики со стороны обрушенных пород, заполняющих камеры $1^{й}$ очереди. В этом случае боковая нагрузка $P_б$ может рассматриваться, как сжимающая нагрузка $\sigma_{сж}$, которая может быть приложена к сыпучему материалу, заполняющему камеры первой очереди, в случае разрушения МКЦ и их смещения от нагрузки $P_б$ в сторону засыпки. Расчетные значения нагрузки на МКЦ приведены ниже.

H, м	P, кПа	$P_{пр}$, кПа	$P_б$, кПа
1300	390	336,5	100,75
1400	420	362,3	108,5
1500	450	388,2	116,25
1600	480	414,1	124,0
1700	510	440,0	131,75
1800	540	465,9	139,5

Из таблицы видно, что с увеличением глубины разработки вертикальные напряжения увеличиваются прямопропорционально. Необходимая величина боковой нагрузки, способная привести к уплотнению материала засыпки камер первой очереди и уменьшению его коэффициента разрыхления $k_{рд}$ под влиянием давления, может быть определена из уравнения (12), увязывающего между собою коэффициент разрыхления, силы давления и физические свойства материала засыпки, доли ед.

$$k_{рд} = k_{р.стр} - a_f \lg\left(\sigma_{сж} / \sigma_{стр}\right), \tag{12}$$

где $k_{р.стр}$ - коэффициент разрыхления при нагрузке, соответствующей структурной прочности $\sigma_{стр}$ сыпучего материала; $\sigma_{сж}$ - сжимающая нагрузка, приложенная к сыпучему материалу; a_f – коэффициент сжимаемости, характеризует уплотняемость обрушенной руды под влиянием приложенной нагрузки

Следует учесть, что коэффициент разрыхления пород $k_{рд}$, которыми заполнены камеры первой очереди, не превышает на момент засыпки значений 1,5-1,6. Со временем плотность засыпки пород в камере увеличивается, а коэффициент разрыхления соответственно снижается до 1,35-1,45. Как показывают расчеты даже при максимально разрыхленной породе засыпки крепостью f = 8 для ее уплотнения давление $\sigma_{сж}$ должно быть не менее 128,5 кг/см^2, что примерно равно расчетному максимальному боковому давлению $P_б$ на МКЦ. Следовательно, силы бокового распора пород засыпки не будут препятствовать даже самому малейшему боковому смещению МКЦ и тем самым, не будут препятствовать его разрушению.

Таким образом, ширину целиков определяется по выражению (11) при этом минимально допустимая ширина целиков из условия сохранения их целостности при скважинной отбойке руды в камерах второй очереди должна быть больше, м

$$B_ц \geq 1{,}5 \cdot W_\sigma \cdot K_{зап}, \tag{13}$$

где W_σ - линия наименьшего сопротивления при скважинной отбойке с учетом действующих напряжений в массиве, м.

Таким образом, в методике, используя методы сопротивления материалов для расчета толщины потолочины над камерами, определяющими величинами ее толщины в сечениях приняты: на краях - значения полученные при расчете потолочины как балки, защемленной по торцам; в средней части пролета – значения полученные при расчете потолочины как балки лежащей на двух опорах.

Выводы и направление дальнейших исследований. В результате выполненных исследований установлено, что применение наклонных целиков позволяет уменьшить их ширину на 20-35%, тем самым увеличить количество добываемой рудной массы без значительных потерь и засорения.

Список литературы

1. **Ступнік М.І.** Комбіновані способи подальшої розробки залізорудних родовищ Криворізького басейну / **М.І.Ступнік, С.В.Письменний**// Гірничий вісник ДВНЗ "Криворізький національний університет". – 2012. – Вип. 95(1). – С. 3-7.

2. **Андреев Б.Н.** Технические решения по строительству и эксплуатации подземного рудника в условиях Анновского карьера ОАО «СевГОК»/ **Б.Н.Андреев, С.В.Письменный, Н.Б.Андреев, И.А.Письменный, С.Е.Сергиенко, И.Г.Калапуц, А.И.Ваховский** // Разраб. рудн. месторожд. Кривой Рог: КТУ. – 2006. – Вып. 88. – С. 66-72.

3. **Письменный С.В.** Отработка крутопадающих месторождений железистых кварцитов подземным способом под внутренними отвалами большой емкости / **С.В.Письменный** // Збірник наукових праць «Школа підземної розробки». – Дніпропетровськ: НГУ, 2007. – С. 285-291.

4. **Сторчак С.О.** Пат. 62168 UA, МКІ E21C41/06. Спосіб розробки крутоспадних родовищ корисних копалин / **С.О.Сторчак, В.О.Щелканов, Ф.І.Караманіц, Б.М.Андрєєв, В.А.Корж, С.В.Письменний** (Україна); Заявл. 02.01.2003; Опубл. 15.12.2003; Бюл. № 12.

5. **Цариковский В.В.** Определение и контроль допустимых размеров конструктивных элементов систем разработкина рудниках Кривбасса / **В.В.Цариковский, В.В.Сакович, А.В.Недзвецкий** и др.// Кривой Рог: НИГРИ, 1987. – 76 с.

6. **Слесарев В.Д.** Механика горных пород и рудничное крепление. – М.:Углеиздат, 1948. – 45 с.

Рукопись поступила в редакцию 16.04.13

УДК 622.235: 622.271

В.М. ЗДЕЩИЦ, В.Д. СИДОРЕНКО, доктори техн. наук, проф.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВИЯВЛЕННЯ ПІДЗЕМНИХ ПОРОЖНЕЧ В ГІРСЬКОМУ МАСИВІ МЕТОДОМ СПЕКТРАЛЬНОГО СЕЙСМІЧНОГО ПРОФІЛЮВАННЯ

Розглянутий метод спектрального сейсмічного профілювання, який дозволяє визначати неоднорідності та порожнечі в гірському масиві. Наведено результати вимірювань стану гірського масиву під автодорогою.

Проблема і її зв'язок з науковими і практичними завданнями. Упродовж понад двох століть із надр міста Кривий Ріг (Україна) було «вийнято» близько трьох мільярдів тонн багатої руди і в десятки разів більше залізистих кварцитів. Порівняно з минулим темпи видобування корисних копалин виросли в рази. Лише за останні десятиріччя підприємства гірничо-металургійного комплексу міста переробили близько 500 млн т.

Природно, що внаслідок промислової діяльності регіон отримав низку серйозних екологічних проблем. За час видобування відбулися істотні зміни геологічних та гідрологічних станів навколишнього середовища. Причин безліч: шахти, кар'єри, відвали і шламосховища.

Крім того, Криворізька структура належить до зони так званого Криворізько-Кременчуцького глибинного розлому, який практично досягає мантії Землі. Ця геологічна система має вельми складну будову, зумовлену різними тектонічними процесами. Що стосується безпосередньо Кривого Рогу: місто побудоване на шести плитах жорстких кристалічних порід, які у свою чергу розбиті тріщинами на дрібніші брили, «пов'язані» між собою вельми відносно. Кожна брила являє собою окреме фізичне тіло, здатне рухатися у всіх напрямах самостійно. На сьогодні зміщення, що відбуваються в надрах криворізької геологічної структури, складають декілька міліметрів на рік. Єдине, що зв'язує брили разом, це своєрідні заціпи. Незначні коливання земної кори в будь який момент можуть їх розірвати, генеруя порожнечи.

На фоні тектонічних процесів набирають активності інші небезпечні приповерхові геологічні процеси, наприклад, провали або обвали ґрунту. У центрі міста, щонайменше, є три небезпечні ділянки, які у будь-який момент можуть обвалитися.

Є всі підстави вважати, що цей процес продовжиться, адже старі шахтні тунелі під містом провокують обвали.

Побічно створюючи відвали (навколо Кривого Рогу за весь час видобутку руди нагромадилося близько 7 млрд т «пустої» породи), ставки-накопичувачі, шламосховища, які у свою чергу мільярднотонно давлять на геологічну структуру, ми маємо повну невизначеність щодо місцезнаходження порожнин. Витік води з ставків-накопичувачів і шламосховищ спричиняє утворення нових карстових пустот.

Необхідно підкреслити, що запобігти новим провалам складно, оскільки залишається невідомим, скільки ще старих шахтних тунелів знаходиться під землею. Доведеться, по-перше, скласти карту всіх шахт, що існували в регіоні, тобто детально вивчити історичні архіви.

© Здещиц В.М., Сидоренко В.Д., 2013

Розв’язати цю проблему радикально можна вирішивши насамперед два завдання: знайти ці підземні порожнечі за допомогою сучасної техніки і навчитися контролювати стан виробленого простору.

Аналіз досліджень і публікацій. Проблема пошуку підземних порожнеч і нейтралізації наслідків їх деформації, переміщення і руйнувань не нова [1].

Сучасна криворізька геологічна наука не має повної картини про реальний стан справ у підземному просторі. Інформація, якою можуть оперувати криворізькі геологи, дещо застаріла.

Останні повномасштабні дослідження проводилися 40-30 років тому назад, а з тих пір картина стану геологічної системи Кривого Рогу значно змінилася.

Дослідження будови геологічного середовища зазвичай ведуть з використанням геофізичних методів (сейсмічна розвідка), заснованих на вивченні розповсюдження пружних хвиль, збуджених штучно за допомогою тих або інших джерел: вибухів, ударів і ін. Гірські породи відрізняються за пружними властивостями і тому мають різні швидкості розповсюдження пружних хвиль. Це приводить до того, що на межах шарів, де швидкості міняються, можуть утворитися відбиті, заломлені, рефраговані, дифраговані і інші хвилі, реєструючи які на земній поверхні, отримують інформацію про швидкісний розріз, а по ньому судять про геологічну будову підземного простору.

Сейсморозвідка - найточніший метод геофізичної розвідки, що застосовується для вирішення самих різних геологічних завдань з глибиною від декількох метрів до декількох десятків і навіть сотень кілометрів. Головне призначення сейсморозвідки - пошук і розвідка нафти і газу.

Методика сейсморозвідки заснована на вивченні кінематики хвиль або часу пробігу різних хвиль від пункту їх збудження до сейсмоприймачів, що уловлюють швидкості зсуву ґрунту і інтенсивності хвиль. По сейсмограмах можна визначити глибини залягання сейсмогеологічних меж, їх падіння, простягання, швидкості хвиль, а використовуючи геологічні дані, встановити природу виявлених меж.

Пошук і розвідка рудних родовищ за допомогою сейсморозвідки практично не проводяться із-за їх складної сейсмогеологічної будови.

Другий метод бачення під поверхнею землі, що виник понад 50 років тому назад, базується на використанні підповерхневої радіолокації [2].

Серійні зразки георадарів почали з'являтися на початку 70-х років. З тих пір було створено безліч георадарів, технічні характеристики яких постійно удосконалювалися. Принцип дії у різних сучасних георадарів схожий: при переміщенні приладу по поверхні землі (профілюванні) електромагнітні імпульси, що випромінюються його антеною, відбиваються від неоднорідностей ґрунту, аналізуються сканером і передаються в комп'ютер. Оброблена інформація відображається на моніторі, що дозволяє фактично бачити під землею порожнечі і різні металеві або неметалеві предмети. Але глибина зондування гірського масиву за допомогою цього методу не більше 50 м.

Тому нами розробляється новітній метод контролю стану гірського масиву - метод спектрального сейсмічного профілювання (МССП). Призначення методу спектрального сейсмічного профілювання - дати розріз земної товщі на підставі зареєстрованого спектру сейсмосигналу [3]. При цьому використовується відповідність значень власних частот v_o гармонійних складових сейсмосигналу потужностям h геологічних структур. На МССП-розрізах проявляються межі між породами, що розрізняються по міцності, ослабленості механічного контакту, тріщинуватості і т.ін.

Частота v_o - це власна частота, якою характеризуються гармонійні затухаючі коливання, що виникають в результаті ударної дії на пластину-резонатор товщини h. Коливальний процес спектрально пов'язаний з розмірами досліджуваного об'єкту і може використовуватися при визначенні геологічної будови масиву гірських порід. Врахування цього ефекту визначає будову апаратури, програму спектрального перетворення сигналу і перерахунку власних частот у відповідні потужності.

Логіка інтерпретації експериментальних даних полягає в тому, що, згідно виявленим властивостям шару-резонатора, його власний коливальний процес можна виявити тільки при безпосередньому контакті сейсмоприймача з цим шаром гірської породи. За допомогою вейвлет-перетворення будь-який процес, що змінюється в часі, може бути зображений на осі частот в спектральному вигляді.

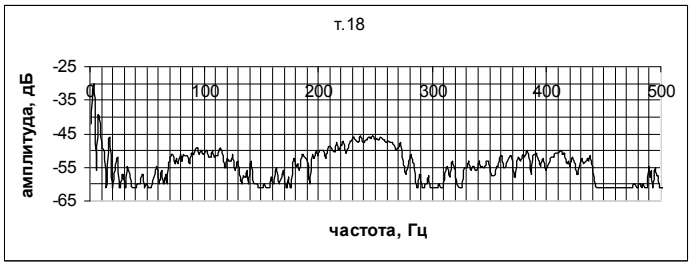


Рис. 1

Ілюструє метод типова спектрограма на рис. 1.

Перерахунок за допомогою основної формули спектральної сейсморозвідки [4] $h=f(v)$ дозволяє провести вісь глибин h, і тоді спектрограма набуває сенсу геологічного розрізу.

Відмінність по величині добротностей гармонійних складових сейсмосигналу відповідає відмінності характеру зчеплення порід по кожній з меж.

Найбільш чіткі частотні межі свідчать про найменше зчеплення між породами або ділянку підвищеної порушеності гірської породи або порожнечу.

Методика ССП потенційно може бути використана до глибини 2500 м. Проте у зв'язку з обернено пропорційною залежністю між частотою і глибиною h роздільна здатність методу з глибиною зменшується.

Система реєстрації. Основою системи реєстрації в методі спектрального сейсмічного профілювання є сейсмічні п'єзо- та волоконно-оптичні датчики. Електричні сигнали з датчиків поступають на цифровий осцилограф, де запам'ятовуються. Для таких вимірювань необхідно, щоб спектр електричного сигналу, що знімається з сейсмоприймача, не відрізнявся від спектру пружних коливань в точці контакту сейсмоприймача з гірським масивом. Для здійснення спектральних вимірювань виявилося необхідним створити сейсмоприймач, який гарантує відсутність спектральних спотворень.

Вейвлет-перетворення сейсмосигналу дозволяє отримати частотний відгук, що є свого роду "паспортом" масиву в даній точці профілю. Повторне проведення вимірювань дає можливість контролювати зміни в частотному спектрі коливань гірського масиву, тобто, контролювати стан гірської породи.

Постановка завдання. Стаття присвячена результатам науково-дослідної роботи по визначенню неоднорідностей та порожнеч в гірському масиві під проїжджою ділянкою автодороги в Кривому Розі. Дослідженню підлягав відрізок полотна автодороги з асфальтовим покриттям довжиною 1600 м та шириною 12 м. Полотно дороги пролягає над виробленим простором шахти "Батьківщина" і межує із зонами обвалів. Відомостей про стан підробленої товщі і порожнеч під автодорогою не має. Для виявлення можливих деформацій полотна автодороги був застосований метод спектрального сейсмічного профілювання.

Оскільки більшість шахт розміщуються в межах міської межі, то застосовувати спеціальні вибухові пристрої для ведення спектральної сейсморозвідки з метою пошуку порожнин не представляється можливим. Але, тому що місто оточене рудними кар'єрами, де періодично проводяться масові вибухи сотень тон вибухової речовини, то необхідно скористатися цим і використовувати створювані в шахтах і кар'єрах сейсмічні хвилі для просвічування підземного простору. Для початку необхідно було уточнити величину коефіцієнта сейсмічності для кожного кар'єру та шахти в світлі застосування сучасних вибухових технологій. Це було зроблено на основі аналізу сейсмічних даних, отриманих протягом ряду років по методиці, приведеній в [5], із залученням теорії ймовірності та математичної статистики для обробки експериментальних даних.

Процес вимірювання методом спектрального сейсмічного профілювання припускає наявність джерела сейсмічних коливань, яке "просвічує" гірський масив.

У даному випадку такими джерелами були масові вибухи, що проводилися в шахті "Батьківщина". Глибина шахти - 1100 м. Для визначення мінімальної кількості вибухової речовини, вибух якої в шахті створив би сейсмічну хвилю на денної поверхні з амплітудою достатньою для реєстрації, були проведені розрахунки швидкості коливань ґрунту денної поверхні.

Швидкість коливань ґрунту υ, в сантиметрах на секунду, обчислювали за формулою

$$\upsilon = k\left(\sqrt[3]{Q}/r\right)^{1.5} \qquad (1)$$

де κ - коефіцієнт, який залежить від характеру ґрунту, умов проведення вибухів і розповсюдження хвиль, параметрів буро-вибухових робіт тощо; Q - маса заряду вибухової речовини, або

маса зарядів у групі, яки висаджуються одночасно, кг; r - відстань від блоку, який підлягає висаджуванню, м.

З формули (1) була визначена маса заряду вибухової речовини Q, яка необхідна для отримання швидкості коливань ґрунту $\upsilon = 0{,}05$ см/с

$$Q = r^3\left(\frac{\upsilon}{k}\right)^2 = 10^9\left(\frac{0{,}05}{250}\right)^2 = 40 \text{ кг}. \qquad (2)$$

Тобто, при массовому вибуху на глибині 1 км для успішних вимірювань на денної поверхні методом спектрального сейсмічного профілювання необхідно було передбачити підрив одиночного заряду масою не менше 50 кг.

Для невеликих глибин ударне навантаження робиться ударником з денної поверхні.

Результати вимірювань. Профілі МССП вздовж проблемної дороги вимірювалися на протязі року з періодом біля 15 діб. Зареєстровані в кожної точці профілю спектрограми дозволили отримати інтегральний розріз гірського масиву.

Типовий профіль МССП, отриманий за допомогою сейсмічних датчиків, для невеликих глибин наведено на рис. 2.

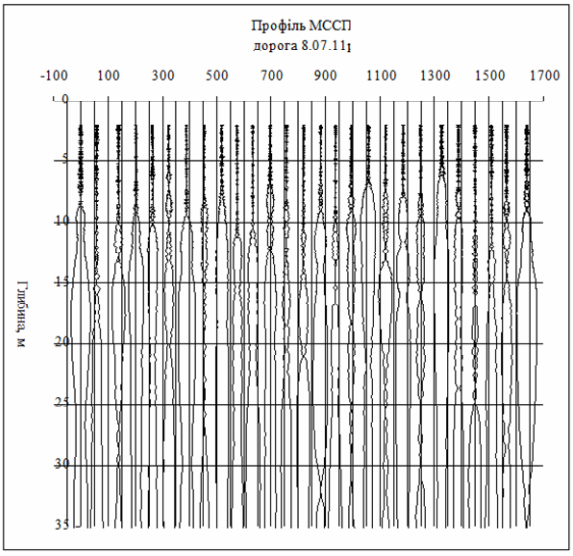


Рис. 2. Профіль МССП

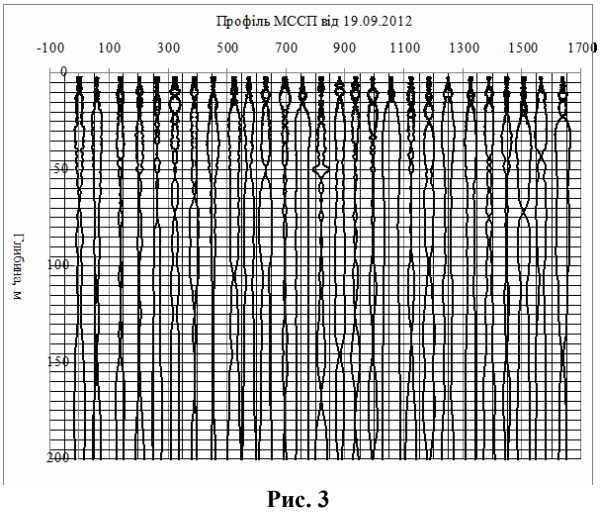


Рис. 3

На профілі явно спостерігається границя неоднорідності, яка простягається на деяких ділянках до глибини 35 м і відсутність на цій ділянці порожнеч.

Найбільші глибини неоднорідностей співпадають з руслами річок, які колись текли по цій місцевості. Тобто метод спектрального сейсмічного профілювання дозволяє однозначно виявити неоднорідності гірського масиву з денної поверхні. Суцільна лінія на рис. 2 вказує на границю неоднорідностей гірського масиву.

Профіль МССП, отриманий через 15 діб, суттєво не змінився. Перманентний моніторинг підземного простору, що знаходиться під дорогою, дозволив контролювати її стан.

У даний час методика МССП дозволяє контролювати стан гірського масиву до глибин 200 м (рис. 3).

Для дослідження більших глибин будуть використані сейсмічні хвилі, що виникають в гірському масиві при масових вибухах в кар'єрах і шахтах.

Висновки. Метод спектрального сейсмічного профілювання дозволяє будувати розрізи гірського масиву з прив'язкою до глибини залягання неоднорідностей.

Перманентні вимірювання МССП дозволяють контролювати стан гірського масиву під дорогою, попереджаючи про можливі провали.

Список літератури

1. **Паранько И.С.** Кривой Рог-потенциальная зона возникновения техногенно-природных и техногенных чрезвичайных ситуаций // Геолого-минералогический вестник.- 2005. - №1.

2. Вопросы подповерхностной радиолокации. Коллективная монография / Под ред. Гринева А. Ю. — М.: Радиотехника, 2005.-416 с

3. **Сидоренко В.Д., Здещиц В. М., Ґрунтова Т.В., Рева С.І**.. Розробка способу виявлення підземних порожнеч. – Вісник Криворізького технічного університету. – Кривий Ріг – Вип.25, 2010. – С.61-65.

4. **Гликман А.Г.** Физика и практика спектральной сейсморазведки. http://newgeophys.spb.ru

5. **Здещиц В. М., Несмашний Є.О., Бондурівська О. І.** Методика та результати визначення рівня сейсмічного навантаження на житлові будинки при проведенні вибухових робіт на кар'єрах Кривбасу // Вісник Криворізького технічного університету, 2006. – Вип. 14. - Кривий Ріг : КТУ. - С. 144 – 147.

Рукопис подано до редакції 21.03.13

УДК 681.3: 528.44

В.Д. СИДОРЕНКО, д-р техн. наук, проф., О.Є. КУЛІКОВСЬКА[·], канд. техн. наук, доц.,
А.Ю. ПАЛАМАР, аспірант, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ ВИКОРИСТАННЯ СПЕЦІАЛІЗОВАНИХ ПРОГРАМНИХ КОМПЛЕКСІВ ДЛЯ ВИРІШЕННЯ ПИТАНЬ ГРОШОВОЇ ОЦІНКИ ЗЕМЕЛЬ У КРИВОМУ РОЗІ

Наведено основні напрямки роботи в програмних комплексах, які використовуються для аналізу розрахунків грошової оцінки земель населених пунктів України та безпосередньо у м. Кривий Ріг.

Постановка проблеми. Грошова оцінка земель відноситься до однієї з найактуальніших задач у здійсненні земельної та економічної реформ в Україні. Вона виступає інтегральною характеристикою кількісних, якісних, економічних, правових, регіональних та інших показників земельних відносин і слугує основою єдиного механізму оподаткування земель та виконання інших платежів в процесі цивільного обігу земельних ділянок [1]. Під час розробки проектів грошової оцінки земель використовуються їх кількісні та якісні характеристики, карти бонітування ґрунтів, кадастрового зонування, генеральні плани та проекти планування і забудови населених пунктів, їх історико-культурного, функціонального, санітарно-екологічного, інженерно-геологічного зонування тощо. Значна кількість показників, їх просторова прив'язка та різноманітність джерел походження роблять природним застосування геоінформаційних технологій і геоінформаційних систем (ГІС) в процесі розробки проектів грошової оцінки земель та їх практичного застосування усіма суб'єктами користування та управління земельними ресурсами.

Зв'язок із важливими науковими і практичними завданнями. На сьогоднішній день існує велика кількість програмного забезпечення, кожна з яких відповідає конкретному виду діяльності. Разом з тим, вирішення проблеми розвитку і вдосконалення механізму землекористування залишається однією із надзвичайно актуальних задач, тому що від ефективності функціонування системи землекористування залежить рівень добробуту населення і перспективи подальшого розвитку держави. Розвиток обчислювальної техніки і геоінформатики, оснащення землевпорядних організацій потужними комп'ютерами, периферійними пристроями, засобами цифрової картографії та фотограмметрії, поява систем автоматизованого земельного кадастру істотно змінили зміст і технологію землевпорядних робіт.

Виклад матеріалу дослідження. За останній час грошова оцінка населених пунктів України перетворилась у вид робіт, в яких найбільш повно та ефективно використовуються ГІС-технології. Закон України «Про плату за землю» [2] визначає, що грошова оцінка землі застосовується для економічного регулювання земельних відносин при укладанні цивільно-правових угод, передбачених законодавством України, яка викладається в три етапи роботи. На першому етапі визначається базова (середня для даного населеного пункту) вартість одного квадратного метра земель, яка залежить від місцерозташування населеного пункту в загальнодержавній, регіональній та місцевій системах виробництва і розселення, рівня освоєння та облаштування території. На другому етапі базова вартість диференціюється в межах населеного пункту за економіко-планувальними зонами, які встановлюються в залежності від неоднорідності функціонально-планувальних якостей території, котрі впливають на розмір рентного доходу: різниця в доступності, у рівні інженерного забезпечення та благоустрою території, розвитку сфери обслуговування населення, в екологічній якості території та привабливості середовища. На останньому етапі визначається вартість одного квадратного метра земельної ділянки певного функціонального використання з урахуванням територіально-планувальних, інженерно-геологічних, історико-культурних, природно-ландшафтних, санітарно-гігієнічних та інженерно-інфраструктурних особливостей її місцеположення в межах економіко-планувальної зони.

Первинно комплексну економічну оцінку території населених пунктів (КЕОТ) почали виконувати у різних містах колишнього СРСР з кінця 80-х роках. На той час комплексна оцінка

· © Сидоренко В.Д., Куліковська О.Є., Паламар А.Ю., 2013

не мала під собою чіткого правового підґрунтя. В той же час здійснені експериментальні дослідження і впровадження КЕОТ у дію у деяких містах СРСР (в тому числі і в Україні) свідчили про її економічну ефективність. За рахунок впровадження КЕОТ вводилася плата за користування міськими землями і, тим самим, збільшувався міський бюджет. Спроби застосування КЕОТ в умовах соціалістичної держави були першими спробами переходу у земельних відношеннях на ринкові рейки.

Досвід використання даного продукту показав його недоліки, тому з 1997 р. фахівцями інституту «Діпроміcто» було розпочато роботи із вдосконалення програмного комплексу, звертаючи при цьому особливу увагу на зменшення його собівартості, легкості в освоєнні та універсальності виконання розрахунків.

У 2003 р. Науково виробничим центром земельно-інформаційних систем розроблено програмний комплекс LPS 2.1 для виконання робіт грошової оцінки земель населених пунктів України. Програма розрахована на масового користувача (землевпорядників, архітекторів, оцінювачів земель).

Програмний комплекс LPS 2.1 дозволяє здійснювати:

грошову оцінку квадратного метра земель населеного пункту;

визначати складові частини грошової оцінки земель населеного пункту, а саме:

норматив витрат на освоєння та облаштування території у трьох режимах (за наявності всіх вихідних даних по інженерно-комунальній інфраструктурі; за наявності укрупнених показників витрат на освоєння та облаштування території і при повній відсутності вихідних даних);

базову вартість земель населеного пункту з урахуванням нормативу витрат на освоєння та облаштування території, значення коефіцієнту Км1, який характеризує залежність рентного доходу від місцеположення населеного пункту у загальнодержавній, регіональній і місцевій системах виробництва, норми капіталізації та норми прибутку;

земельнооціночне районування території на основі оцінки всіх факторів, що впливають на значення індексу цінності території та проведення економіко-планувального зонування і розрахунку коефіцієнту Км2 (коефіцієнт, який характеризує залежність рентного доходу від ступеня містобудівної цінності території населеного пункту);

вибір локальних факторів грошової оцінки та механізму розрахунку загального коефіцієнту Км3 (коефіцієнт, який характеризує залежність рентного доходу від особливостей місцеположення земельної ділянки в межах економіко-планувальної зони);

грошову оцінку земель сільськогосподарського призначення;

грошову оцінку окремої земельної ділянки з використанням вже обчислених даних за базовою вартістю, коефіцієнтів Км2, Км3 та визначати коефіцієнт функціонального використання Кф (коефіцієнт, який характеризує функціональне використання земельної ділянки);

пошук населеного пункту у базі даних інформаційно-довідковій системи через його назву, код, адміністративний статус. База даних містить у собі всі населені пункти України зі своїм значенням коефіцієнта Км1, кількості населення та коду класифікації об’єктів адміністративно-територіального устрою України;

розрахунок загальної площі населеного пункту, оцінюваних районів, об'єднання оцінюваних районів в економіко-планувальні зони і нанесення локальних факторів оцінки.

Кінцевим результатом роботи програмного комплексу є звіти, які формуються в автоматизованому режимі і відповідають вимогам еталону грошової оцінки земель населених пунктів.

Програма LPS 2.1 стала черговим кроком в розробці комплексу програм із оцінки земель в Україні і Кривому Розі. [3]. Реалізація повного алгоритму розрахунків передбачає також представлення результатів у графічному вигляді на основі застосування панелів управління, які зображено на рис. 1.

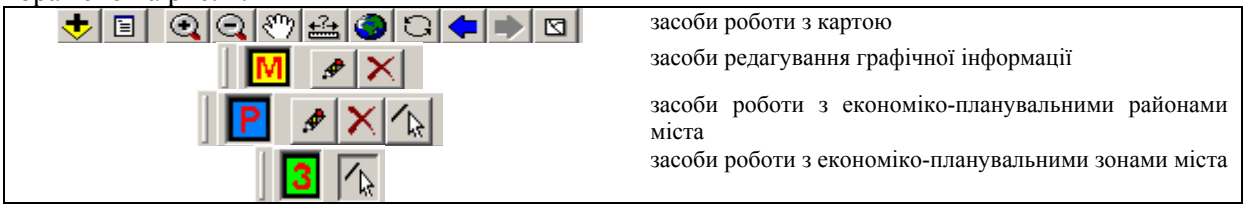
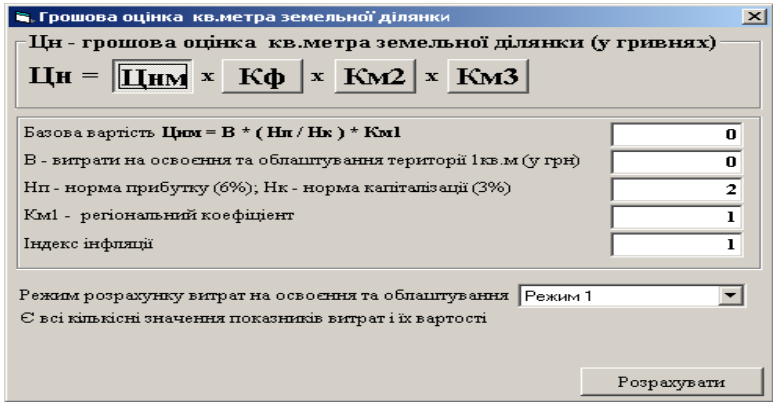


Рис. 1. Панелі управління картографічного вікна



У програмному комплексі є можливість виконання розрахунку базової вартості одного квадратного метру по населеному пункту (Цнм), обчислення комплексного індексу цінності для оціночної одиниці (Км2) та розрахунку локальних факторів (Км3), що формують вартість земельної ділянки. Форма «Грошова оцінка квадратного метра земельної ділянки» (рис. 2) є головною у розрахунку грошової оцінки земель населеного пункту Цн [3]

У відповідності до методики грошової оцінки земель сільськогосподарського призначення та населених пунктів [5] базова вартість 1м^2 земель населеного пункту в залежності від рівня освоєння та облаштування його території, а також його місця в загальнодержавній, регіональній і місцевій системах виробництва та розселення, визначається за формулою [1]

$$Цнм = \frac{B \times Нп}{Нк} \times Км,$$

де *Цнм* - базова вартість 1 м^2 земель населеного пункту (в гривнях); *В* - витрати на освоєння та облаштування території населеного пункту в розрахунку на 1 м^2 (в гривнях); *Нп* - норма прибутку; *Нк* - норма капіталізації (3 %); *Км* - коефіцієнт, який враховує значення і статус населеного пункту в загальнодержавній, регіональній та місцевій системах виробництва та розселення.

Використання LPS 2.1 дозволяє отримувати звіт у вигляді документа ArcMap і містить інформацію про виконану роботу з оцінки населеного пункту. До нього входить інформація щодо економіко-планувальних зон населеного пункту, межі міста, растрова підоснова, таблиця економіко-планувальних зон, легенда, лінійка масштабу.

Грошову оцінку земель населених пунктів також реалізують в програмно-методичному комплексі ТЕРЕН. З його застосуванням реалізовані наскрізні геоінформаційні технології грошової оцінки земель в містах Львів, Кременчук, Сміла, Полтава, Южне, Червоноград, Дрогобич, Кривий Ріг тощо. Цифрове картографічне забезпечення проектів здійснювалось Науково-дослідним інститутом геодезії і картографії, що позитивно позначилось на якості створених геоінформаційних ресурсів [4].

На сьогоднішній день у Кривому Розі для автоматичного розрахунку нормативної грошової оцінки земельних ділянок та друку витягів використовують доповнений відповідними шаблонами програмний комплекс Digitals [5].

У зв’язку з цим програмний комплекс Digitals додатково розширений такими функціями:

OVR (номер_шару), повертає один якщо об’єкт перетинається з будь яким об’єктом шару;

PAR (номер _шару, номер_параметра), повертає значення площі об’єкту;

ZOL (номер_шару, номер_параметра_імені_зони, номер_параметра_вага_зони) повертає таблицю зі списками земельних зон.

Також у програмі додана можливість поліноміального перерахунку даних, щодо грошової оцінки за сполучними точками. Якщо вказати ключ Polynom=1 і не менш 4 сполучних точок у файлі Datums.ini, то при поліноміальному перерахунку на всіх сполучних точках буде забезпечена нульова нев’язка координат ділянок. Тому така можливість дозволяє створювати дані для перерахунку з неточних координатних систем СК63/СК42 у більш точну УСК2000 на будь-яку локальну територію для якої відомі координати пунктів в обох системах.

В останніх версіях Digitals удосконалено пошук за рядком, що дозволяє простіше знаходити об'єкти, особливо в XML-файлах. Тепер можна вказувати кілька фрагментів рядка, розділивши їх пробілами. Знайденими й поміченими будуть ті об'єкти, значення параметрів яких містять всі задані для пошуку фрагменти. Наприклад, якщо задати пошук «Петренко Кривий Ріг Пушкіна» по параметру «Блок опису власників земельної ділянки», то будуть знайдені всі ділянки, власником яких є Петренко, який проживає у Кривому Розі на вулиці Пушкіна. Як саме

зберігається зазначена інформація при цьому неважливо. Для конкретизації пошуку у рядку також можна вказувати й імена тегів в тому вигляді, у якому вони зберігаються в XML-файлі. Одним із негативних факторів програмного комплексу являється те, що новий спосіб текстурування 3D моделей за аерознімками в 4 і більше разів повільніше старого: за якість треба плати швидкістю.

У теперішній час при оцінці землі у Кривому Розі враховують такі фактори:

місцеположення населеного пункту у територіальних системах виробництва й розселення та особливості місцерозташування земельної ділянки в його межах;

рівень інженерно-транспортного облаштування, природно-кліматичні та інженерно геологічні умови, архітектурно-ландшафтна та історико-культурна цінність, екологічний стан території населеного пункту;

характер функціонального використання земельної ділянки.

Багаторічні результати проведення грошової оцінки земель дозволили побудувати графік зміни вартості 1 м^2 землі за рока у м. Кривому Розі (рис. 3).



Рис. 3. Зміна вартості 1 м^2 землі за роками у Кривому Розі

У зв'язку з тим, що Вищий адміністративний суд України 11.12.12 р. з ініціативи міської влади винесли рішення про визнання недійсним затвердження технічної документації про нормативну грошову оцінку земель міста Кривого Рогу, тому вартість 1 м^2 землі у місті на даний час не встановлена.

Дослідженнями з'ясовано, що нормативна грошова оцінка земельних ділянок використовується для визначення розміру земельного податку, державного мита при спадкуванні та дарування земельних ділянок згідно із законом [4], орендної плати за земельні ділянки державної та комунальної власності, втрат сільськогосподарського і лісогосподарського виробництва, а також для розробки показників та механізмів економічного стимулювання раціонального використання та охорони земель. Ставка податку за земельні ділянки, нормативну грошову оцінку яких проведено, встановлюється у розмірі 1 % за даними нормативної грошової оцінки. Розрахунок у програмному комплексі Digitals орендної плати та земельного податку в межах м. Кривого Рогу представлений у табл. 1.

Таблиця 1

Розрахунок земельного податку та орендної плати в межах м. Кривий Ріг

Склад земель	Площа, га	Загальна вартість земель, тис. грн	Середня оцінка, грн./кв. м	Ставка земельного податку, %	Розмір земельного податку на 1 кв. м., грн	Загальна сума, тис. грн	Ставка орендної плати, %	Розмір земельного податку на 1 кв.м., грн	Загальна сума, тис. грн
Забудовані землі, в т.ч.	22023,86	8930,692	405,50			327,732			455,674
землі житлової забудови	3763,99	1529,911	406,46	1	4,06	15,299	5	20,32	393,651
транспорту, зв'язку, гірничої промисловості і гірничих розробок	15605,74	6343,109	406,46	5	20,32	317,155	7	71,13	31,987
землі комерційного використання	449,7	456,963	1016,15	1	10,16	4,570	5	14,23	24,053
землі громадського призначення	1690,81	481,069	284,52	1	2,85	4,811	5	13,21	3,306
землі інженерної інфраструктури	250,24	66,113	264,20	1	2,64	0,661	5	10,16	2,676
землі рекреацій-	263,38	53,527	203,23	1	2,03	0,535			3657,466

ного призначення та інші відкриті землі									
Сільгоспугіддя, в т.ч.	7079,85	239072,375	33768,00			62,642	3	335,34	1117,162
рілля	3331,43	37238,725	11178,00	0,1	11,18	37,239	3	677,70	2540,304
багаторічні насадження	3748,42	84676,808	22590,00	0,03	6,78	25,403			
сіножаті	0	0							
пасовища	0	0							1510,813
РАЗОМ	29103,71	369918,60	12710,36			390,374			

Відповідно до ст. 278 ставка податку за земельні ділянки, надані підприємствам промисловості, транспорту (крім земель залізничного транспорту в межах смуг відведення), зв'язку, енергетики, а також підприємствам і організаціям, що здійснюють експлуатацію ліній електропередач (крім сільськогосподарських угідь та земель лісогосподарського призначення), встановлюється у розмірі 5 % від нормативної грошової оцінки земель.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Виконання за допомогою програмного комплексу Digitals грошової оцінки дозволяє здійснювати економічне регулювання земельних відносин у м. Кривому Розі.

На підставі грошової оцінки земель, в першу чергу, органи місцевого самоврядування, поряд з нормативно-організаційними методами управління розвитком території, реалізують свої повноваження щодо створення економічних умов раціонального використання земель, забезпечують необхідну основу для формування фінансово-економічної бази місцевого самоврядування за рахунок справляння земельного податку та орендної плати за землю.

Список літератури

1. **Третяк А. М.** Автоматизована інформаційно-аналітична система «Грошова оцінка та оподаткування земель в Україні» / **А. М. Третяк, О.Я. Панчук, М. Г. Лихогруд** // Землевпорядний вісник, 1999. – № 2. – С. 21-26.

2. **Третяк А.М**. Управління земельними ресурсами та реєстрація землі в Україні / **А.М. Третяк**. – К.: Львів, 1998. – 113 с.

3. **Сохнич А.Я**. Стан наукової думки в сучасних реаліях: монографія **/ А.Я. Сохнич.** – Львів: ТзОВ «Ліга-Прес», 2009. – 152 с.

4. Постанова Кабінету Міністрів України «Про методику нормативної грошової оцінки земель сільськогосподарського призначення та населених пунктів» від 23 березня 1995 р. // Практичний посібник з питань земельної реформи: збірник документів. – К. : Наука, 1996. – 187 с.

5. **Даниленко А.С.** Земельна реформа – поступ у третє тисячоліття / **А. С. Даниленко** // Землевпорядний вісник, 2000. - №1. С. 3-9.

Рукопис подано до редакції 21.03.13

УДК 622.25:622.235

П.И. ФЕДОРЕНКО, д-р техн. наук, проф., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»
С.И. ЛЯШ, старший научный сотрудник,
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПОДГОТОВКИ БЛОКОВ К ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКЕ ЗА СЧЕТ ОПТИМАЛЬНЫХ СПОСОБОВ ПРОХОДКИ ВОССТАЮЩИХ ВЫРАБОТОК

Показано, что оптимальное сочетание объемов механического и взрывного разрушения горных пород при проходке восстающих позволяет повысить эффективность производства как отдельных операций, так и всего технологического процесса подготовки блоков к очистной выемке.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Подготовка блоков к очистной выемке является наиболее несовершенным звеном технологического процесса добычи железных руд подземным способом.

Проходка восстающих является одним из наиболее дорогостоящих и трудоемких видов горных работ при подготовке блоков.

© Федоренко П.И., Ляш С.И., 2013

Разработка оптимальных способов проходки восстающих - современное и актуальное направление повышения эффективности технологии подготовки блоков к очистной выемке.

Анализ исследований и публикаций. Широкое применение технологии проходки восстающих с мелкошпуровым способом разрушения породного массива отрицательно влияет на сроки и стоимость, как подготовки блоков, так и на себестоимость добываемой руды.

Повышению эффективности подготовки блоков за счет оптимальных способов проходки восстающих выработок посвящены работы Дубинина Н.Г., Трегубова Б.Г., Кристина К.А., Барона Л.И., Шнайдера М.Ф., Алексеева Г.М., а также других исследователей.

Постановка задачи. Повышение эффективности подготовки блоков к очистной выемке возможно путем оптимизации буровзрывных работ при проходке восстающих выработок.

Изложение материала исследований и полученные результаты. Одним из основных, наиболее трудоемких и несовершенных производственных процессов при добыче железных руд подземным способом является подготовка блоков к очистной выемке. Удельный объем трудовых затрат на эти работы составляет 40-50 % общих затрат на добычу руды.

Широкое развитие систем разработки, особенно мощных рудных тел, привело к появлению серии выработок малого сечения, составляющих основу конструктивного оформления систем. При этих системах для подготовки блоков к очистной выемке проходят восстающие выработки различного назначения. Трудоемкость и затраты средств на проходку восстающих достигают в отдельных случаях почти половины общей трудоемкости и затрат на подготовку блоков к очистной выемке.

В настоящее время в Криворожском бассейне при подготовке блоков к очистной выемке, вскрытии новых месторождений и горизонтов ежегодно проходят порядка 27 тыс.м восстающих выработок. Объем проходки восстающих, их распределение по назначению, высоте, площади поперечного сечения, крепости горных пород и способам проходки приведены в табл. 1.

Из таблицы видно, что восстающие выработки проходят по породам и рудам с коэффициентом крепости *f* от 3-6 до 16-18, преобладающий объем (72,8%) проходят в горном массиве с коэффициентом крепости f равном 5-9.

В зависимости от назначения восстающие выработки проходят площадью поперечного сечения от 1,44 до 4,0 м^2, при этом преобладающая площадь составляет 2,25 м^2 (73%). Высота выработок изменяется от 10 до 80 м, при этом преобладают выработки высотой 10-40 м (62,3%). На долю нарезных выработок, задействованных в подготовке блоков к очистной выемке, приходится 90,5% от общего объема проходки. Подавляющее большинство выработок (96,7%) проходят буровзрывным способом. По характеру взрывного разрушения массива они разделяются на проходку с шпуровой отбойкой и с отбойкой зарядами глубоких скважин.

Таблица

Годовой объем проходки восстающих выработок на шахтах Кривбасса

Характеристика пород, выработок, способов проходки и назначение выработок		Общая протяженность и удельный вес выработок	
		м	%
Коэффициент крепости пород	3-6	5879	21,8
	7-9	13754	51,0
	10-12	5583	20,7
	13-15	1726	6,4
	16-18	54	0,2
Площадь поперечного сечения выработок, м^2	1,44-1,8	1616	6,0
	2,25	19713	73,1
	3,2	2940	10,9
	4,0	2697	10,0
Высота выработок, м	10-20	5528	20,5
	20-40	11273	41,8
	40-60	3075	11,4
	60-80	7092	26,3
Способы проходки	Шпуровой с устройством временных полков и лестниц	20649	78,9
	Шпуровой с применением самоходных комплексов	4707	17,8
	Секционным взрыванием глубоких скважин	0	0,0

	Комбайнами	900	3,3
Назначение выработок	Капитальные	1497	5,6
	Подготовительные	477	1,8
	Нарезные	24428	90,5
	Разведочные	566	2,1
Итого		26968	100,0

Проходка восстающих шпуровым способом осуществляется с устройством временных полков (78,9%) и с применением самоходных комплексов (17,8%).

Проходка с использованием временных полков характеризуется низким уровнем безопасности, большой трудоемкостью всех технологических операций, невысокими месячными темпами проходки, плохими санитарно-гигиеническими условиями труда, что обусловлено трудностью доставки материалов, инструментов и оборудования, значительными трудовыми затратами, необходимостью частого ремонта выбитой взрывами крепи и коммуникаций.

К преимуществам этого способа следует отнести его простоту и универсальность, небольшой вес применяемого оборудования, относительную экономичность при небольшой высоте восстающего. Проведение восстающих с использованием самоходных комплексов обеспечивает механизацию доставки проходчика, оборудования и материалов в призабойное пространство. Недостатком данного вида проходки является то, что проходчик постоянно находится в забое восстающего и большую часть рабочих операций выполняет с большими затратами тяжелого ручного труда. Применение самоходных комплексов экономически целесообразно при высоте восстающей выработки не менее 60-80 м [1].

Следует заметить, что проходка восстающих шпуровым способом с применением выдвижных лестниц, шагающих полков и щитов, а также с подвесными клетями не нашла применения из-за отсутствия простого надежного и безопасного оборудования [2].

В настоящее время на шахтах Кривбасса проходка восстающих секционным взрыванием глубоких скважин в силу ряда причин различного характера не находит применения. Этот способ отличается от ранее рассмотренных при отсутствии человека в забое проводимой выработки. Все работы по бурению и отбойке осуществляются из прилегающих к восстающему горизонтальных выработок. Л.И. Барон предложил именовать горные работы такого рода безлюдной проходкой [2].

Высота взрываемой секции находится в пределах 2-3 м. Для проходки тупиковых восстающих этот способ не приемлем [2].

На шахтах бассейна 3,3% от общей протяженности восстающих выработок проходят машинным (комбайновым) способом. Исследования о возможности проведения в Кривбассе восстающих машинным способом в 50-х годах XX столетия выполнены НИГРИ [4]. В дальнейшем в Кривбассе было разработано и изготовлялось несколько типов машин для бурения восстающих - это комбайны 1 КВ, 1 КВ1 и 2 КВ. В 80-х годах XX столетия на шахтах бассейна работало 10 комбайнов, из них 3-1КВ, и 7-2 КВ. В настоящее время на проходке восстающих задействовано 2 комбайна типа Рино-400 производства фирмы «Сандвик» (Швеция).

Установлено, что машинный способ является конкурентоспособным с буровзрывным только при проходке восстающих большой высоты (порядка 80 м) [4]. Потребность в таких восстающих в Кривбассе составляет 12-14% от общего объема проходки. Основной объем восстающих проходят высотой от 10 до 40 м. Такие восстающие проходить комбайнами нецелесообразно из-за высоких затрат ручного труда при сооружении буровых камер и бетонных оснований в них, высокой трудоемкости монтажа, демонтажа и перевозки комбайнов. Недостатком данного вида проходки является высокая стоимость комбайнов и породо-разрушающего инструмента, их громоздкость и большая масса, а также определенные ограничения по крепости разрушаемых пород и высокий расход дорогостоящего твердосплавного инструмента.

Исходя из изложенного, становится очевидным, что применение самоходных комплексов, освоение комбайнов для проходки восстающих не может в полной мере способствовать решению проблемы повышения эффективности подготовки блоков к очистной выемке.

Продолжительность подготовки блоков к очистной выемке и сроки ввода блоков в эксплуатацию во многом зависят от скорости проходки восстающих.

Средние скорости проходки восстающих на шахтах Кривбасса остаются до настоящего времени относительно низкими (25-30 м/мес), поэтому проходка восстающих занимает значительную часть в общей продолжительности подготовки блоков к очистным работам.

Низкие скорости проходки восстающих при средней производительности труда 0,94 $м^3$ чел./смену и себестоимости 1 м проходки порядка 460 грн. вызваны практически повсеместным применением мелкошпурового способа проходки с оборудованием выработок деревянными полками и лестничным ходом. При такой технологии доля ручного труда в объеме проходческого цикла превышает 80 %.

Производительность труда бурильщика при проходке восстающих значительно ниже, чем при проходке горизонтальных выработок.

Большая протяженность восстающих выработок, которые проходят на шахтах Кривбасса, при подготовке блоков к очистной выемке, низкая производительность и тяжелые условия труда при проходке, определяют необходимость поиска новых, простых, доступных в современных условиях производства технологических и технических решений при разрушении горных пород применительно к проходке восстающих.

Перспективным с точки зрения технологичности, снижения трудоемкости и стоимости проходческих работ является способ проведения восстающих выработок за один прием взрывания отбойкой скважинных зарядов на незаряжаемую скважину увеличенного диаметра (компенсационную полость). Суть данного способа заключается в том, что в пределах проектного контура проводимой выработки выбуривают комплект скважин на полную высоту выработки. При этом одну скважину расширяют. Она служит как компенсационная полость. Остальные же скважины комплекта заполняют ВВ и взрывают с замедлениями [5].

На основании изложенного выполнен комплекс исследований, позволивших разработать новый комбинированный способ проходки восстающих выработок, в котором достигнуто оптимальное сочетание объемов механического и взрывного разрушения горных пород в пределах проектного контура проводимой выработки.

В соответствии с данным способом в центре поперечного сечения выработки и на всю ее высоту образуют компенсационную полость диаметром 0,5-0,6 м. Вокруг компенсационной полости по одной из диагоналей восстающей выработки бурят скважины диаметром 85-105 мм, а по второй диагонали - диаметром 65-75 мм. Указанные скважины заряжают ВВ и взрывают с интервалами замедления не менее 50 мс.

Для взрывного разрушения массива планомерно используется дополнительная плоскость обнажения - компенсационная полость, при этом в процессе отбойки в породе наряду с напряжениями сжатия возникают напряжения сдвига и растяжения (отрыва). В результате создания напряжения сдвига в сторону компенсационной полости отрыв частиц породы от массива происходит при меньшем усилии, а следовательно, с меньшими затратами энергии.

При проходке восстающих комбинированным способом наиболее узким местом является образование компенсационных полостей. Исходя из этого предложены способы и средства для расширения опережающих скважин диаметром 85-105 мм до диаметра 500-600 мм, в которых используются результаты проведенных исследований.

С учетом вышеизложенного разработаны расширители скважин ударного действия РСП-600 (расширитель скважин на диаметр 600 мм с погружным приводом вращения) и РСВ-500 (расширитель скважин на диаметр 500 мм с выносным приводом вращения).

В породах и рудах крепостью f=4-9 разработанные устройства работают без предварительного ослабления массива. В породах крепостью f=10-12 и более образование компенсационной полостей рационально осуществлять с предварительным тепловым разупрочнением расширяемого массива.

Наиболее простым и доступным способом образования компенсационной полости является буровзрывной. При применении обычных средств и методов глубина образовываемой таким способом полости ограничена и не превышает 2-3 м. В этой связи определенный интерес представляет разработанный способ образования в один прием взрывания компенсационных полостей диаметром 0,5-0,6 м и глубиной до 20 м.

Этот способ, не требуя применения специального бурового оборудования, позволяет создавать компенсационную полость требуемых размеров при проходке тупиковых восстающих выработок.

Способ основан на поярусной отбойке массива зарядами скважин диаметром 60-105 мм с использованием врубовых полостей диаметром 250-300 мм и незаряжаемых частей скважин в качестве компенсационных полостей и эффекта искусственной породной запрессовки.

Каждый ярус состоит из четырех скважин одной длины. Для заряжания скважин используются как патронированные, так и гранулированные ВВ. Скважины первого яруса заряжают на всю их высоту с недозарядом в устьевой части, а последующих ярусов, в их донной части при расстоянии между торцами зарядов скважин смежных ярусов не менее 0,5 м.

Промышленные испытания технологии проходки восстающих выработок комбинированным способом дают основания говорить о перспективности данного способа.

Анализ фотохронометражных наблюдений за проходкой восстающих комбинированным способом показал, что при данном способе на 90% механизированы основные технологические операции. Способ позволяет вывести проходчика из забойного пространства, ограничить контакты промышленного персонала с ВВ, уменьшить затраты ручного труда, снизить запыленность рудничной атмосферы и травматизм от обрушения кусков породы.

Применение компенсационных полостей диаметром 0,5-0,6 м, устойчивость эффекта взрыва такого комплекса буровзрывных работ. способствует повышению безопасности работ, снижению энергоемкости, трудоемкости и стоимости горных работ при подготовке блоков к очистной выемке.

Предложенные технологические разработки обеспечивают по сравнению с существую-щими улучшение технико-экономических показателей проходки: снижение потребляемой энергии в 5,81 раз, увеличение скорости и производительности соответственно в 1,56 и 1,64 раза, а также снижение себестоимости при этом процессе на 33,2%. Способ позволяет резко улучшить уровень комфортности труда и существенно повысить безопасность проходческих работ.

Опытно-промышленные испытания на шахтах Кривбасса разработанных технологических способов и технических средств подтвердили возможность повышения эффективности подготовки блоков к очистной выемке за счет оптимальных способов проходки восстающих выработок.

Выводы и направление дальнейших исследований. Выполненные исследования показали:

1. Подготовка блоков к очистной выемке является наиболее несовершенным звеном технологического процесса добычи железных руд подземным способом.

2. Проходка восстающих - наиболее дорогостоящий и трудоемкий вид горных работ при подготовке блоков.

3. В настоящее время на шахтах Кривбасса при подготовке блоков к очистной выемке ежегодно проходят свыше 25 тыс. м восстающих выработок, что составляет 90% от общего объема проводимых восстающих выработок.

4. Восстающие выработки, задействованные в подготовке блоков, проходят буровзрывным способом с устройством временных полков и разрушением породного массива шпуровыми зарядами.

5. Проходка с использованием временных полков характеризуется низким уровнем безопасности, большой трудоемкостью всех технологических операций, невысокими месячными темпами проходки, плохими санитарно-гигиеническими условиями труда.

6. Применение самоходных комплексов, освоение комбайнов для проходки восстающих не может в полной мере способствовать решению проблемы повышения эффективности подготовки блоков к очистной выемке.

7. Перспективным с точки зрения технологичности, снижения трудоемкости и стоимости проходческих работ является способ проведения восстающих выработок за один прием взрывания отбойкой скважинных зарядов на скважину увеличенного диаметра (компенсационную полость).

8. Разработанный комбинированный способ проходки восстающих за один прием взрывания, позволяет увеличить объем работ выполняемых за цикл, обеспечивает возможность механизации таких основных операций, как бурение скважин, их расширение и заряжание, дает возможность снизить долю тяжелого ручного труда и повысить безопасность работ. Кроме этого скважины увеличенного диаметра могут успешно применяться для вентиляции, перепуска различных материалов, водоотлива, прокладки силовых коммуникаций и других технических целей.

9. Выполненные исследования свидетельствуют о том, что разработка эффективных способов проходки восстающих за один прием взрывания, обоснование рациональных технологических параметров такой проходки, создание для данного вида проходческих работ оптимальной технологии отделения породы от массива и технических средств для ее осуществления является одним из актуальных и перспективных направлений в развитии технического прогресса при подготовке блоков к очистной выемке на подземных горнорудных предприятиях Кривбасса.

Дальнейшие исследования необходимо проводить в направлении более детального определения характера взаимного расположения компенсационной полости и взрывных скважин в пределах проектного контура проводимой восстающей выработки.

Список литературы

1. **Чирков Ю.И., Черненко А.Р.** Подземная разработка мощных железорудных месторождений. - М., Недра, 1985. - 239 с.

2. **Барон Л.И., Овчинников М.И.** Механизация проходки восстающих. - М., Недра, 1973.-192 с.

3. **Соловьянов Л.Н.** Промышленный опыт проходки восстающих машинным способом. Тр. НИГРИ, 1957, том 1, с.287-305.

4. **Алексеев Г.М., Кунин И.К., Воюта Л.Ф.** Перспективы развития техники и технологии проходки восстающих выработок. Горный журнал, 1979, №8, с.31-33.

5. **Шнайдер М.Ф.** Образование восстающих взрыванием скважинных зарядов. Горный журнал, №6,1982, С. 36-37.

Рукопись поступила в редакцию 3.03.13.

УДК 622.1: 622.216

П.И. ФЕДОРЕНКО, д-р техн. наук, проф., А.В. ПЕРЕМЕТЧИК, канд. техн. наук, доц.
Т.А. ПОДОЙНИЦЫНА[·], ст. препод., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ИСХОДНАЯ ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ИНФОРМАЦИЯ ПРИ ГЕОМЕТРИЗАЦИИ ОСНОВНЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Рассмотрены проблемы оценивания исходной геологической информации при прогнозировании основных показателей месторождений полезных ископаемых и даны рекомендации по повышению ее достоверности.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Увеличение стоимости добычи железных руд, в связи с повышением глубины их разработки, требует применения комплекса высокопроизводительного добычного и перерабатывающего оборудования, формирования качества полезного ископаемого при его добыче для уменьшения объемов работ по усреднению, повышения полноты извлечения из недр и комплексного использования полезного ископаемого.

Решить эту задачу можно только основываясь на понимании характера пространственного размещения полезного компонента в пределах разрабатываемого месторождения. В связи с дороговизной и, порой, невозможностью дополнительной разведки возникает необходимость в разработке математических моделей, позволяющих описывать сложные многофакторные зависимости, имеющие место при исследовании характера размещения полезного компонента в метаморфических месторождениях Кривбасса. Успешное решение этой задачи непосредственно связано с достоверностью геологической информации, получаемой при изучении месторождений в процессе их разведки, которая не всегда адекватно отражает объект исследований.

Анализ исследований и публикаций. Иногда рассматриваются нерегулярные буровые сети, имеющие, однако, «равномерную плотность» - внутри каждой ячейки случайно размещена скважина. В этом случае по определению дисперсия оценивания содержаний в ячейках сети по содержаниям в случайных скважинах внутри ячеек есть величина, которую мы называем «дисперсией точки в ячейке» и обозначаем как $\sigma^2(0|B)$, где B - ячейка. Для быстрой прикидки без сложных вычислений будем иметь в виду, что эта дисперсия является $F(B)$ - функцией и что линейный эквивалент l ячейки сети представляет собой ее диагональ. Тогда $F(B) = F(l) = Al/3$, если A - угол наклона вариограммы. При общем оценивании рудного тела в качестве оценки среднего содержания используем среднее арифметическое по N имеющимся пробам. Тогда дисперсия оценивания равна $\sigma^2(0|B)/N$.

· © Федоренко П.И., Переметчик А.В., Подойницына Т.А., 2013

Когда невозможно построить сеть, на каждую ячейку которой приходится одна скважина, возникает задача подбора весовых коэффициентов для содержаний в каждой скважине. Чаще всего наиболее высокая плотность бурения характерна для площадей с повышенными содержаниями полезных компонентов. Если просто осреднять содержания по всем скважинам, то это приведет к систематическому завышению запасов. Простой путь для получения несмещенных оценок среднего содержания по месторождению заключается в рассмотрении только тех проб, которые образуют сеть с равномерной плотностью. Разрежение сети не позволяет, однако, полностью использовать имеющуюся информацию. Таким образом, получение наилучшей оценки среднего содержания упирается в проблему оптимального взвешивания имеющихся данных. Эта проблема называется проблемой крайгинга и состоит в следующем.

Постановка задачи. Рассматривая блок V, имеющий точное неизвестное содержание $Z(V)$, и множество проб с известными содержаниями $Z(x_i)$, $i = 1, .., n$, необходимо найти такое множество весовых коэффициентов a_i, $i = 1, ..., n$, благодаря которым среднее взвешенное

$$Z^* = \sum_{i=1}^{n} a_i Z(x_i)$$

является наилучшей оценкой содержания $Z(V)$. «Наилучшее» может быть определено многими путями. Естественный путь определения качества оценочной процедуры заключается в нахождении дисперсии ошибок, которые при этом совершаются. Дисперсия оценивания содержания $Z(V)$ посредством Z^* равна

$$\sigma_e^2 = \sigma_V^2 - 2\sum_{i=1}^{n} a_i \sigma_{VX_i} + \sum_i \sum_j a_i a_j x_i x_j \,, \qquad (1)$$

где σ_V^2 обозначает var[$Z(V)$] -дисперсию содержаний в блоках, подобных изучаемому блоку V; обозначает cov[$Z(V)$, $Z(X_i)$] - ковариацию содержаний в блоке V и пробе X_i, $\sigma_{X_i X_j}$ обозначает cov[$Z(X_i)$, $Z(X_j)$] - ковариацию содержаний в пробах X_i и X_j.

Так как все эти величины σ могут быть найдены на основе вариограммы, становится возможным минимизировать σ_e^2, варьируя значения коэффициентов a_i, чтобы найти то взвешенное среднее, которое имеет наименьшую дисперсию погрешностей. Это составляет основу развиваемых представлений.

Изложение материала и результаты. Итак, определим в качестве лучшей такую линейную оценку, которая имеет наименьшую дисперсию. Этого, однако, недостаточно. Требуется также, чтобы в среднем значения, которые надо найти, были равны реальному значению, т. е. не приводили к систематическому его завышению или занижению. Это - условие несмещенности. Несмещенность означает, что должно иметь место соотношение $E(Z^*) = m$, а это в свою очередь требует, чтобы $E[\sum_i a_i Z(x_i)] = m$ или $a_i E[\sum_i a_i Z(X_i)] = m$. Так как $E[Z(X_i)] = m$, то должно быть $\sum_i a_i = 1$. Оба условия и определяют лучшую линейную несмещенную оценку.

Необходимо найти такие веса a_i, которые минимизируют дисперсию оценивания σ_e^2 при условии, что $\sum_i a_i = 1$.

Условием минимума функции Q, зависящей от переменных a_i, как известно, является равенство нулю всех частных производных по a_i. Когда имеются дополнительные ограничения в виде $C = 0$, необходимо минимизировать функцию $F = Q + 2\mu C$, где μ – новое неизвестное (множитель Лагранжа). В нашем случае надо найти производные функции

$$F = \sigma_e^2 + 2\mu\left(\sum_i a_i - 1\right)$$

по всем неизвестным a_i и μ и приравнять их нулю. Более детально

$$F = \sigma_V^2 - 2\sum_{i=1}^{n} a_i \sigma_{VX_i} + \sum_i \sum_j a_i a_j x_i x_j + 2\mu\left(\sum_i a_i - 1\right)$$

и частные производные

$$\begin{cases} \dfrac{\partial F}{\partial a_i} \equiv -2\sigma^2_{VX_i} + 2\sum\limits_{i=1}^{n} a_j \sigma_{X_i X_j} + 2\mu = 0,\ i = 1,\ldots n; \\ \dfrac{\partial F}{\partial a_i} \equiv \sum\limits_i a_i - 1 = 0. \end{cases}$$

Это система $n + 1$ линейных уравнений с $n + 1$ неизвестными a_i и μ. Ее можно записать в стандартной форме

$$\begin{cases} \sum\limits_{i=1}^{n} a_j \sigma_{X_i X_j} + \mu = 0,\ i = 1,\ldots n; \\ \sum\limits_j a_i = 1. \end{cases} \qquad (2)$$

или в матричном виде

$$\sum A = D,$$

где Σ, A и D определяются соотношениями ($\sigma_{ij} \equiv \sigma_{X_i X_j}$):

$$\sum = \begin{bmatrix} \sigma_{11} & \sigma_{12} & \ldots & \sigma_{1n} & 1 \\ \sigma_{21} & \sigma_{22} & \ldots & \sigma_{2n} & 1 \\ \ldots & \ldots & \ldots & \ldots & \ldots \\ \sigma_{n1} & \sigma_{n2} & \ldots & \sigma_{nn} & 1 \\ 1 & 1 & \ldots & 1 & 0 \end{bmatrix};\ A = \begin{bmatrix} a_1 \\ a_2 \\ \ldots \\ a_n \\ \mu \end{bmatrix};\ D = \begin{bmatrix} \sigma_{VX_1} \\ \sigma_{VX_2} \\ \ldots \\ \sigma_{VX_2} \\ 1 \end{bmatrix}$$

Заметим, что Σ - симметричная матрица, определяемая только по известным данным, в то время как матрица D определяется неизвестными свойствами блоков и проб.

Решение системы уравнений имеет вид $A = \Sigma^{-1} D$. Задача разрешима, так как все дисперсии определяются на основе вариограмм.

Точность крайгинга зависит от следующих факторов. Напомним, что неизвестные коэффициенты уравнений крайгинга находят путем минимизации дисперсии оценивания. Следовательно, можно вернуться к исходной формуле и вместо неизвестных весов подставить только что найденные их значения. Можно также извлечь выгоду из следующего упрощения, которое приемлемо и при других вычислениях.

Дисперсия оценивания определяется соотношением

$$\sigma^2_e = \sigma^2_V - 2\sum_{i=1}^{n} a_i \sigma_{VX_i} + \sum_i \sum_j a_i a_j x_i x_j .$$

Значение $\sum\limits_i \sum\limits_j a_i a_j x_i x_j$, где a_i - коэффициенты, минимизирующие дисперсию, можно найти следующим образом. В системе крайгинга умножим каждое уравнение

$$\sum_j a_i \sigma_{ij} + \mu = \sigma_{VX_i}$$

на a_i и сложим эти результаты. В итоге получим выражение

$$\sum_i \sum_j a_i a_j \sigma_{ij} + \mu \sum_i a_i = \sum_i a_i = \sum_i a_i \sigma_{VX_i} .$$

Но так как $\sum\limits_i a_i = 1$, это выражение преобразуется к виду

$$\sum_i \sum_j a_i a_j \sigma_{ij} + \mu = \sum_i a_i \sigma_{VX_i} .$$

Ясно, что дисперсия оценивания, называемая теперь дисперсией крайгинга, равна

$$\sigma^2_K = \sigma^2_V - \sum_i a_i \sigma_{VX_i} - \mu . \qquad (3)$$

Выводы и направление дальнейших исследований. Таким образом, крайгинг - это универсальный геостатистический способ оценивания данных геологической разведки, на которых базируется любой вид прогноза пространственного размещения геологических показателей месторождения полезных ископаемых. Ввиду того, что на месторождениях Кривбасса детальная геологическая разведка ведется, как правило, с помощью нерегулярной сети скважин, этот метод является наиболее приемлемым для оценки и повышения достоверности исходной геологи-

ческой информации.

Список литературы

1.**Давид М.** Геостатистические методы при оценке запасов руд. – Л.: Недра, 1980.
2.**Матерон Ж.** Основы прикладной геостатистики. – М.: Мир, 1982.
3.**Букринский В.А.** Геометрия недр: Учебник для вузов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1985.

Рукопись поступила в редакцию 21.03.13

УДК 622.2.001.622.268.8

Е.П. ЧИСТЯКОВ, канд. техн. наук, А.И. ФЕДОРЕНКО, Д.Е. ЧИСТЯКОВ
В.И. МОШИНСКИЙ, науч. сотр., НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЕ И ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ СДВИЖЕНИЯ ПОРОД НА ГОРНОРУДНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ КРИВБАССА

Выполнен анализ исторически сложившейся горно-технической ситуации в Криворожском железорудном бассейне. Зоны техногенного влияния подземных горных работ подразделены на: площади над полностью отработанными залежами, но с не завершившимся процессом сдвижения, опасным по условию выхода воронок и недопустимых деформаций подработанных охранных объектов; площади действующих карьеров и отвалов наступающие на нарушенные подземными горными работами массив. Определены направления дальнейших исследований.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Разработка руд Криворожского железорудного бассейна насчитывает более ста лет. Первоначально разрабатывались исключительно богатые руды приповерхностных залежей. В настоящее время ведется разработка как богатых руд, так и магнетитовых кварцитов, залегающих в висячем боку залежей богатых руд. Глубина карьеров достигла 400 м, очистные работы по богатым рудам ведутся в интервале глубин 1000-1400 м, практически в условиях совместной разработки. Мощности крутопадающих залежей богатых руд изменяются от первых десятков до ста и более метров. В связи с этим имеют место случаи выхода воронок в бортах действующих карьеров и отвалов пустых пород. Кроме совместной отработки богатых руд и магнетитовых кварцитов предметом геомеханических исследований на территории Кривбасса являются подрабатываемые подземными работами площади, занятые сооружениями и природными объектами. Протяженность нарушенных горными работами площадей превышает 100 км. Цель исследований - разработка геомеханических основ мер предотвращения катастрофических явлений.

В настоящее время зоны техногенного влияния горных работ подразделяются на: площади над полностью отработанными залежами, но с не завершившимся процессом сдвижения, опасным по условию выхода воронок и недопустимых деформаций подработанных охранных объектов; площади действующих карьеров и отвалов наступающие на нарушенные подземными горными работами массив; совместная открытая и подземная отработка.

Значительная часть селитебной территории Кривого Рога - поселки, транспортные магистрали, газо- и водопроводы, ЛЭП, природные объекты - в результате разработки месторождений Кривбасса оказалась в зонах с незавершившимся процессом сдвижения. До сих пор имеют место случаи выхода воронок над выработанными пространствами отработанных в 20-50-х годах прошлого столетия залежей. На рис. 1 показана воронка, вышедшая 19.08.2010 г севернее Центрального рынка над отработанной в начале 70-х годов залежью.



Рис. 1. Воронка 19.08.2010 г.

Ей предшествовал последовательный выход с севера и юга цепочки воронок по всему простиранию крутопадающей залежи, всплошную отработанной в интервале глубин от 100 до 400 м.

Современная отработка богатых руд осуществляется в интервале глубин 1000-1400 м. В связи со склонением оруденения Саксаганской полосы в северном направлении практически все оставшиеся их запасы отрабатываются и будут отрабатываться в «слепом» режиме, т.е. под толщами налегающих пород более 1000 м.

В бортах действующих карьеров и на отвалах, наступающих на нарушенный давно завершенными подзем-

© Чистяков Е.П., Федоренко А.И., Чистяков Д.Е., Мошинский В.И., 2013

ными горными работами массив, продолжаются процессы сдвижения интенсивностью от плавных деформаций до образования воронок.

На рис. 2 показана воронка, вышедшая в феврале 2013 г.

Диаметр воронки составил около 10 м, глубина до 2 м. Размеры воронок вдоль подработанных подземными горными работами участков Саксаганской полосы соответственно объемам выработанных пространств на порядок выше.



Рис. 2. Воронка в основании уступа временного склада окисленных руд ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог»

К категории полностью отработанных шахт Кривбасса следует отнеси и шахты, поставленные на сухую консервацию, поскольку рассчитанный по условию устойчивости обнажений срок заканчивается. Это шахта «Гигант-Глубокая», запроектированная на отработку камерной системой с последующей закладкой выработанного пространства твердеющими смесями.

Последнее не выполнено, выработанное пространство поддерживается целиками по схеме «камера - целик» в этаже и через этаж по вертикали. На шахте «Первомайская» до постановки ее на сухую консервацию применялась система с обрушением налегающих пород. Согласно расчетам остались значительные площади, на которых возможен выход воронок.

Совместная открытая и подземная разработка ведется в полях Глееватского карьера, подрабатываемого шахтами «Октябрська» и им. Фрунзе. Представительный разрез по участкам совместной открытой и поземной разработки представлен на рис. 3.

Очистные работы на шахте «Октябрьская» достигли глубины 1265 м, нижняя отметка дна карьера - 360 м, проектная - 500. Восточный борт и отвал пустых пород полностью попадают в зону сдвижения от подземных разработок. По борту карьера и площади отвала периодически проявляется воронкообразование.

В связи с необходимостью совмещения открытых горных работ на Глееватском карьере с подземными горными работами на шахтах «Октябрьская» и им. Фрунзе ГП «ГПИ Кривбасспроект» разрабатывает проект, обеспечивающий безопасное ведение горных работ непосредственно над выработанным пространством.

Ситуация, сложившаяся на Глееватском карьере, типична для Кривбасса. Так, например, в горном отводе шахты им. Ленина (ПАО «Кривбассжелезрудком») в зоне возможного воронкообразования согласно проекту ГП «ГПИ Кривбасспроект» будут размещены, а затем рекультивированы, не менее 7,8 млн м^3 вскрышных пород Первомайского карьера ПАО «СевГОк.

По проектам ООО «Южгипроруда» на восточном борту карьера №3 НКГОК ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» ведутся работы по расширению временного склада окисленных руд, проектный контур которого частично попадает в зону возможного воронкообразования от подземной отработки богатых руд Валявкинского месторождения.

Кроме того, планируется развитие карьеров №2-бис и №3 НКГОКа для поддержания производительности по добыче сырой руды до 30 млн т в год.

В целом, исследование геомеханических процессов сдвижения нарушенных горными работами массивов горных пород и разработка научно обоснованных практических мер предотвращения аварийных ситуаций является неотложной задачей для Кривбосса.

Анализ исследований и публикаций. Наиболее надежно решения практических задач предрасчета параметров сдвижения разработаны для угольных месторождений основоположником этого направления С.Г. Авершиным [1].

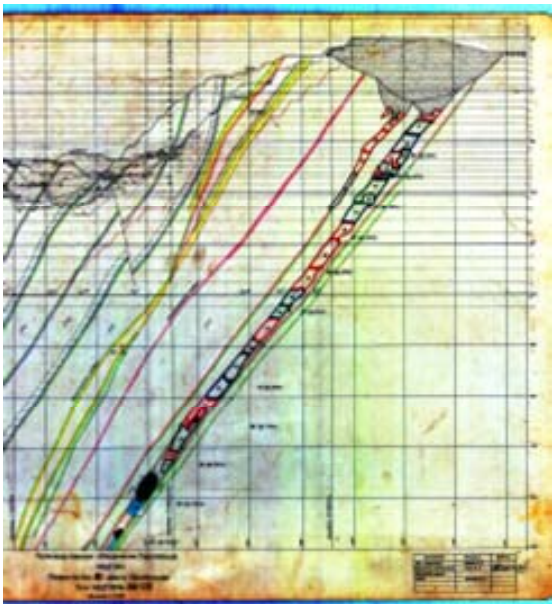


Рис. 3. Представительный разрез по участкам совместной открытой и поземной разработки

Выдержанность элементов залегания угольных пластов и вмещающих пород, а также малые различия механических свойств пород осадочной толщи предопредели высокую надежность расчетов, подтверждаемых практикой. Однако даже для этих условий Авершин отмечает «Пока не будут разработаны точные методы расчета, учитывающие сложность условий, в которых протекает процесс сдвижения, мы считаем возможным рекомендовать изложенные приближенные способы».

На рудных месторождений в виду разнообразия горно-геологических условий правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных работ разрабатываются для каждого месторождения [2]. Ими определяются только границы зон провалов трещин и плавных сдвижений на запроектированный объем выемки. При их составлении используются проектная документация докуметация, литературные источники, данные маркшейдерских наблюдений, физическое и математическое моделирование [3-9].

Постановка задачи. В настоящее время потребность в сохранении части селитебной территории Кривого Рога, в строительстве новых объектов (отвалов, складов окисленных руд), а также в расширении действующих карьеров, частично или полностью расположенных в зонах подработки подземными горными работами, ограничивается действующими с 1975 г. «Правилами охраны…» [6].

Переход на значительных простираниях залежей в категорию «слепых» под толщами налегающих пород мощность более 1000 м существенно меняет механизм прцесса сдвиженя во времени и пространстве.

В то же время разнообразие горно-технических и геомеханических условий предмета исследований обусловливает возможность решения задачи возвращения в пользование части земель, в настоящее время отчужденных. Нельзя также не учитывать и территории, подработанные в период с 20-х годов по послевоенное время.

Разработка геомеханических основ мер предотвращения катастрофических явлений - первоочередная актуальная научно-практическая задача.

Изложение материала и результаты. Горная механика решает задачи управления горным давлением, устойчивости подземных и открытых горных выработок, сдвижения породных толщ и земной поверхности под влиянием горных работ, борьбы с динамическими проявлениями горного давления и др.

Для решения задач горной геомеханики используются натурные наблюдения и инструментальные измерения напряжений, деформаций, сдвижений горных пород, моделирование, аналитические методы. На горнорудных предприятиях Кривбасса применяются: полевые маркшейдейдерские измерения в пределах шахтных полей, карьеров, отвалов и шламохранилищ силами НИМЛ, отдела специальных маркшейдерских и геодезических работ КЖРК, Лабораторией специальных маркшейдерских работ Укррудпрома и маркшейдерскими службами предприятий; инструментальные измерения напряжений и деформаций, а также физическое моделирование на эквивалентных и оптически активных материалах - в основном силами НИГРИ.

Маркшейдерскими измерениями устанавливаются границы мульды сдвижения, зон трещин и провалов, величины деформаций, выделяются зоны растяжения и сжатия. По последним косвенно устанавливается положение пустот. Физическим моделированием на оптически активных и эквивалентных материалах соответственно исследуется распределение напряжений в нарушенном подземными работами массиве и характер его деформирования.

Инструментальные измерения напряжений выполнены методом разгрузки, а деформаций - методами глубинных и контурных реперов. По их результатам получены эмпирические зави-

симости. Установлено, что силовое поле в пределах Саксаганской полосы определяется гравитационными силами местами с включениями областей реликтовых тектонических напряжений не связанных с глубиной.

Исследованиями поля напряжений на оптически активных материалах по конкретному случаю обрушения поверхности на шахте им. Орджоникидзе установлено, что высокие касательные напряжений распределяются по периферии выработанного пространства, а нависающая толща налегающих пород разгружена и не информативна по критериям микросейсмической активности.

Моделированием процессов деформирования на эквивалентных материалах установлено, что в подработанных толщах, включающих крепкие пропластки, процесс всплытия пустоты над выработанным пространством происходит не монотонно, а периодически в зависимости от их мощности и сейсмического воздействия массовых взрывов.

Выводы и направление дальнейших исследований. Разнообразие горно-технических и геомеханических условий эксплуатации горнодобывающих предприятий, а также развитие инфраструктуры города Кривого Рога обусловливают необходимость субъективного для каждого объекта решения проблемы предупреждения на его территории катастроф техногенного и природного характера, создания банка данных о состоянии выработанных пространств по всем подработаным подземными горными работами площадям, разработки пространственно-временных физических и на их основе математических моделей развития процессов сдвижения.

Всплытие пустот во времени происходит периодически по мере последовательного разрушения включений пропластков прочных пород вплоть до обрушения не подбученной толщи.

В подработанных с глубины более 1000 м процесс длится десятилетиями, периодически, проявляясь в форме техногенных землетрясений интенсивностью 3-4 балла.

Принудительное обрушение массивов налегающих пород потребует на порядок больших материальных затрат, трудовых расходов и времени.

Выделение на территории Кривого Рога площадей, потенциально опасных по внезапным обрушениям поверхности, разработка геомеханических основ и надежных методов расчета предельно допустимой по условию устойчивости мощности подработанных толщ, а также систем контроля процесса сдвижения во времени и пространстве позволит рационально распределять материальные и финансовые ресурсы и использовать подработанные площади соответственно категории их охраны.

Список литературы

1. **С. Г. Авершин**. Расчет сдвижений горных пород. М: Металлургиздат, 1950.- 58с.

2. Инструкция о порядке утверждения мер охраны зданий, сооружений и природных объектов от вредного влияния горных разработок. Утверждена постановлением Госгортехнадзора СССР от 26 февраля 1986 г. №3. Сборник руководящих материалов по охране недр при разработке месторождений полезных ископаемых. М: Недра, 1987. – с. 242 – 271.

3. Временные правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на месторождениях руд редких металлов. Л.: ВНИМИ, 1981. – 65 с.

4. Указания по определению параметров процесса сдвижения, построению зон опасных сдвижений предохранительных целиков на месторождениях руд редких металлов с изученным процессом сдвижения. Л.: ВНИМИ, 1986 . – 51 с.

5. Методические указания по определению параметров процесса сдвижения горных пород, охране сооружений и горных выработок на месторождениях цветных металлов. Л.: ВНИМИ, 1974. – 65 с.

6. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных работ в Криворожском железорудном бассейне. Л.: ВНИМИ ,1975. – 68с..

7. Сдвижение горных пород и земной поверхности на рудных месторождениях/ **И. А. Кузнецов, А. Г. Акимов, В. И. Кузьмин** и др. М: Недра,1971. – 224 с.

8. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Изд. 2, М.: Недра, 1977. –223с.

9. Инструкция по наблюдению за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений. Л.: ВНИМИ, 1988. –111 с.

Рукопись поступила в редакцию 21.03.13

УДК 624.046.2

О.І. ВАЛОВОЙ, канд. техн. наук, проф., О.Ю. ЄРЬОМЕНКО, канд. техн. наук, доц.,
М.О. ВАЛОВОЙ, канд. техн. наук, ДВНЗ "Криворізький національний університет"

ЙМОВІРНІСНИЙ ПІДХІД В ОЦІНЦІ НАДІЙНОСТІ БУДІВЕЛЬНИХ КОНСТРУКЦІЙ

Наведено аналіз діючих норм розрахунку з точки зору надійності конструкцій масового застосування. Проведено обробку даних, зроблено висновки .

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Будь-яка будівельна конструкція та будівля має об'єктивну ймовірність відмови. Найбільш важкою відмовою є руйнування конструкції. З'ясування ступеню такої загрози є важливою соціальною та технічною задачею, нормований розв'язок якої на теперішній час відсутній. В той же час її розв'язок дозволив би чисельно обґрунтувати безпечну експлуатацію будівель як на стадії проектування та експертизи проекту, так і на стадії їх експлуатації.

Доведено [1], що надійність будівель в процесі експлуатації зменшується значно інтенсивніше, ніж це передбачалося проектувальниками. Така ситуація зумовлена непроектними умовами фактичної експлуатації будівель, а також непередбачуваними випадковими впливами, що призводить до інтенсивного накопичення ушкоджень в конструкціях. Для попередження руйнування конструкцій та аварій потрібно володіти інформацією про їх рівень залишкової несучої здатності та надійності.

Аналіз досліджень і публікацій. На теперішній час прогноз залишкового строку експлуатації будівель та споруд або окремих їх частин виконується у припущенні нормального або експонентного законів розподілу часу до відмови. Це призводить до помилкових результатів розрахунку залишкового ресурсу конструкції.

Несуча здатність, в більшості випадків, визначається розрахунковим методом на основі результатів дискретних випробувань матеріалів конструкцій та уточнення впливів, але як правило, без уточнення розрахункових схем. Визначення механічних характеристик матеріалів конструкцій дискретними або іншими методами передбачає певні труднощі, а наступне їх використання в умовних розрахункових схемах призводить до помилкових результатів та невизначеності. Інтегральні методи неруйнівних випробувань конструкцій не отримали потрібного розвитку, а руйнівні випробування доцільні лише на стадії дослідження нових видів матеріалів та конструкцій [2].

На теперішній час для конструкцій, що експлуатуються не створено норм розрахунку, аналогічних ДБН або СНиП. ДБН В.1.2-14-2009, який повинен був внести ясність в розрахунок таких конструкцій, згідно пункту 8, передбачає ймовірнісний розрахунок надійності додатково до нормативних проектних розрахунків за методом граничних станів лише для унікальних та особливо відповідальних конструкцій.

Розрахунок будівель, які експлуатуються, проводять як для нових конструкцій, що не відповідає дійсності. У свою чергу розрахунок нових конструкцій повинен проводиться згідно вимог ДБН В.2.6-98:2009. Останній, багато в чому, наслідує попередній нормативний документ СНиП 2.03.01-84* (залишається справедливою гіпотеза плоских перерізів, в основі розрахунку лежить метод граничних станів, мінливість фізичних характеристик регулюється за допомогою відповідних коефіцієнтів). У зв'язку з цим недоліки попереднього нормативного документа передалися, спадково, існуючому [3].

Норми проектування будівельних конструкцій враховують ймовірнісний характер навантаження та несучої здатності конструкцій тільки в частині обробки вихідних даних. Метод граничних станів є напівімовірнісним, і надійність конструкцій при проектуванні забезпечується на основі використання частних коефіцієнтів запасу, величини яких не мають достатньої теоретичного та експериментального підгрунтя [4].

Розрахунок будівельних конструкцій, який відповідав би їх реальній поведінці під час експлуатації, повинен в повній мірі базуватися на теорії надійності, заснованій на ймовірнісних методах. Останні дозволяють дати більш об'єктивну оцінку конструкції про її придатність до нормальної експлуатації. Ці методи дозволяють більш вірно відобразити випадкову природу

© Валовой О.І., Єрьоменко О.Ю., Валовой М.О., 2013

основних розрахункових величин та взаємозв'язок між зовнішніми впливами та міцністю конструкції. Ймовірнісний підхід зумовлений тим, що всі міцнісні, геометричні та деформаційні характеристики конструкцій, а також всі впливи на них представляють собою випадкові величини або випадкові процеси.

Отже, однім з чинників, що повинен забезпечити надійну роботу конструкції, є використання коефіцієнтів надійності. Вперше статистичну природу коефіцієнту надійності було показано в опублікованій в 1926 р. роботі Майєра, в якій автор замість розрахунку за допустимими напруженнями запропонував для вибору величин параметрів, що вводяться в розрахунок, використовувати методи теорії ймовірності. Загальні принципові питання застосування ймовірнісних методів до аналізу надійності споруд отримали розвиток в дослідженнях В.В. Болотіна, А.Р. Ржаніцина. Суттєвий внесок у вдосконалення методів розрахунку надійності конструкцій та обґрунтування процедур нормування розрахункових параметрів внесли дослідження А.Я. Дрівінга, Б.І. Сннарскіса, Ю.Д. Сухова, С.А. Тимашева, В.П. Чиркова, А.П. Кудзиса, А.С. Личева та ін..

Положення сучасних норм розрахунку не мають загальної теоретичної бази. В зв'язку з цим можуть виникати парадоксальні ситуації, коли надійність споруд одного і того ж призначення, виконаних з різних матеріалів, може відрізнятися. А саме до цього призводять різні правила встановлення розрахункових величин міцнісних характеристик різних матеріалів.

Існуючий метод нормування не дозволяє оцінювати надійність конструкцій масового застосування та проектувати їх з заданим рівнем надійності. Основною вимогою з надійності є порівняння розрахункових величин навантаження та несучої здатності. Але граничний стан не може визначатися лише співставленням цих розрахункових величин. Він може наступити при величинах навантажень, менших за розрахункові, якщо реалізована менша величина несучої здатності. Тому при нормуванні вимог надійності неможливо обмежуватися напівімовірнісним підходом, як це прописано в методі граничних станів, тобто застосовувати методи теорії ймовірності для розгляду кожної вихідної випадкової величини окремо і не розв'язувати задачу надійності конструкцій [3].

Постановка завдання. Метою дослідження був аналіз діючих норм розрахунку з точки зору надійності конструкцій масового застосування, що проектуються та тих що знаходяться в експлуатації.

Викладення матеріалу та результати. Рівень надійності характеризується ймовірністю безвідмовної роботи конструкції, яка в аналітичному вигляді може бути виражена так [4]

$$P_S = 1 - \Phi(\beta), \tag{1}$$

де $$\beta = \frac{\overline{\rho} - \overline{\omega}}{\left(S_\rho^2 + S_\omega^2\right)}.$$

При цьому $$\overline{\rho} = \ln \overline{r},\ \overline{\omega} = \ln \overline{q},$$

де $\overline{q} = \overline{Q}/Q_p$, $\overline{r} = \overline{R}/R_p$ - безрозмірні величини навантаження та опору.

Параметри S_ω та S_p виражаються через числові характеристики розподілу

$$S_\omega^2 = \ln\left(1 + \nu_q^2\right). \tag{2}$$

$$S_p^2 = \ln\left(1 + \nu_r^2\right).$$

В останніх двох виразах v_q, v_r - коефіцієнти варіації.

При коефіцієнті варіації v<0,4

$$\ln\left(1 + \nu^2\right) \approx \nu^2,$$

тоді $S_\omega \approx \nu_q$; $S_p \approx \nu_r$, і вирази для характеристики безпеки набувають вигляду

$$\beta = \beta_r \chi + \beta_q \Big/ \left(1 + \chi^2\right)^{1/2}, \tag{3}$$

де $\chi = v_r/v_q$.

З викладеного можна зробити висновок [4], що характеристика безпеки залежить не тільки від забезпечення (дальностей) розрахункових значень навантажень та опорів, а і від відношення їх коефіцієнтів варіації (рис. 1).

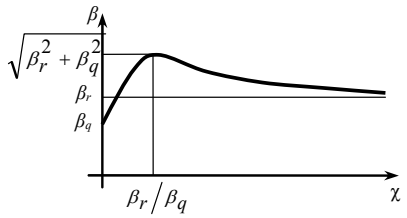


Рис. 1. Залежність характеристик безпеки від співвідношення коефіцієнтів варіації

Можна помітити, що при детермінованій міцності

$$(\nu=\chi=0)\beta=\beta_q,$$

а при детермінованому навантаженні

$$(\nu=\chi=0)\beta=\beta_r.$$

Якщо продиференціювати β по χ та прирівняти похідну до нуля, отримаємо $\dfrac{d\beta}{d\chi}=\dfrac{\beta_r\left(1+\chi^2\right)-\left(\beta_r\chi+\beta_q\right)\chi}{\left(1+\chi^2\right)^{3/2}}=0$.

З останнього виразу випливає, що оскільки $\chi>0$, то $\beta_r-\beta_q\chi=0$.

Отже, максимальна ймовірність безвідмовної роботи досягається при $\chi=\beta_r/\beta_q$.

При цьому $\beta_{\max}=\left(\beta_r^2+\beta_q^2\right)^{1/2}$.

При одних і тих же забезпеченостях розрахункових значень міцності та навантаження можуть змінюватися в великих межах залежно від відношення коефіцієнтів варіації навантаження та міцності, не залежачи при цьому від значень цих коефіцієнтів.

Якщо, наприклад, прийняти v_r=0,08, v_q=0,4, (χ=0,2), то отримаємо β=2,12, тобто ймовірність безвідмовної роботи P_s=0,983, а ймовірність відмови P_f=1-P_s=0,017, а для v_r=0,2, v_q=0,1 (χ=2,0) відповідно β=3,02 та P_s=0,9987, P_f=0,0013. Тобто, ймовірність відмови для цих випадків відрізняється в 13 разів.

Отже, можна дійти висновку, що навіть потрібна уніфікація забезпеченості розрахункових значень різних навантажень та опорів різних матеріалів, не може забезпечити єдиний рівень надійності конструкцій. При цьому, встановлюючи забезпеченості розрахункових значень, не можна навіть уявити, яким буде рівень надійності конструкції що проектується [4].

Формулу (3) було отримано без врахування коефіцієнту відповідальності. Якщо провести ввести останній у розрахунок, то вираз для визначення ймовірності безвідмовної роботи набуде вигляду

$$P_S=P\left(\frac{1}{\gamma_n}\bar{q}<\bar{r}\right)=P\left(\bar{m}<\bar{r}\right) \tag{4}$$

де $$\bar{m}=\frac{1}{\gamma_n}\bar{q}.$$

Формула (1) перетворюється до вигляду

$$P=\Phi\left(\bar{r}-\bar{q}+\ln\gamma_n\Big/\sqrt{S_r^2+S_q^2}\right)=\Phi(\beta). \tag{5}$$

Звідки

$$\beta=\frac{\beta_r\chi+\beta_q}{\left(1+\chi^2\right)^{1/2}}+\frac{\ln\gamma_n}{\left(v_r^2+v_q^2\right)^{1/2}}. \tag{6}$$

При γ_n = 1 вираз (6) з виразом (3), при цьому надійність коливається в широких межах залежно від співвідношення мінливостей вихідних величин. При $\gamma_n\neq0$ у виразі для характеристики безпеки з'являється додатковий член $\ln\gamma_n\Big/(v_r^2+v_q^2)^{1/2}$, і, відповідно, β залежить не тільки від відношення коефіцієнтів варіації вихідних величин χ, а й від їх абсолютних значень.

На рис. 2 показано графіки залежності β-χ (крива *1*), β_q=1,3; β_r/β_q=2, а також графіки залежності γ_n від χ для тих же значень β_q та β_r при v_q=0,15 (крива 2) та v_q=0,35 (крива *3*).

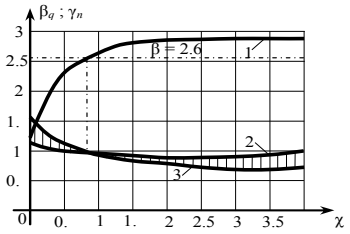


Рис. 2. Залежність β від χ (крива *1*); залежність γ_n від χ (крива *2* й 3)

У табл. 1 показано області можливих значень ймовірностей відмови P_f та характеристики безпеки β для випадку забезпечення розрахункових значень навантажень та опорів β_q=1,65 β_r=2,56 для різних значень γ_n [4].

Таблиця 1

χ	v_r	v_q	$(v_r^2 + v_q^2)^{1/2}$	$\gamma_n = 1$		$\gamma_n = 0{,}95$		$\gamma_n = 0{,}9$	
				β	P_f	β			
0,1	0,05	0,50	0,502	1,90	0,0287	1,80	0,1	0,05	0,50
0,2	0,10 0,05	0,50 0,25	0,510 0,255	2,12	0,0170	2,02 1,92	0,2	0,10 0,05	0,50 0,25
0,5	0,25 0,05	0,50 0,10	0,559 0,112	2,62	0,0044	2,53 2,16	0,5	0,25 0,05	0,50 0,10
1	0,30 0,05	0,30 0,05	0,424 0,071	2,98	0,0014	2,86 2,26	1	0,30 0,05	0,30 0,05
2	0,30 0,10	0,15 0,05	0,335 0,112	3,02	0,0013	2,87 2,56	2	0,30 0,10	0,15 0,05
3	0,30 0,15	0,10 0,05	0,316 0,158	2,95	0,0016	2,79 2,63	3	0,30 0,15	0,10 0,05

Висновки та напрямок подальших досліджень. Аналіз табл. 1, дозволяє дійти висновку, що сучасні методи проектування споруд масового застосування та оцінки рівня їх залишкової несучої здатності можуть призводити до неоднозначних результатів, коли ймовірність відмови при γ_n=0,9 виявляється меншою ніж при γ_n=19 .

Отже, проектна надійність конструкцій залежить не тільки від встановлених рівнів розрахункових значень вихідних величин, але й від співвідношення їх мінливостей.

Аналіз надійності конструкцій, що проектуються в припущені їх доопрацювання з точки зору встановлення розрахункових значень показує, що рівень надійності конструкцій однакової відповідальності може відрізнятися в декілька десятків разів.

У зв'язку з викладеним, доцільно виконати певне корегування існуючих методів розрахунку. А саме, основну вимогу з надійності - співставлення розрахункових значень, замінити вимогою співставлення проектної ймовірності відмови з нормованим значенням цієї ймовірності. Зрозуміло, що останнє твердження потребує додаткових досліджень.

Список літератури

1. **Лычев А.С.** Надежность строительных конструкций. – М.: АСВ, 2008. – 184с.

2. **Уткин В.С.** Оценка надежности и несущей способности строительных конструкций на основе теории нечетких множеств и теории возможностей. Автореф. канд.техн.наук. – Вологда, 2002. – 24 с.

3. **Райзер В.Д.** Расчет и нормирование надежности строительных конструкций. – М.: Стройиздат, 1995. – 347с.

4. Райзер В.Д. Теория надежности в строительном проектировании: Монография. – М.: АСВ, 1998. – 304с.

Рукопис подано до редакції 05.03.13

УДК 669.18-412: 620: 195.45

В.М. СЕРВЕТНИК, канд. техн. наук доц., А.Д. УЧИТЕЛЬ, д-р техн. наук проф.,
И.М. КОВАЛЕНКО, канд. техн. наук доц., Н.Г. РАДЬКО, ст. преподаватель,
В.В. БЕЛОУС, Н.А. ДАЦ, Р.Ю. БАРАБАШ
КМИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА СТАЛЬНОГО СЛИТКА МЕТОДОМ ЕГО ВИБРАЦИИ ВО ВРЕМЯ КРИСТАЛЛИЗАЦИИ

Проведены исследования по наложению вибрационного воздействия на слиток стали в период наполнения изложницы и последующей кристаллизации. Установлено улучшение химической и физической неоднородности слитка спокойной стали.

По итогам 2012 г. крупнейшим мировым производителем стали с показателем 716,5 млн т стал Китай. Также в десятку крупнейших производителей вошли Япония, США, Индия, Россия,

© Серветник В.М., Учитель А.Д., Коваленко И.М., Радько Н.Г., Белоус В.В., Дац Н.А., Барабаш Р.Ю., 2013

Южная Корея, Германия, Турция, Бразилия и Украина. Об этом сообщила Всемирная ассоциация производителей стали (World Steel Association). Несмотря на то, что Украина, которая произвела в 2012 г. 32,9 млн т продукции, вошла в десятку крупнейших мировых производителей стали, спад производства в 2012 г. составил 6,9 % против 2011 г.

На 2012 г. пришелся пик кризиса сталелитейной отрасли Евросоюза. Наблюдалось существенное снижение спроса на металлопродукцию, и в 2013 г. значительных улучшений показателей не прогнозируется. Снижение спроса в ЕС эксперты связывают со слабым тонусом экономики еврозоны. Стремление европейских стран сократить дефицит бюджетов привело к замедлению экономического роста, что болезненно отразилось на спросе со стороны металлопотребляющих отраслей: автопрома, производства бытовых приборов и строительстве. А с конца лета ситуация усугубляется на фоне падения конъюнктуры мировых рынков. Стальной рынок ЕС упал до уровня 2009 г. и по прогнозам, на докризисный уровень он не вернется. В Европейской Ассоциации Сталепроизводителей Eurofer уже предложили Еврокомиссии и властям отдельных стран способствовать приведению металлургических мощностей в соответствие с реальным спросом. Президент Eurofer Вольфганг Эдер призвал европейских политиков разработать план сокращения мощностей в депрессивной сталелитейной промышленности ЕС. Возможно, существующие металлургические мощности в 210 млн т в год потребуется урезать на 25 %: текущий стальной спрос в ЕС составляет 160 млн т. Коэффициент использования мощностей в европейской стальной отрасли составил около 70 %, но в некоторых странах он близок к 50 %. По прогнозам компании “АрселорМиттал”, реальное потребление стали в Европе, вероятно, еще немного снизится в 2013 г.

В 2013 г. ожидается укрепление спроса на стальную продукцию за пределами Европы. Китай вступает в фазу циклического роста, и способен увеличить фактическое внутреннее потребление стали более чем на 3 %. В США рост фактического потребления стали прогнозируется ниже, чем в 2012 г. Но так как проблема “фискального обрыва” была разрешена, ожидается рост на фоне уверенного восстановления в секторе жилого строительства в США, покупок новых автомобилей и реконструкции разрушений, вызванных ураганом Сенди. Что касается других регионов, в частности, в Африке, в развивающихся странах Азии и Латинской Америки можно ожидать увеличения спроса также на 3 %.

В условиях мирового экономического кризиса, когда баланс спроса и предложения на рынке стали нарушен резко повышается конкуренция между производителями металлопродукции. Для того, чтобы успешно конкурировать металлургическим предприятиям в этих условиях необходимо прежде всего повышать качество и снижать себестоимость выпускаемой продукции. Причем снижать себестоимость металлопродукции необходимо не только за счет сокращения всевозможных затрат на производство, а прежде всего, за счет совершенствования и внедрения в производство новых технологических процессов и оборудования.

В настоящее время на предприятии “АрселорМиттал Кривой Рог” (АМКР) внедрена одна шестиручьевая машина непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) сечением квадрат 150 мм, на которой разливают до 18 % стали, что обеспечивает заготовкой первый проволочный и шестой мелкосортный станы. Все остальные прокатные станы работают на заготовке квадрат 80 мм, которую получают традиционным путем, через разливку стали в изложницы. Таким образом, на АМКР 82 % стали разливают в изложницы и поэтому повышение качества слитков является актуальной задачей.

Известно, что слиток имеет физическую и химическую неоднородность, которую по вредным примесям таким как сера, фосфор и газы можно снижать за счет более глубокого их удаления из расплава, что требует дополнительных расходов по переделу. Более дешевыми являются различные способы воздействия на процесс затвердевания отливок и слитков. Одним из таких способов, предложенным еще Д.К. Черновым [1], является встряхивание или вибрация. Однако до настоящего времени этот способ пока не нашел широкого применения при отливке промышленных слитков из-за сложности реализации при массовом производстве.

Влияние вибрации на процесс кристаллизации исследовали на слитках массой 8,5 т стали 35ГС, отливаемых в уширенные книзу сквозные изложницы с теплоизоляционными вкладышами и утеплением зеркала слитка зольносланцевой смесью. Вибрацию осуществляли с помощью механического вибратора дебалансного типа (рис. 1), который с помощью электромагнита крепится на платформе по центру сталеразливочной тележки с восемью изложницами.

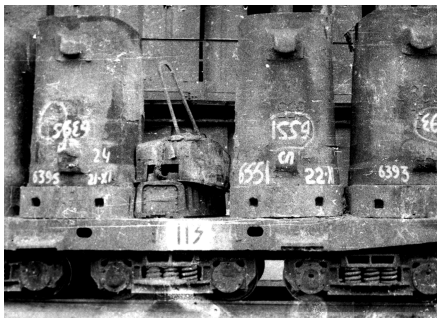


Рис. 1. Платформа сталеразливочной тележки с изложницами

Минимальное время виброобработки слитков составляло 30 мин, максимальное 66 мин. Первые 15-20 мин во время наполнения изложниц на опытной тележке вибрацию проводили в режиме чередования пауз с тем, чтобы не поломать мост на слитках без утепления, которые отливали на опытной тележке, платформу которой подвергали вибрации вместе с установленными на ней изложницами. Режим вибрации опытных слитков приведен в таблице. Интенсивность колебаний W определяли как $W = A\,\omega^2$, где A - амплитуда колебаний, м; ω - угловая скорость, 1/с [2].

Из опытных и сравнительных слитков изготовляли продольные осевые темплеты и снимали серные отпечатки. Сопоставление макроструктуры слитка, подвергнутого вибрации, показало, что вибрация заметно ослабляет внеосевую Λ-образную и осевую V-образную ликвацию.

Эффект вибрационного воздействия возрастает с увеличением интенсивности колебаний, причем прежде всего с увеличением частоты при той же интенсивности. Практически устраняется осевая рыхлость в верхней части и заметно уменьшается центральная пористая подусадочная ликвационная зона в слитках с утеплением.

Таблица

Режим виброобработки опытных слитков

Номер слитка по разливке	Частота колебаний, Гц	Амплитуда колебаний, м·10^{-3}	Интенсивность колебаний, м/с^2	Продолжительность вибрации без пауз, мин
1; 10	0	0	0	0
2	7	4-5	7,7	37,5
3; 5-9	13	1,0-1,5	8,1	27,5
4	25	0,25	7,4	50,0

Примечание. Слитки 1, 10 – сравнительные, без вибрации, с утеплением верха слитка. Слиток 4 – опытный с вибрацией и утеплением верха слитка. Слиток 2, 3, 5-9 – опытные без утепления верха.

Химический анализ проб, отобранных на трех горизонтах слитка, подвергнутого вибрации, и сравнительного показал, что вибрация существенно уменьшает зональную ликвацию серы и углерода и в меньшей мере ослабляет ликвацию фосфора. Так, степень ликвации углерода в сравнительном слитке 1 по высоте слитка в осевой зоне равна 430 %, а серы 750 %. В подвергнутом вибрации слитке 2 степень ликвации углерода составила 170 %, серы 170 %.

Значительный интерес представляют результаты исследования дендритной структуры вибрированных слитков, которую выявляли на травленных темплетах, вырезанных по всей ширине продольной плиты на высоте 400 мм, 1100 мм (половина высоты слитка) и 1800 мм (непосредственно под усадочной раковиной). В сравнительном слитке наблюдается обычное изменение структуры по сечению слитка: узкая зона мелкозернистых зерен у поверхности и за ней довольно широкая зона столбчатых дендритов, затем зона крупных различно ориентированных дендритов, доходящая в верхней половине до оси слитка, в нижней половине эта зона сужается и за ней появляется зона мелких слабо разветвленных глобулярных дендритов, образующих конус осаждения. На среднем уровне ширина зоны глобулярных дендритов составляет всего 120 мм, а на нижнем горизонте 240 мм.

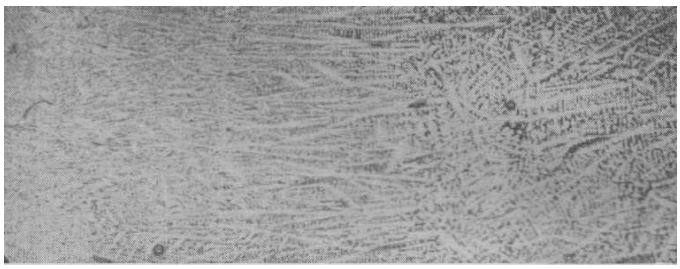


Рис. 2. Прерывистость роста столбчатых дендритов верхнего горизонта опытного слитка, вызванная виброобработкой, ×2,5

На верхнем горизонте в опытных слитках в дендритной зоне наблюдаются периодически повторяющиеся нарушения роста столбчатых дендритов, что связанно с соблюдением чередования пауз вибрации всех слитков на тележке, необходимость которых была связана с кристаллизацией моста на слитках без утепления головной части с закрытой усадочной раковиной (рис. 2).

Рост столбчатых дендритов прекращается, наблюдается разориентированная зона кристаллов, затем снова формируются столбчатые дендриты. Менее ярко эти изменения выражены на среднем и нижнем горизонтах.

Ширина зоны разветвленных различно ориентированных дендритов сужается на всех горизонтах, а размеры дендритов в этой зоне уменьшаются. Примерно в два раза расширяется зона глобулярных дендритов, причем размеры их уменьшаются в 2-10 раз, особенно, вблизи оси слитка (рис. 3*а*,*в)*. Такое изменение дендритной структуры, очевидно, и привело к отмеченному выше ослаблению зональной ликвации. Изучение зеренной структуры литой стали на тех же горизонтах показало ее связь с дендритной структурой; в местах максимального измельчения дендритов размеры зерен уменьшаются в 80-100 раз (рис. 3*б*,*г)*.

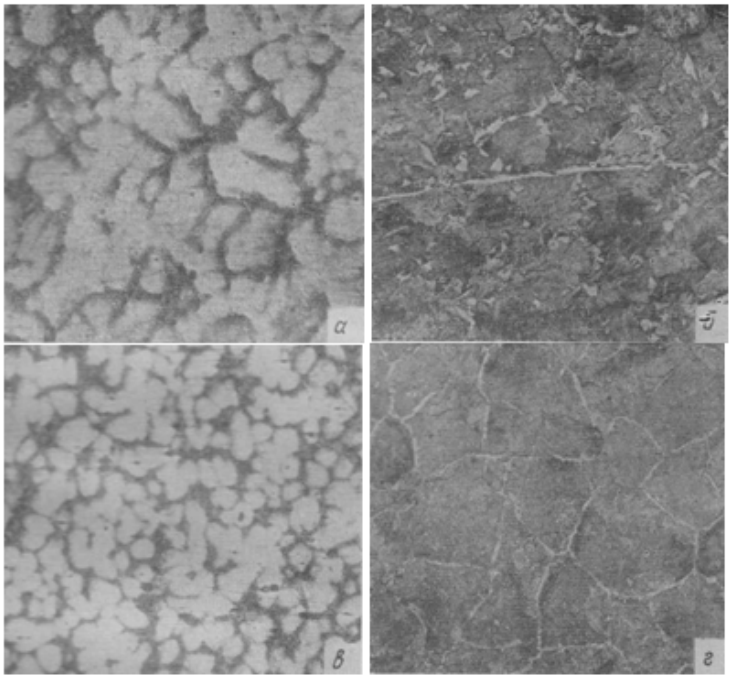


Рис. 3. Дендритная и зеренная структура верхнего горизонта сравнительного (*а*, *б*) и опытного (*в*, *г*) слитков: *а*, *в* – ×11; б, *г* – ×20

Таким образом, измельчение дендритной структуры связано с увеличением числа центров кристаллизации в затвердевающем расплаве под действием вибрации. Механизм воздействия вибрации объясняют по-разному.

Так Д.Л. Уолкер [3] считает, что вибрация вызывает в расплаве локальное увеличение давления.

Это повышает фактическое переохлаждение перед фронтом кристаллизации и приводит к увеличению скорости зарождения центров кристаллизации. Н.И. Хворинов [4] указывает, что вибрация приводит к интенсивному перемешиванию и обламыванию вершин дендритов. Образующиеся обломки становятся новыми центрами кристаллизации.

Полученные экспериментальные данные о структуре вибрированных слитков позволяют следующим образом объяснить механизм влияния вибрации.

Вибрация в начальный момент кристаллизации (когда формируется столбчатая зона, а жидкость в сердцевине остается перегретой) приводит к обламыванию вершин столбчатых дендритов и на их основе образуются слои мелких различно ориентированных дендритов.

Когда перегрев жидкости вдали от столбчатой зоны снимается, вибрация облегчает зарождение центров кристаллизации во всей зоне даже слабо переохлажденной жидкости, начинается объемная кристаллизация.

Тепло кристаллизации поддерживает малое переохлаждение, дендриты растут медленно и поэтому слабо разветвляются.

В результате почти по всей высоте слитка образуется широкая зона мелких слабо разветвленных или даже глобулярных дендритов.

Значительная часть оксидов выделяется во время кристаллизации стали, поэтому медленный рост дендритов облегчает всплывание включений оксидной фазы, в результате опытные слитки оказываются в 2-3 раза менее загрязненными оксидными включениями, чем сравнительные.

Вывод. Механические свойства проката из слитков, подвергнутых вибрации, имеют повышенную пластичность стали из головной части слитка и стабилизацию прочностных и пластических свойств по длине раската, т.е. качество слитка выше.

Уменьшение центральной подусадочной пористости и снижение V-образной ликвации способствует снижению головной обрези и повышению выхода годного металла.

Список литературы

1. **Тыжнов В.И.** Кремневосстановительный мартеновский процесс. – М.: ОНТИ, 1936. – 243 с.
2. Улучшение качества слитка путем воздействия вибрации на его кристаллизацию / **Я.Н. Малиночка, Л.А. Близнюкова, Ю.Н. Яковлев** и др. // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 1978. – №9. – С. 45-48.
3. **Уолкер Дж. Л.** // Жидкие металлы и их затвердевание. – М.: Металлургиздат, 1962. – С. 355-371.
4. **Хворинов Н.И.** Кристаллизация и неоднородность стали. – М.: Машгиз, 1958. – 392 с.

Рукопись поступила в редакцию 21.03.13

УДК 669. 053

З.З. ПАСТУШЕНКО, канд. техн. наук доц., Н.Г. РАДЬКО, ст. преподаватель
О.И. ДЗЮБА, канд. техн. наук, КМИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ПОЛУЧЕНИЕ ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННЫХ МАРГАНЦЕВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ФЕРРОСПЛАВОВ

На основе термодинамического и кинетического анализа, а также лабораторных исследований разработана и проверена в полупромышленных условиях технология обесфосфоривания и обескремнивания марганецсодержащих продуктов для выплавки ферросплавов.

Общие запасы марганцевых руд в мире оценивается в 19,5 млрд т. Основные запасы богатых руд сосредоточены в ЮАР. Запасы марганцевых руд в Украине составляют 15,5 % мировых и по большей части сосредоточены в Никопольском бассейне. Основная доля запасов (90 %) приходится на смешанные и карбонатные руды.

На нужды черной металлургии расходуется до 90 % добываемого марганцевого сырья. Фосфор в марганцевых концентратах, применяемый для выплавки ферросплавов, является наиболее вредной примесью. Для производства стандартных по фосфору ферросплавов (Р <0,35 %) удельное содержание его в концентратах не должно превышать (Р/Мп) < 0,0035 %.

При механическом обогащении марганцевых руд фосфор на 90% переходит в концентраты, массовая доля его в концентратах из Никопольских руд составляет 0,16-0,22 %, удельное содержание фосфора составляет 0,0048 (в концентратах высших сортов) и 0,0085 (в низкосортных окисных и карбонатных концентратах).

Из таких концентратов по существующей технологии невозможно выплавить качественные (стандартные по фосфору) ферросплавы с Р<0,35 % за один передел.

В настоящее время для получения стандартных по фосфору марганцевых ферросплавов приходится выполнять дополнительную технологическую операцию - выплавку малофосфористого шлака (МФШ). Применение данной операции имеет ряд негативных сторон как с точки зрения технологии - высокое содержание кремнезема в шлаке, так и с точки зрения экономики - повышение себестоимости готовой продукции из-за использования двойного металлургического передела. Наконец, возникают значительные сложности с реализацией попутного металла из-за малого спроса на него в сталеплавильной отрасли.

Для получения качественных ферросплавов без выплавки МФШ ферросплавные заводы импортируют высококачественные природные малофосфористые концентраты (Р<0,1 %) из ЮАР по цене до 150 у.е./т, Австралии или из Габона по цене 110-120 у.е. /т.

Это вызывает необходимость применения химических методов обогащения взамен операции выплавки МФШ.

Кроме этого, в связи с использованием в ферросплавном производстве в основном первосортных окисных руд, они практически будут отработаны к 2015-2018 годам.

Одним из возможных источников сырья могут быть запасы шламов в шламохранилищах. Только для Ордженикидзевского ГОКа это 123 млн.т (массовая доля в среднем Мп 12,02 %).

Для низкосортных оксидных продуктов наиболее приемлемыми по технологическим, экономическим и экологическим соображениям являются щелочные методы обогащения, которые обеспечивают дефосфорацию и обескремнивания марганцеворудного сырья.

В связи различным минералогическим и химическим составом сырья, рабочие параметры процесса обесфосфоривания (температура, давление, состав шихты, массовая доля карбоната и

© Пастушенко З.З., Радько Н.Г., Дзюба О.И., 2013

гидроксида натрия и др.) могут изменяться, поэтому необходимо провести термодинамический анализ изучаемой системы.

Перспективность использования предварительного термодинамического анализа заключается в том, что он позволяет сократить объем экспериментальных исследований, осуществить разумное их планирование и тем самым уменьшить время отработки процесса.

В современной термодинамике существует большое количество методов расчета равновесия химических реакций и фазовых превращений. При расчете процесса обесфосфоривания марганцеворудных концентратов требуется определить состава многокомпонентной гетерогенной химически реагирующей системы, включающей одновременно твердые, жидкие и газообразные компоненты. Поэтому для расчета такой системы более предпочтителен константный метод.

Поскольку данная система многокомпонентная и включает в себя вещества, находящиеся в различных агрегатных состояниях, изучаемую сложную систему разбивали на более простые составляющие (подсистемы) и суммарную энтропию вычисляли как сумму энтропии этих подсистем.

По изложенной методике был проведен термодинамический анализ процесса обесфосфоривания и обескремнивания концентрата, полученного после механического обогащения из руд. При расчете равновесного состава исходными данными является начальный состав и термодинамические свойства индивидуальных веществ.

Рассчитывались и анализировались элементарные системы: 1) Мп-Fe-Si-Na-A1-Mg-Ca-C - O-N в зависимости от температуры спекания, соотношения исходного концентрата и карбоната натрия; и 2) Мп-Fe-Si-Na-A1-Mg-Ca-H-O-N в зависимости от температуры при автоклавировании и массовой доли гидроксида натрия. Термодинамический расчет этих систем направлен на изучение условий образования Na_2SiO_3.

Термодинамические исследования системы Mn-Fe-Si-Na-Al-Mg-Ca-C-O-N велись в температурном интервале 300-2000 К при давлении 0,1 МПа, а системы Fe-Si-Na-Al-Mn-Mg-Ca-H-O-N - 300-700 К и давлении 1,6 МПа.

Конденсированные вещества рассматривались в виде отдельных фаз, а также в виде твердых растворов. Газовая фаза представлена как смесь идеальных газов.

В ходе термодинамических расчетов варьировались рабочие параметры процесса:

для содового метода соотношение оксида кремния к соде в марганецсодержащем продукте - S (S =1:2; S =1:4; S =1:6; S =1:8);

для автоклавного выщелачивания массовая доля NaOH - L (L = 200 г/дм^3, L = 300 г/дм^3; L = 500 г/дм^3).

При расчете учитывались компоненты в газовой фазе Na, NaO, $NaNO_2$, O, O_2, CO,$C0_2$; N_2, NO, No_2, H_2O.

В конденсированном состоянии учтены: Mn_2O_3, Mn_3O_4, MnO, SiO_2, $A1_2O_3$, $Al(OH)_3$, MnO_2. MgO, $Mg(OH)_2$, MgCOз, $MgSiO_3$, Mg_2SiO_4, $MgA1_20_4$, CaN_2O_6, $Ca(OH)_2$, $CaC0_3$, $CaSiO_3$, $Ca_3Si_2O_7$, NaOH, $NaNO_3$, Na_2SiO_3, $Na_2Si_2O_5$, $NaFeO_2$, Na_2C0_3, $NaAlO_2$ и др.

В результате проведения исследований по спеканию показано, что в интервале температур 300-2000 К конденсированная фаза содержит твердый раствор силикат образующих соединений $MgSiO_3$ (300 - 950 К), Mg_2SiO_4 (1000-2000К), $CaSiO_3$ (500-2000 К),Na_2SiO_3 (500-2000 К), $Na_2Si_2O_5$ (600-2000 К). Натриевые соли кремниевой кислоты образовались согласно реакции:

$SiO_2 + Na_2CO_3 \rightarrow Na_2SiO_3 + CO_2$;

$2SiO_2 + Na_2C0_3 \rightarrow Na_2Si_2O_5 + CO_2$

и устойчивы в интервале температур 1100-1800 К. В газовой фазе в интервале температур 300-2000 К присутствуют N_2, O_2, после 1000 К оксид азота NO, а начиная с 1600 К в газовой фазе появляются NO_2, Na, O.

Изучение зависимости равновесных составов системы Mn-Fe-Si-Na-Al-Mg-Ca-H-O-N от температуры при P =1,6 МПа и концентрации NaOH показало, что газовая фаза состоит из H_20, N_2, O_2. В конденсированной фазе в интервале температур 600-650 К образуются Mg_2SiO_4 и $CaSiO_3$, что влечет за собой снижение массового содержания Na_2SiO_3 до 0,055 моль/кг смеси. Наряду с образованием целевого продукта силиката натрия, начиная с температуры 350 К появляется феррит натрия. Согласно полученным данным термодинамического расчета можно сделать вывод о том, что максимальное количество целевого продукта соответствует 500-550 К.

Дальнейшие исследования были направлены на определение оптимальной массовой доли гидроксида натрия.

Обобщенные температурные зависимости суммарных концентраций твердой фазы, содержащей Na_2SiO_3,$CaSiO_3$, Mg_2SiO_4, и твердой фазы свидетельствуют, что при автоклавном выщелачивании марганцевых концентрата оптимальная концентрацией щелочи является 200 г/дм^3. Увеличение массовой доли NaOH до 500 г/дм^3 картину химических превращений практически не меняет, но наблюдается значительное снижение силикат образующих продуктов.

В результате термодинамического анализа рекомендованы рабочие параметры проведения процесса:

температура автоклавного выщелачивания - 500-550 К;

массовая доля NaO 200 г/дм^3;

температура спекания - 100-1200 К;

соотношение исходного SiO_2 в концентрате и соды - 1:4.

Выполнен анализ энергетических затрат и влияние на их величину температуры процесса, давления и концентрации соды и гидроксида натрия. Удельные энергозатраты вычисляли из соотношения

$$Q_{уд} = (J_{равн.} - J_{исх.})/m$$

где $J_{равн.}$и $J_{исх}$ - полная энтальпия, отнесенная к 1кг смеси, находящейся, соответственно, в исходном и равновесном (при заданных параметрах) состоянии, кДж/кг; m - масса целевого продукта.

Далее в лабораторных условиях отрабатывалась предложенная технология. В рекомендуемом режиме изучалось влияние крупности, времени выщелачивания, температуры и других параметров на массовую долю примесей в концентрате. Установлены факторы, которые влияют на фильтруемость, выход и качество получаемого концентрата.

Показано, что комбинирование термообработки с автоклавным выщелачиванием позволяет получать химические концентраты с массовой долей марганца 43-45 % и фосфора 0,05-0,06 % из исходного сырья с массовой долей марганца 35-36 % и фосфора 0,18-0,19 %.

Для оптимизации технологии изучена кинетика предлагаемых процессов.

В основе процесса автоклавного выщелачивания лежит следующая химическая реакция

$$SiO_2 + 2NaOH \rightarrow Na_2SiOз + H_20,$$

$$\Delta H°_{298} = - 91{,}93 \text{ кДж/моль},$$

$$\Delta Z°_{298} = - 105{,}13 \text{ кДж/моль}.$$

Из уравнения и термодинамических характеристик реакции образования водорастворимого метасиликата натрия видно, что реакция возможна при комнатной температуре $\Delta Z°_{298}<0$, однако требует большого избытка щелочи, т.к. образующаяся по реакции вода сдвигает равновесие влево.

Реакция идет с выделением тепла $\Delta H°_{298}<0$ следовательно, подогрев реакционной смеси термодинамически невыгоден, хотя может быть полезен для увеличения ее скорости.

Константа равновесия реакции $K_p=10^{18{,}4}$ имеет большую величину. Следовательно, при отсутствии тормозящих факторов (недостаточное раскрытие зерен SiO_2, недостаточное перемешивание реагирующей смеси и т.д.) реакция должна заканчиваться полным превращением всего кремнезема в силикат натрия.

В реальных условиях 100 %-й переход кремния и фосфора не возможен. Поэтому, с целью определения оптимальных параметров процесса и изучения зависимости скорости автоклавного выщелачивания от основных технологических параметров был проведен кинетический анализ процесса обескремнивания и обесфосфоривания.

Кинетический анализ этого процесса основан на экспериментальном определении зависимости степени превращения *a* от условий протекания реакции и математическом описании найденной зависимости

Степень превращения определяем по формуле

$$a = N_i/N_{i,исх}$$

где $N_{i,исх}$ и N_i - число молей i-того реагента соответственно в исходной системе и к моменту времени τ, прошедшему от начала взаимодействия.

Выщелачивание кремнезема щелочью, можно представить состоящим из нескольких стадий:

1. Смачивание поверхности минералов раствором щелочи.

2. Собственно процесс взаимодействия между щелочью и минералом.

3. Насыщение поверхностного слоя раствора кремнезема и обеднение его активной щелочью.

4. Диффузия растворенных минералов из пограничного слоя и притока к этому слою едкой щелочи.

Так как лимитирующая стадия изучаемого процесса неизвестна, то скорость выщелачивания формально опишем стандартным кинетическим уравнением.

Концентрация реагентов к моменту времени τ, когда в раствор перешла часть выщелачиваемого компонента, определяется как

$$C_i = C_{0i} – \upsilon_i - (G_o - G),$$

где: C_{0i} - начальная концентрация; υ_i - изменение концентрации реагента, соответствующее переходу в раствор единицы массы выщелачиваемого вещества.

При экспериментальном изучении кинетики автоклавного выщелачивания фосфора и кремния из марганецсодержащего сырья определялась зависимость степени выщелачивания (степени превращения) от продолжительности процесса при различной температуре. Максимальная степень превращения SiO_2 (85,2 %) достигается при температуре 250°С и времени процесса 1,5 часа, а максимальная степень обесфосфоривания (85,4%) - при t = 240°С, τ = 1,0 час.

Расчет кинетических характеристик и подбор кинетического уравнения, более полно описывающее процесс автоклавного выщелачивания, выполнен с использованием различных механизмов гетерогенных процессов. Критериями выбора математической модели являются коэффициенты корреляции г прямой в координатах кинетического уравнения, а также уравнения Аррениуса и минимум функции

$$f\{a(\tau), T(\tau),E,Z\} = K,$$

где Т - температура; Е - энергия активации; Z - предэкспоненциальный множитель в уравнении Аррениуса. К - величина зависящая от степени превращения.

При расчете кинетических параметров процесса автоклавного выщелачивания установлено, что высокое значение коэффициента корреляции (г) и минимальное значение среднеквадратичного отклонения (S) соответствует математическим моделям на границе раздела фаз. Из этих двух уравнений лучшие статистические показатели для обескремнивания соответствуют уравнению

$$k\,\tau = 1{,}5[1-(1-a)^{1/3}]^2,$$

а для обесфосфоривания уравнению

$$k\,\tau = 3/2[(1-2a/3) - (1- a)^{2/3}]$$

Так как в основе процесса спекания марганецсодержащего концентрата с содой лежит химическая реакция

$$Na_2CO_3 + SiO_2 \rightarrow Na_2SiO_3 + CO_2\uparrow,$$

которая сопровождается резким изменением массы вещества, то поэтому для расчета кинетических характеристик был использован термогравиметрический метод.

Максимальное значение степени превращения (95,7 %) при обескремнивании марганцевого концентрата достигается при температуре 900 °С, времени спекания 2 часа. Полученные результаты адекватно описываются уравнением одномерной диффузии

$$k\,\tau = 0{,}5a^2.$$

В полупромышленных условиях проведены испытания предложенной технологии с наработкой опытных партий концентрата. При этом были уточнены параметры основных стадий технологического процесса. Получены исходные данные для разработки технологического задания при проектировании цеха по производству химического марганцевого концентрата.

Далее концентраты были испытаны при выплавке в лабораторных условиях высокоуглеродистого ферромарганца, среднеуглеродистого ферромарганца и силикомарганца. Результаты лабораторных плавок из концентратов химического обогащения показали, что применение опытных концентратов позволяет получить сплавы с фосфором до 0,3% без подшихтовки малофосфористого шлака. Кроме того, применение опытных концентратов повышает извлечение марганца на 10 % и существенно снижает кратность шлака.

Вывод. Таким образом, в результате проведения химического, минералогического и термодинамического анализа марганецсодержащих систем показана возможность получения высококачественных продуктов с минимальным содержанием фосфора и кремния. Лабораторные исследования подтвердили это. Получены образцы продуктов с массовой долей марганца 43-45

% и фосфора 0,05-0,06 %. Проведены лабораторные плавки с получением марганцевых сплавов. Показана эффективность предлагаемой технологии.

Необходимо продолжить исследования с целью получения марганцевых концентратов для порошковой металлургии.

Список литературы

1. **Зеликман А. Н**., **Вольдеман Г.М.** Теория гидрометаллургических процессов.- М.: Интермет Инжиниринг, 2003. - 464 с.

2. **Каковский И.А.**, **Набойченко С.С.** Термодинамика и кинетика гидрометаллургических процессов.- Алма-Ата:Наука, 1986.-272 с.

Рукопись поступила в редакцию 21.03.13

УДК 622.785:669.74

В.В. КРИВЕНКО, В.М. СЕРВЕТНИК, кандидаты техн. наук, доц.,
В.В. БЕЛОУС, КМИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»
А.Н. ОВЧАРУК, д-р техн. наук, проф., Национальная металлургическая академия Украины
И.И. КУЧЕР[*], ООО «Проминтэк»

ВОПРОСЫ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ МАРГАНЦЕВОГО СЫРЬЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ФЕРРОСПЛАВОВ

Приведены аналитические исследования отечественной и зарубежной марганцеворудной сырьевой базы, сравнение показателей качества марганцевых руд и концентратов, а также приведены технические требования, предъявляемые к качеству марганецсодержащих материалов используемых для выплавки ферросплавов.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В Украине балансовые запасы составляют около 2 млрд т. Более 70 % отечественных марганцевых руд труднообогатимы и относятся к карбонатным и окисно-карбонатным разновидностям. Отличительной особенностью марганцевых руд отечественных месторождений является относительно невысокое содержание марганца и повышенная концентрация фосфора и кремнезема [1], что не позволяет, в отличие от большинства зарубежных руд, использовать сырье без предварительного обогащения и окускования.

Анализ исследований и публикаций. Поскольку технический уровень производства марганцевых ферросплавов определяется, прежде всего, качеством используемого сырья, то для адекватности его оценки необходимо сопоставить показатели качества марганцевых концентратов, производимых в Украине и за рубежом (табл. 1 и 2).

Таблица 1

Технические требования, предъявляемые к качеству марганцевых руд и концентратов для выплавки ферросплавов

Компонент	Массовая доля, %							
	Ферромарганец				Силикомарганец			
	Украина Ic	Западная Европа		США «А»с	Украина IIc	Западная Европа		США «Б»с
Mn, не менее	43,0	48,0	46,0	46,0	34,0	44,0	40,0	40,0
Fe, не более	-	-	7,5	8,0	-	9,0	12,0	16,0
SiO_2, не более	-	7,0	9,0	12,0	-	10,0	12,0	15,0
P, не более	-	0,12	0,15	0,18	-	0,15	0,15	0,30

Примечание: указаны требования к Никопольским окисным концентратам и рудам и концентратам зарубежных стран.

Таблица 2

Сравнение фактических показателей качества марганцевых концентратов, %

Компонент	Украина		Австралия	Габон	Бразилия	ЮАР
	Ic	IIc				
Mn	43,7	36,1	48,5	51,0	49,0	51,0
P	0,19	0,17	0,09	0,10	0,09	0,04
SiO_2	13,1	26,1	6,8	2,6	2,5	4,8

Постановка задания. Трудности с производством конкурентоспособных марганцевых сплавов на отечественном сырье с относительно невысокими технико-экономическими показа-

[*] © Кривенко В.В., Серветник В.М., Белоус В.В., Овчарук А.Н., Кучер И.И., 2013

телями привели к необходимости вовлечения в производство импортного сырья. Особенно это стало актуально в последние годы, когда отечественные предприятия начали наращивать выпуск низкофосфористых марок силикомарганца и ферромарганца.

Изложение материала и результаты. Технология и технико-экономические показатели производства марганцевых ферросплавов в значительной мере определяются качеством марганцеворудного сырья: химическим, минералогическим и гранулометрическим составами, физическими свойствами. Месторождения марганцевых руд на земном шаре распределены крайне неравномерно. Столь же неравномерен их вещественный состав, что связано с генезисом руд.

Большая часть мировых запасов марганцевых руд (более 50 %) сосредоточена в Южно-Африканской республике (ЮАР), которая является крупнейшим их производителем и экспортером. Ниже приведены данные по производству марганцевых руд основных стран-производителей, тыс. тонн: ЮАР - 3175; Бразилия - 2722; Австралия - 1633; Габон - 2268 [2].

Сравнивая химический состав представленных для исследований зарубежных руд и окисных украинских концентратов I и II сорта, необходимо отметить, что основными показателями качества зарубежных руд являются высокая доля марганца, низкое содержание фосфора, кроме руды, поставляемой из Грузии. Качество зарубежных руд сравнили с украинскими концентратами I и II сорта, исходя из относительного модульного параметра (табл. 3), который представляет собой отношение массовой доли элемента или компонента в руде к массовой доле марганца в ней или отношение суммы оксидных компонентов к сумме других компонентов в марганецсодержащем сырье, выраженных в процентах.

Таблица 3

Химический состав и модульные параметры

Страна-производитель	Массовая доля, %			Относительное содержание, уд.ед.	
	Mn	Fe	P	P/Mn	$(CaO+MgO)/SiO_2$
Грузия	47,20	1,300	0,207	0,00438	0,2069
Бразилия	47,60	6,500	0,0060	0,0013	0,2548
Австралия	47,00	6,250	0,032	0,0007	0,2703
Гана-I	30,00	1,202	0,070	0,0023	0,6925
Гана-II	39,70	4,962	0,140	0,0035	0,0269
Гана-III	30,50	0,734	0,110	0,0036	0,7145
Украина Концентрат:					
1 сорта	43,0	1,509	0,176	0,0041	0,2890
2 сорта	36,0	1,494	0,202	0,0056	0,2440

Страна-производитель	Относительное содержание, уд.ед.				
	Fe/Mn	S/Mn	SiO_2/Mn	Al_2O_3/Mn	(Na_2O+K_2O)/Mn
Грузия	0,0275	0,00112	0,2730	0,0398	0,01820
Бразилия	0,1365	0,0002	0,1953	0,0252	0,02899
Австралия	0,1329	0,0021	0,2872	0,0346	0,00319
Гана-I	0,0400	0,00566	0,4680	0,0883	0,01733
Гана-II	0,1249	0,00062	0,4861	0,1058	0,0206
Гана-III	0,02406	0,0071	0,4432	0,0721	0,01475
Украина Концентрат:					
1 сорта	0,0351	0,00046	0,3462	0,0410	0,04953
2 сорта	0,0415	0,00066	0,4681	0,0515	0,05666

Анализ значений относительного модульного параметра фосфора (P/Mn), как показателя удельной доли фосфора по отношению к содержанию марганца, свидетельствует, что украинские марганцевые концентраты характеризуются худшими значениями этого параметра, чем зарубежные руды. По содержанию серы и ее модулю отечественное сырье превосходит зарубежное. Модуль железа существенно больше у руды из Бразилии, Австралии и окисно-карбонатной из Ганы, что не обеспечивает получение марганцевых ферросплавов и, прежде всего, силикомарганца с более высоким по сравнению с базовым (65 %) содержанием марганца. В настоящее время этот фактор является одним из главных, обеспечивающих высокую конкурентоспособность силико-

марганца на мировом рынке. В то же время, наличие высококачественных руд, позволяет зарубежным производителям выплавлять качественные марганцевые ферросплавы непосредственно из кусковых руд, тогда как переработка украинских марганцевых руд невозможна без дополнительных и затратных статей передела, в том числе производства обогащенных концентратов и их агломерации, при которой извлечение Mn и расход электроэнергии составляет, соответственно, 97 % и 150 кВт·ч/т.

Для сравнения технологических особенностей выплавки силикомарганца по принятой схеме с использованием импортной руды выбирали производственные данные по выплавке силикомарганца с фосфором до 0,35 % и 0,15-0,25 %.

Анализировали усредненные месячные данные по работе печей, простои которых в исследуемый период не превышали 5%, и сравнивали данные по выплавке сплава с фосфором до 0,35 %.

Следует отметить, что результаты выплавки сплава с фосфором 0,35%по принятой на ПАО «НЗФ» схеме с использованием шлака малофосфористого передельного (ШМП) бесфлюсовой плавки ферромарганца хорошо согласуются с количественной оценкой влияния шлака на основные показатели производства. Так расход электроэнергии составил 4054кВт·ч/т, а извлечение марганца 82,2 % (с учетом отходов производства). Согласно уравнениям регрессии эти показатели оцениваются соответственно величинами 4088кВт·ч/т и 81,5 %. Иными словами эти результаты отличаются высокой надежностью и соответствуют многолетней практике выплавки силикомарганца с содержанием фосфора 0,35 %.

Использование в шихте импортной руды для получения аналогичного по качеству сплава не позволило достигнуть заметных преимуществ по извлечению марганца, а расход электроэнергии даже увеличился. Вероятно, это связано не столько с качеством сырья, сколько с изменением электрических параметров плавки, вызванных повышенным расходом восстановителя.

Вместе с тем, если учесть расходы электроэнергии при агломерации (≈150 кВт·ч/т) и выплавке ШМП (850-900 кВт·ч/т), то суммарный расход превышает 5000 кВт·ч/т.

Более наглядно сравнение металлургической ценности различных видов сырья можно провести на примере выплавки силикомарганца с фосфором 0,15 - 0,25%. Так как для выплавки сплава такого качества может быть использовано сырье с фосфорным модулем не выше 0,002, выплавку сплава осуществляют по двум вариантам: по первому - с использованием в шихте более 80% малофосфористого шлака, по второму - на высококачественной Австралийской руде.

При использовании указанного количества ШМП наглядно проявляется его отрицательное влияние на производственные показатели. Так, с понижением фосфора в сплаве с 0,25 до 0,15 % (соответствующий рост доли ШМП в шихте с 82 до 93 %) извлечение марганца снижается с 72 до 60 %, а удельный расход электроэнергии возрастает на 6-7 %.

Применение Австралийской руды позволяет заметно повысить извлечение марганца (до ≈82 %) и снизить расход электроэнергии на 200-250 кВт·ч/т.

Приведенные результаты показывают, что при использовании отечественного сырья для производства силикомарганца с фосфором не более 0,35 % количество малофосфористого шлака в шихте для достижения относительно приемлемых показателей не должно превышать 90-95 кг/т сплава. Увеличение доли ШМП при выплавке металла с фосфором 0,15-0,25 % приводит к резкому снижению всех показателей процесса. В этом случае безусловное преимущество имеют высококачественные импортные руды с фосфорным модулем не выше 0,002.

Выводы и направления дальнейших исследований. Анализ современного состояния марганцеворудной базы показывает, что основными производителями высококачественной марганцевой руды продолжают оставаться Австралия, Гана, Бразилия, ЮАР. В связи с истощением запасов высококачественной руды в мировой практике все большее распространение получают методы предварительного обогащения и окускования руды.

Основной отличительной особенностью исследуемого марганцевого сырья зарубежных производителей является низкое содержание фосфора (P/Mn< 0,0035) и кремнезема (SiO_2/Mn от 0,5 и ниже), что в сочетании с технологическими операциями по предварительной подготовке сырья(усреднение, окускование, нагрев и др.) позволяет достигать высоких технико-экономических показателей. Вместе с тем, несмотря на расширение географии запасов руды (Китай, Казахстан, Россия и др.), ее добыча практически не увеличивается, а цены на сырье на

мировом рынке имеют тенденцию к увеличению.

Сравнительным анализом металлургической ценности отечественного и импортного сырья при выплавке сплавов, установлено, что при производстве силикомарганца с различным содержанием фосфора возможно сочетание всех видов сырья, однако в связи с низкой температурой плавления ШМП доля его в шихте не должна превышать 40-45 % (сплав с Р до 0,35 %). Для получения сплава с фосфором от 0,15 до 0,20 % необходимо использовать импортную руду с подшихтовкой ШМП.

Список литературы

1**. Грищенко С.Г**. Ферросплавная промышленность, как составная часть металлургического комплекса Украины, 1991-1998 годах//Материалы научно-практической конференции: Актуальные проблемы и перспективы электрометаллургического производства. Днепропетровск, 1999. – С. 17-20.

2. **Гасик М.И.** Марганец.- М.: Металлургия, 1992. – 608 с.

Рукопись поступила в редакцию 23.03.13

УДК 622.785:669.74

В.В. КРИВЕНКО, канд. техн. наук доц.
А.Н. ОВЧАРУК, д-р техн. наук проф., О.Г. ГАНЦЕРОВСКИЙ, А.Ю. ТАРАН,
А.С. ФИЛЕВ, И.И. КУЧЕР, И.Ю. ФИЛИППОВ[*], кандидаты техн. наук
КМИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ИЗЛОЖНИЦ РАЗЛИЧНОЙ КОНСТРУКЦИИ ПРИ РАЗЛИВКЕ ФЕРРОСИЛИКОМАРГАНЦА

На основании данных исследований установлен механизм затвердевания ферросиликомарганца в изложницах разливочных машин различной конструкции. Определена конструкция изложницы, обеспечивающая получение фракционированного сплава с допустимым содержанием некондиционных классов.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В настоящее время все более жесткие требования предъявляются к ферросплавам по химическому и фракционному составу со стороны производителей металла. В связи с этими требованиями на ферросплавных заводах введены в эксплуатацию технологические линии по производству фракционных ферросплавов, отвечающих требованиям потребителей, в состав которых входит дробильно-сортировочное оборудование. При дроблении готовой продукции (кремнистых, марганцевых и других ферросплавов) происходит весьма нежелательное явление - это образование некондиционных фракций (фракции 0-5 мм и 0-10 мм), которые имеют низкий потребительский спрос и отрицательно влияют на технико-экономические показатели производства ферросплавов.

Анализ исследований и публикаций. Аналитические исследования показали, что в мировой практике производства ферросплавов существуют технологические и технические решения, направленные на снижение образования некондиционных фракций. Однако полностью решить эту задачу в настоящее время не представляется возможным.

Постановка задания. Для разработки решений, позволяющих снизить потери годной продукции, провели исследования по использованию рациональных конструкций изложниц разливочных машин, используя теорию и практику процесса кристаллизации слитка, не снижая удельной производительности разливочной машины.

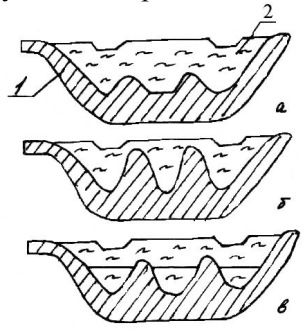


Рис. 1. Конструкции изложниц для машинной разливки ферросиликомарганца: *а* - стандартная; *б* - стержневая; *в* – ячеистая; *1* - изложница в разрезе; *2*- сплав

Изложение материала и результаты. В настоящее время на Никопольском заводе ферросплавов (ПАО «НЗФ») находятся в эксплуатации изложницы трех видов (рис. 1): стандартные с двумя поперечными пережимами, которые являются основными и опытными - стержневые и ячеистые (24 ячейки).

Их разрабатывали для увеличения выхода фракционированных ферросплавов, в основном для снижения выхода фракции более 80 (100) мм и фракции менее 5 (10) мм без использования дробильно-сортировочного оборудования. Различие между изложницами, приведенных конструкций, за-

[*] © Кривенко В.В., Овчарук А.Н., Ганцеровский О.Г., Таран А.Ю., Филев А.С., Кучер И.И., Филиппов И.Ю., 2013

ключается в их массе, конфигурации и массе вмещаемого сплава. Масса зависит от высоты наполнения жидким сплавом и числа пережимов, которые приводятся в табл. 1.

Таблица 1

Масса и высота наполнения изложниц

Показатель	Изложницы		
	стандартные	стержневые	ячеистые
Масса изложницы, кг	370	300	226
Высота наполнения сплавом изложницу, мм	95	80	90

Для определения технологического преимущества изложниц разных конструкций исследовали три критерия - стойкость или время эксплуатации, фракционный состав сплава после разливки, максимально удовлетворяющий потребительский спрос и производительность разливочных машин.

Стойкость изложниц во многом зависит от теплового режима эксплуатации, который определяется средней калориметрической температурой - $t_к$. Правомерность использования средней калориметрической температуры применительно к процессу разливки ферросиликомарганца вытекает из отношения$X_2/X_1>1$, где X_2 - толщина стенки изложницы; X_1–половина толщины слитка. Данное соотношение в зависимости от высоты слитка составляет от 2 до 5, что характеризует используемые изложницы как принудительно неохлаждаемые и к ним применимо понятие о средней калориметрической температуре. $t_к$ является температурой окружающей среды для слитка и изложницы, до которой охлаждается поверхность слитка и нагревается изложница. Известно ([1] с.269-275), что после появления твердой корочки слиток отходит от поверхности изложницы в результате усадки и $t_к$ является температурой зазора (или среды) между слитком и изложницей

$$t_к=(t_h+Q/C+m\cdot t_{н.изл.})/(1+m), \quad (1)$$

где t_h - начальная температура разливки сплава, °С; Q - теплота кристаллизации, кДж/(кг·К); $t_{н.изл.}$- начальная температура изложницы, °С; m - теплоаккумулирующая способность изложницы, которая рассчитывается по формуле

$$m=M_{изл}\cdot C_{изл}/M_{сл}\cdot C_{сл} \quad (2)$$

где $M_{изл}$, $M_{сл}$ - масса изложницы и слитка соответственно, кг; $C_{изл}$, $C_{сл}$ - теплоемкость материала изложницы и слитка соответственно, кДж/ (кг·К).

Чем выше значение $t_к$, тем в более тяжелых термических условиях эксплуатируются изложницы. Анализ формулы (1) показал, что основное влияние на тепловой режим работы изложниц оказывает величина m, менее существенно - начальная температура разливки сплава(в пределах 1300-1400 °С). Зависимость $t_к$ (для стандартных изложниц) от высоты слитка, начальной температуры разливки сплава и изложницы представлена на рис. 2.

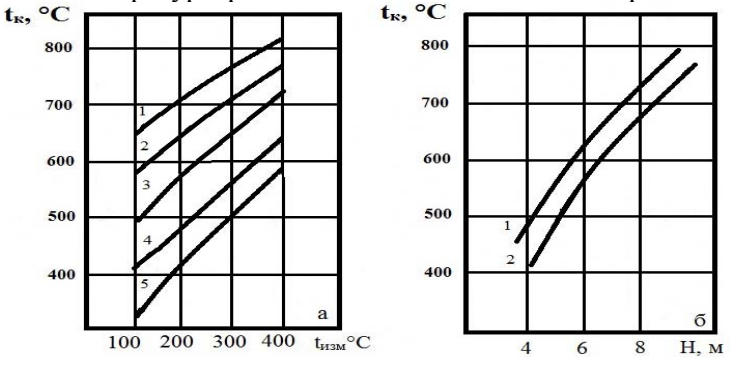


Рис. 2. Зависимость средней калориметрической температуры: *а* - от начальной температуры разливки силикомарганца для слитков высотой, м: 1 - 0,1; 2 - 0,09; 3 - 0,08; 4 - 0,06; 5 - 0,04; *б* - от высоты слитка и начальной температуры разливки ($t_{изл}$ = 400 °С): 1- 1400 °С; 2- 1300 °С

Для изложниц, находящихся в эксплуатации, значения температуры нижней поверхности слитка $t_{н.п.с.}$, температуры поверхности изложницы (с учетом противопригарного покрытия) $t_{п.и.}$ в зависимости от m представлены в табл. 2.

Таблица 2

Эксплуатационные температурные показатели изложниц

Показатель	Изложницы		
	стандартные	стержневые	ячеистые
m	3,7	5,1	4,6
$t_{н.п.с.}$, °С	788	630	670
$t_{п.и.}$, °С	710	550	600

Из приведенных данных следует, что наибольшей стойкостью обладают стержневые изложницы, затем ячеистые и стандартные. По данным промышленной практики наименьшей стойкостью обладают ячеистые изложницы из-за размывания пережимов и приваривания слитков в местах разрушения.

При разливке металла в стержневые и ячеистые изложницы был получен ферросиликомарганец следующего фракционного состава (табл. 3)

Таблица 3

Фракционный состав опытного ферросиликомарганца

Тип изложницы	Фракционный, (мм) состав, %					
	80-100	50-80	20-50	10-20	5-10	0-5
Стержневые	8	38	44	3	2	5
Ячеистые	7	35	48	2	3	5

Исследованиями по разливке ферросиликомарганца в стандартные изложницы установлено, что гранулометрический состав металла зависит от высоты налива его в изложницу. Наилучшие результаты по данному параметру получены при высоте слитка 70-80 мм.

Анализ результатов исследований показывает, что при использовании изложниц предлагаемых конструкций имеется возможность получать металл фракций 5-100 и 10-100 мм без дополнительного дробления и рассева. Сплав фракции 20-80 мм можно получать без рассева на стержневых, ячеистых и стандартных изложницах, при разливке в слитки высотой до 80 мм, но при этом необходим отсев мелочи 0-20 мм.

Производительность разливочных машин определяется продолжительностью полной кристаллизации слитка, высотой жидкого металла в изложницах и скоростью движения ленты конвейера. Время, необходимое для кристаллизации слитков, рассчитывали с помощью закона квадратного корня [2]

$$X=K\cdot t^{1/2}, \qquad (3)$$

где X - толщина твердой корочки, м; K - коэффициент кристаллизации, м/с$^{1/2}$; t - время затвердевания слитка, с.

Коэффициент кристаллизации зависит от температуры поверхности слитка и со снижением последней увеличивается, т.е. сокращается период полной кристаллизации слитка. При разливке на конвейерных разливочных машинах в металле движутся два фронта кристаллизации слитка. При этом для верхнего фронта кристаллизации коэффициент К одинаков для изложниц любой конструкции и составляет $1{,}1\cdot10^{-3}$ м/с$^{1/2}$; а для нижнего фронта кристаллизации равен согласно [3] данным приведенным в табл. 4.

Таблица 4

Коэффициенты кристаллизации и время затвердевания слитка

Показатель	Изложницы		
	Стандартные	Стержневые	Ячеистые
$K\cdot10^{-3}$, м/с$^{1/2}$	1,38	1,62	1,58
$t_{кр}$-с	1080	720	963

Полученные данные позволили рассчитать часовую производительность разливочной машины по формуле

$$П=0{,}55\cdot M/t \qquad (4)$$

где П - производительность разливочной машины, т/ч; М - масса плавки, т; t - время затвердевания, ч; 0,55 – коэффициент использования разливочной машины.

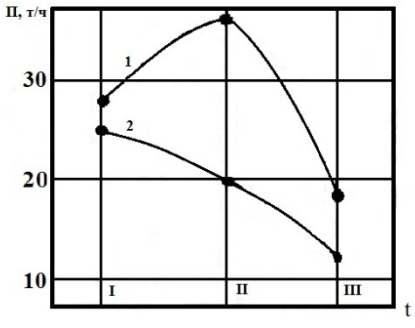


Рис. 3. Зависимость производительности разливочных машин от конструкции используемых изложниц: *I* – стандартная; *II* – стержневая; *III* – ячеистая; *1* – рекомендованная; *2* - существующая

Результаты расчета по уравнению (4), для скорости движения лент конвейеров 10 м/мин, дают основания утверждать, что наибольшая производительность разливочных машин (рис. 3) обеспечивается при использовании стержневых или стандартных изложниц с высотой их наполнения 75-80 мм.

Гранулометрический состав ферросиликомарганца приводится в табл. 5.

Таблица 5

Гранулометрический состав сплава после разливки

Требуемые фракции (ТУ или ГОСТ), мм	Выход, (%) фракции, мм							
	>100	>80	10-100	5-100	20-80	0-20	0-10	0-5
5-100	4	-	-	92	-	-	-	4
10-100	4	-	88	-	-	-	8	-
20-80	-	9	-	-	80	11	-	-

Выводы и направления дальнейших исследований. Таким образом, приведенные исследования эффективности использования изложниц различной конструкции для получения фракционированного ферросиликомарганца, отвечающего требованиям потребителей, показали, что применение для разливки ферросиликомарганца стандартных стержневых изложниц с высотой наполнения их не более 80 мм позволяет исключить из процесса получения фракционированного сплава стадию дробления. По основным технологическим и техническим показателям предпочтительным при разливке ферросиликомарганца является использование стержневых изложниц. С целью увеличения сроков эксплуатации рекомендуемых изложниц, необходимо оптимизировать их конструктивные параметры и химический состав металла изложниц.

Список литературы

1. **Вейник А.И.** Теплообмен между слитком и изложницей. М. Металлургия, 1959. – 357с.

2. **Баптизманский В.И., Рудой Л.С., Исаев Е.И.** и др. Разливка и кристаллизация стали. – Киев. Высшая школа, 1993. – 267 с.

3. **Люборец И.И., Ткач Г.Д., Кучер А.Г.** и др. Сталь. – 1996. – №3. – С. 26-29.

Рукопись поступила в редакцию 23.03.13

УДК 669.162.16

Ф.М. ЖУРАВЛЕВ, канд. техн. наук, доц., В.П. ЛЯЛЮК, д-р техн. наук, проф.,
Д.А. КАССИМ[·], канд. техн. наук, Ю.В. КОСОВ, Е.В. ЧУПРИНОВ, ассистент
КМИ, ГВУЗ “Криворожский национальный университет”

РАЗРАБОТКА ПРОГРАММ РАСЧЕТА ШИХТ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА АГЛОМЕРАТА И ОКАТЫШЕЙ ЗАДАННОГО ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА

Для улучшения качества железорудного окускованного доменного сырья необходимо снижать колебания основных компонентов его химического состава. Разработана и испытана компьютерная программа, позволяющая рассчитывать заданные удельный расход компонентов шихты и полный химический состав агломерата и окатышей, в зависимости от заданных технологических параметров.

Для обеспечения высокопроизводительной работы доменных печей с минимальными удельными расходами энергоресурсов и выплавки высококачественного чугуна необходимо качественное окускованное железорудное сырьё (агломерат и окатыши) с минимальными колебаниями химического состава, крупности и металлургических характеристик. Эти свойства возможно достигнуть в случае использования тщательно усредненных на складе компонентов шихты, дозирования каждого из них автоматическими весовыми дозаторами с необходимой точностью, в рассчитанных соотношениях и заданных технологических параметров.

Применяемые расчеты в цехах по производству агломерата и окатышей отечественных металлургических и горнообогатительных комбинатов не используют полных химических составов компонентов шихты, степени сжигания твердого топлива в шихте, обеспечения в готовой продукции заданного количества определенных элементов и т.п. Так, например, на аглофабрике №3 аглодоменного департамента ПАО “АрселорМиттал Кривой Рог” расчет агломерационной шихты производят на современной вычислительной технике, но используют сокращенную методику (несложно сделать эти расчеты и вручную), учитывающую в химическом составе исходных материалов только: Fe, SiO_2 и CaO. В связи с этим неудивительно, что при проведении аудита службой директора по качеству предприятия содержание железа в готовом агломерате чаще всего отличается от расчетного на 1,5-2,0 %, а баланс железа в доменном цехе №1 при норме в разные годы 980-995 кг/т чугуна чаще всего составляет 1009-1015 кг/т чуг, а в отдельные месяцы доходит и до 1028 кг/т чуг.

· © Журавлев Ф.М. Лялюк В.П., Кассим Д.А., Косов Ю.В., Чупринов Е.В., 2013

На кафедре металлургических технологий КМИ КНУ разработаны программы для расчета удельного расхода компонентов шихты для производства агломерата и окатышей и их заданного полного химического состава. Расчет производится для получения 1000 кг спеченного (агломерат) или обожженного (окатыши) продукта. В качестве исходных компонентов шихты для производства агломерата или окатышей можно задавать 13 видов железосодержащих компонентов, 8 видов флюсов и 5 видов твердого топлива (табл. 1). Удельные расходы каждого из используемых компонентов шихты можно задавать либо в абсолютных цифрах в исходном влажном состоянии (кг/т спеченного агломерата или обожженных окатышей), либо в процентном соотношении между собой в сухой массе каждого вида исходных материалов.

Таблица 1

Заданное соотношение компонентов шихты

№ п/п	Материалы	Заданный удельный расход влажных компонентов, кг/т	Влажность исходная, %	Удельный расход сухих с потерями, кг/т	Потери механические, %	Удельный расход сухих без потерь, кг/т	Соотношение ($n_{ск}$) сухих компонентов, %
Железосодержащие:							
1	Руда 1	86,283	5,3	81,969	3,6	79,018	8,68
2	Руда 2	467,873	9,1	425,764	3,6	410,437	45,06
3	Руда 3	78,415	20,2	62,732	2,1	61,478	6,75
4	Руда 4	4,801	25,1	3,601	3,6	3,471	0,38
5	Руда 5	274,799	3,1	266,280	5,2	252,966	27,77
6	Руда 6	30,132	11,2	26,818	3,6	25,852	2,84
1	2	3	4	5	6	7	8
7	Руда 7	54,633	2,3	53,540	3,6	51,613	5,67
8	Руда 8	8,837	11,2	7,865	3,6	7,582	0,83
Флюсовые:							
1	Флюс 1	21,225	4,3	21,225	2,1	20,800	18,34
2	Флюс 2	31,698	4,1	30,430	2,1	29,821	26,29
3	Флюс 3	12,623	4,5	12,055	1,3	11,934	10,52
4	Флюс 4	55,786	4,1	53,554	5,2	50,877	44,85
Твердое топливо:							
1	Топл. 1	34,714	11,5	30,722	3,6	29,616	65,50
2	Топл. 2	40,304	59,85	16,182	3,6	15,599	34,50

Кроме того задаются следующие параметры, которые необходимо выдерживать для получения заданных химических составов агломерата или окатышей (табл. 2): заданный удельный расход углерода из твердого топлива, степень выгорания этого углерода в процессе спекания агломерата или обжига окатышей, содержание FeO в готовом агломерате или окатышах, степень десульфурации шихты и степень удаления потерь при прокаливании (ппп) из шихты. Кроме того задается абсолютная величина необходимой основности агломерата или окатышей, рассчитываемая по одному из трех требуемых вариантов ее расчета: №1 – ($CaO+MgO/SiO_2+Al_2O_3$; №2 – $CaO+MgO/SiO_2$; №3 – CaO/SiO_2).

Таблица 2

Заданные параметры готового продукта

Наименование параметра	Значение параметра
Расчет на, кг	1000
Заданный удельный расход углерода, кг/т	43,0
Рассчитанный удельный расход углерода, кг/т	45,15
Содержание FeO в агломерате, %	14,0
Степень десульфурации шихты, %	70,0
Степень выгорания углерода, %	95,0
Степень удаления ппп, %	95,8
Содержание остаточного углерода ($C_т$) в агломерате, %	0,23
Основность агломерата, доли ед.	1,15
Выбор варианта расчета основности*	1÷3
	1000

* Варианты основности: 1 – $CaO+MgO / SiO_2+Al_2O_3$; 2 – $CaO+MgO / SiO_2$; 3 – CaO / SiO_2

Задаются полные химические составы всех компонентов шихты (табл. 3), причем сумма всех оксидов в каждом анализе должна быть приведена к 100 %, иначе программа такой анализ не примет. Кроме указанных в таблице оксидов в программе предусмотрена возможность расчета шихты при расширенном наличии оксидов в компонентах шихты, таких как MnO_2, Mn_2O_3, Mn_3O_4, TiO_2, V_2O_5, Cr_2O_3, NiO, Na_2O. Эти оксиды не были помещены в представленные таблицы из-за существенного увеличения их объема.

Таблица 3

Химический состав компонентов шихты, %

№ п/п	Материалы	$n_{ск}$, %	$Fe_{общ}$	$Mn_{общ}$	P	$S_{общ}$	FeO	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Железосодержащие:										
1	Руда 1	8,68	56,0		0,0349	0,0601	1,56	78,3315	11,5	2,5
2	Руда 2	45,06	65,3	1,3041	0,021	0,0445	27,1	63,2442	6,1	0,4
3	Руда 3	6,75	39,3	0,4027	0,013	0,0525	7,36	48,0091	5,5	1,4
4	Руда 4	0,38	39,3	1,4007	0,057	0,0185	8,2	47,0755	9,2	1,4
5	Руда 5	27,77	53,4	0,3098	0,032	0,0525	8,5	66,3295	9,4	1,3
6	Руда 6	2,84	34,1	2,5094	0,028	0,0185	10,1	37,6405	10,1	3,6
7	Руда 7	5,67	72,2	0,5808	0,042	0,0525	58,3	38,4827	0,9	0,3
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
8	Руда 8	0,83	3,9	26,8738	0,073	0,0185		5,64	26,3	0,3
Флюсовые:										
1	Флюс 1	18,34	0,543	0,015	0,043	0,032	0,31	0,54	2,12	0,38
2	Флюс 2	26,29	32,21	2,8655	0,178	1,38	0,53	45,81	16,3	2,5
3	Флюс 3	10,52	0,32	0,008	0,054	0,021	0,18	0,28	1,89	0,24
4	Флюс 4	44,85	0,43	0,011	0,019	0,024	0,23	0,34	2,5	0,41
Твердое топливо:										
1	Зола т. 1	65,50	19,299	0,9681	0,23	1,14		27,5925	39,41	23,7
2	Зола т. 2	34,50	8,12	1,1477	0,19	0,13		11,6095	43,42	15,78

№ п/п	Материалы	CaO	MgO	MnO	P_2O_5	SO_3	$S_{проч}$	$C_г$	Прочие	ппп	Оксиды
Железосодержащие:											
1	Руда 1	0,35	0,2	0,64	0,08	0,045	0,020		3,638	1,72	100
2	Руда 2	0,35	0,2	0,052	0,048	0,270	0,045		0,409	0,2	100
3	Руда 3	15,4	4,7	0,52	0,031	0,072	0,053	9,1	7,578	0,48	100
4	Руда 4	12,0	4,7	0,91	0,130	0,161	0,019	4,4	11,19	0,1	100
5	Руда 5	10,8	1,3	0,4	0,073	0,073	0,053	0,5	0,938	0,48	100
6	Руда 6	9,8	0,8	0,45	0,064	0,091	0,019	23,5	1,091	0,1	100
7	Руда 7	0,33	0,6	0,75	0,096	0,084	0,053		0,705	0,48	100
8	Руда 8	7,7	1,8	34,7	0,167	0,110	0,019		29,08	0,1	100
Флюсовые:											
1	Флюс 1	80,06	6,3	0,21	0,32	0,08			0,300	10,9	100
2	Флюс 2	24,95	4,5	3,7	0,36	3,45			0,093	1,38	100
3	Флюс 3	52,86	2,7	0,01	0,24	0,05			0,880	42,12	100
4	Флюс 4	41,5	10,3	0,07	0,03	0,06			9,410	43,95	100
Твёрдое топливо:											
1	Зола т. 1	3,45	1,34	1,25	0,47	2,28			3,258		100
2	Зола т. 2	8,82	3,15	1,482	0,39	0,32			15,73		100

Химический состав твердого топлива анализируется по двум показателям: полный химический состав золы и технический анализ твердого топлива (табл. 3 и 4).

Таблица 4

Технический анализ твердого топлива, %

№	Материалы	Зола (Ac)	$S_{общ}$	$C_г$	Летучие	Всего
1	Топливо1	15,56	1,93	80,42	2,09	100
2	Топливо 2	15,82	0,37	57,3	26,68	100

По этим двум показателям программа рассчитывает полный химический состав твердого топлива (табл. 5).

Таблица 5

Химический состав твердого топлива, %

№	Материалы	$Fe_{общ}$	$Mn_{общ}$	P	$S_{общ}$	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO
1	Топливо 1	3,0029	0,1506	0,0286	1,9300	4,2934	6,1322	3,6877	0,5368	0,2085
2	Топливо 2	1,2846	0,1816	0,0255	0,3684	1,8366	6,8690	2,4964	1,3953	0,4983

№	Материалы	MnO	P_2O_5	SO_3	$S_{проч}$	$C_г$	Прочие	ППП	Оксиды
1	Топливо 1	0,1945	0,0655	0,3561	1,9286	80,4200	0,5069	2,0900	100
2	Топливо 2	0,2345	0,0583	0,3962	0,2100	57,3000	2,4898	26,680	100

Для уменьшения количества неизвестных, и соответственно количества уравнений, программа рассчитывает средневзвешенные химические составы рудной, флюсовой и топливной частей шихты (табл. 6, 7 и 8), после чего решает систему уравнений, в которую входят уравнение материального баланса и уравнение основности для определения удельных расходов всех компонентов шихты в сухой массе для производства агломерата или окатышей. Затем удельные расходы компонентов шихты в сухой массе пересчитываются, с учетом безвозвратных потерь в производстве и содержания влаги в исходных материалах на удельный расход каждого материала в исходном влажном состоянии.

Таблица 6

Средневзвешенный химический состав железосодержащей смеси, %

№ п/п	Материалы	$n_{ск}$, %	$Fe_{общ}$	$Mn_{общ}$	P	$S_{общ}$	FeO	Fe_2O_3
1	Руда 1	8,68	4,8585	0,2528	0,0030	0,0031	0,1353	6,7959
2	Руда 2	45,06	29,4270	0,5877	0,0096	0,0201	12,2124	28,5006
3	Руда 3	6,75	2,6528	0,0272	0,0118	0,0035	0,4968	3,2406
4	Руда 4	0,38	0,1498	0,0053	0,0003	0,0001	0,0313	0,1794
5	Руда 5	27,77	14,7206	0,0860	0,0319	0,0146	2,3609	18,4228
6	Руда 6	2,84	0,9679	0,0712	0,0279	0,0005	0,2838	1,0684
7	Руда 7	5,67	4,0802	0,0329	0,0419	0,0030	3,2868	2,1808
8	Руда 8	0,83	0,0329	0,0924	0,0729	0,0002		0,0469
Железосодерж. смесь		100	58,0765	1,0458	0,0030	0,0482	18,9557	61,9675

№ п/п	Материалы	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	MnO	MnO_2	Mn_2O_3
1	Руда 1	0,9977	0,2169	0,0304	0,0174	0,3264		
2	Руда 2	2,7039	0,1803	0,1577	0,0901	0,0234		
3	Руда 3	0,3713	0,0945	1,0395	0,3173	0,0351		
4	Руда 4	0,0343	0,0053	0,0457	0,0179	0,0035		0,0038
5	Руда 5	2,6108	0,3611	2,9997	0,3611	0,1111		
6	Руда 6	0,2838	0,1022	0,2782	0,0227	0,0128		
7	Руда 7	0,0510	0,0170	0,0187	0,0136	0,0425		
8	Руда 8	0,2189	0,0025	0,0641	0,0150	0,2889	0,9013	
Железосодерж. смесь		7,3060	0,9858	4,7247	0,8414	0,5324	0,9013	0,0038

№ п/п	Материалы	Mn_3O_4	P_2O_5	SO_3	$S_{проч}$	$C_г$	Прочие	ппп	Оксиды
1	Руда 1		0,0054	0,0023	0,0017		0,3157	0,1492	8,6758
2	Руда 2		0.0022	0,1217	0,0201		0,1845	0,0901	45,0643
3	Руда 3		0,0027	0,0062	0,0035	0,6075	0,5115	0,0324	6,7500
4	Руда 4		0,0005	0,0006	0,0001	0,0168	0,0427	0,0004	0,3811
5	Руда 5		0,0203	0,0203	0,0146	0,1389	0,2605	0,1333	27,7747
6	Руда 6	0,0852	0,0018	0,0026	0,0005	0,6670	0,0310	0,0028	2,8384
7	Руда 7		0,0054	0,0048	0,0030		0,0399	0,0272	5,6668
8	Руда 8		0,0014	0,0009	0,0002		0,2421	0,0008	0,8324
Железосодерж. смесь		0,0852	0,0069	0,1087	0,0447	1,4302	1,7597	0,4460	100

Таблица 7

Средневзвешенный химический состав флюсовой смеси

№ п/п	Материалы	$n_{ск}$, %	$Fe_{общ}$	$Mn_{общ}$	FeO	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3
1	Флюс 1	18,34	0,1135	0,0298	0,0568	0,0990	0,4584	0,0550
2	Флюс 2	26,29	8,4304	0,7533	0,1393	12,0434	4,2853	0,6572
3	Флюс 3	10,52	0,0353	0,0008	0,0189	0,0294	0,4208	0,0526
4	Флюс 4	44,85	0,2223	0,0243	0,1032	0,1525	1,1213	0,7625
Флюсовая смесь		100	8,8015	0,8082	0,3182	12,3243	6,2858	1,5273

№ п/п	Материалы	CaO	MgO	MnO	Прочие	ппп	Оксиды
1	Флюс 1	14,6697	1,1002	0,0385	0,0550	1,9987	18,3371287
2	Флюс 2	6,5593	1,1830	0,9727	0,0244	0,5889	26,2899722
3	Флюс 3	5,4709	0,0526	0,0011	0,0926	4,4314	10,5209395
4	Флюс 4	23,0988	0,3140	0,0314	4,2206	15,3349	44,8519596

Флюсовая смесь	49,7987	2,6498	1,0437	4,3926	22,3539	100

Таблица 8

Средневзвешенный химический состав твердого топлива

№ п/п	Матери-алы	$n_{ск}$, %	$Fe_{общ}$	$Mn_{общ}$	$S_{общ}$	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO
1	Топливо 1	65,50	1,9669	0,0987	1,2642	2,8122	4,0166	2,4155	0,3516
2	Топливо 2	34,50	0,4432	0,0626	0,0690	0,6336	2,3698	0,8613	0,4814
Топливная смесь		100	2,4101	0,1613	1,3332	3,4458	6,3864	3,2767	0,8330

№ п/п	Матери-алы	MgO	MnO	$S_{проч}$	$C_г$	Прочие	ппп	Оксиды
1	Топл. 1	0,1366	0,1274	1,2642	52,6751	0,3320	1,3690	65,5000136
2	Топл. 2	0,1719	0,0809	0,0690	19,7685	0,8590	9,2046	34,4999864
Топливная смесь		0,3085	0,2083	1,3332	72,4436	1,1910	10,5735	100

Исходя из химического состава каждого компонента шихты и рассчитанного его удельного расхода в сухой массе программа рассчитывает балансовую таблицу с полными химическими составами шихт перед спеканием агломерата или обжигом окатышей, полными химическими составами готового продукта и удельными расходами компонентов шихты в сухом и исходном влажном состоянии с учетом заданных безвозвратных потерь (табл. 9). Причем программа путем приближений обеспечивает невязку в расчете массы получаемого агломерата или окатышей менее 0,05 % при допустимой на практике менее 1,0 %, а расчетная основность готового продукта абсолютно точно соответствует заданной.

Таблица 9

Балансовая таблица расхода компонентов шихты и химического состава агломерата

Удельный расход компонентов шихты		$Fe_{общ}$, кг	$Mn_{общ}$, кг	P, кг	$S_{общ}$, кг	FeO, кг	Fe_2O_3, кг	SiO_2, кг	Al_2O_3, кг
компоненты	сухая масса кг/т								
Железосодержащие:									
Руда 1	80,127	44,871	0,3579	0,028	0,0482	1,2500	62,765	9,2147	2,0032
Руда 2	416,2	271,77	5,4278	0,022	0,1852	112,79	263,22	24,972	1,6648
Руда 3	62,341	24,500	0,2511	0,081	0,0327	4,5883	29,929	3,4288	0,8728
Руда 4	3,5201	1,3834	0,0493	0,094	0,0007	0,2886	1,6571	0,3168	0,0493
Руда 5	256,52	135,95	0,7947	0,032	0,1347	21,804	170,14	24,112	3,3347
Руда 6	26,215	8,9394	0,6578	0,068	0,0048	2,6215	9,8675	2,6215	0,9437
Руда 7	52,338	37,683	0,3040	0,043	0,0275	30,355	20,141	0,4710	0,1570
Руда 8	7,6885	0,4283	2,0662	0,076	0,0014		0,6119	2,0221	0,0231
Флюсовые:									
Флюс 1	15,866	0,3212	0,0152	0,1423	0,0218	0,2031	0,2475	0,3966	0,0476
Флюс 2	22,747	7,2790	0,6518	0,0871	0,0325	0,0705	10,328	3,7077	0,5687
Флюс 3	9,1030	0,7689	0,0713	0,0138	0,0248	0,3160	0,4296	0,3641	0,0455
Флюс 4	38,807	0,5673	0,0393	0,0176	0,0197	0,3702	0,3911	0,9702	0,6597
Твёрдое топливо:									
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Топливо 1	28,879	0,8672	0,0435	0,0186	0,5574		1,2399	1,7710	1,0650
Топливо 2	15,212	0,1954	0,0276	0,0094	0,0304		0,2794	1,0449	0,3797
Всего шихты	1054,2	544,72	10,382	0,7328	1,0327	175,14	584,16	75,731	11,471
Прирост (+), потеря (–)					-0,7229	-35,14	39,052		
Агломерат		544,72	10,383	0,7328	0,3099	140,00	623,21	75,731	11,471

Удельный расход	CaO,	MgO,	MnO,	MnO_2,	Mn_2O_3,	Mn_3O_4,	P_2O_5,	SO_3,

компонентов шихты		кг	кг	кг	кг	кг	кг	кг	кг
Компоненты	Сухая масса, кг/т								
Железосодержащие:									
Руда 1	80,127	0,2804	0,1603	0,4621				0,0641	0,0622
Руда 2	416,2	1,4567	0,8324	0,2164	8,3240			0,0504	0,2391
Руда 3	62,341	9,6005	2,9300	0,3242				0,1857	0,0422
Руда 4	3,5201	0,4224	0,1654	0,0320		0,0352		0,2155	0,0009
Руда 5	256,52	27,7040	3,3347	1,0261				0,0734	0,1739
Руда 6	26,215	2,5691	0,2097	0,1180			0,7865	0,1559	0,0062
Руда 7	52,338	0,1727	0,3140	0,3925				0,0986	0,0355
Руда 8	7,6885	0,5920	0,1384	2,6679				0,1742	0,0018
Флюсовые:									
Флюс 1	15,866	12,6927	0,9519	0,0196				0,3262	0,0545
Флюс 2	22,747	5,6753	1,0236	0,8416				0,1997	0,0812
Флюс 3	9,1030	4,7336	0,0455	0,0920				0,0316	0,0621
Флюс 4	38,807	19,9857	0,2717	0,0507				0,0403	0,0492
Твёрдое топливо:									
Топливо 1	28,879	0,1550	0,0602	0,0562				0,0426	0,1028
Топливо 2	15,212	0,2122	0,0758	0,0357				0,0215	0,0603
Всего шихты	1054,2	87,0904	10,1997	5,8502	8,3240	0,0352	0,7865	0,0641	0,0801
Прирост (+), потеря (–)				5,8502	-0,1841 -1,5326 6,7924	-0,101 -0,004 0,0316	-0,069 -0,054 0,7315		-0,056
Агломерат		87,0904	10,1997	13,4058				0,0641	0,0240

Удельный расход компонентов шихты		$S_{проч}$, кг	$C_г$, кг	Прочие, кг	ппп, кг	Расход сухих, кг/т	Расход сухих с потерями, кг/т	Влажность материала, %	Расход влажных материалов, кг/т
Компоненты	Сухая масса кг/т								
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Железосодержащие:									
Руда 1	80,127	0,0161		2,9154	1,378	80,127	83,012	5,3	87,658
Руда 2	416,2	0,1852		1,7036	0,832	416,200	431,1832	9,1	473,828
Руда 3	62,341	0,0327	5,6107	4,7245	0,299	62,341	63,5878	20,2	79,4847
Руда 4	3,5201	0,0007	0,1549	0,3941	0,003	3,520	3,6468	25,1	4,8624
Руда 5	256,52	0,1347	1,2826	2,4061	1,231	256,520	269,3448	3,1	277,961
Руда 6	26,215	0,0048	6,1606	0,2860	0,026	26,215	27,1589	11,2	30,5157
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Руда 7	52,338	0,0275		0,3689	0,251	52,338	54,2219	2,3	55,3284
Руда 8	7,6885	0,0014		2,2359	0,008	7,688	7,9653	11,2	8,9498
Флюсовые:									
Флюс 1	15,866			0,0476	1,729	15,8658	16,1831	4,3	16,9102
Флюс 2	22,747			0,0211	0,509	22,7469	23,2018	4,1	24,1685
Флюс 3	9,1030			0,0801	3,834	9,1030	9,1941	4,5	9,6273

Флюс 4	38,807			3,6518	13,27	38,8072	40,7476	4,1	42,4454
Твёрдое топливо:									
Топливо 1	28,879	0,5163	23,2251	0,1464	0,603	28,8798	29,9194	11,5	33,8073
Топливо 2	15,212	0,0063	8,7162	0,3787	4,058	15,2115	15,7591	59,85	39,2505
Всего шихты	1054,2	1,0007	45,1500	20,5776	28,12	1054,183	1089,397	8,05	1184,80
Прирост (+), потеря (–)		-0,7005	-42,892		-26,9				
Агломерат		0,3002	2,2575	20,5776	1,181	1000,192			

Невязка расчета: $[(1000 – 1000{,}192) / 1000]\cdot 100 = – 0{,}019$ %

Полный рассчитанный химический состав агломерата приведен в табл. 10.

Таблица 10

Расчетный химический состав агломерата, %

Материал	$Fe_{общ}$	$Mn_{общ}$	P	$S_{общ}$	FeO	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3
Агломерат	55,21	1,05	0,026	0,032	14,00	63,38	7,68	1,14

Материал	CaO	MgO	MnO	SO_3	P_2O_5	$C_г$	Прочие	ппп	Всего оксидов
Агломерат	8,83	1,03	1,36	0,08	0,06	0,23	2,09	0,12	100

$CaO / SiO_2 = 1{,}1497$ д.ед. (при заданной 1,15)

Вывод. Разработана программа расчета удельных расходов компонентов шихты для производства окускованного сырья (агломерата и окатышей) для доменной плавки, которая позволяет производить с высокой точностью (невязка менее 0,05 %) расчет химического состава готового продукта из широкого набора компонентов шихты. Расчет производится с точностью до четвертого знака после запятой. Расчет был опробован в цехах по производству агломерата и окатышей и показал существенное увеличение точности химического состава полученного продукта по сравнению с используемыми на предприятиях.

Рукопись поступила в редакцию 23.03.13

УДК 662.749:067.5

В.П. ЛЯЛЮК, д-р техн. наук, проф.,
Д.А. КАССИМ, И.А. ЛЯХОВА, В.П. СОКОЛОВА, кандидаты техн. наук, доц.,
КМИ ГВУЗ “Криворожский национальный университет”

КАЧЕСТВО КОКСА И ОПТИМИЗАЦИЯ СОСТАВА УГОЛЬНОЙ ШИХТЫ

Предложена методика определения показателя $К_{опт\ (Vt)}$, позволяющего осуществлять как оперативную оценку оптимальности состава коксуемой угольной шихты, так и прогнозировать механическую прочность кокса.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Одними из основных направлений и способов повышения качества кокса является оптимизация марочного состава и свойств угольной шихты, которые определяют физико-механические свойства кокса. При постоянстве технологии подготовки угольной шихты и температурных режимов коксования единственным инструментом, имеющимся у специалистов коксохимического передела и позволяющим управлять прочностью кокса, является состав и качество угольной шихты [1]. Состав угольной шихты и колебания ее качества на 70-80 % определяют прочность кокса. В связи с этим в практике работы коксохимических предприятий для улучшения качества кокса основное внимание уделяют угольной сырьевой базе коксования, а именно оптимизации состава и качества шихты [2].

Анализ исследований и публикаций. В СССР оптимальные составы угольных шихт для конкретных коксохимических предприятий разрабатывали, и при необходимости, корректировали специалисты отраслевых институтов ВУХИН и УХИН. Так опыт работы коксохимических заводов Украины и исследования УХИН в 1969-1970 гг. в области совершенствования технологии производства кокса показывали, что оптимальной шихтой был следующий марочный ее состав: Г 32, Ж 35, К 15, ОС 15, Т 3 [3].

© Лялюк В.П., Кассим Д.А., Ляхова И.А., Соколова В.П., 2013

В статье [4], опубликованной в 2000 году, авторы отмечают, что существующая классическая технология слоевого коксования обеспечивает производство кокса из донецких углей с показателями прочности M_{25} 90 % и истираемости M_{10} 6 %. При этом шихта для коксования должна быть следующего состава, %: Г 25-30; Ж 35-40; К 15-20; ОС 15-20; при суммарном содержании жирных и коксовых углей 50 %. Толщина пластического слоя такой угольной шихты должна быть не менее 16 мм, выход летучих веществ не более 28 %, содержание класса 0-3 мм 75-80 %.

В период 2004-2006 гг. на коксохимических предприятиях Украины коксовали шихты со средней массовой долей углей Донбасса 68-73 % и марочным составом: Г 21; Ж 25-26; К 22-26; ОС 1,8-2,2 %. Массовая доля импортируемых углей из России была в среднем 27-32 %. При производстве кокса только из углей Донецкого бассейна оптимальным считали следующий марочный состав шихты, %: Г 32; Ж 35; К 18; ОС 15, коксование которой обычным слоевым методом обеспечивало получение прочного кокса (M_{25} 88-90 % и M_{10} 6,0-6,5) [5].

Авторы работы [6] предложили определиться с критериями оптимальности угольной шихты с точки зрения получения кокса максимально возможной прочности. Критерии оптимальности угольных шихт распространяются как на марочный состав, так и на свойства угольных шихт. Они находятся в тесной взаимосвязи и не исключают, а дополняют друг друга. Оптимальность марочного состава определяется тем, какое сырье используется в качестве спекающей основы шихты. Оптимальный марочный состав шихты для коксования из Кузнецких углей, на которых работали практически все коксохимические предприятия России в то время (до 2000 года) выглядел следующим, %: ГЖ 20-25; Ж 25-20; ОС+К+КО 35-40; КС 20-15.

Авторы работы [6] также отмечают, что критерии оптимальности распространяются и на ряд показателей свойств шихты. Оптимальная шихта независимо от присутствия в ней того или иного угольного сырья должна соответствовать следующим показателям: $V^d \geq 25$ % (что в пересчете на V^{daf} составляет 27-27,8 %); $y \geq 15$ мм; $R_{o,n} \geq 1{,}12$ %; $V_t > 60$ % (на безминеральную массу). Этой точки зрения придерживаются и авторы работы [7], которые отмечают, что указанные оптимальные значения свойств являются едиными для любых шихт, независимо от бассейнового сырья.

Авторы работы [6] делят шихту на группы: спекающую основу (Ж+ГЖ+КЖ), коксовую присадку (ОС+К+КО), отощающую присадку (КС+КСН), слабоспекающиеся (Г+ГЖО+ТС) и некоксующиеся (Д+ДГ+СС+Т). Согласно их расчетам оптимальное содержание спекающей основы угольной шихты для Череповецкого металлургического комбината колебалось в диапазоне 48-49,7 %, коксовой присадки 34-36 % и отощающей присадки 15,8-16,4 %.

Нарушение критериев оптимальности стало проявлять себя с наступлением дефицита углей коксовой группы (ОС+К+КО), представляющих сырье с пониженным выходом летучих веществ и повышенной коксуемостью [7]. Сегодня угольная сырьевая база и шихта России по критериям оптимальности марочного состава не соответствует требованиям производства высококачественного по прочности кокса из-за дефицита коксовой основы [8].

При делении шихты на спекающие и отощающие компоненты авторы работы [9] оптимизацию ее состава производят по их соотношению, %: 43:57 (средние), содержанию коксовых углей 37 % в отощающих компонентах, содержанию углей марки Ж 23 % в спекающей части. Исходя из этого, для оценки оптимальности состава угольных шихт предложен обобщающий показатель – коэффициент оптимальности $К_{опт}$, который они предлагают считать мерой приближения производственного марочного состава угольной шихты к базовому оптимальному. Данный показатель рассчитывается как произведение коэффициентов оптимальности по трем параметрам [9]

$$К_{опт} = 100(К_с \cdot К_к \cdot К_ж), \%.$$

где $К_с$ - коэффициент оптимальности соотношения спекающих и отощающих компонентов $К_с = [100-(\Sigma СК-43)\cdot 2]/100$; $К_к$ – коэффициент оптимальности содержания в шихте коксовых углей $К_к = [100-(\Sigma К-37)]/100$; $К_ж$ – коэффициент оптимальности содержания в шихте жирных углей $К_ж = [100-(\Sigma Ж-23)]/100$.

В приведенных формулах $К_с$, $К_к$ и $К_ж$ подсчитывается абсолютная величина разности между фактическим и оптимальным содержанием без учета знаков ±. Из формулы $К_{опт}$ следует, что шихта оптимизирована на 100 % лишь в идеальном случае, когда каждый из коэффициентов $К_с$, $К_к$ и $К_ж$ равен 1, т.е. шихта оптимизирована по всем трем параметрам. В работе [9] установлено, что чем выше значение $К_{опт}$ тем прочнее кокс, показатели M_{40} и M_{25} растут. Также отмечается, что предлагаемый показатель $К_{опт}$ позволяет осуществлять как оперативную оценку оптималь-

ности состава коксуемой угольной шихты, так и в ретроспективе, а также прогнозировать механическую прочность кокса.

В работе [5] также использовали для оценки оптимальности состава угольной шихты коксохимических предприятий Украины коэффициент $К_{опт}$, принимая во внимание высказывание авторов работы [9], что этим коэффициентом можно объективно оценить состояние сырьевой базы коксования как в целом по России, так и различных коксохимических предприятий. В связи с этим в уравнениях определения коэффициентов $К_с$, $К_к$ и $К_ж$ были оставлены значения 43, 37 и 23, как оптимальные, и для коксохимических предприятий Украины. Выполненный анализ для коксохимических предприятий Украины за период 2004-2006 гг. показал, что изменение коэффициента $К_{опт}$ по годам свидетельствует об ухудшении состояния сырьевой базы коксования в целом для заводов Украины. Так, в 2004 году $К_{опт}$ = 77,4 %, в 2005 году $К_{опт}$ = 73 %, а в 2006 году $К_{опт}$ = 66,9 %. Это обусловлено, главным образом, снижением величины коэффициента $К_с$, т.е. возрастанием дефицита углей спекающей основы шихты. Авторы также установили, что с ростом коэффициента $К_{опт}$ в коксе снижается показатель $М_{10}$ и растет $М_{25}$, т.е. качество кокса улучшается. Подытоживая свои исследования, авторы работы [5] делают вывод, что коэффициент $К_{опт}$ представляет собой объективную количественную характеристику оптимальности марочного состава шихты как в целом по Украине, так и по отдельным цехам и заводам.

Постановка задачи. Используя методику определения коэффициента $К_{опт}$ и его компонентов, определим их значения по результатам работы коксохимических предприятий Украины в 2010 и 2011 гг. В уравнениях определения коэффициентов $К_с$, $К_к$ и $К_ж$ оставим принятые в работах [5 и 9] коэффициенты 43, 37 и 23 как оптимальные. Результаты расчетов показали, что средний показатель $К_{опт}$ для коксохимических предприятий Украины в сравнении с 2004-2006 гг. продолжал снижаться до 49,7 % в 2010 г. и до 43,6 % в 2011 г. Кроме того, высокое значение $К_{опт}$ не всегда соответствует показателям наиболее прочного кокса. Указанное несоответствие взаимосвязи улучшения качества кокса с ростом коэффициента оптимальности иллюстрирует зависимость между показателями $М_{25}$ от $К_{опт}$ украинских коксохимических предприятий за 2010-2011 гг., приведенная на рис. 1.

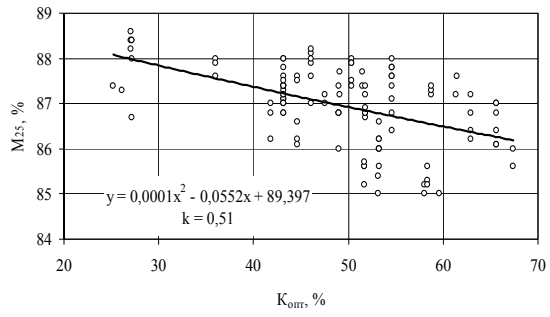


Рис. 1. Взаимосвязь между показателями $К_{опт}$ и $М_{25}$ украинских коксохимических предприятий в 2010-2011 годах

Анализ изменения коэффициента оптимальности угольной шихты на КХП ПАО "АрселорМиттал Кривой Рог" с учетом данных, приведенных в работе [5], также свидетельствует о низком уровне оптимизации марочного состава угольной шихты и нестабильности сырьевой базы коксования предприятия. Так, если в 2004 году $К_{опт}$ = 63,4 %, а в 2005 = 53,7 %, то в 2010 году $К_{опт}$ = 67,9 %, а в 2011 году произошло довольно резкое снижение $К_{опт}$ до 38,5 %.

По суточным данным о работе КХП "АрселорМиттал Кривой Рог" за 2011 год нами был определен коэффициент оптимальности $К_{опт}$ по методике, изложенной в работе [9], с учетом предложенных оптимальных значений коэффициентов 43, 37 и 23 при расчете значений $К_с$, $К_к$ и $К_ж$, соответственно, и проанализировано влияние данного показателя на механическую прочность кокса КХП по показателю $М_{25}$ (рис. 2).

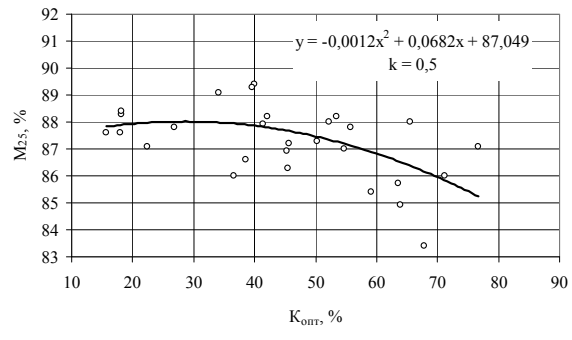


Рис. 2. Зависимость механической прочности кокса от коэффициента оптимальности

Как видно из рисунка, для условий работы КХП в 2011 г., также получена обратная зависимость, т.е. с увеличением $К_{опт}$ показатель прочности кокса $М_{25}$ не увеличивается, а снижается. По нашему мнению такое различие полученных результатов и данных, приведенных в работах [5,9], может быть обусловлено, во-первых, тем, что ряд концентра-

тов отдельных углеобогатительных фабрик, маркируемых в удостоверении как уголь одной марки, фактически являются смесью углей различных марок. Во-вторых, тем, что для конкретных условий работы коксохимического завода необходимо определять оптимальный марочный состав шихты ориентируясь, при этом, на максимальные значения показателей качества полученного на предприятии кокса.

Изложение результатов исследований. В течение 2011 г. на коксохимическое производство "АрселорМиттал Кривой Рог" поступали угольные концентраты разных поставщиков Украины, России, Казахстана и дальнего зарубежья (корпорации "АрселорМиттал"). Так как спекаемость коксующихся углей по толщине пластического слоя (y) исследователи дальнего зарубежья (кроме индийских) не определяют, то в качестве классификационного показателя при установлении соответствия марочной принадлежности американских концентратов в соответствии с ДСТУ 3472:2010 "Угли бурые, каменные и антрацит. Классификация" был выбран выход летучих веществ (V^{daf}, %). Сертификатные значения выхода летучих веществ марок импортных углей имели следующие значения V^{daf}, %: MV Blend - 29,0; Shoal Creek - 26,5-29,0; Clear Creek - 28,0; Mechel Creek - 29,0; Toms Run, Xcoal - 29,0; HV INR - 35; HV Blend - 35,5; Hich Volatile Fluid Cjal - 35,0. Следовательно марки импортных углей группы HV отвечают украинским углям марок ДГ и Г, а все остальные рассмотренные марки - углям марок К и Ж.

В связи с тем, что фактический состав шихты радикально отличается от того, который дается в задании на дозировку входящих в нее компонентов, большое значение имеет правильное определение и подбор марочного состава. Для чего целесообразно, наряду с показателями выхода летучих веществ и спекаемости, использовать петрографический и рефлектограммный анализы. Установленный с помощью данных петрографического анализа компонентный состав шихты позволяет, прежде всего, оценить истинное количество углей марок Ж, К и ОС, которые определяют технологическую ценность шихты в целом, а также количество неспекающихся составляющих, приходящихся на эти компоненты. Фактический марочный состав шихты с участием концентратов иностранных поставщиков также должен определяться с учетом рефлектограммы витринитовой составляющей шихты.

В настоящее время на коксохимическом производстве ПАО "АрселорМиттал Кривой Рог" специалистами ОТК КХП и ЦЛ КХП производится постоянный контроль углей и шихт с определением технического, пластометрического и петрографического анализов, гранулометрического состава и насыпной массы шихты, а также показателей качества кокса. Кроме того на КХП используют разработанные УХИН [10] комплексные петрографические показатели $C_ш$ (спекаемость) и $K_ш$ (коксуемость). Для получения металлургического кокса высокого качества $M_{25} \geq 88$ % и $M_{10} \leq 7$ % величины указанных показателей свойств шихты должны быть $C_ш \geq 53$, а $K_ш \geq 3{,}7$. Чем выше величина комплексного показателя $C_ш$, тем лучше прочностные характеристики кокса, получаемого из этой шихты. В свою очередь, чем выше показатель $K_ш$, тем большая вероятность при прочих равных условиях получить малоистирающийся и малодробимый кокс.

В 2011 г. во второй половине июля на 1-4 батареях на КХП ПАО "АрселорМиттал Кривой Рог" был получен кокс с лучшими показателями механической прочности, в среднем за период M_{25} 88,3 % и M_{10} 7,3 %. Шихта в этот период характеризовалась следующими показателями: W = 7,6 %, γ = 0,787 т/м^3, содержание класса 3-0 мм 87 %, содержание "отощающего" класса 0,5 мм 46 %, y = 18 мм, $R_{o,г}$ = 1,11 %, $C_ш$ = 58,4; $K_ш$ = 2,5. В соответствии с маркировками в удостоверениях поставщиков марочный состав угольной шихты был следующим, %: К 31, К+КЖ 16, Ж 12, MV Blend 25, Mechel Creek 5, Toms Run, Xcoal 11. Фактический марочный состав шихты, определенный по рефлектограмме витринитовой составляющей в этот период был следующим, %: Г 14, Ж 65, К 14, ОС 7. Этот марочный состав, несмотря на повышенное содержание углей, отвечающих марке Ж, принимаем в качестве оптимального при расчетах коэффициента $K_{опт}$, который предлагаем рассчитывать с учетом фактического марочного состава угольной шихты, определяемого при проведении рефлектограммного анализа, обозначив его $K_{опт\,(Vt)}$.

При выполнении исследований показатель рассчитывался как произведение коэффициентов оптимальности по четырем параметрам

$$K_{опт\,(Vt)} = 100 \cdot (K_г \cdot K_ж \cdot K_к \cdot K_{ос}), \% \qquad (1)$$

где $K_г$ – коэффициент оптимальности содержания составляющих витринита с величиной показателя отражения 0,65-0,89 %, т.е. соответствующих марке Г

$$К_{г} = (\Sigma Vt_{R_0=0,65\div0,89} - 14)/100; \quad (2)$$

$К_{ж}$ – коэффициент оптимальности содержания составляющих витринита с величиной показателя отражения 0,9-1,19 %, т.е. соответствующих марке Ж

$$К_{ж} = (\Sigma Vt_{R_0=0,9\div1,19} - 65)/100; \quad (3)$$

$К_{к}$ – коэффициент оптимальности содержания составляющих витринита с величиной показателя отражения 1,2-1,39 %, т.е. соответствующих марке К

$$К_{к} = (\Sigma Vt_{R_0=1,2\div1,39} - 14)/100; \quad (4)$$

$К_{ос}$ – коэффициент оптимальности содержания составляющих витринита с величиной показателя отражения 1,4-1,69 %, т.е. соответствующих марке ОС

$$К_{ос} = (\Sigma Vt_{R_0=1,4\div1,69} - 7)/100. \quad (5)$$

В уравнениях (1-5) величины соответственно 14, 65, 14 и 7 приняты в качестве оптимальных, а отклонения от них фактических значений соответствующих составляющих витринита подсчитываются без учета знаков ±, т.е. по абсолютным величинам.

В соответствии с предложенной методикой в условиях КХП ПАТ "АрселорМиттал Кривой Рог" установлена взаимосвязь механической прочности $М_{25}$ с показателем $К_{опт\ (Vt)}$ (рис. 3).

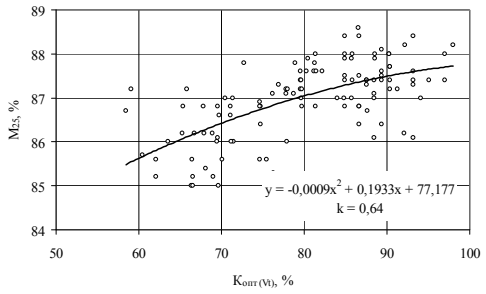


Рис. 3. Зависимость механической прочности кокса от $К_{опт\ (Vt)}$

Выводы. Полученные результаты свидетельствуют о более тесной взаимосвязи $К_{опт\ (Vt)}$ с показателями качества кокса, по сравнению аналогичными связями для предложенного ранее коэффициента $К_{опт}$. Кроме того, при использовании предложенного коэффициента оптимальности восстановлена логическая связь роста качества кокса с увеличением показателя $К_{опт\ (Vt)}$. Таким образом, выполненные исследования подтвердили необходимость применения петрографического и рефлектограммного методов анализа с целью контроля фактического марочного состава угольной шихты при его оптимизации.

Список литературы

1. **Завалишин Д.А.** Оценка угольного сырья, его влияние на качество кокса и ход доменной плавки / **Д.А. Завалишин, Л.Д. Никитин, Л.С. Белая, Г.Р. Гайничева** // Бюллетень Черная металлургия ОАО "Черметинформация". – 2010. – №1. – С. 18-24.

2. **Степанов Ю.В.** Влияние оптимизации состава шихты и ее зольности на показатели качества кокса / **Ю.В. Степанов, Р.Р. Гилязетдинов, Н.К. Попова, Л.А. Махортова** // Кокс и химия. – 2005. – №7. – С. 14-18.

3. **Торяник Э.И.** Состояние и развитие сырьевой базы коксования Украины / **Э.И. Торяник, Б.И. Штромберг, Ю.С. Кафтан** и др. // Кокс и химия. – 1977. – №11. – С. 31-33.

4. **Васильев Ю.С.** Совершенствование процесса коксового производства с целью улучшения качества энерговосстановителей и обеспечения эффективной работы доменных печей/ **Ю.С. Васильев, А.Г.Старовойт, И.Г.Зубилин** // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2000. – №3. – С. 13-15.

5. **Улановский М.Л.** Оценка угольных шихт заводов Украины по коэффициенту оптимальности марочного состава / **М.Л. Улановский, А.Н. Лихенко**// Кокс и химия. – 2008. – №7. – С. 14-18.

6. **Киселев Б.П.** Сырьевая база коксования России. 1. Ретроспектива/ **Б.П.Киселев, В.А. Леушин** // Кокс и химия. – 1999. – №11. – С. 2-9.

7. **Киселев Б.П.** Варианты перспективной базы коксования и возможный состав производственных угольных шихт / **Б.П.Киселеи, Л.И. Серебренников** // Бюллетень Черная металлургия ОАО "Черметинформация". – 2004. – №10. – С. 38-41.

8. **Гайничева Г.Р.** Оценка угольного сырья. Его влияние на качество кокса и ход доменной плавки / **Г.Р. Гайничева, В.И. Бызова, Н.Н. Назарова** и др. // Кокс и химия. – 2008. – №10. – С. 14-19.

9. **Штарк П.В.** Об оценке оптимальности состава угольной шихты / **П.В. Штарк, Ю.В. Степанов, Н.К. Попова, Д.В. Ворсина** // Кокс и химия. – 2007. – №3. – С. 2-6.

10. **Чернышов Ю.А.** Использование петрографических характеристик и новых комплексных показателей для оценки свойств углей и межбассейновых шихт ОАО "Запорожкокс" / **Ю.А. Чернышов, С.А. Овчинникова, А.В. Подлубный** и др. // УглеХимический журнал. – 2009. – №1-2. – С. 12-20.

Рукопись поступила в редакцию 23.03.13

УДК 669.162.16

В.П. ЛЯЛЮК, д-р техн. наук, проф.,
Ф.М. ЖУРАВЛЕВ, И.А. ЛЯХОВА, Д.А. КАССИМ, кандидаты техн. наук, доц.,
Е.В. ЧУПРИНОВ, А.К. ТАРАКАНОВ[*], д-р техн. наук, проф.,
КМИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОПТИМИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ТВЕРДОГО ТОПЛИВА В СПЕКАЕМОМ СЛОЕ АГЛОШИХТЫ

Разные участки спекаемого слоя аглошихты обрабатываются неодинаковым по величине тепловым потоком, просасываемых через слой газов, что влияет как на удельный расход твердого топлива на процесс, так и на металлургические характеристики агломерата. В лабораторных условиях изучены и определены оптимальные параметры твердого топлива в верхнем и нижнем участках слоя, обеспечивающих снижение его удельного расхода и улучшение металлургических характеристик агломерата.

Исследованиями авторов [1-3] показано, что при слоевом спекании аглошихты на конвейерных агломерационных машинах верхний и нижний горизонты слоя получают разное количество тепла от сгорания в слое твердого топлива. Верхнему горизонту спекаемого слоя не хватает 40-50 % от необходимого количества тепла, в то же время нижний горизонт слоя получает, за счет регенерированного тепла просасываемыми газами в верхних горизонтах слоя, до 70 % избыточного тепла. Это приводит как к ухудшению средних значений металлургических характеристик всего слоя агломерата, так и к перерасходу удельного расхода твердого топлива. Предложенные и испытанные в промышленных условиях варианты изменения технологии и загрузочного устройства шихты на агломашину для увеличения количества твердого топлива в верхнем горизонте слоя и, соответственно, увеличения прихода в этот слой тепла, а также импульсная подача и сжигание в слое газа не дали ожидаемых результатов [4-6]. Изучено влияние крупности и реакционной способности твердого топлива в аглошихте на агломерационный процесс и свойства агломерата, определена оптимальная (0-3 мм) крупность топлива и пределы его количества в смесях с разной реакционной способностью [7-10]. Разработана и изучена технология двухслойного спекания аглошихты с разным количеством твердого топлива в каждом слое [11-14]. При определенном усложнении технологической схемы подготовки и укладки двух шихт на агломашину, такая технология позволяет, за счет перераспределения количества твердого топлива в верхнем и нижнем слоях, повысить прочностные характеристики агломерата. Однако, при этом несколько увеличивается газодинамическое сопротивление спекаемого слоя и повышается содержание в его верхней части остаточного углерода. Следовательно, не все возможности этой технологии исчерпаны и требуются ее усовершенствования.

С учетом отмеченного выше, проведены лабораторные исследования по отработке режимов спекания двухслойных шихт с разными количествами, крупностью и реакционной способностью твердого топлива в каждом слое. Исследования проводились на полупромышленной установке (типа “аглочаша”), позволяющей моделировать промышленный процесс. Методикой проведения работы предусматривалось, что количество и физико-химические характеристики железорудной и флюсовой составляющей в верхнем и нижнем слоях аглошихты во всех испытаниях были постоянными. Химический состав и теплотехнические характеристики используемых твердых топлив в слоях аглошихты также не изменялись. Изменялись только количество, крупность и реакционная способность твердого топлива в верхнем и нижнем слоях загружаемой в аглочашу агломерируемой шихты. Газодинамические и температурные параметры спекания аглошихты во всех испытаниях также выдерживались постоянными. Спекалась базовая шихта, в которую вводилось заданное количество твердого топлива. Затем (в первой серии опытов) составлялись и спекались шихты (по две в каждом опыте), в одну из которых вводилось разное количество одинаковой крупности (0-3 мм) твердого топлива с низкой (CRI < 37 %) реакционной способностью, а во вторую – разное количество твердого топлива с высокой (CRI > 37 %) реакционной способностью. После смешивания и окомкования каждой шихты, шихта с низкореакционным топливом загружалась в аглочашу в нижнюю половину слоя, а шихта с вы-

[*] © Лялюк В.П., Журавлев Ф.М., Ляхова И.А., Кассим Д.А., Чупринов Е.В., Тараканов А.К., 2013

сокореакционным топливом - в верхнюю половину слоя. Спекание аглошихты в агломерат осуществлялось в четырех параллельных аглочашах одновременно. После спекания и охлаждения агломерата он выгружался из чаш и определялись его металлургические характеристики. Во второй серии опытов шихты составлялись с аналогичными первой серии количеством и реакционной способностью твердого топлива в верхнем и нижнем слоях, но с разным его фракционным составом. Результаты испытаний приведены в табл. 1 и 2.

Таблица 1

Результаты спекания агломерата с разным количеством и реакционной способностью твердого топлива в верхнем и нижнем слоях аглошихты

Периоды испытаний	Удельная производительность аглочаши, т/м^2·ч	Общий удельный расход углерода, кг С/т агломерата	Содержание углерода, %		Содержание остаточного углерода в агломерате, %
			рассчитанный во всем слое аглошихты	в слоях шихты в аглочаше	
Базовый:	1,08	52,3	4,36		1,8
верх слоя (CRI = 36,7 %)				4,36	3,1
низ слоя (CRI = 36,7 %)				4,36	0,5
Опытный 1:	1,07	52,1	4,34		0,4
верх слоя (CRI >37 %)				4,49	0,5
низ слоя (CRI <37 %)				4,06	0,3
Опытный 2:	1,09	51,4	4,25		0,1
верх слоя (CRI >37 %)				4,58	0,1
низ слоя (CRI <37 %)				3,92	0
Опытный 3:	1,12	50,9	4,21		0,1
верх слоя (CRI >37 %)				5,01	0
низ слоя (CRI <37 %)				3,39	0,1
Опытный 4:	1,06	51,9	4,33		0,5
верх слоя (CRI >37 %)				5,23	0,7
низ слоя (CRI <37 %)				3,43	0,3

Периоды испытаний	Содержание мелочи 0-5 мм в агломерате, %	Барабанное испытание, %		Содержание в агломерате, %		
		прочность на удар (+5 мм)	истираемость (0-0,5 мм)	$Fe_{общ}$	FeO	основность, д.ед.
Базовый:	8,3	63,4	7,1	53,6	11,7	1,28
верх слоя (CRI = 36,7 %)						
низ слоя (CRI = 36,7 %)						
Опытный 1:	8,4	63,2	7,2	53,5	11,4	1,29
верх слоя (CRI >37 %)						
низ слоя (CRI <37 %)						
Опытный 2:	7,1	65,1	6,3	53,7	11,9	1,27
верх слоя (CRI >37 %)						
низ слоя (CRI <37 %)						
Опытный 3:	6,7	66,3	5,8	53,9	11,5	1,26
верх слоя (CRI >37 %)						
низ слоя (CRI <37 %)						
Опытный 4:	7,9	63,8	7,2	53,4	11,2	1,29
верх слоя (CRI >37 %)						
низ слоя (CRI <37 %)						

Анализ результатов испытаний показал (табл. 1), что при переходе на двухслойную укладку аглошихты, замену однородного твердого топлива в слоях на топлива с разной реакционной способностью, при практически одинаковом удельном расходе углерода в слоях, не сказалось на удельной производительности аглочаши, содержании мелочи в агломерате и его прочностных характеристиках.

Однако, содержание остаточного углерода, не сгоревшего при спекании агломерата, существенно снизилось (см. Опытный 1).

Таблица 2

Результаты спекания агломерата с разными количеством, крупностью и реакционной способностью твердого топлива в верхнем и нижнем слоях аглошихты

Периоды испытаний	Удельная производительность аглочаши, т/м^2·ч	Общий удельный расход углерода, кг С/т агломерата	Твердое топливо		Содержание углерода в слоях шихты в аглочаше, %
			*количество фракций 3,5-5,0/ 1,0-2,5 мм в слоях шихты, %	размер фракций в слоях шихты в аглочаше, мм	
Базовый:	1,08	52,3			
верх слоя (CRI = 36,7 %)			100,0	0-3 ,0	4,36
низ слоя (CRI = 36,7 %)			100,0	0-3 ,0	4,36
Опытный 1:	1,35	52,1			
верх слоя (CRI >37 %)			35,2	3,5-5,0	4,49
низ слоя (CRI <37 %)			60,4	1,0-2,5	4,06
Опытный 2:	1,40	50,7			
верх слоя (CRI >37 %)			46,1	3,5-5,0	4,58
низ слоя (CRI <37 %)			75,3	1,0-2,5	3,92
Опытный 3:	1,45	50,9			
верх слоя (CRI >37 %)			84,7	3,5-5,0	5,01
низ слоя (CRI <37 %)			94,9	1,0-2,5	3,39
Опытный 4:	1,34	51,9			
верх слоя (CRI >37 %)			89,8	3,5-5,0	5,23
низ слоя (CRI <37 %)			97,1	1,0-2,5	3,43

Периоды испытаний	Содержание остаточного углерода в агломерате, %	Содержание мелочи 0-5 мм в агломерате, %	Барабанное испытание, %		Содержание в агломерате, %		
			прочность на удар (+5 мм)	истираемость (0-0,5 мм)	$Fe_{общ}$	FeO	основность, д. ед.
Базовый:	1,8	8,3	63,4	7,1	53,6	11,7	1,28
верх слоя CRI = 36,7 %)	3,1						
низ слоя (CRI = 36,7 %)	0,5						
Опытный 1:	0,3	8,1	63,5	7,3	53,4	11,5	1,29
верх слоя (CRI >37 %)	0,4						
низ слоя (CRI <37 %)	0,2						
Опытный 2:	0	7,3	65,6	6,1	53,8	10,9	1,27
верх слоя (CRI >37 %)	0,1						
низ слоя (CRI <37 %)	0						
Опытный 3:	0,1	6,4	66,7	5,3	53,9	11,0	1,25
верх слоя (CRI >37 %)	0						
низ слоя (CRI <37 %)	0,1						
Опытный 4:	0,4	7,8	63,9	6,9	53,3	11,4	1,26
верх слоя (CRI >37 %)	0,5						
низ слоя (CRI <37 %)	0,3						

*В числителе – в верхней половине слоя; в знаменателе – в нижней половине слоя

Дальнейшее увеличение количества высокореакционного твердого топлива в верхнем слое и снижение низкореакционного в нижнем слое способствовало повышению удельной производительности аглочаши с 1,07 до 1,09-1,12 т/м^2·ч, снижению удельного расхода углерода твердо-

го топлива с 52,1 до 51,4-50,9 кг/т агломерата, более полному сгоранию углерода в слоях и улучшению прочностных характеристик агломерата.

В следующих сериях опытов, в дополнение к оптимизации количества высоко- и низкореакционного топлива в верхнем и нижнем слоях аглошихты, оптимизирована также крупность этого топлива в этих же слоях. Результаты испытаний показали (см. табл. 2), что при оптимизации количества и крупности высоко- и низкореакционного топлива в слоях аглошихты все технологические показатели спекания и металлургические характеристики агломерата существенно улучшаются. Так удельная производительность аглочаши возросла с 1,08 до 1,35-1,45 т/м^2·ч, удельный расход углерода твердого топлива снизился с 52,3 до 50,7-50,9 кг/т агломерата. Практически полностью выгорает углерод твердого топлива, снижается содержание оксида железа в агломерате с 11,7 до 10,9-11,0 % и повышаются его прочностные характеристики.

Таким образом, проведенными испытаниями показано, что оптимизация количества, крупности и реакционной способности твердого топлива в верхнем и нижнем слоях аглошихты при ее спекании на агломашине способствует повышению удельной производительности агломашины, снижению удельного расхода твердого топлива, практически полному выгоранию его в слое, повышению прочности агломерата и снижению содержания в нем мелочи, а также снижению содержания оксида железа, что способствует повышению восстановимости агломерата.

Список литературы

1. **Сигов В.А., Шурхал В.А.** Агломерационный процесс. – Киев: Техника, 1969. – 232 с.
2. Структура и физические свойства агломерата из руд КМА, полученного на агломашине с площадью спекания 252 м^2 при двухслойной загрузке шихты / **Г.В. Коршиков, С.И. Шаров, Е.В. Невмержицкий** и др. // Сталь. – 1971. – №1. – С. 3-8.
3. Снижение расхода твердого топлива на процесс спекания путем рационального перераспределения его по высоте загружаемого слоя / **Ю.С. Кравец, В.Е. Шешегов, В.П. Маймур, В.Д. Кучук** // Сталь. – 1984. – №7. – С. 7-9.
4. Изучение распределения гранул окомкованной агломерационной шихты при загрузке на спекательные тележки / **А.А. Вовк, П.М. Челгий, В.Е. Шешегов** и др. // Металлургия и коксохимия. – Вып. 75. – 1982. - С. 8-11.
5. Новая технология загрузки шихты на агломашину / **Ю.С. Кравец, В.Е. Шешегов, П.М. Челгий** и др. // Металлург. – 1982. – №9. – С. 15-17.
6. Оптимизация режима сжигания газообразного и твердого топлива при агломерации / **В.В. Дябин, А.Г. Михалевич, Б.Н. Серебренников** и др. // Сталь. – 1984. – №7. – С. 8-11.
7. **Карабасов Ю.С., Валавин В.С.** Использование топлива в агломерации. – М.: Металлургия, 1976. – 263 с.
8. **Ефимов С.П., Ефименко Г.Г.** Влияние крупности топлива на процесс агломерации и качество агломерата // Известия вузов Черная металлургия. – 1970. – №9. – С. 21-24.
9. О механизме влияния крупности коксовой мелочи на агломерационный процесс / **Ю.С. Карабасов, А.Н. Похвиснев, Е.Ф. Шкурко** и др. // Известия вузов Черная металлургия. – 1975. – №11. – С. 22-26.
10. Об эффективной реакционной способности агломерационного топлива и оптимальной высоте спекаемого слоя / **Ю.С. Карабасов, В.С. Валавин, В.Л. Севрюгин** и др. // Известия вузов Черная металлургия. – 1975. – №3. – С. 36-40.
11. **Хлапонин Н.С., Кривошеев В.Н., Андронов В.В.** О двухслойном спекании аглошихты // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 1967. – №4. – С. 8-10.
12. Анализ газодинамической работы агломерационных машин АКМ-312 Новолипецкого металлургического комбината / **Ю.А. Фролов, Б.С. Расин, С.Л. Зевин** и др. // Сталь. – 1993. – №2. – С. 5-10.
13. **Ефименко Г.М., Дябин В.В., Колокольцов Б.И.** Подача топлива в агломерационную шихту на аглофабрике ЗСМК по двухслойной схеме // Сталь. – 1974. – №10. – С. 876-878.
14. **Михалевич А.Г., Кузнецов А.И., Тихомиров В.Е.** Степень использования топлива при различных режимах спекания // Известия вузов Черная металлургия. – 1979. – №9. – С. 149-151.

Рукопись поступила в редакцию 26.03.13

УДК 669.162.16

Е.Г. ДОНСКОВ, В.П. ЛЯЛЮК, доктора техн. наук, проф.
КМИ ГВУЗ “Криворожский национальный университет”
Д.Е. ДОНСКОВ[·] инженер, ПАТ “АрселорМиттал Кривой Рог”

О ПРИНЦИПЕ ГРЮНЕРА С ПОЗИЦИИ ДОМЕННОГО ПРАКТИКА

В доменной плавке расход кокса регулируется в зависимости от нагрева печи и сокращается лишь при его повышении, в частности, от сокращения расхода тепла на погашение отрицательного теплового эффекта реакции пря-

[·] © Донсков Е.Г., Лялюк В.П., Донсков Д.Е., 2013

мого восстановления железа. Исходя из этого, принцип Грюнера, который заключается в восстановлении всего железа в доменной плавке непрямым путем, является абсолютно верным.

Как известно [1 и др.], одна из основных задач доменной плавки, отнятие кислорода от оксидов железа, осуществляется последовательно от высших оксидов к низшим, вплоть до металла $Fe_2O_3 \rightarrow Fe_3O_4 \rightarrow FeO \rightarrow Fe$. При нормальных условиях стадии восстановления $Fe_2O_3 \rightarrow FeO$ осуществляются в зоне умеренных температур газообразными восстановителями CO и H_2 образующимися при горении топлива в кислороде дутья у фурм, а FeO до Fe восстанавливается в высокотемпературной зоне, частично также газами, другой частью твердым углеродом.

Наличие двух вариантов восстановления FeO до Fe закономерно порождает вопрос о том, какой из них более целесообразен. Впервые данный вопрос был поставлен в 1872 году Л. Грюнером, который высказал соображения позже названные "принципом Грюнера": "… необходимо, чтобы восстановление железной руды в доменных печах совершалось, насколько это возможно, …, окисью углерода, переходящей в CO_2, другими словами, без потребления твердого углерода, что я буду называть "идеальным ходом" доменных печей. Там где этот способ будет иметь место, реакции будут самые простые. Оксид углерода, образовавшийся у фурм, восстановит руду, превратясь в CO_2, которая улетит из печи, не реагируя на твердый углерод в этом случае весь углерод засыпанный на колошник достигнув горизонта фурм будет превращен действием на него воздуха в CO" [2, с. 100].

Эти соображения были положительно восприняты специалистами и на протяжении достаточно продолжительного промежутка времени расценивались как общепризнанные. Первые сомнения в незыблемости таких представлений были опубликованы в 1894 году русским инженером, впоследствии академиком, М.А. Павловым. На основе анализа опытного материала он определил положения Грюнера как ошибочные, поскольку минимальный расход кокса в доменной плавке достигается при некотором развитии прямого восстановления [1, с. 106]. Указанная работа [3] М.А. Павлова породила в мировой печати дискуссию, которую нельзя считать исчерпанной и в настоящее время.

История дискуссии в период от Л. Грюнера до 60-х годов прошлого века подробно освещена Н.И. Красавцевым [4]. В последующие годы борьба мнений была сосредоточена, главным образом, на страницах журнала "Сталь", где с перерывом в 30 лет проведено два этапа дискуссии: первый из них начат статьей [5] профессора А.Н. Рамма, опубликованной в 1965 году, а второй, соответственно, статьей [6] В.П. Лозового и Л.Д. Шаркевича, опубликованной в 1995 г.

Здесь необходимо отметить, что если итоги дискуссии, проведенной в шестидесятые годы, были подведены А.Н. Раммом на страницах журнала "Сталь" и в его монографии [2], то обобщения взглядов по второму витку дискуссии, начатой работой [6], до сих пор не произведено.

Анализ взаимосвязей степени прямого восстановления железа и расхода кокса в отечественной литературе чаще всего производится с использованием известной диаграммы М.М. Лейбовича и А.Н. Рамма, которая, как многократно отмечено, отображает взгляды академика М.А. Павлова [1, с. 110 и др.]. Следует добавить, что данная диаграмма вначале была применена обоими авторами для доказательства ошибочности принципа Грюнера. Позднее, в ряде случаев анализ проблемы с ее использованием заканчивался противоположным заключением, которое обосновывается и ниже.

По мнению А.Н. Чернятина, опубликованному несколько позже, в развитии теории М.А. Павлова с помощью указанной графической интерпретации допущены ошибки, затруднившие понимание этой теории [7]. Он отмечает "... вопреки известному факту о том, что снижение расхода кокса уменьшает как нагревательную, так и восстановительную способность горнового газа, было создано представление о возможности снижения расхода углерода-теплоносителя с повышением расхода углерода-восстановителя, то есть о возможности изменения показателей в отрыве друг от друга".

В порядке предварительной реплики здесь уместно отметить некоторую неточность изложения вопроса А.Н. Чернятиным, в связи с чем непонятно, что он имел ввиду. Упомянутая графическая интерпретация наглядно иллюстрирует очевидный и хорошо известный факт, состоящий в том, что при любом изменении степени прямого восстановления, то есть соотношения реакций прямого и косвенного восстановления, например FeO до Fe, расход углерода в процессах нагрева и восстановления изменяется в противоположных направлениях. Реакция прямого восстановления, по сравнению с реакцией косвенного восстановления, более экономна

в расходовании восстановителя, но более затратна в части расходования тепла. Поэтому при ее усилении расход углерода-теплоносителя, возрастает, а расход углерода-восстановителя сокращается. При усилении реакций косвенного восстановления процесс изменяется в противоположном направлении. Детально это будет показано специально и поэтому в настоящей работе не рассматривается.

В работах школы А.Н. Похвиснева указывается, что "...в любых условиях плавки существует устанавливаемая балансом связь между тремя показателями работы печи: расходом горючего, использованием восстановительной способности газов и степенью прямого восстановления. Построение диаграмм, функционально связывающих только две из трех величин, является неправомерным" [8 и др.]. В данном случае также не понятно о чем идет речь, поскольку все три названные показателя на диаграмме отражены.

У А.Б. Шура использование данной диаграммы особых возражений не вызывает, однако, по его мнению, она требует некоторого уточнения [9].

В целом в литературе бывшего СССР преобладает отрицательное отношение к точке зрения, высказанной Грюнером. В ходе дискуссии обе стороны часто отмечают друг у друга недостаточную обоснованность высказываемых положений, неопределенность граничных условий, нечеткость формулировок и т.п. Обращает на себя внимание также и то, что в последние годы наблюдается (появилась) тенденция, в том числе и на немногочисленных конференциях, уходить от обсуждения данной проблемы.

Не углубляясь в сложные теоретические коллизии и в полемику с обозначенными и иными мнениями, а также в терминологический анализ публикаций, попытаемся на основе лишь элементарного анализа производственных факторов уяснить физическую сущность проблемы.

Не требует каких-то особых обоснований отмеченное выше соображение о том, что если есть в доменной плавке различные варианты восстановления FeO до Fe, то правомерен вопрос о том, какой из них лучше. Отсюда сложно назвать рациональной позицию специалистов, в соответствии с которой обходится вниманием или объявляется как несущественный или неверный один из коренных вопросов теории доменной плавки.

Как известно углерод ($C_к$) топлива (кокса) (к) в доменной плавке расходуется по трем направлениям:

теряется бесполезно, по отношению к процессам восстановления и нагрева, с колошниковым газом ($C_{к.г.}$), через чугунную летку на выпусках продуктов плавки ($C_{ч.л.}$) и растворяясь в чугуне ($C_{ч.}$);

расходуется в качестве химического реагента в процессах прямого восстановления одновременно увеличивая потребность доменной плавки в высокотемпературном тепле (C_d);

сгорает в кислороде дутья у воздушных фурм ($C_ф$) с выделением тепла, необходимое количество которого должно обеспечивать заданный нормальный нагрев печи

$$к \cdot C_к = C_{к.г.} + C_{ч.л.} + C_{ч.} + C_d + C_ф. \quad (1)$$

Особо отметим еще раз, что необходимое для хода плавки тепло обеспечивается только сжиганием $C_ф$ в кислороде дутья и регулируется путем изменения расхода загружаемого в печь кокса *к* в зависимости от нагрева печи. Нагрев печи отслеживается по виду и температуре продуктов плавки, содержанию Si в чугуне и другим известным признакам.

Необходимый уровень нагрева $Q_н$, обеспечиваемый сжиганием $C_ф$, в соответствии с теорией Б.Н. Китаева [10, с. 241] определяется теплопотребностью высокотемпературной ступени теплообмена, иначе необходимым количеством высокотемпературного тепла. При этом

$$Q_н = Q_ч + Q_ш + Q_{потерь} + Q_d = C_ф \cdot q_c, \quad (2)$$

где $Q_ч$ – теплосодержание чугуна, кДж/кг; $Q_ш$ – теплосодержание шлака, кДж/кг; $Q_{потерь}$ – потери тепла, кДж/кг; Q_d – расход тепла на прямое восстановление, кДж/кг; q_c – тепловой эффект реакции горения у фурм С до СО, кДж/кг.

При постоянной теплопотребности плавки необходимое количество углерода сжигаемого у фурм $C_ф$ постоянно. Расход кокса в этом случае может быть уменьшен за счет снижения любого из первых четырех слагаемых схемы (1) в том числе за счет сокращения C_d. При снижении C_d большая часть загруженного на колошник углерода кокса доходит до фурм и сгорает в кислороде дутья выделяя тепло. Это один канал снижения *к* при сокращении r_d и, соответственно, C_d.

Другим путем снижения расхода кокса является снижение $Q_н$ и необходимого уровня (количества) сжигаемого $C_ф$ в том числе и за счет сокращения Q_d.

Таким образом, из любого исходного состояния при $r_d > 0$, т.е. и при $r_d = 0{,}8$ и при $r_d = 0{,}1$ сокращение прямого восстановления, вплоть до $r_d = 0$, приводит к снижению расхода кокса. В этой части принцип Грюнера справедлив целиком и полностью, поскольку такое сокращение снижает расход кокса всегда.

В соответствии с приведенной схемой (уравнения 1 и 2) имеются два пути снижения расхода загружаемого в доменную печь кокса:

сокращения его количества, расходуемого до прихода на фурму, укажем еще раз, в частности, на прямое восстановление в качестве химического реагента C_d^B. Иными словами здесь сокращение расхода углерода в реакциях прямого восстановления в качестве химического реагента равноценно снижению его выбросов с колошниковым газом и на выпусках и растворением (потерями) в чугуне;

снижение теплопотребности нижней ступени теплообмена $Q_н$, в частности, за счет сокращения Q_d, то есть расхода тепла в реакциях прямого восстановления. В данном случае сокращение прямого восстановления равноценно снижению теплопотерь высокотемпературной зоны, снижению выхода шлака и др.

Идеальный ход по Грюнеру $C_d = 0$ и $Q_d = 0$ и все железо восстанавливается газом CO, образующимся только по реакции

$$C_ф + 0{,}5O_2 \rightarrow CO + Q \qquad (3)$$

в количестве, обеспечивающем потребность плавки в тепле. В данном случае выделившегося здесь тепла хватает в полной мере и без избытка для осуществления плавки

$$Q = Q_н = Q_ч + Q_ш + Q_{пот}, \qquad (4)$$

а образующегося CO достаточно для восстановления всего железа непрямым путем.

В условиях “идеального хода” расход кокса тем не менее может быть уменьшен, например, за счет снижения $Q_ш$ или $Q_{пот}$. При этом r_d возрастает, из-за снижения расхода кокса, и для новых изменившихся условий процесс перестает быть идеальным по Грюнеру.

Таким образом, расход кокса при идеальном по Грюнеру ходе может быть самым разным, поскольку “идеальный ход” это не $к = \min = \text{const}$, [1, 113], а $r_d = \text{const} = 0$.

Вывод. Принцип Л. Грюнера абсолютно правилен в любых условиях доменной плавки, которая ограничивается рамками $0 < r_d < 1$.

Список литературы

1. **Готлиб А.Д.** Доменный процесс. – М.: Металлургия, 1958. – 510 с.
2. **Рамм А.Н.** Современный доменный процесс. – М.: Металлургия, 1980. – 304 с.
3. **Павлов М.А.** Исследование плавильного процесса доменных печей Климковского завода. Горный журнал. – 1994. – Т. 3. – С. 265.
4. **Красавцев Н.И.** Развитие представлений о влиянии прямого и косвенного восстановления на удельный расход кокса в доменных печах. – В кн.: “Научные исследования в помощь доменному производству”. – Днепропетровск, 1960. – С. 9-57.
5. **Рамм А.Н.** О необоснованной критике принципа Грюнера // Сталь. – 1965. – №8. – С. 686-689.
6. **Лозовой В.П., Шаркевич Л.Д.** Прямое восстановление железа в современном доменном процессе // Сталь. – 1995. – №3. – С. 8-10.
7. **Чернятин А.Н.** Противоречивость учения о роли косвенного восстановления железа – результат отрыва термодинамики доменного процесса от кинетики // Известия вузов. Черная металлургия. – 1974. – №8. – С. 19-22.
8. **Похвиснев А.Н., Юсфин Ю.С.** О соотношении между показателями восстановления и расхода кокса в доменной печи // Известия вузов. Черная металлургия. – 1974. – № 1. – С. 23-25.
9. **Шур А.Б.** Проблемы теории доменного процесса в свете дискуссии о принципе Грюнера. Труды V Международного конгресса доменщиков. – Днепропетровск: Пороги, 1999. – С. 261-265.
10. **Китаев Б.И., Ярошенко Ю.Т., Лазарев Б.Л.** Теплообмен в доменной печи. – М.: Металлургия, 1960. – 356 с.

Рукопись поступила в редакцию 26.03.13

УДК 669.162.16

В.П. ЛЯЛЮК, д-р техн. наук, проф., А.Д. ДОНСКОВ,
Д.Е. ДОНСКОВ[*] инженер, ПАТ “АрселорМиттал Кривой Рог”

ОПТИМАЛЬНАЯ СТЕПЕНЬ ПРЯМОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗА

Все доменные печи при нормальном нагреве работают с “оптимальным” для сложившихся условий плавки соотношением прямого и косвенного восстановления оксидов железа.

Одним из вопросов теории доменной плавки требующих уточнения представлений на сущностном уровне является определение оптимального соотношения прямого и косвенного восстановления оксидов железа (оптимального значения r_d) обеспечивающего, как это многократно отмечено, минимальный расход кокса [1-6 и др.]. Данный вопрос рассматривается ниже с использованием известной диаграммы М.М. Лейбовича и А.Н. Рама одновременно с необходимым [7] ее уточнением. Исследуемые закономерности детально иллюстрируются рис. 1, где приведена уточненная диаграмма А.Н. Рамма и М.М. Лейбовича.

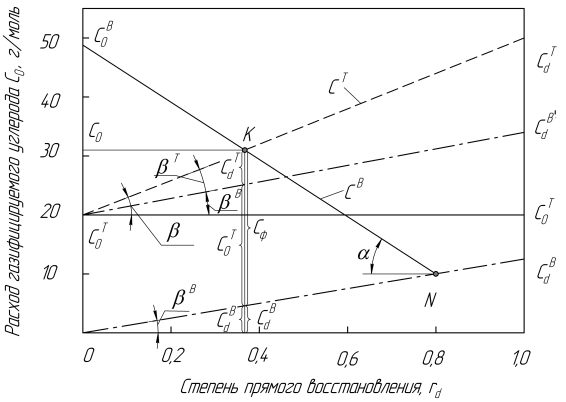


Рис. 1. Взаимосвязи r_d и C_oс условиями плавки

Процесс анализируется в связи с изменениями только расхода газифицируемого углерода и степени прямого восстановления закиси железа в пределах: от 100 % восстановления FeO газом CO, образовавшимся в результате горения углерода кокса в кислороде дутья у фурм (r_d=0); до 100 % восстановления FeO твердым углеродом; при условии участия образовавшегося при этом CO в процессе восстановления FeO ($r_d = r_d^{max}$).

В соответствии с этим реакции косвенного и прямого восстановления монооксида железа целесообразно представить в виде

$$FeO + m{\cdot}C + mO_2/2 \rightarrow Fe + (m - 1)CO + CO_2, \quad (1)$$

$$FeO + [m/(m+1)]C \rightarrow Fe + [(m-1)/(m+1)]CO + [1/(m+1)]CO_2, \quad (2)$$

Схема (1) является суммой реакций горения углерода у фурм до CO и последующего восстановления монооксида железа полученным таким образом оксидом углерода и отображает одно из граничных состояний исследуемого процесса. Схема (2) получена в результате суммирования реакции восстановления закиси железа твердым углеродом и газом CO, образовавшимся при этом, и отображает другое граничное состояние процесса восстановления железа.

Коэффициент m в обоих случаях характеризует потребность реакции непрямого восстановления монооксида железа в избыточном оксиде углерода и представляет собой величину, обратную степени использования CO в реакции непрямого восстановления FeO. Значение коэффициента может быть определено, исходя как из равновесных, найденных по диаграмме состояния системы Fe-FeO-CO-CO_2-C, так и из действительных условий. В первом случае он будет характеризовать предельный минимальный, а во втором - требуемый действительный избыток монооксида углерода, с учетом кинетики реакции восстановления FeO и условий плавки.

Показано [8 и др.], что в благоприятной для косвенного восстановления точке диаграммы состояния Fe-FeO-CO-CO_2-C (t = 685 °C, P = 98 кПа) степень использования CO составляет около 42 %, что соответствует минимальному значению m около 2,4. Для работающей печи эта величина больше, зависит от условий лавки и, как показано ранее [9,10], может быть рассчитана с использованием данных анализа колошникового газа и состава шихты. В простейшем случае, при использовании в качестве восстановителя только углерода кокса и изменения соотношения реакций (1) и (2), расход углерода в восстановительном процессе, для всех перечисленных значений m, изменяется от максимума, при восстановлении всего железа по схеме (1)

$$C_0^B = 12m, \text{ г/моль} \quad (3)$$

до минимума, когда все железо из FeO восстанавливается по схеме (2)

[*] © Лялюк В.П., Донсков А.Д., Донсков Д.Е., 2013

$$C^{B}_{min} = 12m/(m+1), \text{ г/моль}. \quad (4)$$

С учетом теории теплообмена Б.И. Китаева, в первом случае (при $r_d = 0$) вся доменная печь должна работать по схеме верхней ступени теплообмена; во втором, в предельном случае (при $r_d = 1{,}0$) – соответственно, по схеме нижней ступени теплообмена.

Следует подчеркнуть, что в том и другом случае процесс отличается от доменного или, точнее, не является доменным, поскольку одним из характерных отличий доменного процесса является наличие двух автономных ступеней теплообмена, разделенных холостой высотой.

В зависимости от величины m не только меняются значения C^{B}_{0} и C^{B}_{min}; при увеличении m возрастает угол α наклона прямых C^{B} и растет r^{max}_{d}, т.е. значение r_d, когда все железо восстанавливается по схеме (2). При увеличении r^{max}_{d} до 1,0 C^{B}_{min} возрастает до 12, а C^{B}_{0} – до бесконечности. Таким образом, прямая C^{B}_{d} (0 - *N*) на рис. 1 правее точки *N* отображает изменения с одной стороны r^{max}_{d} вдоль горизонтальной оси, а с другой – изменения C^{B}_{min} вдоль вертикальной оси.

При этом

$$r^{max}_{d} = m/(m+1). \quad (5)$$

В общем случае прямая C^{B}_{d} отображает расход твердого углерода как химического реагента в реакции прямого восстановления, поэтому можно записать

$$C^{B}_{d} = 12r_d \quad (6)$$

Уравнение прямых $C^{в}$ выразим как

$$C^{B} = C^{B}_{0} - r_d \cdot tg\alpha, \text{ г/моль}, \quad (7)$$

где

$$tg\alpha = (C^{B}_{0} - C^{B}_{min})/r^{max}_{d}. \quad (8)$$

После подстановки значений и сокращений получаем

$$tg\alpha = 12m = C^{B}_{0}. \quad (9)$$

откуда

$$C^{B} = C^{B}_{0}(1 - r_d), \text{ г/моль}. \quad (10)$$

Важным моментом в рассматриваемых отношениях является необходимость различать совместный расход углерода и CO на восстановление FeO (C^{B}) и расход углерода твердого на восстановление в условиях доменной плавки C^{B}_{d}, где

$$C^{B}_{d} = C^{B} - C_{ф}. \quad (11)$$

Поскольку для всех значений m при $r_d = 1{,}0$ $C^{в} = 0$, а при $r_d = 0$ $C^{B} = C^{B}_{0}$, угловой коэффициент уравнения, или иначе, угол наклона прямых $C^{в}$ задается значением C^{B}_{0}. В поле рисунка каждая из прямых $C^{в}$ распространяется от C^{B}_{0} до пересечения с прямой C^{B}_{d}. Минимальная предельная потребность в углероде-восстановителе при восстановлении всего железа по реакции (2) и предельно низком значении *m* (2,4), на рисунке не показана. Прямая отображающая эту зависимость в поле рисунка располагается ниже прямой C^{B}_{0} - *N*. В приведенных обстоятельствах (для *m* = 4) при движении от точки *N* влево расход углерода в восстановительном процессе возрастает из-за увеличения доли реакции (1); правее точки *N* возрастает минимальный расход углерода на восстановление из-за увеличения m, иначе, в связи со снижением степени использования оксида углерода в реакции (2). При снижении степени использования CO до нуля r^{max}_{d} возрастает до 1,0, а значения *m* и C^{B}_{0} увеличиваются до бесконечности. В связи с изложенным, в поле рисунка предельный минимум по расходу углерода в восстановительных процессах ограничивается ломаной линией C^{B}_{0} - N - C^{B}_{d}.

Расход углерода, как горючего, на погашение теплового эффекта эндотермической реакции (2) изменяется от нуля, при восстановлении всего железа по реакции (1), до максимума, при восстановлении по реакции (2). Максимум зависит от степени использования CO, образующейся в реакции прямого восстановления, т.е. от величины *m*, г/моль

$$C^{T}_{max} = q_{Fe} \cdot m/q_C \cdot (m+1), \quad (12)$$

где q_{Fe} и q_c - тепловые эффекты реакций восстановления закиси железа углеродом и горения углерода до CO, соответственно, Дж/моль.

Потребность в углероде всех прочих каналов его расходования как источника тепла, включая нагрев и плавление чугуна и шлака, разложение известняка, теплопотери, восстановление кремния, марганца, фосфора и прочих компонентов при этом, не меняется и может характеризоваться величиной C_0^T, которая рассчитывается на основе теплового баланса высокотемпературной зоны, составленного для условий, когда $r_d = 0$.

Уравнение прямой $C^в$ на рисунке получаем по аналогии с равенством (7), г/моль

$$C^T = C_0^T + r_d \cdot tg\beta . \quad (13)$$

Угол β наклона прямой C^T следует рассматривать как сумму углов наклона прямой C_d^B над горизонтом $-\beta^B$ и прямой C_d^T над прямой $C_d^B - \beta^T$.

Тогда

$$tg\beta = (C^T - C_0^T)/r_d . \quad (14)$$

При $r_d = 1{,}0$ $tg\beta^B$ может быть найден по уравнению (6). Как видно он равен 12 г/моль. Тангенс $\beta^т$ находим как отношение тепловых эффектов реакций прямого восстановления железа и горения углерода до CO у фурм

$$tg\beta^T = q_{Fe}/q_C \quad (15)$$

Полагая q_{Fe} равным 152190 Дж/моль, а q_c – 9797 Дж/моль, находим приближенное значение $tg\beta^T$; оно составляет 15,534 г/моль или 0,277 г/г железа.

С учетом приведенных данных, уравнение (13) принимает вид

$$C^T = C_0^T + r_d \cdot C_d^\Sigma , \quad (16)$$

при $C_d^\Sigma = tg\beta = tg\beta^B + tg\beta^T = 12 + 15{,}534 = 27{,}534$ г/моль.

Здесь для наглядности прямая C_d^B (распространяющаяся вдоль вертикальной оси от 0 до 12 г/моль) перенесена выше в положение $C_d^{B'}$ (C_0^T – 32 г/моль).

При определении значений C_0^T и C_0^B (или m), исходя из действительных условий плавки, пересечение прямых $C^т$ и $C^в$ дает точку K, проектируя которую на вертикальную ось, получаем действительный расход газифицируемого углерода C_o, а на горизонтальную – действительное значение степени прямого восстановления Fe из FeO. При этом C_0^T и C_0^B выступают в роли показателей, характеризующих потребности в углероде процессов теплопотребления и восстановления, соответственно, т.е. условия плавки. Причем, при изменениях C_0^B значения C_0 и r_d изменяются вдоль прямой $C^т$, а при изменениях C_0^T, соответственно, вдоль прямой $C^в$. Действительные потребности в углероде процессов теплопотребления и восстановления в точке пересечения прямых $C^т$ и $C^в$ (точке К) равны друг другу. Здесь

$$C_0 = C^B = C^T . \quad (17)$$

По признаку использования в высокотемпературной нижней зоне приведенная схема подразделяет газифицируемый углерод, с одной стороны, как обычно, на углерод, сгорающий у фурм $C_ф$ и углерод, окисляющийся в реакции прямого восстановления C_d^B, с другой стороны, на углерод, расходуемый как источник тепла на погашение отрицательного теплового эффекта реакции прямого восстановления C_d^T, всех прочих статей теплового баланса плавки C_0^T и расходуемый в реакции прямого восстановления FeO в качестве химического реагента C_d^B.

$$C_0 = C_ф + C_d^B = C_d^T + C_0^T + C_d^B = C_0^B(1 - r_d) = C_0^T + r_d \cdot C_d^\Sigma . \quad (18)$$

В соответствии с диаграммой и равенством (18) “идеальный ход” по Л. Грюнеру соответствует равенству

$$C_0 = C_ф = C_0^T = C_0^B . \quad (19)$$

Иными словами в данном случае для плавки в целом в полной мере и без избытка достаточно количеств выделяющегося тепла (C_0^T) и образующегося восстановительного газа C_0^B при горении $C_ф$ в кислороде дутья.

Как представляется такое сочетание расходования углерода в процессах химических (в виде молекул) и физических (в виде калорий) заслуживает определения хода процесса как "идеального". Вместе с тем следует иметь ввиду также и то, что такое состояние плавки, как это хорошо видно на рисунке, может быть достигнуто от исходного (точка *К*) двумя способами: снижением C_0^B, т.е. сокращением потребностей в углероде процессов восстановления из-за чего уменьшается r_d обуславливая сокращение C_o и расход кокса; повышением C_0^T, что увеличит C_o и расход кокса из-за чего снизится r_d.

В точке *К*, как уже отмечено, расходы углерода в процессах химических (восстановительных) и физических (нагрева) равны между собой. Хотя в условиях доменной плавки через колошник всегда уходят значительные количества недоиспользованных и восстановительной и тепловой энергии, но, при соблюдении нормального нагрева печи, по всей очевидности, данное сочетание расходов энергии по указанным каналам следует полагать оптимальным. Следовательно, степень прямого восстановления для этих условий также является оптимальной. При отклонениях r_d от оптимума нарушается нормальный нагрев, что вынуждает корректировать расход кокса и приводить степень прямого восстановления в норму.

При улучшении условий плавки, обеспечивающих сокращение потребностей в углероде процессов восстановления, на диаграмме точка C_0^B смещается вниз. Прямая $C^в$ также располагается ниже, обращаясь вокруг точки r_d = 1,0 как вокруг центра вращения. Точка К перемещается в поле рисунка влево и вниз вдоль прямой $C^т$ обеспечивая снижение значений r_d и C_o вплоть до предела, определяемого равенством (19). Вести речь о каком-то промежуточном оптимуме в данном случае оснований нет, поскольку оптимум соответствует изменению знака функции при каком-то значении аргумента в условиях его изменения. При этом связь, по крайней мере, не должна быть линейной. Следует отметить, что значения C_0^B, r_d и C_0 в данном случае изменяются в одном и том же направлении. Вначале снижается C_0^B, затем r_d, вызывая повышение нагрева печи, что и определяет, с одной стороны, возможность, а с другой – необходимость сокращения расхода кокса. При сокращении по условиям плавки потребностей в углероде химических процессов расход углерода в процессах физических сокращается за счет изменения (снижения) r_d. Таким образом, в данном случае снижение r_d может расцениваться как причина снижения расхода углерода в процессах нагрева, в частности, и вообще на плавку в целом.

При улучшении других условий плавки, обеспечивающих сокращение потребностей в углероде процессов нагрева (снижение выхода шлака, теплопотерь и др.) точка C_0^T на диаграмме смещается вниз. Соответственно располагается ниже, оставаясь параллельной самой себе прямая $C^т$. Точка *К* перемещается вправо вниз вдоль прямой $C^в$обуславливая снижение C_o и повышение r_d. В данном случае C_o и r_d изменяются в противоположных направлениях. Причем первопричиной, так же как и в предыдущем случае, является улучшение условий плавки. Здесь они воздействуют непосредственно на нагрев печи и, соответственно, на расход кокса, который сокращается. Из-за этого уменьшается выход горнового восстановительного газа на единицу обрабатываемого материала, сокращается количество кислорода отнимаемого от оксидов железа в шахте и, следовательно, возрастает степень прямого восстановления оксидов железа.

Все вместе обеспечивает сокращение расхода суммы твердого углерода и CO в целом на процесс восстановления. В самой доменной плавке, как показано ранее, при сокращении расходования CO возрастает расход углерода на прямое восстановление. Одновременно сокращается доля загруженного в печь кокса, доходящая до фурм требуя увеличения расхода кокса. Таким образом, здесь часть углерода - источника тепла, сэкономленная в связи с улучшением условий плавки, затрачивается на усиление прямого восстановления. Поэтому снижение расхода кокса всегда меньше сокращения потребностей в углероде (коксе) процессов нагрева. Сокращение расхода на восстановление газообразного восстановителя, которое по величине больше увеличения расхода твердого углерода на расход кокса, таким образом, влияния не оказывает. Иными словами и здесь повышение r_d увеличивает расход кокса, который скрыт одновременным

сокращением расхода газообразного восстановителя, на образование которого в доменной плавке кокс специально не расходуется.

Таким образом, и при снижении потребности в углероде процессов нагрева расход кокса в зависимости от r_d изменяется не по кривой с каким-то оптимальным значением аргумента (max или min), а по прямой $C^в$ в пределах от $r_d = 0$ до $r_d = 1{,}0$. При любом постоянном значении $C_0^т$ (теплопотребности плавки) оптимальное значение $C^в$ соответствует точке К. Любое отклонение от него, так же как и в ранее рассмотренном случае, нарушает нормальный нагрев печи и при его устранении возвращает величину показателя до оптимального значения. При этом от любого "оптимального" значения r_d расход кокса может быть уменьшен путем снижения $C_0^в$, при одновременном снижении r_d ниже исходного "оптимума", или путем снижения $C_0^т$ при одновременном повышении r_d выше исходного "оптимума".

Произведенный анализ позволяет отметить важную роль степени прямого восстановления железа, как своеобразного и универсального синхронизатора изменений расхода углерода в процессах химических (в виде молекул) и физических (в виде калорий и джоулей). При любых изменениях потребности плавки в тепле (в джоулях) с помощью r_d соответствующим образом изменяется расход углерода в процессах восстановления (в молекулах) и наоборот, о чем уже было опубликовано раннее [10]. Уместно отметить также и то, что анализируя рассматриваемую проблему, всегда следует иметь ввиду, что степень прямого восстановления оксидов железа в доменной плавке определяется потребностью в углероде, процессов восстановления и расходом кокса, а расход кокса – потребностью в углероде процессов нагрева и степенью прямого восстановления. При этом, при снижении расхода кокса степень прямого восстановления всегда возрастает, а при снижении степени прямого восстановления расход кокса всегда снижается; при сокращении потребности плавки в восстановителе это осуществляется в явном виде, а при сокращении потребности плавки в тепле – в скрытом виде.

Вывод. Все доменные печи при нормальном нагреве работают с "оптимальным" для сложившихся условий плавки соотношением прямого и косвенного восстановления оксидов железа.

Список литературы

1. **Павлов М.А.** Металлургия чугуна. т. II. Доменный процесс. Изд. 6. – М.: Металлургиздат, 1949. – 628 с.
2. **Любан А.П.** Анализ явлений доменного процесса. – М.: Металлургиздат, 1962. – 532 с.
3. **Готлиб А.Д.** Доменный процесс. – М.: Металлургия, 1958. – 510 с.
4. **Ефименко Т.Г., Гиммельфарб А.А., Левченко В.Е.** Металлургия чугуна. Киев: "Вища школа", 1981. – 495 с.
5. **Тихомиров Е.Н.** К вопросу о развитии косвенного и прямого восстановления в доменной плавке и ее преимуществах перед альтернативными процессами // Сталь. – 1995. – № 11. – С. 8-13.
6. **Федулов Ю.В.** К вопросу прямого восстановления железа в доменной печи // Сталь. – 1996. – №1. – С. 16-18.
7. **Шур А.Б.** Проблемы теории доменного процесса в свете дискуссии о принципе Грюнера. Труды V Международного конгресса доменщиков. – Днепропетровск: Пороги, 1999. – С. 261-265.
8. **Вегман Е.Ф., Пареньков А.Е., Чургель В.О.** Влияние степени прямого восстановления железа на удельный расход кокса в доменных печах // Сталь. – 1983. – №3. – С. 8-10.
9. **Донсков Д.Е.** Уточнение методики анализа явлений доменной плавки на основе раздельного учета потребностей в углероде процессов восстановления и теплопотребления . Труды V Международного конгресса доменщиков. – Днепропетровск: Пороги, 1999. – С. 204-208.
10. **Донсков Е.Г.** Анализ перспектив снижения расхода кокса в доменном процессе // Известия вузов. Черная металлургия. – 1990. – №4. – С. 10-13.

Рукопись поступила в редакцию 26.03.13

УДК 669.18

В.В. ПЛОТНІКОВ, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ ПРОЦЕСУ УСЕРЕДНЕННЯ ШИХТОВИХ МАТЕРІАЛІВ ПРИ ПІДГОТОВЦІ ДО АГЛОМЕРАЦІЇ

Розглянуті основні причини коливань складу агломерату вітчизняних аглофабрик та резерви підвищення ефективності усереднення сировини для аглодоменного виробництва

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними задачами. В даний час життєздатність економіки країни значною мірою залежить від конкурентноздатності продукції металур-

© Плотніков В.В., 2013

гійної промисловості. Якість готової продукції й економічність процесів металургійної переробки визначаються головним чином стабільністю складу вихідної залізорудної сировини та агломерату. Тим часом загальновідомо, що агломерат, вироблений на аглофабриках України і країн СНД, у декілька разів поступається по стабільності складу кращим зразкам закордонних виробників (за вмістом Fe ±1,0% проти ±0,2–0,3%, а за основністю ±0,1 проти ±0,02–0,03). У сучасних економічних умовах вирішити проблеми стабілізації складу агломерату шляхом заміни безнадійно постарілого і зношеного устаткування усереднювальних складів і аглофабрик дуже важко.

У зв'язку з цим у даний час різко зросла актуальність пошуку резервів підвищення стабільності складу агломерату в існуючих умовах жорстких обмежень як матеріально-технічного, так і економічного порядку. Проте дотепер у дослідників немає об'єктивних даних про ступінь використання усереднювальних можливостей існуючих технологій, немає чітких уявлень про закономірності і причини формування коливань складу залізорудної сировини і готового агломерату. Відсутня також методика комплексного підходу до рішення технологічних задач по стабілізації складу агломерату при існуючій розмаїтості умов роботи окремих аглофабрик.

Постановка задачі. Таким чином, гостро назріла необхідність у коректному аналізі процесу формування коливань складу агломерату на вітчизняних аглофабриках, що дозволив би конкретизувати джерело і причини коливань складу агломерату на будь-якій ділянці технологічного циклу від стадії видобутку руди до видачі готового агломерату.

Аналіз досліджень і публікацій. Суть проблеми стабілізації складу агломерату з погляду вимог доменного процесу полягає не просто в зниженні абсолютного розміру дисперсії коливань складу агломерату, а в забезпеченні коливань, діапазон частот яких знаходився б за межами смуги пропускання доменної печі. Коливання, діапазон частот яких припадає на смугу пропускання (їм відповідають інтервали кореляції складу матеріалів $\tau_к$ від 200 до 4000 т), умовно називаються середньочастотними і є найбільш шкідливими для режиму доменної плавки. Коливання з інтервалом кореляції менше 200 т відносять до високочастотних (їх гасить сама піч), а коливання з $\tau_к$ більше 4000 т - до низькочастотних, що легко усуваються під час регулювання процесу доменної плавки.

Відповідно до теоретичних уявлень, процес усереднення полягає в перемішуванні порцій неоднорідного за складом матеріалу, у ході якого відбувається збільшення хаотичності взаємного розташування багатих і бідних кусків цього матеріалу. Чим краще усереднений матеріал, тим менше розміри скупчень близьких за складом кусків, і тим менше інтервал (протяжність) кореляції коливань складу матеріалу. Узагальненою характеристикою усередненості матеріалу є автокореляційна функція (АКФ) $r_t(\tau) = \sum a_k \cdot e^{-\tau/\tau_k}$ [1], що включає одну або декілька компонент з ваговими коефіцієнтами $a_к$ і інтервалами кореляції $\tau_к$. Загальний розмір дисперсії коливань складу матеріалу залежить як від вихідної неоднорідності матеріалу (її характеризує розмір дисперсії складу від куска до куска σ_t, що у ході перемішування не змінюється), так і усередненості матеріалу (її характеризують параметри АКФ): із зменшенням інтервалу кореляції коливань у процесі усереднення загальна дисперсія зменшується в кінці кінців до σ_t/N. У цілому усередню вальна спроможність будь-якого пристрою або технологічної операції може вважатися задовільною, якщо вона відповідає двом вимогам - з одного боку, повинно забезпечуватися перетворення вихідних коливань складу матеріалу, що усереднюється, в усе більш високочастотні (із відповідним зменшенням їх інтервалу кореляції) із метою зниження абсолютного розміру дисперсії, а з іншого боку, кінцевий діапазон частот коливань усередненого матеріалу повинний перебувати за межами смуги пропускання доменної печі.

Важливість і необхідність підвищення ефективності усереднення сировини для аглодоменного виробництва загальновизнані, проте дотепер багато питань теорії і технології усереднення не вивчені. У технічній літературі практично відсутня інформація про характер коливань складу залізорудних матеріалів, причини і закономірності формування цих коливань; відсутні також кількісні оцінки усереднювальних можливостей усіх ділянок технологічного циклу підготовки залізорудної сировини, оцінки внеску окремих чинників у загальну дисперсію коливань складу агломерату.

Частково це пояснюється відсутністю методики комплексного урахування впливу всіх ділянок технологічного циклу підготовки сировини до спікання на кінцевий результат - частот-

ний діапазон і дисперсію коливань складу агломерату, і відсутністю спроб дослідників і технологів реалізувати можливості вже існуючих методик теоретичного аналізу усередню вальних можливостей окремих вузлів аглофабрики через деякі труднощі їх математичного апарату.

Встановлено, що характер коливань складу покладів рудних родовищ переважно низькочастотний, а середньоквадратичне відхилення (СКВ) вмісту заліза за результатами геологічного випробування складає не менше 4-5%, що відповідає межам коливань ±8-10% (у ці межі вкладається 95% всіх аналізів). На ділянці видобутку руди як шахтним так і кар'єрним способом, характер коливань складу руди змінюється в бік підвищення її усередненості: низькочастотні коливання на 70-80% заміняються середньочастотними і високочастотними. Ці коливання обумовлюють СКВ вмісту заліза 2,6-3,5 % (±5,2-7,0%) в руді перед подачею її на склад. Переважно середньочастотний характер коливань зберігається й у вихідному потоці руди при відвантаженні споживачам, що є показником низької якості усереднення залізних руд на складах гірничорудних підприємств: СКВ вмісту Fe в аглорудах складає не менше 1,5-2,5% (± 3-5%) при середньому вмісті від 48 до 56% [2].

Низька ефективність усереднювальних можливостей обумовлена двома причинами. По-перше, потужності існуючих складів не дозволяють усереднювати залишкові низькочастотні коливання, тому що їхній інтервал кореляції на порядок вище ємності формованих штабелів. По-друге, наявне устаткування для формування штабелів (звичайно автостела або РГП), сприяють розвитку сегрегації руди по укосі штабеля, що призводить до появи в потоці руди, що відвантажують, додаткових середньочастотних коливань вмісту Fe та знижує ефективність усереднення в 3-4 рази.

Розрахункові оцінки показали, що існуючі склади гірничорудних підприємств як правило не в змозі забезпечити вимоги технічних умов (ТУ) до якості руди, що відвантажують постачальникам: фактично досяжні межі коливань вмісту заліза складають не менше ±2% [1], що в два рази вище меж, встановлюваних звичайно ТУ. Невідповідність меж коливань вмісту заліза в ТУ реально досяжним можливостям існуючого устаткування і технологій усереднення на гірничодобувних підприємствах є основною причиною перекручування паспортних даних на руду. У ході теоретичних розрахунків доведено, що розмах коливань найчастіше зменшується в 2-3 рази, в результаті чого паспортні дані не мають необхідної достовірності.

Аналіз усереднювальних можливостей збагачувальних фабрик (Криворізьких ГЗК) [2] показав, що в ході технологічного циклу збагачування руда піддається значному усередненню: залізорудний концентрат перед подачею його на склад готової продукції набуває переважно високочастотного характеру коливань. Проте на складах значна частина цих коливань під впливом сегрегації трансформується в середньочастотні (особливо це характерно для криворізьких концентратів), що різко погіршує показник усередненості товарної продукції.

Встановлено, що основною причиною сегрегації є форма і розмір кусків, а не їхнє розходження по питомій вазі (вмісту Fe). В існуючих штабелях масштаб сегрегації досягає 70-80% від максимально можливої для даного виду матеріалу [3]. Отже, коливання вмісту Fe в штабелі рудної суміші, що складається з різних по своїй природі і хімічному складі матеріалів, визначається в першу чергу неоднорідністю її гранулометричного складу. Для зменшення масштабів сегрегації необхідно в першу чергу вживати заходів, що сприяють зменшенню довжини укосу сегрегації і збільшенню однорідності гранулометричного складу матеріалу в окремих порціях, що завантажуються в штабель.

У зв'язку з цим руду на складі постачальника перед відвантаженням споживачу варто не конусувати, а навпроти, додатково сортувати по крупності, відвантажуючи руду з відкоту і середніх зон штабеля в різні вагони.

Усереднювальні можливості складів аглофабрик характеризуються коефіцієнтом не більш 2,5-5,0 в залежності від типу складу і характеру вихідних коливань матеріалів, що усереднюються. Проте реальна ефективність усереднення набагато нижче усередню вальної спроможності штабелів. Мало того, у деяких випадках спостерігається явне розусереднення матеріалу: навіть якщо постачальник відвантажує добре усереднену сировину з високочастотним характером коливань, на складі аглофабрики до 50% цих коливань під впливом сегрегації перетворюється в середньочастотні, що призводить до збільшення СКВ коливань складу в 1,5-1,7 разів в порівнянні з початковим (на вході в штабель) потоком [4].

При спільному усередненні різнорідних матеріалів у загальному штабелі рудної суміші

джерелом додаткових середньочастотних коливань є не тільки сегрегація, але і прояв особливостей існуючої технології почергової пошарової укладки окремих матеріалів у загальний штабель. Саме ці додаткові коливання обумовлюють від 75 до 98% дисперсії складу рудної суміші на виході зі штабеля . Основні причини, що провокують ці коливання: варіації навантаження на транспортерах, що подають, порушення ритмічності постачань сировини і наявність перехідних прошарків у подовжньому напрямку штабеля (в окремих прошарках моменти чергування різнорідних матеріалів не збігаються з торцем штабеля).

При формуванні штабеля за допомогою автостели наслідки сегрегації вдасться ліквідувати лише при організації відвантаження, що забезпечує одночасну подачу окремих порцій матеріалу з усіх зон торцевого зрізу штабеля (наприклад, при використанні рудоусереднювальної машини з повномірною бороною, що рихлить). При відвантаженні штабеля екскаватором або РГП вплив сегрегації є вирішальним.

Отже, усередню вальні можливості існуючих складів і технологій усереднення дуже обмежені, проте деякі резерви підвищення стабільності складу залізорудної сировини все ж є. В першу чергу це оптимізація технології формування і відвантаження штабелів рудної суміші на складах аглофабрик, спрямована на зниження впливу сегрегації і зменшення структурної неоднорідності штабеля. Вживання заходів по скороченню середньочастотних коливань на складах постачальників недоцільне: досягнутий ефект буде неминуче зіпсований сегрегацією на складах аглофабрик.

На гірничорудних підприємствах варто звернути особливу увагу на ліквідацію залишкових низькочастотних коливань. Хоча інтервал кореляції цих коливань легко піддається регулюванню і не є небезпечним із погляду смуги пропускання доменної печі, внесок його в загальну дисперсію коливань складу залізорудної частини шихти може виявитися істотним навіть при малій частці цих коливань у загальному спектрі. Оскільки існуючі потужності складів не дозволяють усувати ці коливання (або хоча б помітно скорочувати інтервал їхньої кореляції), заходи щодо їхньої ліквідації можуть бути реалізовані лише на стадії організації і планування добуткових робіт.

Для всіх аглофабрик вплив випадкових коливань витрати матеріалів при їхньому дозуванні в шихтовому відділенні порівняно невеликий - не перевищує 10-13 % від загальної дисперсії. При цьому найбільш помітні коливання витрати флюсової суміші. Розрахунки показали, що навіть при значному збільшенні коефіцієнтів варіації витрат (у 1,5-2 рази), сумарні розміри дисперсії збільшуються не більш ніж у 1,1-1,2 рази. Таким чином, дисперсія складу шихти обумовлена в основному коливаннями складу шихтових матеріалів на вході в шихтове відділення. Основне джерело коливань вмісту Fe і основності агломерату визначається конкретними умовами роботи аглофабрик.

Зокрема встановлено, що основним джерелом коливань складу агломерату на аглофабриці однаковою мірою є коливання складу як рудної суміші, так і концентрату (їхня пайова участь у дисперсії вмісту Fe приблизно однакова, а дисперсія основності визначається головним чином коливаннями SiO_2 в концентраті). Проте підвищення ступеня усереднення цих матеріалів буде позначатися на коливаннях вмісту заліза й основності агломерату в істотно різній мірі.

Коливання основності особливо помітно можуть скорочуватися при підвищенні усередненості концентрату: наприклад, зниження СКВ коливань складу концентрату в 1,5 рази призведе до скорочення СКВ основності агломерату в 1,2 разів. Така ж зміна усередненості рудної суміші призведе до явно меншого ефекту, СКВ основності знизиться усього лише в 1,05 разів. Коливання вмісту заліза в агломераті можуть скорочуватися в однаковому ступені при більш повному усередненні як концентрату, так і рудної суміші: зменшення СКВ складу кожного з матеріалів у 1,5 рази приводить до зниження СКВ вмісту заліза в агломераті в 1,3 разів [5].

У ході підготовки аглошихти до спікання інтервал кореляції низькочастотних коливань помітно збільшується, а їхня частка в дисперсії складу агломерату як правило знижується; середньочастотні коливання шихтових матеріалів майже цілком відбиваються в коливаннях складу агломерату, але їхній внесок в загальну дисперсію зменшується в 1,2-1,3 за рахунок деяких змін інтервалу кореляції.

Викладення матеріалу та результати. Для виявлення причин змін, що відбуваються, був виконаний кількісний аналіз усереднювальних можливостей бункерів шихтового відділення і тракту повернення. Встановлено, що в бункерах шихтового відділення залізорудні матеріали

піддаються деякому усередненню, що характеризується коефіцієнтом усереднення біля 1,05-1,10. При цьому вирішальним є режим завантаження бункерів; взаємні ж зсуви порцій, що спостерігаються при переміщенні матеріалу в об′ємі бункера, практично не виявляються в скороченні коливань, періодичність яких порівняна з розміром масиву, що випробується. У зв'язку з цим можна вважати, що найбільше ефективним (щодо використання усереднювальних можливостей шихтових бункерів) заходами може бути раціоналізація режиму їх заповнення.

Зокрема, доцільною є орієнтація на циклічний режим завантаження, при якому заповнення чергового бункера починається при найбільшому його спорожненні і припиняється по досягненні максимальної повноти, що може сприяти досягненню коефіцієнту усереднення 1,2-,3 [6].

Циркулююче повернення чинить сприятливий вплив на розмір і характер коливань складу агломерату, що оцінюється коефіцієнтом усереднення 1,1-1,2. Позитивний ефект досягається головним чином за рахунок зміни характеру середньочастотних коливань; низькочастотні коливання практично нечуттєві до впливу повернення, - коефіцієнт їх усереднення для будь-яких досліджених варіантів не перевищує розміри 1,02-1,03.

Збільшення кількості повернення в аглошихті для малих (порядка 200 т) розмірів активної місткості тракту повернення і малих (1,0-1,5 год) періодів обороту повернення приводить до деякого зниження коефіцієнта усереднення; збільшення часу обороту повернення за рахунок повного використання бункерів повернення приводить до явного збільшення коефіцієнта усереднення. Трактам із великою активною місткістю (600-700 т) і періодом обороту 4-5 годин властива обернена закономірність - збільшення частки повернення в шихті від 20 до 30% приводить до збільшення коефіцієнта усереднення від 1,15 до 1,19, а зміна періоду обороту повернення майже не позначається на значенні коефіцієнта усереднення. Таким чином, при будь-яких умовах роботи аглофабрик, постійне підтримування максимального заповнення бункерів повернення є одним із способів додаткового скорочення коливань складу агломерату.

У розвиток існуючих положень про вплив ланцюга апаратів на коливання складу агломерату вивчений усереднювальний вплив роздрібно-сортувального відділення аглофабрики [6].

Розрахунки показали, що усереднювальна можливість циклу роздрібнення характеризується коефіцієнтом усереднення не більш 1,3 для стаціонарного режиму роботи ДСФ. Коливання навантаження на транспортерах, що подають відсіяні продукти в загальний потік, негативно позначаються на результатах усереднення, збільшуючи коливання складу вихідного потоку приблизно в 1,2 рази. Порушення стаціонарного режиму роботи призводять до виникнення додаткових середньочастотних коливань складу роздрібненої руди, і саме ці коливання виявляються в спектрі і дисперсії коливань складу залізорудної частини шихти в шихтовому відділенні аглофабрики.

Ступінь скорочення коливань основності агломерату під впливом регулювальних змін витрати флюсової суміші визначається як

$$\lambda^2 = \frac{\sigma^2_{B_a}}{\sigma^2_{B_ш}} = 1 + \rho^2 - 2\rho \cdot r_{B_ш}(T) \qquad (1)$$

де ρ - фактичний розмір коефіцієнта регулювання; $r_{B_ш}(T)$ - значення АКФ коливань основності шихти при зсуві, рівному часу запізнювання T)регулювальних впливів.

Час запізнювання T визначається як точка перетинання позитивної і негативної гілок взаємнокореляційної функції (ВКФ) коливань вмісту CaO і SiO_2 в агломераті. Розмір коефіцієнта регулювання ρ визначається з рівняння

$$K_{CS_a}(\tau) = K_{CS_ш}(\tau) - \rho \cdot \frac{\overline{S}_ф}{R\overline{O}_ф} \cdot K_{C_ш}(\tau - T) + \rho \cdot \frac{\overline{S}_ф \cdot \overline{B}_a}{R\overline{O}_ф} \cdot K_{CS_ш}(\tau - T) - \rho \cdot \frac{\overline{C}_ф}{R\overline{O}_ф} \cdot K_{CS_ш}(\tau + T) + \rho \cdot \frac{\overline{C}_ф \cdot \overline{B}_a}{R\overline{O}_ф} K_{S_ш}(\tau + T), \qquad (2)$$

де індекси "*а", "ш"* і "*ф*" означають агломерат, шихту і флюс; $\overline{C}, \overline{S}, \overline{B}$ - середнє вмісту CaO, SiO_2 і основності в матеріалах; $\overline{RO}_ф = \overline{C}_ф - B_a \cdot \overline{S}_ф$ - надлишковий вміст CaO в флюсовій суміші; *Кс, Ks* - АКФ коливань вмісту CaO і SiO_2 в матеріалах при відповідних зсувах; *Kcs*- значення ВКФ вмісту CaO і SiO_2 в матеріалах.

У ході аналізу встановлено, що ефективність же регулювання виявляється в зниженні внеску низькочастотних коливань у загальну дисперсію складу й у збільшенні коефіцієнта кореляції між CaO і SiO_2 в агломераті в порівнянні з потоком залізорудних матеріалів на вході в шихтове

відділення аглофабрики.

У цілому ефективність регулювання на вітчизняних аглофабриках досить низька: у кращому випадку СКВ основності агломерату знижується не більш, ніж у 1,2-1,4 разів, а для багатьох аглофабрик цей показник ще нижче. Основних причин дві: відсутність синхронності регулювальних змін витрати флюсу з відхиленням складу шихтових матеріалів (на деяких аглофабриках час запізнювання регулювальної зміни досягає 4 годин) і невідповідність ступеня регулювання (розміру коефіцієнта регулювання *c*) оптимально необхідному.Перша причина обумовлена відсутністю на багатьох аглофабриках експресних методів аналізу складу шихтових матеріалів і агломерату; друга - відсутністю алгоритму розрахунку оптимального розміру коефіцієнта регулювання.

Висновки. Узагальнюючи результати проведеного аналізу закономірностей і причин коливань складу агломерату для аглофабрик, що працюють в істотно різних умовах, можна виділити найбільш загальні:

У існуючих умовах агловиробництва формується діапазон коливань складу агломерату, найбільш несприятливий із погляду смуги пропускання доменної печі.

Середньочастотні коливання складу шихтових матеріалів, інтервал кореляції яких припадає на зону смуги пропускання доменної печі, формуються на виході з усереднювальних складів аглофабрик. Основна причина - низька ефективність складського устаткування, що не в змозі запобігти розвитку великомасштабної сегрегації при формуванні штабеля і ліквідувати її наслідки при відвантаженні матеріалу зі складу. Ці коливання не піддаються регулюванню в шихтовому відділенні і практично цілком відбиваються в агломераті.

Низькочастотні коливання складу вихідних залізорудних матеріалів, що виявляються в агломераті, є залишковими коливаннями складу рудних покладів. Обмежена потужність існуючих складів аглофабрик і гірничорудних підприємств не дозволяє ліквідувати повною мірою ці коливання. Через значний розмір їхнього інтервалу кореляції (десятки і сотні тисяч тонн), вони вносять суттєвий внесок у загальний розмір дисперсії складу агломерату навіть при малій їх частці в спектрі коливань.

Список літератури

1. **Петрушов С.М.** До питання про однорідність та усередненість суміші сипких різнорідних матеріалів // Відомості Академії гірничих наук України.- 1998.- № 1.- С. 78-80.

2. **Петрушов С.Н., Кухно Л.В.** Анализ усреднительных возможностей цикла дробления // Сб. научн. трудов Донбасского горно-металлургического института,- 1999.- Вып. 9.- С. 146-152

3. **Кузьминова С.Д., Петрушов С.Н.** Анализ влияния сегрегации на показатели усреднения при различных режимах складирования и отгрузки железных руд // Изв. ВУЗ. Черная металлургия.- 1999.- № 10.- С. 7-10.

4. **Петрушов. С.Н., Кухно Л.В.** Анализ влияния усредненности железорудного сырья на режим экономии топливных ресурсов и технико-экономические показатели в агломерационном производстве // Вестник Международной академии наук экологии и безопасности жизнедеятельности (МАНЕБ).- С-Петербург: 1999.- №10 (22).- С. 133-134.

5. **Русаков П.Г., Кухно Л.В.** Система диагностики усреднительно-складских комплексов разнородных сыпучих материалов // Инф. листок ЦНТИ.- 1990.- № 90-059.

6. **Петрушов С.Н.** Общие рекомендации к поиску решений проблемы стабилизации состава агломерата с целью улучшения экологии и повышения экономии топливных ресурсов. // Материалы Междунар. научно-техн. конф. “Безопасность жизнедеятельности на пороге XXI века”, Алушта, сентябрь 1999 г.- Алчевск: ВО МАНЭБ, ДГМИ.- 1999.- С. 57-60.

Рукопис подано до редакції 26.03.13

УДК 621.771.2

В.П. ЧУМАКОВ[·], старший преподаватель, А.Е. РОМАНЮК, студент
КМИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»
Д.В. ГРИНЬ, ст.преподаватель,
Кировоградский государственный педагогический университет им. В.Винниченка

ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ВЫХОДА ГОДНОГО МЕТАЛЛА ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ СОРТОВОЙ ЗАГОТОВКИ

На основании анализа производства сортовой заготовки разработана технология, направленная на повышение выхода годного металла в обжимных цехах.

[·] © Чумаков В.П., Романюк А.Е., Гринь Д.В., 2013

Ключевые слова: технология прокатки, слиток, блюм, сортовая заготовка, блюминг, непрерывно-заготовочный стан.

Введение. Приоритетной задачей прокатного производства является выпуск конкурентоспособной продукции, одним из немаловажных показателей которой является соотношение качества и цены. Основной фактор, который влияет на цену - это коэффициент выхода годного, который определяется, как отношение веса годного металла к весу исходного металла. Именно этот показатель показывает, на сколько, совершенный уровень технологии и техники, примененные в конкретном прокатном цехе. На каждом участке прокатного передела слиток-блюм-сортовая заготовка коэффициент выхода годного зависит от многих технологических и других факторов: формы и размеров исходного слитка, марки стали, размеров прокатных валков, режимов обжатий.

Технология производства прокатка слиток - блюм - сортовая заготовка постепенно вытесняется более прогрессивной технологией с применением машин непрерывного литья. Однако, имеющиеся на металлургических заводах Украины блюминги, которые прокатывают слитки массой до 15 т в блюмы с последующей прокаткой на заготовочных станах в сортовую заготовку, требуют постоянного совершенствования технологии и техники. Теоретические и практические исследования по повышению выхода годного при производстве сортовой заготовки являются весьма актуальными, о чем свидетельствуют многочисленные исследовательские работы [1-5], посвященные данной проблеме.

Поэтому совершенствование технологии прокатки при производстве сортовой заготовки является одной из важнейших задач специалистов обработки металлов давлением.

Постановка проблемы. нализ технологии производства сортовой заготовки в обжимных цехах показывает, что расход металла происходит на следующих участках:

поставки слитков из сталеплавильных цехов;

нагрева слитков в нагревательных колодцах (до 2%);

при огневой зачистке блюмов на машинах огневой зачистки (МОЗ) в среднем до 3,5% от массы зачищаемого блюма;

зачистки концов блюмов на ножницах, входящие в состав блюминга (до 3%);

прокатки блюмов на непрерывно-заготовочном стане (НЗС) до 3%.

зачистки концов и порезки готового раската на мерные длины на ножницах обводной линии (до 0,7% от массы раската);

зачистки концов раската и передачи их для дальнейшей прокатки в группе клетей 500 (до 0,4% от массы раската);

зачистки концов раската на летучих ножницах (до 0,33% от массы раската);

зачистки дефектов на поверхности сортовой заготовки на складе готовой продукции (до 0,1% от массы раската).

Наибольшие потери металла возникают при огневой зачистке блюмов на МОЗ, зачистки концов блюмов на ножницах и при прокатке на непрерывно-заготовочном стане. Потери металла при зачистке на МОЗ зависят от качества слитков и их нагрева, то изучение потерь металла при зачистке концов блюмов на ножницах и дальнейшей их прокатке на НЗС представляет особый интерес с точки зрения технологии подготовки блюма к дальнейшей прокатке и самого процесса прокатки на НЗС.

Теоретическое исследование. Основным параметром, определяющим характер деформации металла при прокатке слитков в сортовую заготовку, следует считать отношение продольно-поперечных размеров очага деформации (коэффициент формы очага деформации) - $K_ф = l_д / h_{ср}$.

$$K_ф = \frac{l_д}{h_{ср}} = \frac{2 \cdot R \cdot \alpha}{H + h} = \frac{D \cdot \alpha}{H + h} \qquad (1)$$

Анализ выражения (1) показывает, на взаимосвязь размеров валков, начальной и конечной высоты раската и угла захвата металла валками, т.е. охватывает основные параметры очага деформации при прокатке. В зависимости от величины фактора формы очага деформации А.П.Чекмаревым в работе [1] предложена классификация и дана характеристика типов прокатки. Проведенными многочисленными исследователями [6-9] в промышленных условиях было установлено, что равномерная пластическая деформация происходит, когда коэффициент фор-

мы очага деформации находится в пределах $K_ф$ = 0,4÷0,6. Такой широкий диапазон коэффициента формы очага деформации указывает на зависимость его от химического состава прокатываемого металла и его пластичности.

Распределение фактора формы очага деформации $K_ф = l_д / h_{ср}$ по проходам при прокатке различных по форме и массе слитков на блюминге 1250 и непрерывно-заготовочном стане 730/500 (рис.1) ПАТ «АрселорМиттал Кривой Рог» показывает, что прокатку на блюминге следует отнести к первому типу, при прокатке на НЗС ко второму типу. Этот показатель позволяет количественно и качественно судить о продольном течении металла в очаге деформации.



Рис. 1. Распределение фактора формы очага деформации по проходам при прокатке, различных по форме и массе слитков на блюминге 1250 и блюмов на НЗС 730/500

При прокатке на блюминге в первых пяти проходах пластическая деформация происходит при не полном проникновении пластической деформации. В результате этого приконтактные слои металла, охваченные пластической деформацией, уширяются и удлиняются гораздо больше, чем центральные и на торцах раската образуются накаты, а на боковой поверхности образуется местное уширение, рис.2*а*. Величина накатов и местного уширения зависят от режимов обжатий и количества проходов до кантовки раската

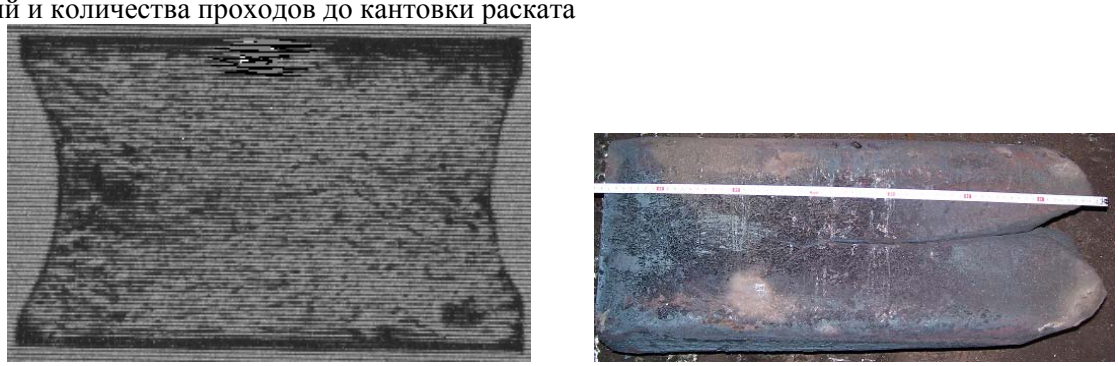


Рис. 2. Форма боковой и торцевой поверхности раската: *а* – после прокатки первых проходах; *б* – в конце прокатки

После кантовки раската пластическая деформация происходит еще с большей неравномерностью, как по ширине, так и по высоте. В этом случае углы раската еще больше удлиняются и уширяются. На углах раската создается плоское напряженное состояние металла, что приводит к образованию как поперечных, так и продольных трещин.

При последующих проходах, образовавшийся накат под действием давления валков пластически изгибается валками и не обжимается, рис.2*б*. Слои металла охваченные пластической деформацией еще больше увеличивают накат. Такое явление наблюдается до полного проникновения пластической деформации на всю высоту раската. Очевидно, что основной причиной образования накатов есть не соответствие размеров поперечного сечения слитков и размеров валков, т.е. H/D, которое не позволяет вести прокатку с равномерной деформацией по высоте раската. Многочисленные исследования в лабораторных и промышленных условиях показали различные, а иногда и противоречивые выводы по выбору размеров слитков и валков. Следует отметить, что образование накатов зависит также от отсутствия «жестких» концов на слитке

при прокатке. Наличие «жестких» концов на слитке при прокатке приводит к минимизации образования накатов [6]. В работе [4] было установлено, что в первых 4-6 проходах слиток прокатывается при неустановившемся процессе а, следовательно, установить зависимость пластического течения металла при таких условиях очень сложно, что и приводит к противоречивым выводам. В этой работе также установлено, что протяженность участка слитка, прокатанного при неустановившемся процессе прокатки при освобождении очага деформации больше, чем при его заполнении.

Постановка и задачи исследования. Основной задачей исследований, направленных на повышение выхода годного металла является сокращение величины технологической обрези, которая образуется на торцах раската, есть разработка такой формы слитка, которая могла свести к минимуму влияние ее на формообразование накатов на торцах раската.

Результаты исследований. Для реализации поставленных задач исследования проводили на лабораторном стане Криворожского металлургического института ГУВЗ «Криворожский национальный университет» с диаметром валков 127 мм на слитках из свинца. Моделирование процесса прокатки на блюминге выполняли в масштабе 1:10.

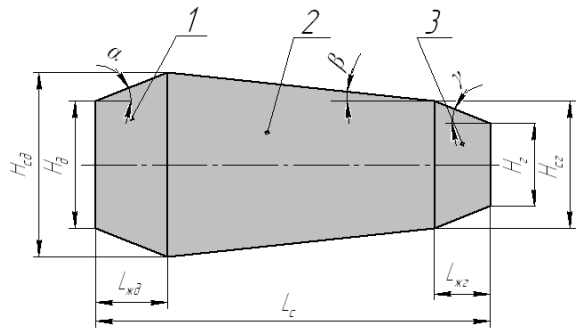


Рис. 3. Форма слитка с «жесткими» концами: 1 – донная часть; 2 – основная часть; 3 – головная часть

Режим обжатий и схема прокатки соответствовала действующему режиму обжатий на стане 1250 цеха Блюминг №1 ПАТ «АрселорМиттал Кривой Рог». Форма и размеры слитков была выбраны такими, чтобы при прокатке в первых проходах на их концах присутствовали «жесткие» концы. Форма слитка, которая применялась при лабораторных исследованиях, представлена на рис. 3. За основу расчета формы и размеров величин «жестких» концов слитков для проведения лабораторных исследований была принята методика, разработанная в работе [7].

Выводы. Лабораторными исследованиями на слитках, изготовленных из свинца, установлено:

1. Наличие на слитках «жестких» концов препятствуют образованию на торцах раската накатов при прокатке в первых проходах;

2. При прокатке в первых проходах неравномерность деформации по высоте в основной части слитка сохраняется, это свидетельствует о зависимости средней высоты слитка от диаметра валков;

3. Образование вогнутостей на боковой поверхности раскатов при прокатке в первых проходах свидетельствует об отсутствии полной пластической деформации металла по высоте раската;

4. Пластическая деформация проникает по всей высоте раската при условии, когда коэффициент формы очага деформации находится в пределах $K_ф$ = 0,4-0,5.

5. Для компенсации местного уширения необходимо увеличить радиус закругления углов слитка;

6. При зачистке концов блюмов на ножницах величину технологической обрези, можно сократить до 50-70%;

7. На основании теоретических и лабораторных исследований разработана форма слитка, позволяющая значительно повысить выход годного металла.

Список литературы

1. **Т.М. Голубев** Определение перемещений в прокатываемом металле / Сталь, 1952. - №2.

2. И.Я. Тарновский / Прокатка на блюминге. **И.Я. Тарновский, Е.В. Пальмов, В.А. Тягунов, С.В. Макаев, В.П. Котельников, Л.В. Андреюк** //«Металлургиздат». 1963. с.389.

3. **Чекмарев А.П.** Теория прокатки крупных слитков / **Чекмарев А.П., Павлов В.Л., Мелешко В.И., Токарев В.А.** //Изд. «Металлургия» 1968, с.252.

4. **Бобров В.В., Полещук В.М., Гладуш В.Д**. Оптимизация нестационарных процессов прокатки / Киев. Техника. 1984. 125 с.

5. **Чумаков В.П., Коренко М.Г., Староста Н.В.** К вопросу снижения расхода металла при прокатке на блюминге / Материалы V Международной конференции «Стратегия качества в промышленности и образовании», 2009. Варна. Болгария. - С.494-497.

6. **Чумаков В.П., Коренко М.Г., Староста Н.В.** Исследование формоизменения торцов блюмов при прокатке на заготовочних станах / Вестник национального технического университета «ХПИ» №33,2009, Харьков.

7. **Чумаков В.П., Коренко М.Г.** Пути снижения расхода металла при прокатке на блюминге. Металлургическая и горнорудная промышленность №2, 2009.- С.39-42.

8. **Чумаков В.П., Коренко М.Г.** Увеличение выхода годного при прокатке на блюминге / - «Сталь». - №3, 2012. - С.30-34.

9. Патент України №58879, Безперервнолитий злиток./ **Чумаков В.П**. Бюлетень №8, 26.04. 2011.

Рукопис подано до редакції 26.03.13

УДК 662.641

А.Д. УЧИТЕЛЬ, д-р. техн. наук проф., М.В. КОРМЕР, доцент, канд. хим. наук, доцент,
В.П. ЛЯЛЮК, д-р. техн. наук, проф., И.А. ЛЯХОВА, канд. техн. наук доцент
Е.О. ШМЕЛЬЦЕР, ст. преподаватель, Ю.И. ВИТИТНЕВ[·], ст. преподаватель
КМИ ГВУЗ «Криворожский национальны университет»

ОСОБЕННОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ХИМИЧЕСКИХ РЕАГЕНТОВ ДЛЯ БОРЬБЫ СО СМЕРЗАЕМОСТЬЮ УГЛЯ ПРИ ЕГО ПЕРЕВОЗКАХ В ЗИМНИЙ ПЕРИОД

В холодный период времени года проблема неритмичности поставки на коксохимические предприятия угольных концентратов усугубляется необходимостью отогрева вагонов с углем. Самым неэффективным и затратным является способ размораживания вагонов в гаражах (тепляках). Обработка угольных концентратов химическими добавками надежно предотвращает их смерзаемость в зимний период времени при доставке от поставщиков к потребителям.

Проблема и ее связь с практическими задачами. К смерзающимся грузам относятся перевозимые насыпью грузы, которые при температурах наружного воздуха ниже 0 °С теряют свои обычные свойства сыпучести вследствие смерзания частиц груза между собой и примерзания их к полу и стенкам кузова вагона. При дальних перевозках грузов в условиях низких температур окружающего воздуха, меняющихся климатических и метеорологических условий (особенно в переходные периоды года) грузополучатели оснащают свои пункты выгрузки смерзающихся грузов средствами разогрева или механического рыхления для восстановления сыпучести этих грузов. Для разогрева смерзшихся грузов используются тепляки и другие обогревательные устройства (например, инфракрасные излучатели). Для механического рыхления таких грузов применяются бурофрезерные установки, самоходные виброударные установки, виброрыхлители различных типов, установки экскаваторного типа.

Анализ исследований и публикации. К постоянным проблемам, с которыми приходиться сталкиваться коксохимическим предприятиям [1-3] в процессе выполнения производственных задач с наступлением холодного периода времени года, добавляется проблема разгрузки вагонов с углем из-за смерзаемости угольных концентратов при их транспортировке.

Явление смерзаемости углей и примерзания их к стенкам вагонов возможно не только в условиях суровых зим севера и востока России и Казахстана, откуда, например, поступают угольные концентраты на коксохимическое производство (КХП) ПАО “АрселорМиттал Кривой Рог” (АМКР), но и в относительно мягком климате Украины. В последнее время, несмотря на тенденции к глобальному потеплению, температура воздуха в зимний период снижается до минус 20 °С и ниже, что усугубляет проблему неритмичности поставок угольных концентратов на коксохимические предприятия из-за увеличения времени на сортировку по маркам угольных концентратов перед подачей вагонов в тепляки, на их отогрев и разгрузку, когда глубина промерзания углей в вагонах достигает от 0,25-0,3 до 0,6-1,0 м.

Промерзание угля представляет собой сложный теплофизический процесс. Однако главная причина смерзания - это все же влажность груза [4].

Воду в насыпных грузах в зависимости от характера ее связи с твердыми частицами материала, агрегатного состояния и подвижности подразделяют на свободную и связанную [5]. Свободная влага, по своим свойствам не отличается от обычной воды и замерзает при температуре около 0 °С, а испаряется с такой же скоростью, как и чистая жидкость [6]. Связанная влага не замерзает при температурах до минус 50-70 °С. Содержание свободной влаги увеличивается с повышением дисперсности груза, что способствует усилению примерзания и смерзания угля.

· © Учитель А.Д., Кормер М.В., Лялюк В.П., Ляхова И.А., Шмельцер Е.О., Вититнев Ю.И., 2013

Увеличение зольности углей ускоряет их примерзание и смерзание при перевозках и хранении [6]. Безопасная в отношении смерзания влажность имеет наибольшее значение для малометаморфизированных углей. Это объясняется различием пористой структуры на поверхности частиц углей различных стадий метаморфизма, определяющих полное внутреннее влагосодержание, фазовым состоянием воды на поверхности частиц и прочностью образовавшегося льда [7]. При влажности угля, равной или меньшей безопасной, смерзание частиц не происходит, и он сохраняет сыпучесть при отрицательной температуре [6].

Постановка задачи. Анализ факторов, влияющих на смерзание углей, изучение процессов тепло- и массопереноса и интенсивности промерзания углей в процессе транспортировки, лежит в основе разработки методов борьбы со смерзаемостью. Среди многочисленных методов профилактики и борьбы со смерзаемостью применение различных профилактических средств. является наиболее эффективным. Уголь, обработанный профилактическим средством, может быть загружен в вагон без особых усилий. Если уголь не будет смерзаться и примерзать к стенкам и днищам вагонов, освободиться до 20 % объема вагона, уменьшаться затраты на его перевозку. В связи с этим разработка новых составов профилактических средств с улучшенными эксплуатационными и экологическими свойствами является актуальной проблемой.

Результаты исследования. В настоящее время все меры предотвращения смерзания углей можно разделить на две группы [8]: профилактика смерзания и восстановление сыпучести смерзшихся углей перед выгрузкой или в процессе выгрузки.

К первой группе мероприятий относятся: обезвоживание и сушка угля, перемешивание влажных углей с сухими, перемораживание углей, а также покрытие углей и стенок вагонов гидрофобными профилактическими средствами.

Применение гидрофобных профилактических средств следует считать одним из эффективных и экономичных способов борьбы со смерзанием. В качестве профилактических средств используют: хлористый кальций; оксид кальция; хлористый магний, который можно использовать как в твердом виде, так и в виде раствора (“бишофит”); минеральные и каменноугольные масла и другие реагенты органического происхождения (“ниогрин” и “северин”).

При перевозках на короткие расстояния груз не успевает промерзнуть на достаточную глубину, поэтому можно ограничиться профилактикой только примерзания угля к стенкам вагонов. Но, если груз следует на дальние расстояния, то кроме обработки стенок и днищ вагонов необходимо нанесение гидрофобных пленок на все куски угля, то есть требуется тщательное перемешивание угля с профилактическим средством перед его погрузкой. Ко второй группе мероприятий относятся: тепловое воздействие путем разогрева вагонов в специальных гаражах (тепляках) и механическое воздействие с помощью бурорыхлительных машин.

Целесообразность и область применения тех или иных способов и средств восстановления сыпучести устанавливается, в основном, стоимостью и условиями безопасности. Стоимость восстановления сыпучести угольных концентратов с использованием тепляков, бурильных установок и другими средствами в десятки раз выше стоимости профилактических мероприятий по предупреждению примерзания угля к поверхности вагонов и смерзания частиц угля между собой.

В ходе исследований в лабораторных условиях для предотвращения смерзаемости проб угольных концентратов, отобранных в углеподготовительном цехе КХП АМКР, в качестве профилактической добавки, в первую очередь, испытывали негашеную известь. Реакция интенсивного поглощения воды углей оксидом кальция сопровождается выделением значительного количества тепла (578 кДж/кг CaO). Для полного поглощения влаги на каждый 1 кг воды должно быть подано 2,1 кг CaO, при этом эффективность смешивания CaO с углем должна быть не ниже 96 %. Первичная влага поглощается известью полностью, а адсорбированная замерзает при температуре около минус 20 °С. Однако, использование негашеной извести требует тщательно закрытого склада, оснащенного механизмом для измельчения, дозировки и смешивания угля с известью. Следует также помнить, что известь токсична, и требует соблюдения строгих правил техники безопасности.

В ходе исследования было установлено, что использование CaO целесообразно при его активности не менее 85-88 % и температуре окружающей среды не ниже минус 15-16 °С. При более низких температурах применение негашеной извести даже в количестве 3-6 % от веса угля не предохраняет его от смерзания и не обеспечивает свободной выгрузки груза. Негашеная из-

весть является лишь вспомогательным средством и может применяться для механической прослойки между слоями угля.

Следующие исследования провели с растворами хлорида кальция и хлорида магния. Оптимальное количество добавляемого в уголь раствора хлорида кальция составляет 1,5-2,0 %/т угля при влажности угля до 12 %. Примерно 30 % всего количества раствора рекомендуется замешивать с нижними слоями угля, которые промерзают сильнее, а остальную часть раствора следует распределить равномерно в оставшейся массе угля. Данные лабораторных исследований по применению хлорида кальция приведены на рис. 1.

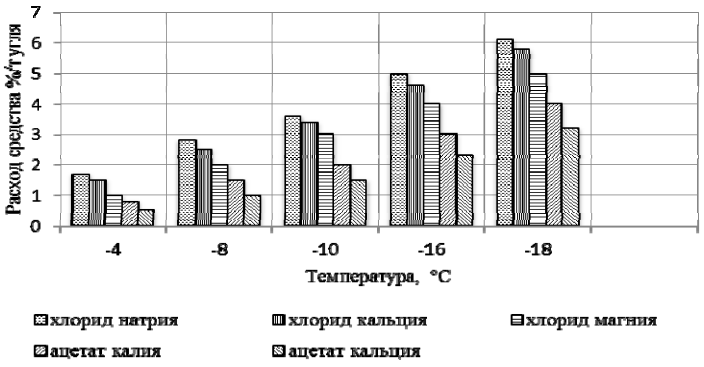


Рис. 1. Нормы расхода хлорида кальция для профилактики смерзания угля при его влажности: О – 3 %, □ – 6 %, Δ – 9 %

Ограничения на использование хлорида кальция накладываются, прежде всего в том случае, если обрабатываемый материал подвергается высокотемпературной обработке. При температурах >900 °С добавленный в уголь хлорид кальция начинает разлагаться с выделением хлора. Особенно интенсивно идет разложение в присутствии оксидов кремния и алюминия, которые выступают как катализаторы процесса. Наличие свободного хлора и раскаленного кокса может привести к образованию токсичного диоксина. Недостатками хлорида кальция являются также его высокая стоимость и коррозионная активность.

Вышеперечисленные недостатки отсутствуют у хлорида магния, который является основной составляющей природного “бишофита”. Его добывают из недр Земли, в том числе и в Украине (Полтавское, Черниговское месторождение). Это безопасный раствор, имеющий целебные свойства. Он, в отличие от хлорида кальция, не только не вызывает коррозию, но и способствует уменьшению ее скорости. Количество добавляемого “бишофита” при лабораторных исследованиях изменяли от 1 до 5 % от массы угля. Использовали угольный концентрат фракции 0-3 мм с влажность 12 %. Результаты опытов приведены в табл. 2.

Таблица 2

Температура смерзания угля обработанного “бишофитом”

Расход “бишофита”, %	Расчетная температура замерзания раствора “бишофита”, °С	Температура смерзания угля, обработанного “бишофитом”, °С
1,0	-7,3	-4
2,0	-11,6	-8
3,0	-14,6	-10
4,0	-16,3	-16
5,0	-19,3	-18

Из приведенных данных следует, что добавка 4-5 % “бишофита” уменьшает температуру смерзания частиц угля до минус 16-18 °С, а так как температура воздуха в Украине в зимний период редко достигает минус 20 °С, то при транспортировке от украинских поставщиков угля к потребителям в пределах страны наиболее целесообразна добавка “бишофита” в количестве 2,5-3 %, при этом эффективность смешивания “бишофита” с углем также должна быть не ниже 96-98 %. Добавка бишофита к углю, как показал опыт, не изменяет насыпную плотность угля и незначительно увеличивает индекс основности до 0,5 %.

Использование хлорида магния имеет преимущество перед хлоридом кальция еще и потому, что разложение его при высоких температурах идет без выделения свободного хлора.

Исследованиями показано, что обрабатывать водным раствором “бишофита” целесообразно уголь с небольшой влажностью, так как добавка “бишофита” приводит к увеличению влажности угля. Предельная влажность обработанного угля не должна превышать 11-12 %. При соблюдении этих условий уголь не будет смерзаться до температуры минус 16-18 °С.

Анализ результатов использования профилактических добавок понижающих температуру смерзания показал, что если хлорид натрия активно действует при температурах до минус 10 °С, хлорид кальция до минус 10-16 °С, то хлорид магния можно использовать до минус 16-18 °С.

В настоящее время нами проводятся исследования профилактических добавок на основе солей уксусной кислоты – ацетатов натрия, калия, кальция, магния. В литературе имеются сведения о применении этих веществ и смесей на их основе для борьбы с гололедом. Они не вызывают коррозии металлических поверхностей, их можно использовать в значительно меньших количествах [9]. Лабораторными исследованиями установлено, что для обработки одного и того же количества угля их необходимо меньше, чем препаратов на основе хлоридов.

Нормы расхода профилактических средств приведены на рис. 2.

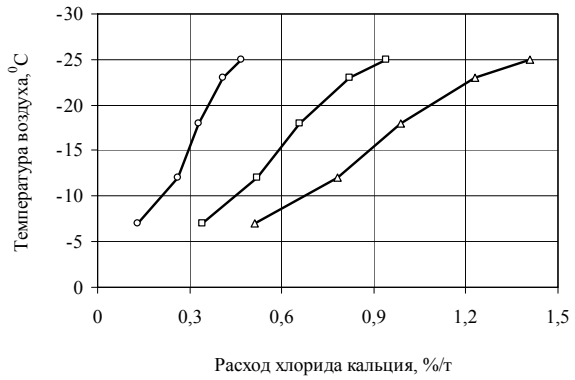


Рис. 2. Нормы расхода профилактических средств

Однако успешное использование добавок на основе солей уксусной кислоты также зависит от эффективности их смешивания с углем, которая должна быть не ниже 96-98 %.

На коксохимических предприятиях в разное время применяли тарельчатые, лопастные, бичевые, барабанные, шнековые и дезинтеграторные машины для смешивания шихты. Нами предложена конструкция смесителя роторного типа, предназначенного для окончательного смешивания угольной шихты с любыми профилактическими средствами. Роторный смеситель (рис. 3) устанавливается над ленточным конвейером так, что его роторы вписываются в поперечное сечение, образованное желобчатой лентой конвейера, с зазором между плоскостью ленты и лопастями роторов.

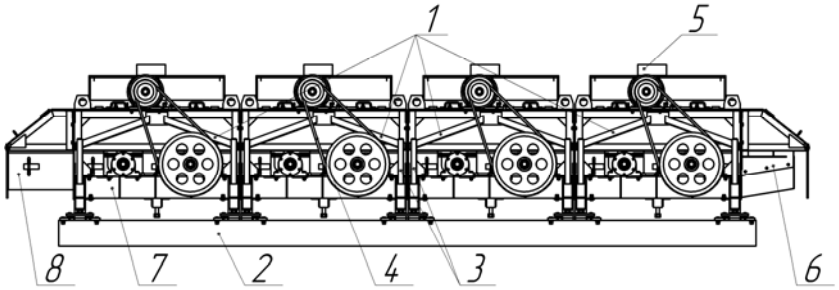


Рис. 3. Смеситель роторный 4-х секционный: *1* - секции смесителя, *2* - опора, *3* - регулировочные винты, *4* - клиноременная передача, *5* - электродвигатель, *6,8* - козырьки с отбойниками, *7* - уплотнитель

При перемещении угольной шихты по ленте она подвергается действию лопастей роторов и перемешивается с профилактическими средствами.

Ротор является смешивающим органом смесителя. В одной секции смесителя размещены 2 вида роторов: один -– с лопастями из конвейерной ленты, другой - с лопастями из тросов. Роторы вращаются в одну сторону по ходу движения угольной шихты.

Результаты испытаний работы смесителя при смешивании угольного концентрата с известью обеспечили увеличение степени однородности по содержанию CaO с 19 % после дробилки до 98 % после смесителя.

Смеситель предложенной конструкции может обеспечить высокую степень смешивания угольной шихты не только по всем показателям технического анализа шихты (насыпной массе, ее гранулометрическому составу и петрографическим показателям) [1], что отразится на повышении качества кокса в условиях ухудшения сырьевой базы коксования и неритмичности поставки угольных концентратов на коксохимические предприятия, но также обеспечит несмерзаемость угля при его обработке профилактическими добавками у поставщиков угля, во время его транспортировке при отрицательных температурах и на любые расстояния.

Выводы. Обработка угольных концентратов химическими добавками может надежно предотвращать их смерзаемость в зимний период времени при доставке от поставщиков к потреби-

телям. Уголь будет легко разгружаться без больших затрат энергии на отогрев вагонов в гаражах-тепляках. Некоторое повышение себестоимости угля за счет дополнительных операций обработки его химическими добавками у поставщиков перекроется снижением затрат на обогрев вагонов у потребителей угля. При этом уголь не надо будет дробить тяжелыми машинами, что обычно приводит к его переизмельчению и дополнительному "отощению", особенно ценных марок угля, что резко сказывается на качестве кокса. Одной из важнейших задач, отвечающих за эффективность технологии обработки угольных концентратов профилактическими добавками, является обеспечение эффективности смешивания угольной шихты с добавками на уровне не ниже 96-98 %.

Список литературы

1. Качество подготовки шихты для коксования / В.П. Лялюк, А.Д. Учитель, И.А. Ляхова **и др. // Кокс и химия. – 2011. – №8. – С. 2-19.**

2. Стабильность качества кокса для доменной плавки / **В.П. Лялюк, В.П. Соколова, И.А. Ляхова** и др. // Кокс и химия. – 2012. – № 8. – С. 19-24.

3. Влияние влажности угольной шихты на качество кокса / **В.П. Лялюк, А.Д. Учитель, И.А. Ляхова** и др. // Кокс и химия. – 2012. – № 9. – С. 2-8.

4. **Матасов С.Ф., Куртунов Л.М., Хорунжий А.С.** Борьба со смерзаемостью при перевозке по железным дорогам. – М.: Металлургия, 1974. – 248 с.

5. **Лепнев М.И., Северинов Э.П.** Грузы и мороз. – М.: Транспорт, 1988. – 143 с.

6. **Михайлов Н.М., Шарков А.Т.** Физические свойства топлива и борьба с затруднениями на топливоподаче электростанций. – М.: Энергия, 1974. – 264 с.

8. **Кожевников Н.Н, Попов В.И.** Прогнозирование процессов промерзания в сыпучих материалах при железнодорожных перевозках. – Новосибирск: Наука, 1978. –104 с.

9. Патент России №2251603. Способ предотвращения смерзаемости дорожного покрытия // **М.В. Ачкеева, В.П. Данилов, И.В. Морозов** и др. – 2004.

Рукопись поступила в редакцию 26.02.13

УДК 669.162.16

В.П. ЛЯЛЮК, д-р техн. наук, проф.,
И.А. ЛЯХОВА, Д.А. КАССИМ, кандидаты техн. наук, доц.,
КМИ ГВУЗ "Криворожский национальный университет"
А.К. ТАРАКАНОВ[*], д-р техн. наук, проф.,
Национальная металлургическая академия Украины
П.И. ОТОРВИН канд. техн. наук, ПАТ "АрселорМиттал Кривой Рог"

ВЛИЯНИЕ ПОСЛЕРЕАКЦИОННОЙ ПРОЧНОСТИ КОКСА НА ЕГО УДЕЛЬНЫЙ РАСХОД В ДОМЕННОЙ ПЛАВКЕ

В доменной плавке на сегодня самыми эффективными являются технология вдувания ПУТ и широко опробованная на комбинате "Криворожсталь" технология загрузки в доменные печи кускового антрацита. Реализация этих технологий требует значительного улучшения качества кокса.

В настоящее время внедрение таких высокоэффективных технологий, как вдувание пылеугольного топлива (ПУТ) в доменные печи в количестве 150-200 кг/т чугуна или технологии использования кускового антрацита в количестве до 70-90 кг/т чугуна с коэффициентом замены кокса 0,8-1,0 кг/кг, относятся к важнейшим направлениям повышения конкурентоспособности металлургических предприятий и успешного их функционирования на внутреннем и внешнем рынках [1,2]. При этом следует подчеркнуть, что вторая технология обеспечивает значительный экономический эффект за счет снижения расхода кокса и себестоимости чугуна при полном отсутствии дополнительных капитальных вложений, как этого требует внедрение технологии вдувания ПУТ. Однако обе эти технологии требуют, прежде всего, опережающего повышения качества кокса.

По данным 9-ти месяцев 2012 г., высококачественный кокс с показателями: CSR 56,71-60,31 %, CRI 30,59-32,48 %, M_{25} 90,3-92,1 %, M_{10} 3,9-4,3 %, отвечающий требованиям технологии вдувания ПУТ, производили в цехе №3 ПАО "Алчевсккокс" на батарее №10-бис., где при использовании качественных угольных концентратов совмещены технологии трамбования шихты и сухого тушения кокса. Этот кокс, а также кокс с батареи №9-бис., где показатели ка-

[*] © Лялюк В.П., Ляхова И.А., Кассим Д.А., Тараканов А.К., Оторвин П.И., 2013

чества кокса несколько ниже из-за использования мокрого тушения кокса, подавали в доменные печи №1 и 5 Алчевского металлургического комбината, где с середины 2009 г. внедрена технология вдувания ПУТ. На печи №1 объемом 3000 м^3 на этом коксе достигли удельного расхода кокса 378,1 кг/т чугуна при расходе ПУТ 167 кг/т, а на доменной печи №5 объемом 1719 м^3 удельный расход кокса был 418,8 кг/т при расходе ПУТ 149 кг/т чугуна.

Доменные печи ПАТ "АрселорМиттал Кривой Рог" (АМКР) никогда не имели кокс такого качества. Особенно это касается показателей холодной прочности кокса M_{25} и M_{10}. В отношении величин реакционной способности (CRI) и, следовательно, послереакционной прочности (CSR) кокса, достижение таких показателей, как у кокса ПАО "Алчевскккокс", для печей АМКР сегодня не является первоочередной задачей, т.к. на этих доменных печах не применяется технология вдувания ПУТ, а для используемой технологии загрузки в печи через колошник кускового антрацита, прежде всего, важны высокие показатели холодной прочности кокса [3].

В настоящее время необходимость обеспечения низкой реакционной способности кокса CRI неоднозначна. Например, японские металлурги ищут пути не снижения, а повышения CRI кокса даже для печей, использующих технологию вдувания ПУТ [4-7]. Кроме этого, при повышении реакционной способности кокса его расход может дополнительно уменьшаться за счет снижения степени развития прямого восстановления железа, что вполне реально, и это подтвердили японские [4-7] и [8,9] исследования.

Основное количество кокса доменные печи АМКР получали от собственного коксохимического производства (КХП). Показатели качества кокса КХП в 2009-2011 гг. приведены в табл. 1 [10,11].

Надо отметить, что показатели холодной прочности кокса, загружаемого в доменные печи доменных цехов №1 и 2 АМКР, - самые низкие по сравнению с аналогичными показателями качества кокса, используемого на других металлургических комбинатах Украины, и это при том, что кроме кокса КХП на доменной печи №9 объемом 5000 м^3 дополнительно использовали кокс и других поставщиков с лучшими показателями по прочности и истираемости.

Таблица 1

Показатели качества кокса КХП АМКР

Год	Показатели, %								
	W, %	As, %	S, %	M_{25}, %	M_{10}, %	+80, мм	-25, мм	CSR, %	CRI, %
2009	3,9	12,9	0,85	84,4	8,9	10,5	5,8	41,9	41,5
2010	4,4	12,9	0,88	83,4	8,6	7,2	6,8	41,2	41,5
2011	3,8	12,4	0,88	86,6	7,6	10,6	5,1	47,4	42,1

В 2011 г. в связи с изменением сырьевой базы коксования качество кокса на КХП заметно улучшилось в сравнении с 2009 и 2010 гг. (см. табл. 1) и значительно улучшилось качество кокса КХП по итогам 9 месяцев 2012 г.

При этом шихту на КХП в 2012 г. стали составлять таким образом, чтобы обеспечить, прежде всего, рост послереакционной прочности кокса (CSR). В результате доменные печи №7 (2000 м^3) и №8 (2700 м^3) с января по сентябрь (включительно) 2012 г. получали кокс только КХП с показателями: M_{25} 85,9-88,0 %, M_{10} 7,3-7,8 %, CSR 48,0-51,9 % и CRI 33,7-36,7 %. Доменная печь №9 в этот же период получала кокс КХП и привозной кокс "АрселорМиттал Польша", причем расход последнего непрерывно рос. Так, если в апреле этого года кокса грузили в печь 50,9 %, то в сентябре – уже 84,8 %. В результате на этой печи показатели качества кокса были несколько выше: M_{25} 87,0-88,2 %, M_{10} 6,7-7,3 %, CSR 50,4-53,9 % и CRI 33,2-36,5 %.

За последние 12 лет самые низкие показатели по расходу кокса на доменных печах №7 и 9 были зафиксированы в 2006 г. при самых высоких среднемесячных расходах антрацита, а на доменной печи №8, которая простояла на капремонте с 2003 г. по август 2008 г. [12], – в 2009 г. (лучшие месяцы работы этих печей в указанные периоды традиционно используют как базовые). В связи со значительным ростом CSR кокса КХП для печей №7 и 8 в 2012 г. (лучшие месяцы работы этих печей будем считать опытными) проведем сравнительный анализ работы этих печей с базовыми периодами.

В базовом периоде 2006 г. в доменную печь №9 подавали кокс с показателем CSR более высоким, чем в трех кварталах 2012 г., и только в опытном периоде №2 этого года CSR превысило этот показатель качества кокса базового периода. Технико-экономические показатели ра-

боты доменных печей №7, 8 и 9 на коксе разного качества и при загрузке в печи различного количества антрацита приведены в табл. 2.

Анализ табл. 2 показывает, что при существенном увеличении CSR кокса, загружаемого в печи №7,8 и 9, ни на одной из доменных печей в опытных периодах увеличить рудную нагрузку на кокс не удалось. При этом, несмотря на существенное увеличение температуры дутья, а в некоторых периодах и расхода природного газа получить более низкий расход кокса на печах №7 и 8 в сравнении с базовыми периодами не удалось. Приведенный расход кокса вырос на 22,5-64,6 кг/т чугуна. Исключением является только доменная печь №9, на которой приведенный расход кокса снизился в опытных периодах, соответственно, на 10,7 и 19,9 кг/т при росте фактического расхода кокса на 14,4 и 8,3 кг/т чугуна. Таким образом, можно констатировать, что затраты, понесенные на приобретение дорогих импортных угольных концентратов для увеличения показателя послереакционной прочности кокса CSR, не окупились.

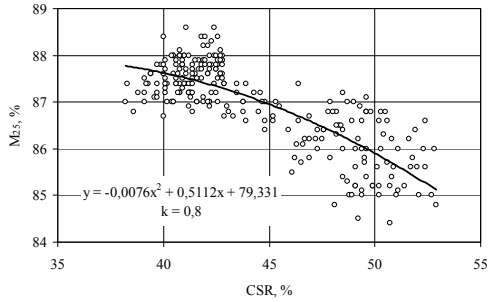


Рис. 1. Зависимость M_{25} отизменения CSR кокса

Если проанализировать показатели холодной прочности кокса по печам, то видно, что M_{25} и M_{10} изменялись незначительно. Более того, каждый раз, когда предпринимались попытки увеличить показатель CSR для кокса КХП, прочность его по M_{25} всегда уменьшалась. Это видно из зависимости между этими показателями кокса КХП по результатам 2011 г. (рис. 1).

Основной причиной роста расхода кокса на печах в рассматриваемые периоды в сравнении с базовыми является снижение норм подачи в печи антрацита, которые к тому же и не выполнялись. Имеет место значительная неритмичность поставки кускового антрацита в доменные цехи. Если бы антрацит был в наличии, то даже при существующих показателях холодной прочности кокса и загрузке в печи антрацита минимум 70 кг/т (технология подачи такого количества антрацита в печи хорошо отработана еще на комбинате "Криворожсталь" [3]), то можно было бы иметь удельный расход кокса на печах №7 и №8 438-455 и 434-446 кг/т, соответственно, а на печи №9 - 379-438 кг/т чугуна. Если бы шихту на КХП составляли с учетом обеспечения показателей холодной прочности кокса M_{25} 90 % и M_{10} 6 % вместо повышения показателя послереакционной прочности CSR до уровня 55-60 %, то расход кокса можно было бы снизить еще дополнительно [13] и получить значительную экономию не только за счет отказа от дорогих импортных углей, но и иметь значительную экономию в доменном производстве, прежде всего, за счет снижения расхода кокса и разницы цен на кокс и антрацит.

Выводы. К важнейшим направлениям повышения эффективности доменного производства относятся технология вдувания пылеугольного топлива в доменные печи и технология использования кускового антрацита на тех доменных печах, где еще не внедрена технология вдувания ПУТ. Обе эти технологии требуют опережающего повышения качества кокса, причем если для технологии ПУТ, прежде всего, необходимо повышать послереакционную прочность кокса CSR в связи со значительным сокращением расхода твердого топлива в доменной плавке, то для технологии загрузки в печи кускового антрацита, прежде всего, необходимо повышать качество кокса за счет улучшения показателей его холодной прочности.

Список литературы

1. **Лялюк В.П., Товаровский И.Г., Тараканов А.К.** Проблемы реализации вдувания пылеугольного топлива и альтернативных технологий доменной плавки // Черная металлургия: Бюллетень института "Черметинформация". – 2011. – №11. – С. 20-26.

2. **Товаровский И.Г., Большаков В.И., Лялюк В.П.** Альтернативные коксосберегающие технологии – перспектива развития доменного производства // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2011. – №2. – С. 10-13.

3. Антрацит и термоантрацит в шихте доменной плавки // **В.П. Лялюк, И.Г. Товаровский, Д.А. Демчук** и др. – Днепропетровск: Пороги, 2008. – 245 с.

4. Enhancement of blast furnace reaction efficiency through the use of highly reactive coke / **S. Nomura, S. Matsuzaki, M. Naito** et al. // FISTech 2006. – Proceedings. – P. 31-37.

5. Subjects for achievements of blast furnace operation with low reducing agent rate / **Y. Ujisawa, K. Nakano, Y. Matsukura** et al. // Tetsu-to-Hagane. 2006. 92. – №12. – P. 323-329.

6. **Shimizu M., Naito M.** Technological progresses and researches on blast furnace ironmaking in the new century // Tetsu-to-Hagane. – 2006. 92. – №12. – P. 694-702.

7. **Naito M.** Necessity of high strength and high reactivity for coke // CAMP ISIJ. – 2007.20. – P. 620-623.

8. **Лялюк В.П., Тараканов А.К., Кассим Д.А.** Влияние реакционной способности кокса на технико-экономические показатели доменной плавки // Кокс и химия. – 2011. – №2. – С. 16-22.

9. **Тараканов А.К., Лялюк В.П., Кассим Д.А.** Обоснование современных подходов к оценке качества доменного кокса // Сталь. – 2011. – №7. – С. 20-22.

10. Итоги работы предприятий ассоциации "Укркокс" в 2010 году. Украинская научно-промышленная ассоциация "Укркокс". – Днепропетровск: 2011. – 109 с.

11. Итоги работы предприятий ассоциации "Укркокс" в 2011 году. Украинская научно-промышленная ассоциация "Укркокс". – Днепропетровск: 2012. – 107 с.

12. Опыт эксплуатации, выдувки, ремонта и пуска после реконструкции доменной печи объемом 2700 м^3 / **В.А. Шеремет, В.П. Лялюк, А.В. Кекух** и др. // Черная металлургия: Бюллетень института "Черметинформация". – 2010. – №3. – С. 50-59.

13. Выбор направлений развития коксосберегающей технологии доменной плавки / **В.П. Лялюк, И.Г. Товаровский, В.А. Шеремет** и др. // Черная металлургия: Бюллетень института "Черметинформация". – 2010. – №1. – С. 37-41.

Рукопись поступила в редакцию 26.02.13

УДК 669.14:66.065.5

В.В. ТКАЧ, канд. техн. наук, доц., О.М. КІЩЕНКО, аспірантка
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВПЛИВ ЕЛЕКТРИЧНОЇ ДІЇ В ПРОЦЕСІ КРИСТАЛІЗАЦІЇ НА ФІЗИКО-МЕХАНІЧНІ ВЛАСТИВОСТІ СТАЛІ 110Г13Л

Розглянуто залежність фізичних та механічних властивостей марганцевої сталі марки 110Г13Л від впливу електричної дії під час кристалізації виливка.

Актуальність проблеми і її зв'язок з науковими і практичними завданнями. При виробництві сталі Гадфильда [1] доводиться вирішувати ряд моментів, що негативно впливають як на технологічні, ливарні, так і експлуатаційні властивості відливань : *а* - при експлуатації сталі 110Г13Л в умовах високих абразивних і низьких динамічних навантажень, не устигає утворитися зміцнений поверхневий шар, що веде до швидкого виходу деталей з ладу; *б* - високий вміст фосфору, що вноситься в сталь з середньо- і високовуглецевим феромарганцем, і як наслідок - виділення фосфидної евтектики по межах зерен; *в* - виділення карбідів по межах зерна; *г* - високий вміст в металі газів і неметалічних включень при високому закисі марганцю в шлаку; д) схильність до росту дендриту при високій температурі заливки.

Актуальним завданням на сьогодні для металургійних підприємств залишається обробка металу, для поліпшення його фізичних властивостей. Одним з перспективних способів дії на структуру і властивості ливарних сплавів є обробка розплаву електричним струмом в процесі кристалізації. Електрична обробка матеріалів представляє самостійне напрями спрямованого регулювання властивостей металів, що інтенсивно розвиваються [2]. Накладення на рідкий метал, що кристалізується, електричного і магнітного полів дозволяє ефективно управляти рухом розплаву, процесами тепломассопереносу, структурою і властивостями відливань [3].

Відомо, що рух іонів в рідкому сплаві хаотичний. Спрямовану дифузію іонів можна створити, змінивши градієнт концентрації їх в розплаві, що досягається або зміною парціального тиску над металом, спрямованим рухом неметалічних включення при адсорбції їх флюсами, шляхом дії на рідкий метал наприклад, постійного струму.

Постановка завдання. Обробка рідкого розплаву електричним струмом створює умови для спрямованої кристалізації в міжелектродному просторі, що дозволяє управляти процесом кристалізації відливань. Механізми дії постійного струму заснований на виникненні і розвитку, ефект Пельте, рідкою і твердою фазою, використовуваного при зонному плавленні [4].

Разом з цим, струм, будучи внутрішнім джерелом енергії, додатково прогрівають виливок, стабілізуючи температурне поле за часом і в його об'ємі. Тому використання струму в процесі формування відливання зменшує вірогідність виникнення недоливів металу у формі, що особливо важливо при отриманні тонкостінних литих виробів.

Раніше були проведені дослідженні по вивченню впливу електродії на кристалізацію мідних і алюмінієвих. З метою поліпшення експлуатаційних властивостей зносостійких сталей,

© Ткач В.В., Кіщенко О.М., 2013

зниження енергоємності і матеріаломісткості процес потрібне проведення комплексу дослідження по застосуванню електродії.

Викладення основних матеріалів і результати. В умовах ливарного цеху ТОВ «Зодчії» була випробувана технологія отримання досвідченої партії відливань з металевого сплаву 110Г13Л, що включає обробку електричним струмом в процесі кристалізації. З метою забезпечення відповідності хімічного складу отримуваних сплавів вимогам ГОСТ 1583-93, шихта розраховувалася, добавки заздалегідь дробилися і зважувалися. Експериментальні плавки проводили в індукційній печі. Контроль температури здійснювали платиново-родієвою термопарою, що входить до складу вимірювального комплексу в якості первинного датчика.

Заливку проб і зразків здійснювали при температурі - 1490 °З в піщану форму методом лиття по випалюваних моделях. У роботі досліджували дію постійного електричного струму на кристалізацію і властивості ливарних сплавів.

Обробку розплаву електричним струмом в процесі кристалізації здійснювали за допомогою пристрою, загальна схема якого приведена на рис. 1.

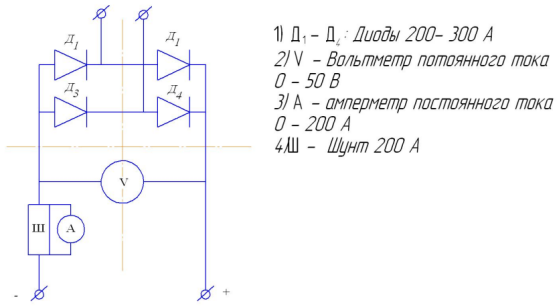


Рис. 1. Схема пристрою

Пристрій містить шунт 200 А, амперметр постійного струму 0 - 200А (А), вольтметр постійного струму 0 - 50 В (В), діоди 200 - 300 А, струмопровідні елементи 1, підведені до електродів.

Обробку відливань електричним струмом проводили з початку заливки металу у форму до закінчення кристалізації. Використовувався постійний струм (напруга 25-55В) щільністю 4-5 А/см^2. Як показав аналіз мікроструктури зразків отриманого сплаву на кристалізацію металу електричний струм чинить модифікуючу дію. Подрібнюється первинне зерно металевої основи (рис. 2). При обробці відливань електричним струмом кількість неметалічних включення зменшується 1,4-2,5 разу.

а *б*

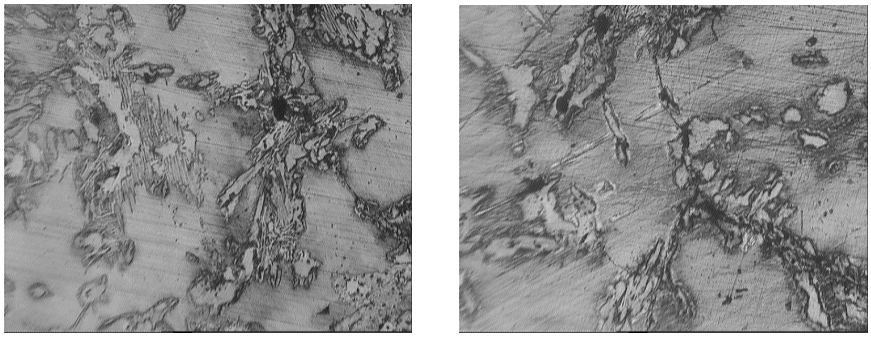


Рис. 2. Мікроструктура сплаву 110Г13Л×100:
а - початковий сплав; *б* - сплав, оброблений електричним струмом

а *б*

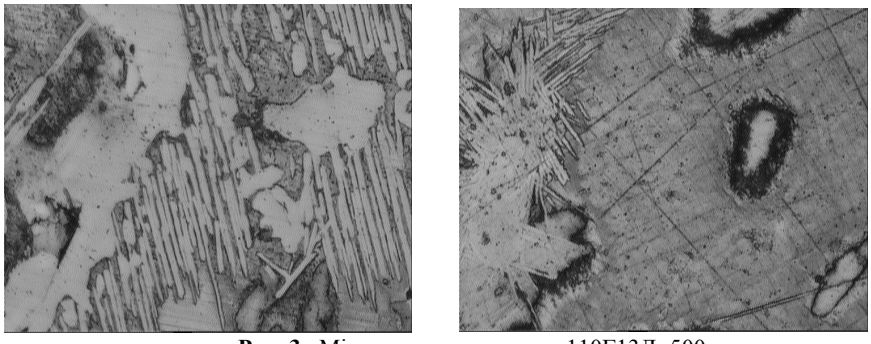


Рис. 3 . Мікроструктура сплаву 110Г13Л×500:
а - початковий сплав; *б* - сплав, оброблений електричним струмом

Оброблений електричним струмом сплав має вищі ливарні технологічні властивості, має кращу здатність заповнювати форму і кристалізується з меншою усадкою. Обробка електричним струмом регулюють розмір і кількість окремих структурних складових сплавів, приводить до подрібнення зерна (рис. 3).

Дія електричного струму високої щільності на кристалізацію дозволяє оборотно змінювати кількість твердої та рідкої фаз.

Струм, розігріваючи локальні області і мікрооб'єми матеріалу, забезпечує переклад

його з твердого стану в рідкий. Це дає можливість регулювати час переходу з рідкого стану в твердий, тобто підтримувати існування агрегатного стану матеріалу.

Висновки. Обробка розплаву струмом у багато разів підвищує швидкість розчинення металевих домішок і інших компонентів в розплаві, що є центрами кристалізації, що забезпечує не лише дрібнокристалічну структуру, але і підвищує гомогенність металу відливання.

Тимчасовий опір розриву підвищився на 10-20 %. Підвищення механічних властивостей є наслідком подрібнення тих, що становлять мікроструктури.

Обробка електричним струмом чинить сприятливий вплив на процес кристалізації розплавів металів при литві, що істотно покращує структуру зливка і його механічні властивості.

Список літератури

1. **Зимокос Г. Н., Адаменко Л.А., Іванова Л.Х.** Вплив хімічного складу на властивості високомарганцевої сталі у відливаннях бронею конусних дробарок. «Металургія і гірничорудна промисловість» Москва 2011

2. **Кіщенко О. М., Ткач В. В., Орел Т. В** Поліпшення якості відливань електричним струмом в процесі кристалізації. Збірка конференцій ПІТ Кривий Ріг 2010.- Вип.10.-С. 25

3. **Кіщенко О.М., Ткач В. В.** «Behandlung von flüssigem Metall elektrischen Strom» Вісник ДВНЗ «Національний гірський інститут» Дніпропетровськ 2012 р

4. **Башмакова Н.В.** Особливості кристалізації алюмінієвих сплавів, виплавлених на основі вторинних шихтових матеріалів// V регіональна науково-практична конференція студентів, аспірантів і молодих учених. Доповіді аспірантів і молодих учених. - Новокузнецьк, 2005. С. 28-50

Рукопис подано до редакції 24.02.13

УДК 662.749:067.5

В.П. ЛЯЛЮК, д-р техн. наук, проф.,
В.П. СОКОЛОВА, И.А. ЛЯХОВА, Д.А. КАССИМ, кандидаты техн. наук, доц.,
Е.О. ШМЕЛЬЦЕР[*], ст. преподаватель, КМИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

О РАЦИОНАЛЬНОЙ СТЕПЕНИ ДРОБЛЕНИЯ УГОЛЬНЫХ ШИХТ ДЛЯ КОКСОВАНИЯ С ВЫСОКИМ СОДЕРЖАНИЕМ ЖИРНЫХ УГЛЕЙ

Промышленными испытаниями показана необходимость повышения степени дробления угольных шихт с содержанием жирных углей более 70 % для увеличения прочности кокса. Однако более рационально не допускать высокого содержания жирных углей в шихте и их переизмельчения, частично заменяя жирные угли оптимальным количеством газовых углей для обеспечения качества кокса для современной доменной плавки на уровне как минимум M_{25} = 90 %, M_{10} = 6 %.

Проблема и ее связь с практическими задачами. В работах [1-8] неоднократно анализировались причины снижения качества кокса КХП ПАТ "АрселорМиттал Кривой Рог" (АМКР). К ним относятся: большое число поставщиков угольных концентратов; высокая нестабильность угольной базы коксования (количество перешихтовок в отдельные месяцы доходило до 60-80); неточности в выборе оптимальной степени дробления угольной шихты (содержания класса 0-3 мм), из-за чего насыпная масса шихты и содержание "отощающего" класса -0,5 мм в шихте не соответствовали оптимальным значениям при изменяющемся марочном составе шихты; низкая степень смешивания шихты после дробилок, а по некоторым показателям, например, содержанию "отощающего" класса -0,5 мм, очень низкая; повышенная влажность и зольность шихты, идущей на коксование; высокая колеблемость показателей качества углей и шихт и др.

К числу недостаточно исследованных относится проблема выбора оптимальной степени дробления угольной шихты с очень высоким содержанием жирных углей. В шихтах КХП АМКР, идущих на коксование, например, в 2011 г. в соответствии с петрографическим анализом, содержание угля марки Ж изменялось в диапазоне от 56 до 89 %.

Анализ исследований и публикаций Анализ информационных источников с высокой степенью объективности показывает, что в большинстве публикаций указывается нецелесообразность очень тонкого дробления жирных углей [9-14 и др.]. Так в работе [9] отмечается, что при значительном участии в шихтах жирных углей целесообразно дробить только крупный

[*] © Лялюк В.П., Соколова В.П., Ляхова И.А., Кассим Д.А., Шмельцер Е.О., 2013

концентрат при общем уровне помола 75-80 %. Для получения кокса оптимального качества необходимо угли марок Ж и К измельчать до 75 %, а угли марок Г и ОС - до 80 и 85 % содержания класса 0-3 мм [10]. На Криворожском КХЗ газовые угли и бинарную смесь (Г+Ж) измельчали до содержания класса 0-3 мм не ниже 80 %; бинарную смесь (ОС+Т) - не ниже 90 %, а угли марок Ж и К, при содержании в них класса 0-3 мм 76-77 %, вводили в шихту без дробления [11]. В последующем на Криворожском КХЗ в результате исследований измельчения шихты в диапазоне от 65 до 95 % содержания класса 0-3 мм было принято при базовой степени дробления шихты 75 % газовые угли измельчать до 75-76 %, отощающие – до 90-92 %, а угли марок Ж и К - до 60-70 % содержания класса 0-3 мм [12]. Авторы работы [13] считают, что нельзя переизмельчать хорошо спекающиеся угли вследствие снижения при нагревании выхода жидких термоустойчивых продуктов, спекающих остальные компоненты шихты. Изучая глубину взаимного проникновения продуктов термической деструкции разных углей, авторы работы [14] установили, что степень перемещения этих продуктов жирного угля, наиболее полно переходящего в жидкоподвижное пластическое состояние, во всех случаях резко снижается с уменьшением размера зерен. Именно поэтому и проявляется отрицательное влияние тонкого дробления жирного угля на качество кокса.

Необходимо заметить, что выше изложенное справедливо для типовых шихт, рекомендованных в качестве исходного сырья для производства доменного кокса удовлетворительного качества. В среднем, типовые шихты из углей различных бассейнов в своем составе имеют не более 30-55 % жирных углей, 35-20 газовых (соответственно, Донецкий и Карагандинский бассейны) [15].

Среди исследований, отражающих противоположное мнение, заслуживает внимания работа [16], авторы которой отмечают, что поскольку процесс коксования основан на взаимодействии разных по свойствам частиц угля, то при подготовке каждого из компонентов должны быть учтены свойства всех других компонентов и доля их в смеси. Если, например, очень тонко измельчать отощенный уголь, то его спекаемость может еще более понизится вследствие эффекта “самоотощения” и, что не менее важно, его удельная поверхность может увеличиться до такой степени, что даже из его смеси с хорошо спекающимися углем удовлетворительный кокс не получится. Поэтому оптимальное, “сбалансированное” дробление должно быть таким, чтобы обеспечивались необходимые контакты между зернами, не снижая при этом спекаемость компонентов (не допускать “самоотощения”). Исходя из этого, авторы работы [16] считают, что относительно более тонкое измельчение жирных углей (в особенности умеренных по спекаемости или отощенных шихт) может обеспечить улучшение спекания смесей и повышение прочности кокса, т.е. дополнительное измельчение жирного угля не приведет к потере спекаемости и увеличит площадь контактов наиболее ценного компонента смеси с частицами угля других компонентов, что обеспечит большую прочность спекания. Спекания в лабораторной 2-кг печи, выполненные авторами работы [16], показали, что при содержании в шихте 60 % жирных углей и их более тонком дроблении до подачи в шихту можно получать кокс с более высокими показателями прочности.

Известно, что при избыточном содержании жирных углей в шихте появляется трещиноватость в коксе, и куски его становятся мелкими. Основное свойство жирных углей - принимать значительное количество отощающих присадок. Если отощающие компоненты в шихте присутствуют в недостаточном количестве, то при избытке жирных углей для предотвращения избыточной спекаемости, приводящей к снижению коксуемости, необходимо прибегать к вынужденному самоотощению шихты путем ее переизмельчения.

Постановка задачи. Как уже было показано в шихтах КХП АМКР, идущих на коксование, содержание угля марки Ж доходило даже до 89 %. Дробление шихт в углеподготовительном цехе (УПЦ) КХП осуществляется по схеме ДШ, т.е. дробить отдельно даже часть угля марки Ж для его “самоотощения” до подачи его в шихту нет никакой возможности. В связи с тем, что в 2011 году степень дробления шихты в УПЦ КХП изменялась от 76 до 89 %, а содержание угля марки Ж от 56 до 89 %, представилась возможность выполнить анализ влияния этих двух факторов на качество кокса.

Изложение результатов исследований. На рис. 1 приведена зависимость показателя прочности кокса M_{25} от содержания в шихте КХП углей марки Ж в диапазоне от 56 до 89 % (по результатам петрографического анализа в 2011 г.).

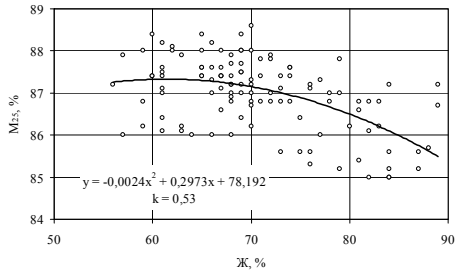


Рис. 1. Зависимость показателя прочности кокса M_{25} от содержания в шихте углей марки Ж 56-89 %

Из рисунка следует, что при изменении степени дробления шихты в диапазоне от 76 до 89 % увеличение в шихте углей марки Ж более 60-70 % приводит к снижению показателя прочности кокса M_{25}. В то же время, если проанализировать зависимость показателя прочности кокса M_{25} от степени дробления шихты в указанном диапазоне (рис. 2) при содержании в шихте углей марки Ж 70-89 %, то видно, что прочность кокса растет с увеличением степени дробления шихты.

Такое повышение прочности кокса обусловлено самоотощением шихты.



Рис. 2. Зависимость показателя прочности кокса M_{25} от степени дробления шихты при содержании в ней углей марки Ж 70-89 %



Рис. 3. Зависимость содержания отощающего класса -0,5 мм от степени дробления шихты при содержании в ней углей марки Ж 70-89 %

По данным рис. 3 видно, как изменялось содержание "отощающего класса" -0,5 мм при увеличении степени дробления шихты с содержанием жирных углей в диапазоне 70-89 %, а из рис. 4 следует, что и в производственных условиях при высокой жирности шихты ее "самоотощение" приводит к улучшению качества кокса. Так, повышение содержания в шихте отощающего класса -0,5 мм от 37 до 47 %, в среднем, приводит к повышению M_{25} 85,6 до 87,3 %.

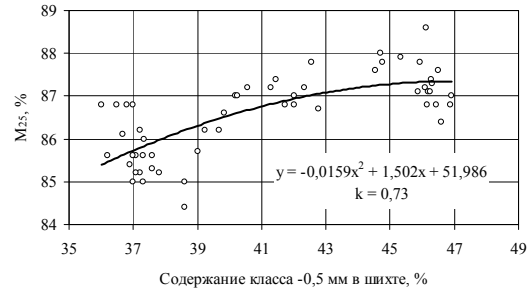


Рис. 4. Зависимость показателя прочности кокса M_{25} от содержания класса -0,5 мм в шихте при содержании в ней углей марки Ж 70-89 %

Необходимо подчеркнуть, что снижение спекаемости ценного угля марки Ж путем его "самоотощения" для повышения качества кокса является вынужденной мерой в случае его переизбытка в шихте, а не рекомендуемым рациональным методом подготовки угольной шихты к коксованию. Если шихта отличается повышенной спекаемостью, то ее можно уменьшить, используя в смесях отощающие добавки и петрографически неоднородные угли. Как известно, с жирными углями целесообразно сочетать газовые угли. Кроме того, в настоящее время при дефиците углей марки ОС, увеличение доли газовых углей в шихте является целесообразным.

В угольных шихтах необходимо поддерживать оптимальное содержание угля марки Ж на уровне не выше 40-50 % [17] и дополнительно вводить в шихту до 30 % уголь марки Г. Одним из наиболее наглядных примеров такой технологии может служить опыт Баглейского коксохимического завода, где в свое время провели промышленные коксования шихт различного состава с увеличенной до 70 % долей углей пониженной спекаемости. Количество газового угля увеличили с 29,5 до 56 % при снижении содержания углей марок Ж и К с 39 до 21 % и с 17 до 9 %, соответственно. Количество угля марки ОС изменялось в пределах 13-18 %. Степень измельчения шихты по содержанию класса 0-3 мм была 78,2-80 %. Качество кокса при увеличении доли углей пониженной спекаемости ухудшалось, но своевременная корректировка степени измельчения шихты позволила сохранить качество кокса на достаточно высоком уровне. Так, при содержании марки Г 29,5 % качество кокса было M_{25} – 88,7 %, M_{10} – 5,5 %, а при содержании Г 56 % качество кокса снизилось до M_{25} – 85,3 %, M_{10} – 7,3 % [18].

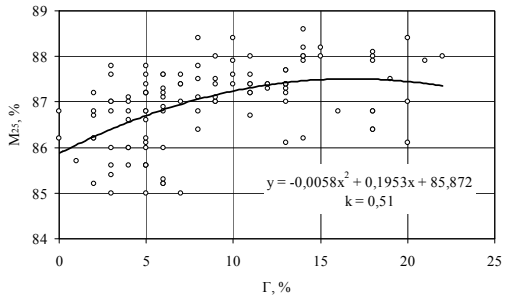


Рис. 5. Зависимость показателя прочности кокса M_{25} от содержания в шихте углей марки Г 0-22 %

В 2011 г. в шихте КХП АМКР содержание угля марки Г по результатам петрографического анализа изменялось, в основном, от 0 до 22 % и, как это следует из рис. 5, увеличение содержания этого угля в шихте до 15 % приводило к повышению показателя M_{25} при снижении высокой степени "ожирнения" шихты.

Выводы. В промышленных условиях показано, что при избыточном содержании жирных углей в шихте (более 70 %) можно достичь увеличения прочности кокса повышением степени дробления шихты (содержания класса 0-3 мм до 88 %) вследствие ее самоотощения. Однако этот путь повышения качества кокса не является рациональным из-за вынужденного ухудшения свойств ценной марки угля Ж и дополнительного расхода электроэнергии на дробление. В шихту необходимо вводить оптимальное количество газовых и жирных углей при рациональной степени дробления, обеспечивая при этом оптимальную спекаемость компонентов для достижения качества кокса для современной доменной плавки на уровне, как минимум, до M_{25} = 90 % и M_{10} = 6 %.

Список литературы

1. Влияние снижения влажности угольной шихты на качество кокса / **В.А. Шеремет, В.П. Лялюк, А.В. Кекух** и др. // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2009. – №5. – С. 16-19.

2. Повышение качества кокса для доменной плавки путем увеличения насыпной массы угольной шихты / **В.А. Шеремет, В.П. Лялюк, П.И. Оторвин** и др. // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2010. – №1. – С. 27-31.

3. Организация рационального дробления угольной шихты – путь к повышению качества кокса для доменной плавки / **В.А. Шеремет, В.П. Лялюк, А.В. Кекух** и др. // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2010. – №2. – С. 48-52.

4. Оценка однородности угольной шихты / **В.П. Лялюк, В.А. Шеремет, А.В. Кекух** и др. // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2010. – №4. – С. 18-21.

5. Изменение петрографического состава угольной шихты при ее дроблении / **В.П. Лялюк, В.А. Шеремет, А.В. Кекух** и др. // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2011. – №2. – С. 13-17.

6. Качество подготовки шихты для коксования **/ В.П. Лялюк, А.Д. Учитель, И.А. Ляхова и др. //** Кокс и химия. – 2011. – №8. – С. 2-19.

7. Стабильность качества коса для доменной плавки / **В.П. Лялюк, В.П. Соколова, И.А. Ляхова** и др. // Кокс и химия. – 2012. – № 8. – С. 19-24.

8. Влияние влажности угольной шихты на качество кокса / **В.П. Лялюк, А.Д. Учитель, И.А. Ляхова** и др. // Кокс и химия. – 2012. – № 9. – С. 2-8.

9. **Глущенко И.М.** Прогноз качества кокса. – М.: Металлургия, 1976. – 200 с.

10. **Марголис А.Р**. Исследование влияния измельчения углей на изменение насыпной массы шихты и качество кокса // **А.Р. Марголис, Д.Н. Кравченко, В.И. Самойлов, Ю.А. Смирнов** // Металлургия и коксохимия: Респ. межвед. науч.-техн. сб. – К.: Техника, 1977. – Вып. 54. – С. 50-53.

11. Оптимизация гранулометрического состава угольной шихты с целью увеличения ее насыпной массы / **В.Г. Иваницкий, С.В. Щеголев, Г.Д. Соловьев** и др. // // Кокс и химия. – 1976. – №7. – С. 4-6.

12. Обоснование выбора степени измельчения угольных шихт с помощью экономических показателей / **А.П. Фомин, А.Л. Довгая, И.З. Шатоха, Н.А. Мазуренко** // Кокс и химия. – 1986. – №2. – С. 44-46.

13**.** Совершенствование техники и технологии подготовки углей и шихт к коксованию способом их рационального измельчения / **П.П. Хархардин, А.Г. Дюканов, М.Я. Берлин** и др. // Кокс и химия. – 1982. – №12. – С. 21-24.

14. Влияние степени измельчения углей и шихты при коксовании / **С.Г. Аронов, Л.П. Светлорусова** // Кокс и химия. – 1958. – №1. – С. 5-11.

15. **Глущенко И.М.** Химическая технология горючих ископаемых – К.: Вища шк. Головное изд-во, 1985. – 447 с.

16. Степень измельчения углей повышенной спекаемости и прочности кокса / **Е М. Тайц, Г.И. Еник, В.В. Ризаев** // Кокс и химия. – 1987. – №11. – С. 37-39.

17. Влияние оптимизации состава угольной шихты на качество кокса / **В.П. Лялюк, Д.А. Кассим, И.А. Ляхова, В.П. Соколова** // Кокс и химия. – 2012. – №12. – С. 13-19.

18. Влияние состава угольной шихты и особенностей их подготовки к коксованию на качество кокса / **В.М. Гуляев, Ю.С. Нагорный, Л.И. Глущенко** // Кокс и химия. – 1992. – №11. – С. 11-13.

Рукопись поступила в редакцию 26.02.13

УДК 622.625.28-83

І.В. КАСАТКІНА, І.О. СІНЧУК, канд. техн. наук, доц., О.В. ОМЕЛЬЧЕНКО, асистент
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПРИСТРОЇ ЗАХИСТУ ТЯГОВОГО ЕЛЕКТРОПРИВОДА ЕЛЕКТРОВОЗА ПРИ АВАРІЙНИХ СИТУАЦІЯХ

У статті викладено аналіз існуючої системи захисту тягового електропривода електровоза при аварійних ситуаціях та запропоновано рекомендації щодо її вдосконалення.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. У мережі, що живить тяговий електропривод рудникового контактного електровоза, напруга змінюється в залежності від віддаленості електровоза від підстанції, що обумовлено наявністю активних опорів мережі та рейкового шляху. Зміна напруги відбувається плавно в міру руху електровоза на ділянці. Стрибки напруги в мережі мають місце при підключенні до неї або відключенні від неї інших споживачів електроенергії [1].

Аналіз досліджень і публікацій. Небезпечним для електропривода електровоза є відключення інших споживачів електроенергії від мережі, оскільки при цьому в мережі виникають імпульси перенапруг, викликані розрядом електроенергії, накопиченої в розподіленої індуктивності мережі. Можливі також перенапруження при відключенні автоматичного вимикача QF(рис. 1). Застосовувані на рудничних електровозах автоматичні вимикачі типу ВА52 забезпечені дугогасильними камерами з деіонними гратами, які досить ефективні лише при комутації на змінному струмі [2].

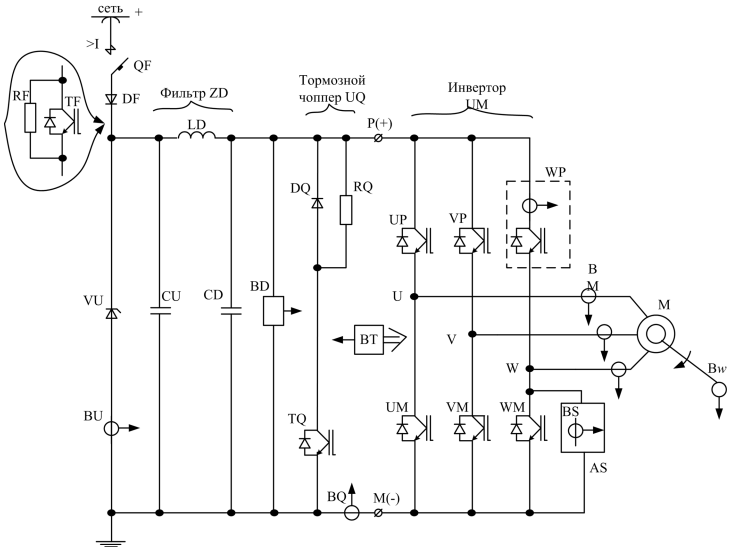


Рис. 1. Спрощена принципова схема тягового електроприводу змінного струму рудничного контактного електровоза, адаптована для досліджень аварійних процесів

Для захисту електрообладнання від над напруженої на вході тягового ланцюга встановлюють спеціальні конденсатори CU і обмежувачі напруги VU. У ланцюзі обмежувача напруги VU необхідно встановлювати датчики струму BU, сигнал якого при спрацьовуванні обмежника надходить в систему захисту, де контролюється його тривалість. Якщо тривалість дії обмежувача VU перевищує гранично допустиму, яка залежить від допустимої для нього потужності розряду, то система захисту впливає на відхилення автомата QF, який у свою чергу повинен володіти високим швидкодією. Крім того, в системі захисту повинно підраховуватися число спрацьовувань обмежувача, яке також обмежена. У міру накопичення числа спрацьовувань обмежувача, система захисту повинна видавати попереджувальний сигнал.

Наріжною специфікою функціонування електрифікованих видів транспорту з контактним струмозніманням є відсутність постійного контакту з мережею живлення і наявність в силу цього постійних кидків струму (напруги) на вході ТЕП при відривах і подальших контактах пантографа рухомої одиниці з контактним проводом [3].

Втрата живлення може бути тривалою або короткочасною, але в будь-якому випадку бажано, щоб інвертор продовжував роботу, точніше, щоб його IGB транзистори продовжували включатися і відключатися з заданим алгоритмом з частотою відповідною частоті обертання ротора двигуна. Тоді при відновленні напруги живлення наявність працюючого інвертора з двигуном сприяє демпфіруванню коливань і, отже, зниження перенапруг у фільтрі. Більш того,

© Касаткіна І.В., Сінчук І.О., Омельченко О.В., 2013

у разі перевищення допустимого рівня напруги на конденсаторі CD по сигналу датчика напруги BD включається IGB транзистор TQ гальмівного чоппера і в процес демпфування коливань вводиться гальмівної резистор RQ. Можливо також інше технічне рішення, що дозволяє уникнути перенапруг на конденсаторах фільтру CD при подачі напруги на схему.

Постановка завдання. Дослідження та аналіз системи захисту тягового електропривода електровозів при аварійних ситуаціях.

Викладення матеріалу та результати. У схемі, подібній схемі трамвайного вагона ТЗМ (рис. 2), застосовують зарядний резистор RF з пусковим IGB-транзистором VT4F, що працює так.

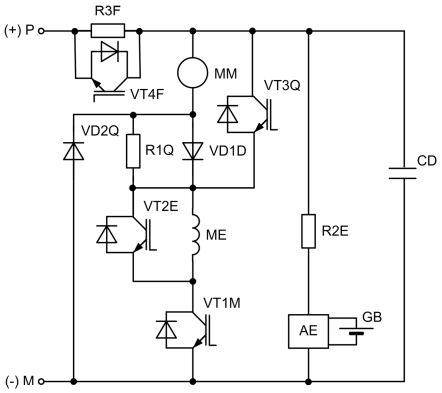


Рис. 2. Принципова схема тягового електроприводу для трамвайного вагону ТЗМ в оснащенні IGBT - модулями взамін контакторів

При відсутності живлячої напруги IGB-транзистор VT4F відключений, при відновленні напруги живлення заряд конденсаторів CD відбувається плавно через резистор R3F, по закінченні якого включається IGB-транзистор VT4F.

Рекомендовані технічні рішення захисту від наслідків зникнення-виникнення напруги живлення проявляють деякий ефект при поганій якості контакту пантографа з контактним проводом та при наявності брязкоту контакту струмоприймача.

Серйозною аварією є пошкодження фільтрових конденсаторів, незважаючи на те, що сучасні конденсатори спеціального транспортного виконання мають властивість самовідновлення за рахунок часткового вигоряння обкладок. Справа в тому, що при цьому знижується ємність конденсаторів і, отже, збільшуються пульсації напруги, що загрожує перегрівом конденсаторів з подальшим розвитком аварійної ситуації.

Очевидно, система захисту по сигналу датчика напруги BD повинна реагувати на перевищення пульсації напруги на конденсаторах більше допустимої і видавати попереджувальний сигнал. У відповідність рис. 1 і сучасних технічних тенденцій в побудові структур ТЕП гальмівний чоппер UQ та інвертор їм доцільно будувати на базі IGB транзисторів. В даний час є кілька типів IGB транзисторних модулів. Найбільш досконалі з них - інтелектуальні IGB транзисторні модулі. Однією з особливостей їх є наявність вузла самозахисту від надструмів і від наскрізного короткого замикання піку фази, а також вузла PTC - плавного відключення IGB транзистора при надструмів.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Використання запропонованих пристроїв захисту тягового електроприводу рухомого складу дозволяє підвищити безпеку його експлуатації та збільшити термін служби устаткування.

Список литературы

1. **Тихменев Б.Н.** Подвижной состав электрифицированных железных дорог / **Б.Н. Тихменев, Л.Н. Трахтман Л.Н.** – М.: Транспорт, 1980. – 471 с.

2. **Вайсман А.И.** Результаты стендовых испытаний аппаратуры тиристорного привода рудничных электровозов / **А.И. Вайсман, А.И. Калита, В.И. Незовибатько, В.Н. Чернявский** // Автоматизация технологических процессов на угольных предприятиях. – М.: – 1984. – 15-20 с.

3. **Берзиньш Я.Я.** Электропоезда постоянного тока с импульсными преобразователями / **Я.Я. Берзиньш, Л.В. Бирзниекс, В.П. Данилов**; под ред. проф. **В.Е. Розенфельда**. – М.: Транспорт, 1976. – 280 с.

Рукопис подано до редакції 20.03.13

УДК 681.313.451

А.П. СІНОЛИЦИЙ, д-р техн. наук, проф.,
М.М. МАКСИМОВ, Ю.Б. ФІЛІПП, кандидати техн. наук, доценти,
М.І. СІКОРА[·], магістрант, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ФОРМУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ПУЛЬСУЮЧОГО СТРУМУ В КОЛАХ КОРОТКОЗАМКНЕНИХ АСИНХРОННИХ ДВИГУНІВ

Розглянуто спосіб формування в колах статора і ротора АД пульсуючого струму, який має широкі межі варіювання, з метою подальшого оцінювання роботоспроможності двигуна

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Сучасні екномічні умови ставлять особливі завдання до надійності та довговічності обладнання, яке використовується. Особливою мірою це стосується такої групи електротехнічних виробів, як асинхронні короткозамкнені двигуни (АД), які використовуються практично на будь-якому промисловому підприємстві. На даний час аварійність АД на промислових підприємствах значна, оновлення парку двигунів складає до 20% щорічно. Однією з суттєвих причин такого стану є недостатня якість ремонту та відсутність засобів, яі б дозволяли провести поглиблене дослідження стану ремонтованого АД, беручи до уваги специфіку «випадковості» технічних параметрів випробуємої машини.

Дані обставини спричиняють до того, що післяремонтний варіант двигуна зорієнтовано на паспорт нової машини і використання його на доремонтному місці експлуатації, без попередніх випробувань на нагрів, призводить до швидкого виходу АД з ладу.

Аналіз досліджень та публікації. Відомі роботи [1], в яких розглядається можливість навантаження АД без дії на вал шляхом чередування гальмівного та двигунного режимів роботи двигуна. В такому способі складними є підходи до еквівалентизації параметрів навантаження та визначення керуючих параметрів. Також відомі роботи [2,3] де процес формування струмового навантаження запропоновано шляхом завдання на вхід тиристорного регулятора простого модульованого сигналу. Головним недоліком таких систем є обмеженість зони варіювання керуючої дії для забезпечення потрібного рівня струмового навантаження обмоток статора і ротора.

Постановка завдання. Головним завданням статті є дослідження способу навантаження кіл статора і ротора АД пульсуючим струмом, який має широкі межі варіювання, з метою подальшого оцінювання роботоспроможності двигуна.

Викладення матеріалу та результати. Економічний навантажувальний режим АД можна отримати при формуванні напруги живлення за законом

$$U_n = U_0 \sin\ \omega t(k\ + m \cdot \sin\ \Omega t) \ .$$

де *k,m* - експериментальні коефіцієнти, Ωt - колова частота зміни коефіцієнта *m*.

При цьому напругу в загальному вигляді можна представити в наступній форм

$$U_n = U_1 \sin\ \omega t + U_2 \sin\ \omega t \cdot \sin\ \Omega t \ ,$$

де $U_1 = kU_0$ - амплітуда напруги промислової частоти; $U_2 = mU_0$ - амплітуда напруги комбінованої частоти.

Для розуміння процесів, що проходять в АД при живленні напругою представленої форми, необхідно отримати вирази, що описують фазні напруги окремо.

Використовуючи тригонометричні тотожності і проводячи наступні перетворення отримуємо наступні вирази напруги для кожної фази АД

$$U_A = U_1 \sin \omega t + \frac{U_2}{2}\cos(\omega - \Omega)t - \frac{U_2}{2}\cos(\omega + \Omega)t$$

[·] © Сінолиций А.П., Максимов М.М., Філіпп Ю.Б., Сікора М.І., 2013

$$U_B = U_1 \sin(\omega t - \frac{2\pi}{3}) + U_2 \sin \Omega t \cdot \sin(\omega t - \frac{2\pi}{3}) =$$

$$= U_1 \sin(\omega t - \frac{2\pi}{3}) + U_2 \sin \Omega t \cdot \sin \omega t \cdot \cos \frac{2\pi}{3} - U_2 \sin \Omega t \cdot \cos \omega t \cdot \sin \frac{2\pi}{3} =$$

$$= U_1 \sin(\omega t - \frac{2\pi}{3}) + \frac{U_2}{2}\cos(\omega - \Omega)t \cdot \cos \frac{2\pi}{3} - \frac{U_2}{2}\cos(\omega + \Omega)t \cdot \cos \frac{2\pi}{3} -$$

$$- \frac{U_2}{2}\sin(\omega - \Omega)t \cdot \sin \frac{2\pi}{3} - \frac{U_2}{2}\sin(\omega + \Omega)t \cdot \sin \frac{2\pi}{3} =$$

$$U_1 \sin(\omega t - \frac{2\pi}{3}) + \frac{U_2}{2}\cos\left[(\omega - \Omega)t + \frac{2\pi}{3}\right] - \frac{U_2}{2}\cos\left[(\omega + \Omega)t + \frac{2\pi}{3}\right]$$

$$U_C = U_1 \sin(\omega t + \frac{2\pi}{3}) + U_2 \sin \Omega t \cdot \sin(\omega t + \frac{2\pi}{3}) =$$

$$= U_1 \sin(\omega t + \frac{2\pi}{3}) + U_2 \sin \Omega t \cdot \sin \omega t \cdot \cos \frac{2\pi}{3} + U_2 \sin \Omega t \cdot \cos \omega t \cdot \sin \frac{2\pi}{3} =$$

$$= U_1 \sin(\omega t + \frac{2\pi}{3}) + \frac{U_2}{2}\cos(\omega - \Omega)t \cdot \cos \frac{2\pi}{3} - \frac{U_2}{2}\cos(\omega + \Omega)t \cdot \cos \frac{2\pi}{3} +$$

$$+ \frac{U_2}{2}\sin(\omega + \Omega)t \cdot \sin \frac{2\pi}{3} + \frac{U_2}{2}\sin(\omega - \Omega)t \cdot \sin \frac{2\pi}{3} =$$

$$U_1 \sin(\omega t + \frac{2\pi}{3}) + \frac{U_2}{2}\cos\left[(\omega - \Omega)t - \frac{2\pi}{3}\right] - \frac{U_2}{2}\cos\left[(\omega + \Omega)t + \frac{2\pi}{3}\right]$$

Остаточно система отримає вигляд

$$U_A = U_1 \sin \omega t + \frac{U_2}{2}\cos(\omega - \Omega)t - \frac{U_2}{2}\cos(\omega + \Omega)t$$

$$U_B = U_1 \sin(\omega t - \frac{2\pi}{3}) + \frac{U_2}{2}\cos\left[(\omega - \Omega)t + \frac{2\pi}{3}\right] - \frac{U_2}{2}\cos\left[(\omega + \Omega)t - \frac{2\pi}{3}\right] \quad (1)$$

$$U_C = U_1 \sin(\omega t + \frac{2\pi}{3}) + \frac{U_2}{2}\cos\left[(\omega - \Omega)t - \frac{2\pi}{3}\right] - \frac{U_2}{2}\cos\left[(\omega + \Omega)t + \frac{2\pi}{3}\right]$$

З виразів (1) видно, що можна виділити три системи напруг, які обертаються в різних напрямках з різними частотами. Векторні діаграми (рис.1) дають наочне уявлення про сказане.

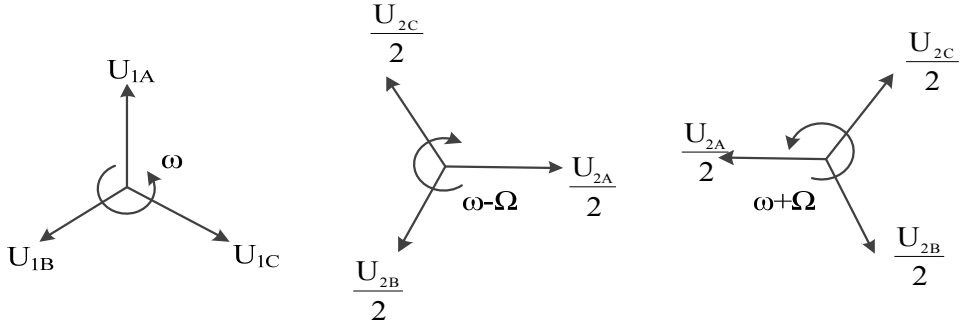


Рис. 1. Векторні діаграми сформованих систем напруг при навантаженні

У подальшому, для спрощення розрахунків та викладок дії здійснюються з припущенням, що система роторних струмів нерухома відносно системи напруг промислової частоти.

Враховуючи вищесказане припущення можна зробити висновок , що в роторному колі наводяться дві системи струмів, що обертаються в протилежних напрямках з однаковою частотою Ωt. Відповідно сумарний вектор роторного струму визначається двома складовими

$$I_{p1} = I_{p0} \sin \Omega t$$

$$I_{p2} = -I_{p0} \sin(\Psi - \Omega t),$$

де: I_{p1}, I_{p2} – струми, що наводяться в роторному колі системами напруг, що обертаються зі швидкостями відповідно $(\omega - \Omega)t$ та $(\omega + \Omega)t$; I_{p0} – амплітуда роторного струму, що наводиться системою напруг за амплітудою $\frac{U_2}{2}$; Ψ – початковий кут між векторами I_{p1} та I_{p2}.

Для зручності подальших розрахунків приймемо, що $\Psi = \frac{\pi}{2}$. Виконаємо розрахунок сумарного роторного струму при зміні колової частоти Ωt від 0 до 2π.

Розрахунок проводимо у відповідності з залежністю

$$I_p = \sqrt{\left(I_{p0} \sin \Omega t\right)^2 + \left(I_{p0} \sin(\Psi - \Omega t)\right)^2 - 2 I_{p0} \sin \Omega t \cdot I_{p0} \sin(\Psi - \Omega t) \cos \varphi},$$

де: $\varphi = \Psi + \Omega t$ – кут між векторами I_{p1} та I_{p2} з урахуванням визначеного Ωt.

Так, наприклад, якщо $\Omega t = \frac{\pi}{6}$, (рис.2), то $\Psi - \Omega t = \frac{\pi}{3}$, при цьому $\varphi = \frac{2\pi}{3}$.

У результаті отримуємо

$$I_p = \sqrt{\left(\frac{\sqrt{3}}{2} I_{p0}\right)^2 + \left(\frac{1}{2} I_{p0}\right)^2 + 2 \frac{\sqrt{3}}{2} \frac{1}{2} I_{p0} I_{p0} \frac{1}{2}} =$$

$$= \sqrt{\frac{3}{4} I_{p0}^2 + \frac{1}{4} I_{p0}^2 + \frac{\sqrt{3}}{4} I_{p0}^2} = I_{p0} \sqrt{1 + \frac{\sqrt{3}}{4}} = 1{,}2\, I_{p0}$$

Нижче подана табл. 1 з результататами розрахунків величин сумарного роторного струму, що обертається відносно ротора при найбільш зручних для обчислення параметрах Ωt.

Таблиця 1

Ωt,рад	Ψ-Ωt,рад	sin		I_{p1}	I_{p2}	I_p	Інші значення Ωt, при яких значення струму аналогічні
		Ωt	Ψ-Ωt				
0	π/2	1	0	I_{p0}	0	I_{p0}	π, 3π/2, π/2
π/6	π/3	1/2	$\sqrt{3}/2$	$\frac{1}{2} I_{p0}$	$\frac{\sqrt{3}}{2} I_{p0}$	$1{,}2 I_{p0}$	7π/6, 4π/3, π/3
π/4	π/4	$\sqrt{2}/2$	$\sqrt{2}/2$	$\frac{\sqrt{2}}{2} I_{p0}$	$\frac{\sqrt{2}}{2} I_{p0}$	$1{,}41 I_{p0}$	5π/4
π/3	π/6	$\sqrt{3}/2$	1/2	$\frac{\sqrt{3}}{2} I_{p0}$	$\frac{1}{2} I_{p0}$	$1{,}2 I_{p0}$	
π/2	0	1	0	I_{p0}	0	I_{p0}	
3π/4	- π/4	$\sqrt{2}/2$	$-\sqrt{2}/2$	$\frac{\sqrt{2}}{2} I_{p0}$	$-\frac{\sqrt{2}}{2} I_{p0}$	0	7π/4
2π/3	-π/6	$\sqrt{3}/2$	-1/2	$\frac{\sqrt{3}}{2} I_{p0}$	$-\frac{1}{2} I_{p0}$	$0{,}75 I_{p0}$	5π/6, 11π/6, 5π/3

Відповідно з наведеними розрахунками будуємо діаграму зміни сумарного вектора роторного струму при зміні Ωt на проміжку [0; 2π], яка приймає вигляд рис .3.

Як видно з діаграми (рис.3*а*), огинаюча амплітуди обертового вектора роторного струму має форму вісімки, причому «вісімка» нерухома відносно ротора, отже, ті обмотки (стержні), на яких припадає максимальне значення пульсуючого струму I_p будуть перевантажені відносно інших, а обмотки (стержні), що знаходяться в площині їм перпендикулярній, взагалі не піддається навантаженню струмом I_p, що підтверджується рис. 3*б*, де показано, що обмотка В1-В4 найбільш навантажена, а обмотка В5-В13 – найменше.

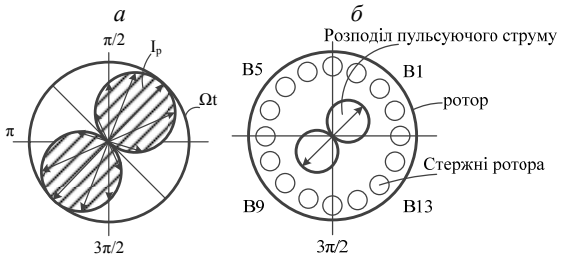


Рис. 2. Діаграми формування навантажувального струму

Отже, очевидною є проблема нерівномірності розподілу пульсуючого струму. Виправити цю проблему можна, якщо забезпечити рівномірне обертання «вісімки» відносно ротора, для чого треба задовольнити умові ω/Ω≠n, де n - ціле число.

Висновки та напрямок подальших досліджень. На підставі аналізу можна зробити висновок про те, що формуючи певним чином напругу живлення АД, можна досягти навантаження кіл статора і ротора АД пульсуючим струмом, який має широкі межі варіювання. Такий спосіб навантаження «випадкового» двигуна може бути використаний з метою подальшого оцінювання здатності роботи двигуна. Напямком подальших досліджень є аналіз і конкретизація умов рівномірного струмового навантаження кола вотора.

Список літератури

1. **Родькин Д.И.** Системы динамического нагружения и диагностики электродвигателей при послеремонтных испытаниях.-М.:Недра, 1992.-236 с.

2. **Родькин Д.И., Максимов М.Н., Алистратенко Ю.В.** Новое поколение систем нагружения и диагностики электрических машин//Тезисы докл. II Всесоюзного научно-практ. сем. по автоматизации инженерного труда.-Харьков.-1991.-С.18-22

3. АС СССР №1815613 Устройство для управления асинхронным двигателем. **Родькин Д.И., Максимов М.М., Кочкин Г.И. и др**. Опубл. в БИ.-1993.-№18

Рукопис подано до редакції 22.03.13

УДК 621.313.33

Э.А. ВОРОТЕЛЯК, канд. техн. наук, доц., А.В. КОЛОМИЦ, асистент,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

НАМАГНИЧИВАЮЩИЕ СИЛЫ И МАГНИТНАЯ ИНДУКЦИЯ МНОГОФАЗНОГО АСИНХРОННОГО ДВИГАТЕЛЯ В УСТАНОВИВШЕМСЯ РАБОЧЕМ РЕЖИМЕ

Выполнен анализ влияния намагничивающих сил и магнитной индукции многофазного асинхронного двигателя в установившемся режиме.

Согласно общей теории во всех электрических машинах основной магнитный поток создается совместным действием токов, проходящих во всех обмотках и по всей магнитной цепи. Действие результирующего потока, в основном, и в первую очередь зависит от распределения магнитной индукции вдоль воздушного зазора. Кривая потока в любой момент времени может иметь произвольную форму и не обязательно синусоидальную. Поэтому стараются обычно считать, что главный поток машины определяется основной гармонической кривой поля, а радиус, проходящий через точку с амплитудным значением индукции, называют осью поля. Отсюда главный поток полностью определен как по величине, так и по направлению [1].

В идеализированной машине принимается, что все электродвижущие силы (ЭДС) пропорциональны создающим их токам, то есть, что насыщение стали отсутствует. Принимаются и другие допущения (явления, вызывающие отклонения от линейной зависимости между точками и ЭДС или падением напряжения). В реальных машинах влияние насыщения может оказаться весьма значительным и при разработке методов его учета неоднократно обращалось на это явление внимание [1,2]. Решение практических задач, с учетом вышесказанного, должно исходить из линейных соотношений, что позволяет использовать метод суперпозиции. Иначе общая теория будет слишком сложна.

Кривые намагничивающей силы (н.с.) и магнитной индукции изображаются пространственными векторами, отсюда необходимо различать два вида этих векторов. Следовательно, временной вектор, изображающий индуктируемою ЭДС непосредственно связан с пространственным вектором, представляющим магнитный поток. В случае, если асинхронный двигатель имеет равномерный воздушный зазор, а магнитная индукция в любой точке зазора пропорциональна н.с., то индуктируемая ЭДС может быть выражена непосредственно через н.с. Если н.с. вращается с той же скоростью, что и полюса ее можно разложить на составляющие по продольной и поперечной осям. После этого можно найти соответствующие составляющие магнитного потока.

Обычная теория асинхронных машин и неявнополюсных синхронных машин не требует разложения магнитного потока на составляющие по осям и является, таким образом, действительно теорией вращающихся полей. Результирующая волна н.с., представленная пространственным вектором $\overline{F}$ расположена по продольным оси, совпадающей с осью абсцисс. Составляющие н.с. создаваемые первичными и вторичными токами в этот же момент времени $\overline{F}_1$ и $\overline{F}_2$, расположенными под углом φ_1 и (180^o- φ_2) к оси ординат. Все три вектора вращаются со скоростью ω и могут быть представлены с помощью векторной диаграммы. (рис.1*а*). Внутренняя ЭДС, которая индуктируется в фазе первичной обмотки в рассматриваемый момент времени будет иметь амплитудное значение.

В это же время ось результирующей волны магнитной индукции, созданной н.с. и $\overline{F}$, также совпадает с продольной осью, внутреннее напряжение, уравновешивающее эту ЭДС изображается U_δ. Напряжение, приложенное к зажимам U, равно сумме внутреннего напряжения U_δ и падение напряжения в активном сопротивлении I_1r_1 и индуктивном сопротивлении рассеяния jI_1x_1.

© Воротеляк Э.А., Коломиц А.В., 2013

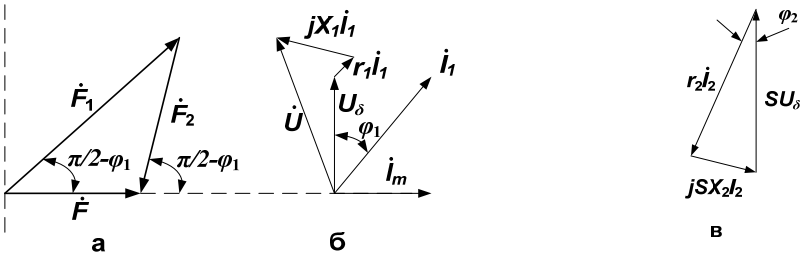


Рис. 1. Векторные диаграммы многофазного асинхронного двигателя: *а* - пространственная векторная диаграмма н.с.; *б* - временная векторная диаграмма первичных напряжений; *в* –временная векторная диаграмма вторичных напряжений

Вторичная обмотка имеет другое число витков на фазу и относительно не занимает какого-то определенного положения. В системе относительных единиц (О.Е.) при неподвижном роторе ЭДС индуктируемая в фазе вторичной обмотки результирующим магнитным потоком будет численно равна U_δ. При скольжении S поток индуктирует ЭДС чистоты скольжения. Фаза зависит от положения ротора, а амплитуда равна произведению S и первичной ЭДС. На рис.1*в*, вектор $S{\cdot}U_\delta$ аналогично вектору U_δ на рис. 1*б*, представляет напряжение, уравновешивающую индуктируемую ЭДС. В связи с тем, что режиму работы $\overline{F}_2$ сдвинуто относительно оси ордината угол (π-φ_2), вектор вторичного тока сдвинут относительно вектора $S{\cdot}U_\delta$ на этот же угол. В векторной диаграмме вторичных напряжений (рис.1*в*) сумма $S{\cdot}U_\delta$ падения напряжения в активном сопротивлении I_2r_2 и индуктивном сопротивлении рассеяния $j\ S\ I_2x_2$ равна нулю, так как вторичная обмотка замкнута накоротко.

Эти векторные диаграммы рассматривались для схемы двухполюсного асинхронного двигателя (АД), который имеет фазные катушки на статоре A_1,B_1,C_1 и A_2,B_2,C_2 на роторе (для упрощения на (рис. 2) показано только катушки A_1 и A_2).

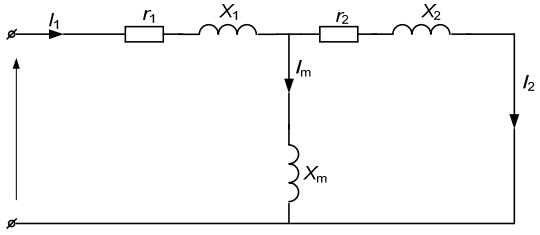


Рис. 2. «Г-образная» схема замещения АД

Катушка A_1 расположена на поперечной оси и неподвижна, а катушка A_2 вращается, как и ротор, с постоянной скоростью $\omega(1- S)$, где ω- синхронная скорость, а S-скольжение. Волны н.с. и магнитной индукции создаются симметричной многофазной системой токов каждой из обмоток и вращаются относительно статора с синхронной скоростью ω.

В основе теории АД лежат три отдельных векторных диаграммы.

Пространственная векторная диаграмма н.с.;

Временная векторная диаграмма первичных напряжений частоты сети;

Временная векторная диаграмма вторичных напряжений частоты скольжения.

В системе (О.Е.) отношение первичной и вторичной н.с. равно отношению, создающих их токов.

По векторным диаграммам можно составить уравнение в символической форме

$$\begin{aligned} \dot{U} &= \dot{U}_\delta + (r_1 + jX_1)\dot{I}_1 \\ 0 &= S\dot{U}_\delta + (r_2 + jSX_2)\dot{I}_2 \\ \dot{I}_m &= \dot{I}_1 + \dot{I}_2 \\ \dot{U}_\delta &= jX_m \dot{I}_m \end{aligned} \qquad (1)$$

где I_m намагничивающий ток, создающий результирующую н.с. в первичной обмотке; $X_m = U_\delta / I_m$ - постоянно и носит название индуктивного сопротивления намагничивания. Исключив из уравнений U_δ и I_m получим два уравнения напряжения АД

$$\begin{aligned} \dot{U} &= \left[r_1 + j\left(X_m + X_1\right)\right]\dot{I}_1 + jX_m \dot{I}_2 \\ 0 &= jSX_m \dot{I}_1 + \left[r_2 + jS(X_m + X_2)\right]\dot{I}_2 \end{aligned} \qquad (2)$$

Схема замещения АД представляет собой электрическую цепь, составленную из неподвижных элементов таким образом, что токи и напряжения в ней связанны между собой теми же уравнениями, что и в реальной машине. Уравнения (2) справедливы для схемы, которая иногда носит название «Г-образной».

Список литературы

1.**Адкинс Б.** Общая теория электрических машин. Госэнергоиздат, Москва, 1960.
2.**Иванов-Смоленский А.В.** Электрические машины., Москва, «Энергия», 1980.
3.**Воротеляк Э.А.** Прогнозирование рабочих характеристик глубокопазного асинхронного двигателя по каталожным данным. Академический вестник №19, 2007.

Рукопись поступила в редакцию 26.02.13

УДК 504.61

В.В. АБЛЕЦ, канд. геол.-мин. наук, ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

ПРИНЦИПЫ ОЦЕНКИ ВОЗДЕЙСТВИЙ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

Проанализированы принципы оценки воздействий на окружающую среду в составе проектной документации для строительства. Актуализированы и дополнены известные принципы оценки воздействий на окружающую среду.

Проблема и ее связь с научными задачами. Выполнение оценки воздействий на окружающую среду (ОВОС) уже два десятилетия является неотъемлемой частью проектных работ при строительстве. Тем не менее, приходится признать, что до настоящего времени процедура ОВОС не в полной мере использует свой потенциал в защите окружающей среды, а материалы ОВОС становятся часто формальным приложением к окончательно оформленным проектным решениям. Важным условием оптимизации процедуры ОВОС, на наш взгляд, является соблюдение руководящих правил (принципов) ОВОС. Все более важной становится реализация в процедуре ОВОС принципов, не только позволяющих осуществлять внесение оптимизирующих корректив в проектные решения со стороны общественности и органов власти, но и определяющих объективную связь экологической оценки с проектными решениями.

Анализ исследований и публикаций. Ранее авторы [1] рассматривали принципы проектирования, которые можно так или иначе перенести и на выполнение ОВОС как неотъемлемой части процесса проектирования. Основным особенностям технологии проектирования и разработки материалов ОВОС, обеспечивающим высокий экологический уровень проектируемых объектов, посвящены работы [2-6]. Начало развития основополагающих принципов ОВОС заложено в Законе США «О национальной политике в области окружающей среды" [7]. Большое внимание принципам ОВОС уделено в пособии [8] и других работах по практике ОВОС [9-11]. Международная практика рассматривает ОВОС в большей степени не как составную часть проектных работ, а как процедуру, организующую взаимоотношение «проект-общество» (более широко: «проект (проектировщик) - исполнитель ОВОС- заказчик (инвестор) - местное население - государственные органы»). Результатом этих взаимоотношений является влияние общества на подготовку и принятие решений касательно планируемой деятельности, осуществление которой может оказать воздействие на окружающую среду [7, sec. 1502.1; 9].

Постановка задачи. Нашей задачей явилось проанализировать общие принципы проектирования [1] применительно к ОВОС, актуализировать и дополнить известные в мировой практике принципы ОВОС, показать их важность соблюдения для обеспечения защиты окружающей среды в ходе реализации планируемой деятельности.

Изложение материала и результаты. Как и в случае общих принципов проектирования [1], принципы ОВОС достаточно гибки. Положения многих из них являются в какой-то мере частью других принципов, имеют разную степень обобщенности, их можно объединять или, наоборот, делить на подпринципы. Чем детальней рассматривается технология выполнения ОВОС, тем больше проявляется «разветвление» общих принципов на второстепенные и их последующее «переплетение» друг с другом. Формулируя принципы ОВОС на основе принципов проектирования [1], следует заметить, что одинаковые названия принципов проектирования и принципов ОВОС не означают их полную тождественность. В большинстве случаев принципы ОВОС приобретают новые смысловые оттенки. При этом следует понимать, что не только ОВОС определяет экологическую успешность проекта, во многом она закладывается экологически адекватными технологическими решениями.

Среди «общественных» или «демократических» принципов выделяют следующие.

© Аблец В.В., 2013

Принцип информирования общественности (открытости, доступности, прозрачности информации) заинтересованных сторон и общественности. ОВОС должна быть *открытым* процессом, с *ранней (своевременной) процедурой уведомления* общественности и заинтересованных сторон, *свободным доступом* к проектной документации, выявлением мнений участников обсуждений - *общественной оценкой* планируемых решений, *реагированием* на замечания к проекту [9]. Кроме собственно доступности (в т.ч. выделения *места* для ознакомления), должно быть обеспечено достаточное *время* заинтересованным сторонам для ознакомления с информацией о проекте и его воздействии на окружающую среду, а также *время* для необходимых действий после такого ознакомления. ОВОС должна *учитывать взгляды всех, кто может пострадать* от реализации планируемой деятельности, а также *взгляды тех, кто заинтересован* в реализации планируемой деятельности. Особое внимание необходимо уделять местным жителям и социальным группам, у которых могут пострадать образ жизни и культурные традиции [9].

В составе принципа доступности можно выделить *принцип понятности.* Учитывая то, что материалы ОВОС используются (изучаются) разными группами общества, эти материалы (по крайней мере, их основные выводы - Заявление об экологических последствиях деятельности), должны содержать информацию в форме, понятной неспециалистам для формирования соответствующих мнений и государственным органам - для принятия решений [7, sec. 1502.1, 1502.8].

Принцип достаточности информации. Процесс ОВОС должен предоставлять информацию, которая является *актуальной и достаточной* для принятия решений [9].

Принцип соучастия общественности. Смысл соучастия заключается в причастности к выработке решений. В своих интересах инициатор планируемой деятельности стремится сделать общественность *соавтором* совместно выработанных решений и тем самым, с одной стороны, понять реальные последствия своей будущей деятельности, а с другой - предотвратить возможный экологический конфликт [8, 9].

В настоящее время «общественные» принципы ОВОС в нашей стране работают весьма слабо не только из-за пассивности самой общественности, но и в силу того, что в системе проектирования и строительства нечетко закреплены функции, коммуникации и ответственность различных участников процесса «соучастия общественности».

Принцип комплексности. Комплексность ОВОС может соотноситься с комплексностью проектируемого объекта, комплексностью его воздействий, комплексностью окружающей среды и т.д.

ОВОС так же, как и проектирование, должна рассматривать *все* структурные части проектируемого объекта и их связи друг с другом и окружающей средой. Объект проектирования должен оцениваться целостно, без пропуска его важных элементов [4].

Воздействия на окружающую среду (ВОС) от отдельных частей проектируемого объекта взаимосвязаны и должны быть оценены совместно (например, выбросы в атмосферный воздух, шум от различных технологических единиц).

Всякое ВОС как простое должно рассматриваться на фоне сложного (ВОС от структурной единицы проектируемого объекта - на фоне ВОС всего объекта, последнее - на фоне сложившейся экологической ситуации в районе деятельности). Всякое ВОС как простое должно рассматриваться во взаимной связи с другими ВОС, входящими в состав сложного. Взаимодействие простых ВОС в каждом конкретном случае может происходить по своим закономерностям. Должны быть также оценены прямые и косвенные эффекты [7, sec. 1508.7].

Комплексность ОВОС можно рассмотреть также с точки зрения влияния планируемой деятельности на все компоненты окружающей среды и влияния изменений одних компонентов на другие. Так, выделяется *принцип полного охвата* - ОВОС должна рассматривать воздействия на все компоненты окружающей среды: на природную, техногенную, социальную, культурную сферы, здоровье населения и т.д. Должны учитываться суммирующие эффекты с воздействиями прошлых, текущих и будущих периодов [9] (см. также *принципы безопасности, ретроспективности, перспективности*). Весьма близок к этому принципу *принцип взаимосвязей*: все аспекты осуществления намечаемой деятельности (социальные, экономические, демографические, нравственные, медико-биологические, природоохранные, технологические, архитектурно-планировочные и др.) должны рассматриваться во взаимосвязи [8] (*междисциплинарный подход* согласно [7, sec. 1502.6]).

Принцип соответствия подсистем. Разные подсистемы проекта (технологические решения), должны быть адаптированы друг к другу по самым различным показателям (технологиче-

ским, конструктивным, ресурсным и т.д.) [1]. Особо важно в экологическом отношении соответствие решений, обуславливающих ВОС, с одной стороны, и мероприятий по защите окружающей среды М, с другой. Эти две подсистемы должны иметь возможность осуществлять беспрепятственные связи друг с другом**.** Пожалуй, одна из самых распространенных «экологических» ошибок в проектах - несоответствие параметров источников воздействий и планируемых М.

Часто проектирование происходит по отдельным сложно стыкуемым частям при игнорировании *принципа комплексности* проектируемого объекта. При этом пропускаются (остаются без проектирования) целые «куски» будущих объектов, функционирование которых прямым образом определяет воздействие, порой существенное, на окружающую среду или обеспечивает защиту окружающей среды [4].

Принцип объективности. ОВОС должна исходить из того, что проектируемые объекты будут объективно существовать и будут «помещены» в реально существующую многокомпонентную окружающую среду со своими связями и закономерностями. Объекты будут связаны с этой средой большим количеством связей разного содержания и ранга, будут влиять на эту среду и находиться под ее влиянием (*принцип связи с окружающей средой* [1]).

Результаты ОВОС не должны определяться личной заинтересованностью заказчика, технолога-проектировщика и других заинтересованных лиц. ОВОС должна применяться одинаково для частных и финансируемых государством проектов [9].

При выполнении ОВОС должны применяться современные и *точные методики* (модели) оценки, максимально отражающие реальные свойства и процессы (*адекватность оценки*).

Наименования проектной документации и проектируемых объектов, источников ВОС и объектов окружающей среды должны в полной мере отражать их объективную суть, быть понятными и однозначными [1].

Исходные данные для проектирования и ОВОС должны быть максимально информативны *(принцип информативности исходных данных*). В проекте должны быть обоснованные количественные и качественные показатели, необходимые для экологической оценки. Должна быть обеспечена доступность этих данных для разработчиков ОВОС [4]. Там, где исходная информация, а, следовательно, и параметры ВОС являются неопределенными, результаты оценки должны основываться на теории *управления рисками*. Особенно это касается оценки аварийных ситуаций [6; 7, sec 1502.16; 10].

В целом, вопрос *однозначности и адекватной передачи информации* между всеми участниками проектирования имеет огромное значение для качества всего проектирования и разработки материалов ОВОС [4]

В качестве продолжения принципа объективности можно выделить *принцип практичности мероприятий.* ОВОС должна обосновывать (а проект закладывать) наилучшие мероприятия по предотвращению и снижению уровня вредных последствий, которые могут быть *реализованы в действительности* [9]. Часто, даже при выполнении задуманных М, не достигается необходимый эффект по снижению отрицательных воздействий из-за невыполнения *принципа соответствия*.

Выделяется также похожий принцип *устойчивости (достаточности) мероприятий*: процесс ОВОС должен приводить к реализации природоохранных мероприятий, которые являются *достаточными* для смягчения отрицательных эффектов, устранения необратимых потерь ресурсов и функций экосистем [9]. В то же время, эти мероприятия должны быть и экономически *эффективными.* Если в ходе ОВОС выясняется недостаточность М для обеспечения необходимого уровня защиты окружающей среды, проектировщики должны усовершенствовать М или запроектировать новые (дополнительные) М, после этого выполняется повторная оценка, и так далее до достижения необходимого эффекта. Кроме того, при необходимости, изменяются местоположение, технологические особенности, мощность, режим работы и другие параметры планируемого объекта. Исходя из этого, мы выделим *принцип обратной связи:* экологичность запроектированных решений и достаточность мероприятий обеспечивается связью: проектирование технологии (технологических объектов) - проектирование М - экологическая оценка технологии и М - совершенствование технологии и М - экологическая оценка усовершенствованных технологии и М и т.д. Таким образом, должна обеспечиваться постоянная взаимосвязь ме-

жду проектировщиком-технологом и разработчиком материалов ОВОС («одновременность» проектирования и ОВОС [4]).

Указанная *обратная связь* должна быть *своевременной*. Отрицательный итог по обеспечению экологической приемлемости проектируемых объектов обычно наступает тогда, когда разработчик материалов ОВОС своевременно не предлагает направление корректировки технологии, исходя из результатов экологической оценки, а технолог своевременно не предоставляет сведения об особенностях технологии, важных для оценки [4].

В проектах должен обеспечиваться наиболее высокий уровень технологий и М с тем, чтобы на момент ввода объекта в эксплуатацию, он не уступал действующим отечественным и зарубежным аналогам, а также удовлетворял ужесточающимся требованиям по охране окружающей среды (*принцип прогрессивности* [1]).

Принцип перспективности. В материалах ОВОС необходимо учитывать возможность в будущем изменений планируемого объекта и компонентов окружающей его среды, в частности, изменение мощности и технологии производства, изменение состава сырья и продукции, территориальное расширение объекта и т.д. [1]. Для технологических объектов, включая объекты по обеспечению М, необходимо предусматривать целесообразные конструктивные особенности, запасы прочности и мощности, использовать наилучшие достижения науки и технологий, необходимые для защиты ОС в будущем. Кроме того, важно учитывать изменения, которые будут происходить в среде, окружающей проектируемый объект (см. ниже *принцип жизненного цикла проектируемых объектов*).

Принцип ретроспективности. ОВОС, как и проектирование в целом, должна учитывать обстановку, которая уже сложилась на территории размещения планируемых объектов до начала проектирования [1,4]. Необходимо знать, какие природные и техногенные факторы определяют условия строительства и эксплуатации объекта, а также особенности будущего ВОС планируемой деятельности. Важно учитывать наличие на *территории проектирования* объектов (факторов), так или иначе ограничивающих планируемую деятельность и ее ВОС (см. *принцип условий и ограничений*). Принцип ретроспективности можно рассматривать в составе *принципа объективности*.

Принцип жизненного цикла проектируемых объектов. Необходимо рассматривать ВОС и М для последовательных этапов существования проектируемых объектов: периода строительства, периода эксплуатации (развития), периода снижения мощности, периода ликвидации (перепрофилирования) объекта и реабилитации окружающей среды, послеликвидационного периода [1].

Принцип жизненного цикла ОВОС рассматривает уже не цикл существования проектируемого объекта, а цикл выполнения работ по ОВОС. ОВОС должна проводиться на протяжении *всего цикла* разработки проектной документации, включая ее *предварительные* этапы. Выполнение каждого вида и стадии инвестиционной документации имеет свои отличительные особенности, свой уровень содержания, сложности, достоверности и детализации. Этот принцип легко объединяется с *принципом последовательности действий* - при проведении ОВОС должна строго выполняться последовательность действий в осуществлении этапов, стадий, процедур, а также соблюдение сроков [9, 10]. Важно, чтобы объекты проектирования и экологической оценки были *сопоставимы* в рамках разных стадий проектирования.

Особо мы бы хотели подчеркнуть обязательность выполнения и большую *роль предварительных (ранних) этапов* ОВОС (*принцип раннего начала ОВОС*). На *самых начальных стадиях* процесса строительства (проектирования) должны быть сформулированы необходимые ограничения, условия, мероприятия по охране окружающей среды, играющие огромную роль для выполнения эколого-технологических задач, значимых для охраны окружающей среды, при будущем проектировании [2;4;5;7, sec. 1502.5] (см. ниже *принцип условий и ограничений*). Важна также своевременность информирования и включения в процесс ОВОС общественности (см. выше *принцип информирования*). Как можно раньше должна быть определена необходимость выполнения и состав тех или иных экологических изыскательских и научно-исследовательские работ.

По существу, вся процедура ОВОС основана на *принципе превентивности*: экологическая оценка должна быть выполнена (и ее результаты доступны) до начала реализации проекта. ОВОС является *средством оценки* воздействий на окружающую среду в результате планируемых действий, а *не оправданием уже принятых решений* [7, sec. 1502.2, 1502.4, 1502.5].

Принципы жизненного цикла и последовательности действий ОВОС пересекается с *принципом альтернативности и вариантности* (*постепенного приближения* согласно [1]) проектирования и ОВОС. Проектирование объекта и ОВОС проходит несколько последовательных стадий с постепенно растущей от стадии к стадии детальностью и достоверностью. Элементом каждой из стадий является оценка полученных результатов и выбор наиболее оптимальных (разумных) *альтернатив и вариантов* (см. также *принцип оптимальности*). Выбранные варианты детализируются на следующих стадиях. Происходит последовательный поиск, выбор, сравнение, уточнение, улучшение проектных решений с учетом их возможных ВОС. [1;7, sec. 1502,14; 8]. Альтернативность и вариантность могут проявляться в самых различных характеристиках планируемых объектов.

Принцип оптимальности. Проектные решения должны быть наиболее целесообразны и гармоничны во взаимоотношениях с окружающей средой. Достижение улучшения экологических характеристик объекта не должно сопровождаться абсурдным ухудшением других его характеристик и наоборот. Важным условием принятия наиболее *оптимальных* решений является *альтернативность и вариантность* проектных решений. Принцип оптимальности также тесно связан с принципом *экономичности*.

Принцип экономичности (эффективности). Достижение необходимого уровня экологической защиты должно обеспечиваться минимальными расходами. С минимально возможными расходами должна выполняться и сама процедура ОВОС. Рациональность и экономичность работ в составе ОВОС во многом определяются необходимой *степенью детализации и сфокусированностью* исследований (см. ниже). Одними из важных показателей современного проектирования должны быть также показатели *энергоэффективности и ресурсосбережения*.

Принцип аналогии (типизации). Подобные (технологически, энергетически и т.п.) объекты, размещаемые в одинаковых условиях окружающей среды, будут обуславливать подобные ВОС.

Это дает возможность при проектировании и ОВОС анализировать и использовать показатели ВОС уже существующих подобных объектов.

Принцип безопасности. Данный принцип проектирования [1] вправе быть использован для ОВОС без особых оговорок. Проектирование и ОВОС должны обеспечивать безопасность самых различных категорий: самого проектируемого объекта от внутренних и внешних опасных факторов; трудящихся и других лиц, находящихся на проектируемом объекте; окружающей природной среды; окружающей техногенной среды; местного населения, проживающего (находящегося) вокруг планируемого объекта [1].

На сегодняшний день проблема состоит в том, что рамки ОВОС в широком понимании как оценки всех факторов негативного воздействия проектируемого объекта на окружающую среду становятся шире рамок, определяемых ДБН А.2.2.-1 [12]. В отечественной нормативной документации взаимоотношения объекта с окружающей средой в контексте вопроса «как опасен (реально и потенциально) проектируемый объект для окружающей среды» и, наоборот, «как опасна окружающая среда для проектируемого объекта», регулируются не только материалами ОВОС.

Очевидно, в нормативных требованиях необходимо более четкое разграничение (упорядочение, классификация) видов опасностей (угроз) при реализации планируемой деятельности и их соответствующих оценок. В проектной документации по каждому виду опасностей должны быть разработаны и оценены мероприятия по их предотвращению, уменьшению до приемлемых уровней или ликвидации.

Своеобразным продолжением *принципа безопасности является принцип комфортности.* Условия среды, в которой пребывает человек на проектируемых объектах и возле них должны быть максимально благоприятными. Характеристики проектируемых объектов должны обеспечивать удобство (эргономичность) их эксплуатации, обслуживания и проведения ремонтных работ [1]. Кроме того, планируемые объекты не должны нарушать условия проживания местного населения.

Принцип эстетичности. Предметом ОВОС, очевидно, должен быть вопрос, до какой степени проектируемые объекты гармонично вписываются в окружающий техногенный или природный ландшафт. Насколько они визуально (и не только) улучшают или ухудшают его; насколько изменяется и оправдано ли изменение внешнего (первозданного) вида памятников истории и архитектуры, например, фасадов и кровель старых построек (*принцип сохранения исторических и культурных ресурсов, «дизайна» архитектурной среды* [7, sec. 1502.16]).

Принцип равноценности (преимущества) экологического приоритета с другими приоритетами. Экологические приоритеты в системе строительства (проектирования) и в системе принятия управленческих решений должны рассматриваться наравне с социальными, экономическими и другими приоритетами [1,4,8]. Применение принципа оправдано ко всему проектированию и к любой другой деятельности человека. Данный принцип можно рассматривать в составе *принципа безопасности*, назвав его *принципом равноценности (преимущества) приоритета безопасности с другими приоритетами.*

Принцип нормативности. Так же, как и проектирование, собственно процедура ОВОС должна выполняться с соблюдением требований нормативно-правовых документов. Кроме того, ОВОС (совместно с проектированием) должна обеспечивать регулируемый нормативно-правовыми документами *уровень воздействий* на компоненты окружающей среды и *уровень защиты* последних.

Если дополнить перечень нормативно-правовых документов другими документами, определяющими условия и рамки проектирования и ОВОС, можно говорить о *принципе условий и ограничений* [1]. Условия и ограничения к проектированию и ОВОС могут выдвигаться органами власти различных уровней и другими инстанциями, имеющими на это право. Рассматривая международную практику ОВОС, можно говорить также о необходимости соответствия процесса ОВОС международным правилам и стандартам проведения ОВОС и охраны окружающей среды в целом. Следует отметить, что технологические, планировочные, экологические и другие ограничения проектируемой деятельности формулируются также и самими проектировщиками и исполнителями ОВОС, исходя из фактически сложившейся ситуации и будущей ситуации в районе проектирования (см. выше *принципы объективности, ретроспективности и перспективности*). Принцип условий и ограничений, очевидно, необходимо соотносить не только с «документальными рамками», но и с «физическими свойствами и границами» природных и техногенных компонентов.

Следующие два принципа можно назвать *принципами предупреждения.*

Принцип презумпции воздействия деятельности на окружающую среду. Приступая к проектированию объекта целесообразно исходить из условий, что любая деятельность взаимодействует с окружающей средой, поэтому может вызывать потенциально негативное воздействие или определять в настоящем или будущем потенциально кумулятивное воздействие [9].

Принцип предосторожности (precautionary). Там, где существует угроза серьезного или необратимого ущерба окружающей среде, отсутствие полной научной определенности не должно являться причиной для отсрочки принятия мер по предотвращению деградации окружающей среды (не должно мешать действиям лиц, принимающих решения по предотвращению или сведению к минимуму такой угрозы). Этот принцип содержит два ключевых элемента: возможность *серьезного вреда* и *существование неопределенности*. Принцип является достаточно дискуссионным (нет точных критериев оценки уровня «серьезности» вреда и неопределенности) и в то же время активно используемым в мировой практике охраны окружающей среды [13] (см. *принцип информативности исходных данных*).

Можно выделить группу принципов, так или иначе связанных с последовательностью понятий: масштабность (пространственная, вещественная, энергетическая, временная) объекта проектирования - уровень и сложность воздействий объекта на окружающую среду - необходимость экологической оценки - детальность экологической оценки - сосредоточение усилий оценки на наиболее существенных факторах воздействия. Наиболее общим из этих принципов является *принцип адаптивности (гибкости)* [9, 10]. ОВОС должна удовлетворять проекты различных типов, сложности и содержания, быть гибкой с точки зрения оцениваемых проблем, сроков выполнения и участия общественности. Этот принцип можно распространить на проектирование в целом: состав, содержание и особенности выполнения проекта меняются в зависимости от особенностей планируемого объекта и среды, в которой он располагается (*см. принцип объективности*).

Из принципа гибкости мы выделим *принцип соответствия сложности (объема)*. Чем технологически сложней, энергетически и вещественно объемней проектируемый объект, тем выше вероятность существенного воздействия на окружающую среду и усложнения работ по выполнению ОВОС. Связаны с этим принципом: *принцип разумной детализации* - исследования в рамках ОВОС должны проводиться с такой степенью детализации, которая соответствует значимости возможных неблагоприятных последствий реализации проекта, а также *принцип сфо-*

кусированности - ОВОС должна сосредотачиваться, прежде всего, на существенных экологических последствиях [3;7, sec. 1502.2, 1502.15; 8;9;14]. Сбор исходных данных и анализ воздействий должны быть соразмерны важности влияния, менее важный материал по ОВОС должен быть резюмирован или консолидирован, или должна быть указана просто ссылка на соответствующие документы [7, sec. 1502.15]. *Принцип разумной детализации реализуется в процедуре* скрининга, *принцип сфокусированности - в процедуре* скоупинга. Следует заметить, что *принципы разумной детализации* и *сфокусированности* не противоречат принципам *полного охвата* и *презумпции воздействия деятельности.*

Выводы. Для оценки воздействий на окружающую среду при проектировании зданий и сооружений выделены и проанализированы главные принципы. Среди принципов ОВОС можно выделить: принципы, которые применимы ко всей практике охраны окружающей среды; принципы, определяющие взаимоотношения планируемой деятельности с общественностью и органами власти; принципы, характеризующие ОВОС как составную часть проектных работ.

Рассмотрены для ОВОС принципы: информирования и соучастия общественности и заинтересованных сторон (открытости, доступности, прозрачности, достаточности, понятности информации); комплексности, полного охвата, взаимосвязей (междисциплинарного подхода); соответствия подсистем; объективности; информативности исходных данных; устойчивости, достаточности и практичности мероприятий; обратной связи; прогрессивности; перспективности; ретроспективности; жизненного цикла проектируемых объектов; жизненного цикла ОВОС; последовательности действий; раннего начала ОВОС; превентивности; альтернативности и вариантности; оптимальности; экономичности; аналогии; безопасности; комфортности; эстетичности; равноценности (преимущества) экологического приоритета с другими приоритетами; нормативности; условий и ограничений; презумпции воздействия деятельности; предосторожности; адаптивности (гибкости); соответствия сложности; разумной детализации; сфокусированности и другие. Одним из важных принципов ОВОС как составной части проектных работ является впервые выделенный принцип обратной связи между экологической оценкой и собственно проектными решениями. ОВОС должна быть инструментом не только оценки влияния проектируемых решений, но и инструментом их экологической оптимизации. Охарактеризованные принципы ОВОС должны найти более полное отражение в нормативных документах по выполнению проектной документации и ОВОС.

Список литературы

1. **Перегудов В.В., Аблец В.В**. Проектирование: соблюдение наиболее общих принципов // Вісник Криворізького національного університету, 2012. - Вип. 31. - С. 87-92.
2. **Терещенко В.А., Аблец В.В.** Значение предварительной оценки воздействий на окружающую среду при проектировании // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2003. – № 7. – С. 119-121.
3. **Аблец В.В., Терещенко В.А.** Обеспечение охраны окружающей среды при проектировании предприятий, зданий и сооружений в свете требований государственных строительных норм // Екологія довкілля та безпека життєдіяльності. – 2007. – № 3. – С. 45-48.
4. **Аблец В.В., Терещенко В.А.** Проектирование экологически приемлемых объектов // Екологія довкілля та безпека життєдіяльності. – 2007. – № 4. – С. 40-47.
5. **Аблець В.В., Терещенко В.О.** Місце і роль Заяви про наміри та Заяви про екологічні наслідки діяльності в проектуванні та оцінці впливу на навколишнє середовище // Вісник Криворізького технічного університету. Збірник наукових праць. – 2011. – № 28. С. 65-69.
6. **Аблец В.В.** Оценка воздействий на окружающую среду: определение рисков // Вісник Криворізького технічного університету, 2011. – Вип. 28. С. 52-57.
7. National Environmental Policy Act - NEPA. Part 1502 - Environmental Impact Statement.1969. http://ceq.hss.doe.gov/NEPA/regs/ceq/1502.htm#1502.2.
8. **Максименко Ю.Л., Горкина И.Д.** Оценка воздействия на окружающую среду. Пособие для практиков. Изд-во РЭФИА. М., 1996. http://www.nchkz.ru/lib/9/9185/index.htm#i13871.
9. Environmental Impact Assessment. Course module. http://eia.unu.edu/course/.
10. Principles of Environmental Impact Assessment. Jon Nevill, May 2000. http://www.onlyoneplanet.com/eia_-principles.pdf.
11. Principles of Environmental Impact Assessment. Best practice. International Association for Impact Assessment in cooperation with Institute of Environmental Assessment, UK. http://www.iaia.org/publicdocuments/special-publications/Principles%20of%20IA_web.pdf.
12. ДБН А.2.2-1-2003. Состав и содержание материалов оценки воздействий на окружающую среду (ОВОС) при проектировании и строительстве предприятий, зданий и сооружений. – К.: Укрархстройинформ, 2004. – 23 с.
13. United Nations Department of Economic and Social Affairs. Review of implementation of Agenda 21 and the Rio Principles. Detailed review of implementation of the Rio Principles. December 2011. DRAFT. Study prepared by the Stakeholder Forum for a Sustainable Future. 241 p. http: // ww.uncsd2012.org/content/documents/188SD21%20Rio%20principles%20study%20complete.pdf.
14. **Адаменко Я.О.** Оцінка впливів техногенно небезпечних об'єктів на навколишнє середовище. Екологічна безпека та збалансоване ресурсокористування. Науково-технічний журнал № 2, 2010 р. 58-64 с. http://archive.-nbuv.gov.ua/portal/natural/Ebzr/2010_2/Statti/9.pdf.

Рукопись поступила в редакцию 18.02.13

УДК 528.8.042: 622.26: 622241.6

В.Д. СИДОРЕНКО, д-р. техн. наук, проф., М.В. ШОЛОХ, канд. техн. наук, доц.,
К.С. ЄЛЕЗОВ, аспірант, ДВНЗ «Криворізький національний університет»
В.М. ПІЛЬТЕК, начальник проектного відділу ПАТ «ЄВРАЗ Суха Балка»

ДИСТАНЦІЙНЕ СКАНУВАННЯ ВИРОБЛЕНОГО ПРОСТОРУ З ВИКОРИСТАННЯМ СВЕРДЛОВИН ГЛИБОКОГО БУРІННЯ

Розроблена і запропонована система оперативного сканування виробленого простору з використанням свердловин глибокого буріння на рудниках Кривбасу, які ведуть видобування корисної копалини підповерхово-камерною системою з відбійкою вертикальних віял свердловин на горизонтальний компенсаційний простір.

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. У зв’язку з використанням на практиці високопродуктивних систем розробки у загальному об’ємі комплексу маркшейдерського забезпечення усе більше місця займають маркшейдерські зйомки гірничих виробок великих розмірів, визначення яких звичайними методами не завжди є можливим. При цьому результати маркшейдерських зйомок цих виробок тісно зв’язані з потребами експлуатації, вирішується багатобічні гірничотехнічні задачі. У процесі підземної розробки залізорудних родовищ Кривбасу основною технологічною схемою є схема видобування балансовів запасів системою обвалення з відбійкою вертикальними віялами свердловин на горизонтальний компенсаційний простір. При цьому виникає задача у необхідності забезпечення безпеки виконання підземних гірничих робіт при мінімальних матеріальних затратах при очисному видобуванні корисної копалини. Рішення цієї задачі можливе за рахунок відповідності фактичного стану виробленого простору її розрахунковим значенням. Складність здійснення такого контролю полягає у тому, що правилами техніки безпеки і охорони праці небажаний доступ людей у видобувну камеру, тому необхідно запропонувати новий спосіб контролю без знаходження людей у небезпечній зоні.

Аналіз досліджень і публікацій. Сучасний стан питання визначення фактичних геометричних параметрів виробленого простору показав, що в теперішній час досить мало технічних засобів для реалізації такого контролю. Серед основних засобів використовують тахеометричну зйомку [1], відео- та фотозонди [2], прилад Геоскан-1 [3], які дозволяють визначити необхідні параметри камер. Але використання цих засобів має певні складності, враховуючи те, що не завжди є можливість доступу до виробленого простору через горизонтальні та верти-кальні виробки. Також існує проблема з оперативною невизначеністю параметрів виробленого простору у ході безпосередньої відбійки руди віялами глибоких свердловин.

Постановка завдання. Для вирішення поставленої задачі на кафедрі маркшейдерії ДВНЗ КНУ, запропоновано систему оперативного сканування очисних камер. Розроблена система дозволяє визначити геометричні параметри виробленого простору, який утворився у результаті відбійки руди віялами глибоких свердловин, за рахунок дистанційного контролю її параметрів з використанням лазерного віддалеміра, що встановлений на спеціальну модульну штангу. Функціональна схема системи приведена на рис. 1.



Рис. 1. Функціональна схема системи оперативного сканування виробленого простору

Механічна частина системи складається із лазерного віддалеміра та модульної штанги. Віддалемір має протиударну і водонепроникну оболонку, що дозволяє використовувати його для умов свердловинного середовища. Модульна штанга забезпечує позиціювання віддалеміра у свердловині, за умовою наявності виходу горловини свердловини безпосередньо у вироблений простір. Вона складається із секцій зі спеціальним кріпленням, за допомогою якого можливе збільшення довжини модульної штанги. Сама штанга ø 46 мм виготовлена з алюмінію і має у зборі вагу до 4 кг, перша секція має кріплення для віддалеміра. У цій системі портативний

© Сидоренко В.Д., Шолох М.В., Єлєзов К.С., Пільтек В.М., 2013

комп'ютер приймає дані про виміряну довжину від лазерного віддалеміра до стінки камери по інтерфейсу *Bluetooth*.

Система дозволяє формувати трьохмірні комп'ютерні растрові графічні моделі виробленого простору та забезпечує оперативне поповнення даних у гірничо-маркшейдерській документації на основі виміряних відстаней від точки встановлення віддалеміра до стінки камери, враховуючи дані про азимут та кут буріння свердловини, у якій був встановлений віддалекомір.

Викладення матеріалу та результати. Дослідження проводились при відпрацюванні блока 7-11 покладу «Гнездо» п'ятого підповерху горизонту мінус 1180м шахти «Ювілейна» ПАТ «Суха Балка». З бурового орта №3 сьомого підповерху горизонту мінус 1180м проведено сканування виробленого простору цього блока через свердловини глибокого буріння, які після відбійки руди мають «вихід» у зону визначення виробленого простору.

Перед заміром всі свердловини даної бурової виробки прочищаються від гірничої маси, і обстежуються дільничним маркшейдером, який встановлює «вихід» свердловин у зону виробленого простору, параметри свердловин (довжина ($L_{св}$), кут нахилу відносно горизонтальної площини ($\beta_н$), дирекційний кут), та відстань між віялами свердловин (рис. 2,3).

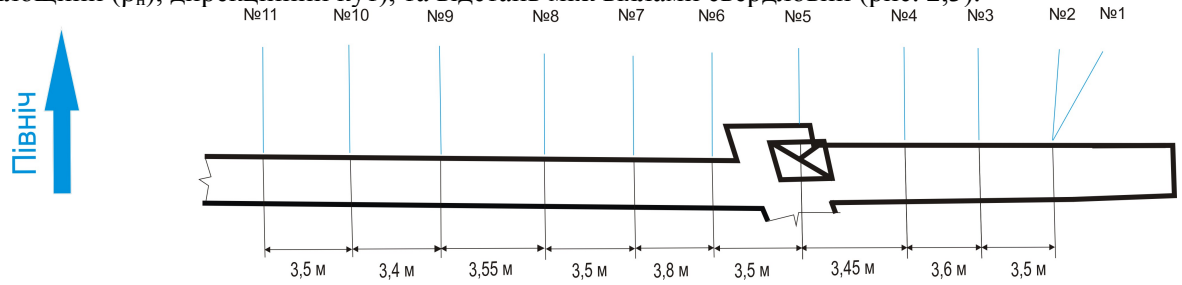


Рис. 2. Горизонтальний план бурового орта та відстань між віялами свердловин

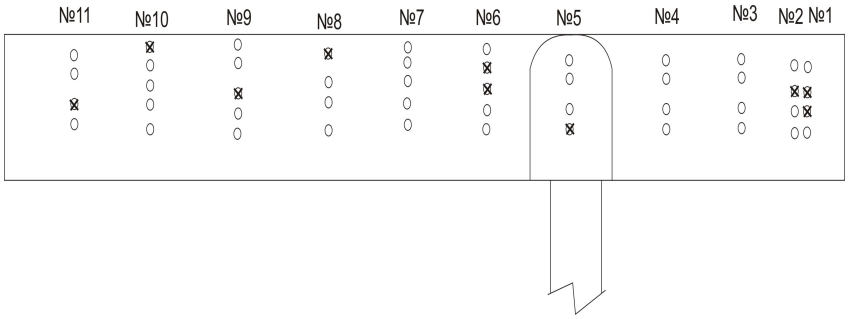


Рис. 3 Схема свердловин на стінці бурового орта:
⊠ - свердловина у якій відсутній «вихід» до сканованої зони;
○ - свердловина яка має «вихід» до сканованої зони

Визначення параметрів камери у процесі послідовної відбійки руди дає можливість забезпечення якісного відпрацювання рудного масиву через отримання даних про параметри виробленого простору [3].

Технологія сканування параметрів камери полягає у наступному. Після чергової відбійкі руди віялом свердловин, які пробурені з виробки буровою установкою НКР-100, буровою коронкою ø 105 мм, у кожну свердловину встановлюють почергово модульну штангу на яку спеціальним кріпленням встановлений лазерний віддалемір. Модульна штанга при цьому збирається проходячи по свердловині у довжину, яка дорівнює довжині свердловини, як показано на рис. 4, де 1-сканований вироблений простір; 2-контури знімальної камери; 3-лазерний промінь вимірювання; 4-свердловина; 5-бурова гірнича виробка; 6-кут нахилу свердловини до горизонтальної площини; 7-лінія горизонтальної площини. Після чого розпочинається вимірювання параметрів камери через портативний комп'ютер, якій підключений до далекоміра через *Bluetooth*, за допомогою встановленого на портативний комп'ютер програмного забезпечення. Так послідовно виконується зйомка кожної свердловини пробуреної з даної бурової виробки.

а *б*

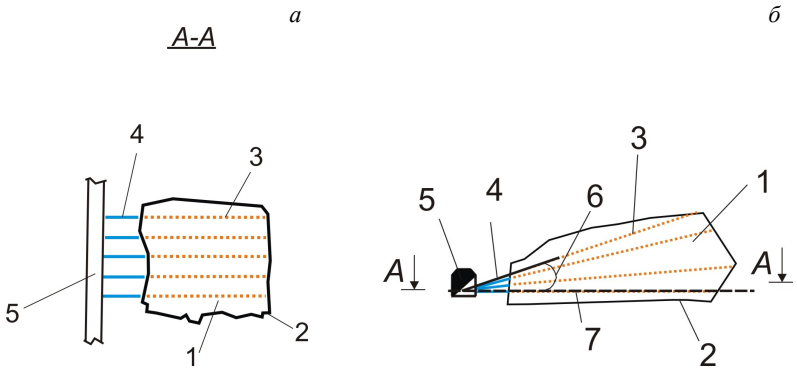


Рис. 4. Схема сканування виробленого простору, де: *а* - горизонтальний план; *б* - розріз по віялу

Отриманні дані фіксують у пам'яті комп'ютера. База цих даних дозволяє побудувати контури виробленого простору у вигляді трьохмірної мережі у полярній системі координат, використовуючи програмні засоби спеціалізованих комп'ютерних графічних систем, встановлених на комп'ютері (AutoCad). За необхідності можливих виносу даних параметрів на горизонтальну, вертикальну проекцію, та розріз по осях на гірничій-маркшейдерській документації (рис. 5,6).

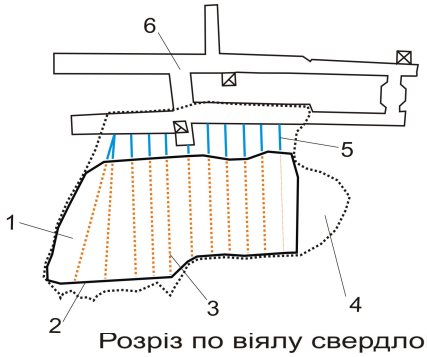
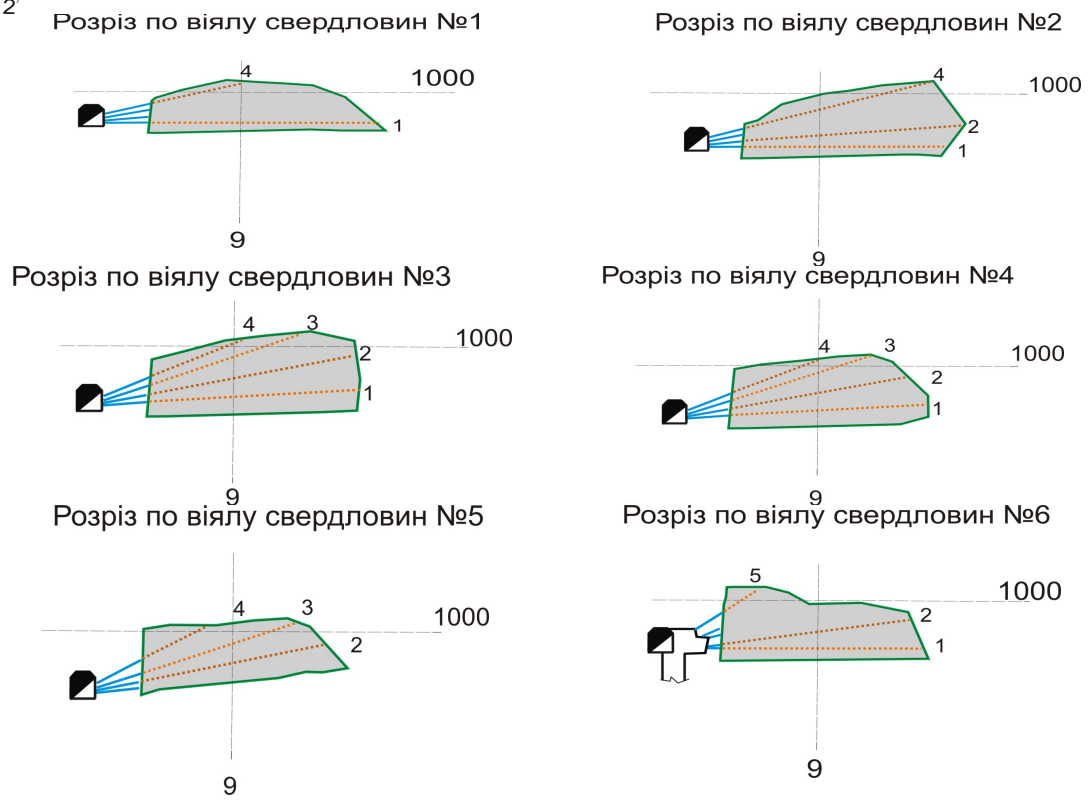


Рис. 5. Горизонтальний план бурового орта №3 сьомого підповерху блока 7-11 покладу «Гнездо» п'ятого підповерху горизонту мінус 1180 м; де 1-сканований вироблений простір; 2-отримані в результаті сканування контури камери; 3-виміряна довжина; 4-проектний контур камери після закінчення виїмки руди; 5-виміряна довжина свердловини; 6-буровий орт №3



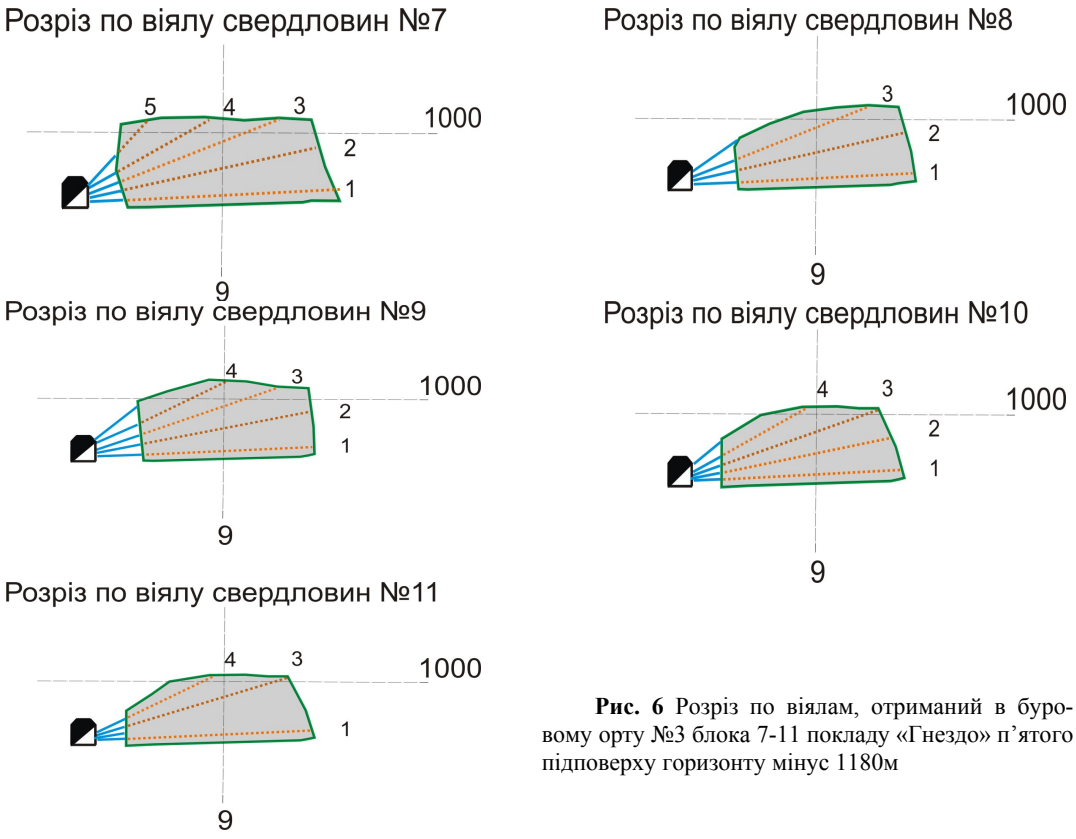


Рис. 6 Розріз по віялам, отриманий в буровому орту №3 блока 7-11 покладу «Гнездо» п'ятого підповерху горизонту мінус 1180м

Висновки та напрямок подальших досліджень. Дослідження системи оперативного сканування виробленого простору показали її високу надійність, точність отриманих результатів, зручність використання в умовах підземної розробки залізних руд. Система оперативного сканування може бути рекомендована для визначення параметрів виробленого простору, як в процесі розробки так і після її закінчення.

Список літератури

1. **Єлезов К.С.** Дослідження можливості тахеометричного методу зйомки очисних камер з використанням електронного тахеометру/ Гірничий вісник-2012 р.-вип. №95(1) - с. 59-62

2. **MEIER G**. Die bisherige Tätigkeit des Arbeitskreises 4.6 „Altbergbau - geotechnische Erkundung und Bewertung" und dessen zukünftige Aufgaben. - Tagungsband 4. Altbergbaukolloquium, 4. bis 6. Nov. 2004 in Leoben, S. 7 - 12, Essen (Glückauf)

3. **Азарян А.А**., **Попов С.О.** Система сканирования очистных камер «Геоскан-1»/Збірник НДГРІ - 2010 р.- вип. №52 – С. 180-186.

4. **Капланець М.Е., Чередниченко О.Є, Коцюруба Ю.Г., Кучерявенко І.А.** Методичні рекомендації з підготовки проектів нарізних і очисних робіт у виїмкових одиницях при підземному видобутку залізних руд та визначення його економічних характеристик /Кривий Ріг: КТУ, 2007. – 38 с.

Рукопис подано до редакції 23.02.13

УДК 556.332.634

О.В. ІНКІН, Д.В. РУДАКОВ

ОЦІНКА ЕФЕКТИВНОСТІ ЗАХОДІВ ПЕРЕВЕДЕННЯ ПІДТОПЛЕНИХ ДІЛЯНОК В РЕЖИМ САМОДРЕНУВАННЯ

Обгрунтовано спосіб дренажного захисту підтоплених територій правобережжя міста Дніпропетровська, оснований на штучному збільшенні проникності водотриву під верхнім водоносним шаром та відведенні надлишкової води до нижніх горизонтів. За допомогою програми ModFlow 2009 (Schlumberger W.S.) створено гідродинамічну модель роботи системи поглинаючих свердловин в умовах природного і техногенного інфільтраційного живлення. Визначено схему оптимального розташування "фільтраційних вікон" з урахуванням рельєфу і забудови дослідженої території, що забезпечує максимальне зниження рівня грунтових вод. Визначено розподіл змін рівня та складові балансу підземних вод після переведення підтоплених ділянок у режим самодренування.

© Інкін О.В., Рудаков Д.В., 2013

Проблема та її зв'язок з практичними завданнями. Підтоплення на територіях сотень населених пунктів України значно активізується протягом весняного періоду. Десятки років не ремонтовані зливостоки і каналізаційні колектори, як правило, не здатні витримати різкого збільшення атмосферних опадів. В результаті цього перезволожуються грунти та підвищується рівень підземних вод. Це призводить до зрушення схилів балок, затоплення підвалів або подвір'їв житлових будинків, а в кінцевому підсумку - до порушення стійкості природного середовища.

Проблема підтоплення території Дніпропетровська з'явилась кілька десятиліть тому і з часом загострюється. Аналіз палеогідрогеологічної обстановки на території міста, динамічного режиму грунтових вод і стану їх балансу свідчать про складність механізму формування процесу підтоплення. У сучасному вигляді підтоплення міської території - досить розвинене явище, яке спостерігається практично всюди, як на ділянках з пониженим рельєфом і проникними піщаними грунтами (лівобережжя і нижні тераси правобережжя), так і в межах районів правобережжя з більш високими позначками земної поверхні, складених слабопроникними лесовими суглинисто-супіщаними породами.

Результати досліджень підтоплення свідчать про значну і прогресуючу враженість міської території. Території з глибиною залягання грунтових вод до 3 м, тобто практично підтоплені землі у межах промислових і забудованих ділянок міста займають 9421 га (33% від загальноміської території), в тому числі на правобережжі - 2983 га (17% територій правобережжя), на лівобережжі - 6437 га (55%) [3]. У підтопленому стані знаходиться значна територія житлових масивів Перемога, Червоний Камінь, Комунар, Парус, Тополя. При збереженні існуючого водного балансу і з посиленням техногенної інфільтрації зростання рівня грунтових вод триватиме і надалі.

Аналіз виконаних робіт. Незважаючи на відповідні прогнозні оцінки, які були дані ще на початку 90-х років минулого століття, комплексні заходи, спрямовані на запобігання розвитку підтоплення в Дніпропетровську, не проводились у повному обсязі і не дали очікуваних результатів. У 1998 р., коли ситуація з підтопленням стала катастрофічною були ініційовані і розроблені «Комплексна програма ліквідації наслідків підтоплення територій у містах і селищах України) (затверджена Постановою Кабінету Міністрів України № 160 від 15 лютого 2002 р.) і «Комплексна програма захисту від шкідливої дії вод сільських населених пунктів і сільськогосподарських угідь в Україні» (затверджена Постановою Кабінету Міністрів №173 від 26 липня 2000 р.). Програми захисту від підтоплення виявилася недостатніми, оскільки в більшості випадків у їх рамках передбачались тільки аварійно-відновні роботи, а не заходи, спрямовані на запобігання виникнення і зростання підтоплення. За повідомленнями пресслужби Дніпропетровської міської ради, для ліквідації наслідків весняного підтоплення на території міста планувалось використати 177 насосів підрозділів МНС України і реконструювати пошкоджені об'єкти водного господарства (дощо-приймальні колодязі, зливові системи і колектори). Проте, незважаючи на пропоновані заходи, до цього часу 22 км^2 території міста знаходяться під ризиком затоплення весняними паводками.

Постановка завдання. Аналіз існуючих програм свідчить про необхідність їх удосконалення шляхом забезпечення робіт, пов'язаних із попередженням підтоплення та його наслідків, а також узгодження відповідних заходів на державному, регіональному і місцевому рівнях. У зв'язку з цим метою роботи є виявлення зон з небезпечно високим рівнем грунтових вод і обгрунтування параметрів дренажних споруд, які мають забезпечити тривалий ефект самодренування підтоплених ділянок.

Досягнення цієї мети вимагає рішення наступних завдань: 1) виконати кількісну геолого-гідрогеологічну оцінку чинників підтоплення на території Дніпропетровська; 2) визначити підтоплені ділянки, де застосування пропонованого дренажу матиме найбільший ефект; 3) обгрунтувати ефективність спорудження і розробити рекомендації ефективного використання поглинаючих свердловин.

Викладення матеріалу й результати. Розроблений спосіб дренажного захисту пропонується для території житлового масиву Тополя-1, режим рівня грунтових вод у межах якого характеризується як техногенно-порушений з чітко проявленою тенденцією до підйому. Величина інфільтраційного живлення за рахунок техногенезу місцями зросла до 800 мм/рік. З моменту освоєння території рівень грунтових вод піднявся на 13-18 м. На початку будівництва він знаходився на глибині 19-23 м, в поточний час знаходиться на глибині 2-3 м. Незважаючи на

загальний підйом рівня грунтових вод, зміна його положення відбувається по-різному на різних ділянках дослідженої території. Виділяються особливо небезпечні ділянки з глибиною залягання підземних вод до 1 м, вони потребують першочергового дренажного захисту.

Житлової масив Тополя-1 розташований у межах вододільній частини між р. Дніпро і балкою Попова, на схилі останньої. Абсолютні позначки поверхні землі - 101-158 м. В геологічному розрізі присутні осадові породи четвертинної, неогенової і палеогенової систем.

Палеогенові відклади розкриті в тальвегу балки Попова на абсолютних позначках 54,5-56,3 м. Вони представлені верствою зеленувато-сірих алевритів потужністю 9-10 м з великим вмістом черепашки і твердої темно-сірої глини. Вище палеогенових відкладів повсюдно залягають неогенові сірі, білі полтавські піски місцями кварцові, дрібнозернисті й однорідні. Абсолютні відмітки покрівлі пісків 81,4-88,1 м. Над пісками залягають неогенові глини від світло-сірого до білого кольору, їх потужність змінюється від 5 до 12 м. Відклади четвертинної системи залягають на осадовій товщі неогену. Потужність їх верстви на вододілі становить 35-50 і більше метрів, у тальвегу балки Попова - 11-14,5 м. Характерною особливістю четвертинних відкладів є чергування шарів лесу з лесоподібними суглинками і супіщаними грунтами. Грунтово-рослинний шар розвинений повсюдно за винятком бортів балки.

Перший водоносний горизонт приурочений до четвертинних відкладів. Водовмісні породи - леси і суглинки. Потужність водоносного горизонту максимально складає 25-27 м і визначається прийнятим положенням відносного водотриву, яким є неогенові глини. Водоносний горизонт безнапірний, ухил рівня - в бік балки Попова. Напрямок потоку збігається із загальним нахилом водотриву. Коефіцієнти фільтрації змінюються від 0,01 до 1,2 м/добу. Природне інфільтраційне живлення становить 6-18 мм/рік. Розгрузка підземних вод - у струмок балки Попова, в ніжній водоносний горизонт, а також шляхом випаровування і транспірації.

Другий від поверхні водоносний горизонт приурочений до полтавських пісків, нижче яких залягають темносірі глини. Площа водоносного горизонту залежить від наявності та площі поширення верстви глин у підошві пісків, а також від водопроникності порід покрівлі, через які відбувається перетік грунтових вод. Потужність водоносних пісків 8-12 м. Водоносний горизонт напірно-безнапірний. Абсолютні позначки рівня 92,3-113,67 м. Коефіцієнт фільтрації пісків становить 1,32 м/добу.

Аналіз геолого-гідрогеологічних умов показує, що при прогнозуванні гідрогеологічної обстановки в умовах запропонованого дренажного захисту розрахункова схема має бути представлена водоносними горизонтами четвертинних (перший) і неогенових (другий) відкладів. Фільтруючий матеріал у в стволах вертикальних поглинаючих свердловин є водонасиченим (К=30-60 м/добу). Оскільки коефіцієнт фільтрації матеріалу значно перевищує коефіцієнт фільтрації глини, рух води в ньому відбувається у вертикальному напрямку, завдяки чому весь дренажний стік повністю надходить до нижнього горизонту.

На рис. 1 наведено схему поглинаючої свердловини, дренуючий ефект якої оцінюється фільтраційною витратою через поперечний переріз ствола площею $F=\pi r_o^2$.

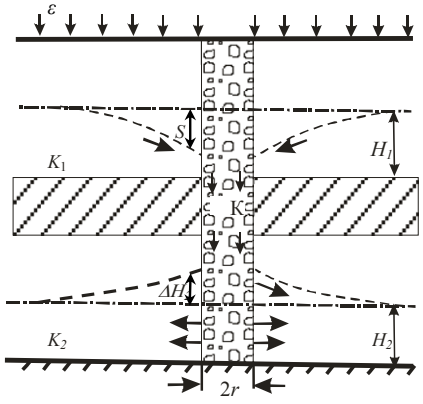


Рис. 1. Схема вертикальної поглинаючої свердловини: S - пониження рівня грунтових вод; H_1,H_2,K_1,K_2 - відповідно, потужність верхнього і нижнього водоносного горизонту та їх коефіцієнти фільтрації; r_o - радіус ствола свердловини, заповненого матеріалом з коефіцієнтом фільтрації K; ΔH_2 - підвищення рівня підземних вод у нижньому горизонті; ε - інфільтраційне живлення

З точки зору екологічної безпеки таке скидання принципово є припустимим з урахуванням фактичної експлуатації нижнього водоносного горизонту і підтверджується даними про хімічний склад і якість підземних вод першого горизонту. Слід зауважити, що другий горизонт наразі не використовується для водопостачання міста.

Створення фільтраційних вікон можна здійснити за допомогою буріння свердловин стандартного діаметру ударно-канатним або роторним способом і подальшим їх розширенням у водотривкому шарі відомими в буровій справі методами [1]. Але більш раціональним є використання запропонованого і запатентованого за участі одного з авторів пристрою для розширення свердловин [2]. Завдяки введенню додаткового породоруйнів-

ного органу, цей пристрій забезпечує одночасно буріння й розширення свердловини, і за рахунок цього - зниження матеріальних витрат і часу, необхідного для проведення робіт.

Ефективність запропонованого способу захисту території була обгрунтовано прогнозним моделюванням змін рівня підземних вод у разі розташування поглинаючих свердловин на небезпечних ділянках житлового масиву Тополя. Методика чисельного моделювання фільтрації підземних вод, яка використовувалась при дослідженнях, базується на скінченно-різницевому розв'язку рівняння планової неусталеної фільтрації у шаруватій товщі гірських порід [4]. Розв'язання рівнянь було проведене за допомогою ліцензійного програмного забезпечення «MODLOW v. 4.5» (Schlumberger Water Services, Канада), призначеного для моделювання гідрогеологічних процесів у підземних водах.

Модельована область фільтрації охоплює найбільш небезпечну частину території житлового масиву. Її площа складає 2,26 км^2 і обмежена на півночі - лінією дренажної штольні вздовж залізничного тунелю, на північному заході - лінією тупикового дренажу на ділянці вздовж залізниці, на заході - водотоком у балці Попова, на сході - лінією вододілу між рікою Дніпро і балкою Попова (лінія вододілу підземних вод) і на півдні - лінією течії, встановленої за картою гідроізогіпс (Запорізьке шосе - шляхопровід). Область фільтрації була розбита на 5658 блоків (82×69). Крок сітки дорівнює 20 м і тільки в блоках, які прилягають до межі з дренажної штольні, він збільшений до 40-80 м.

Схему області фільтрації і розташування дренажних вікон на території житлового масиву Тополя-1 наведено на рис. 2.

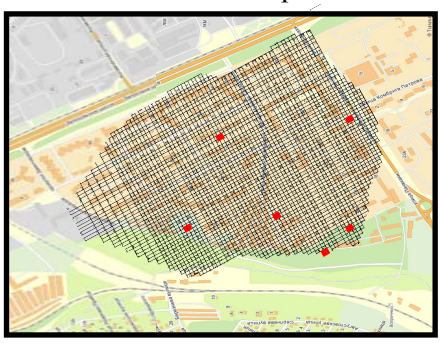


Рис. 2. Схема розташування «фільтраційних вікон» на території житлового масиву Тополя

Червоним позначені точки розташування поглинаючих свердловин.

Фільтрація в зоні впливу вертикальних поглинаючих дренажних свердловин вважається усталеною, що цілком прийнятно для умов їх тривалої експлуатації [4]. Фільтрація в самій поглинаючій свердловині є вільною, вертикальною, з усталеною витратою води, яка надходить до нижнього водоносного горизонту. Проектні фільтраційні вікна задавалися на моделі в зонах максимального підтоплення, де положення рівня грунтових вод набувало катастрофічного характеру. При цьому шляхом рекогносцировки на місцевості в межах виділених зон знаходилися ділянки їх доцільного розташування, вільні від забудов і комунікацій.

Прогнозна задача була вирішена за умови, що винесення теплотрас на поверхню і заміна водопроводів на окремих ділянках дослідженої території виконуватись не буде, а режим техногенної інфільтрації не зміниться. Впровадження проектних дренажних заходів сприятиме зниженню рівня підземних вод і збільшенню потужності зони аерації, що, в свою чергу, сприятиме стабілізації живлення підземних вод за рахунок інфільтрації як атмосферних опадів, так і надходження з техногенних джерел.

Аналіз результатів розрахунків показав, що при перетіканні підземних вод через дренажні «вікна» до нижнього водоносного горизонту максимальне пониження рівня у верхньому горизонті (четвертинні відклади) складе 3 м. Територія, в межах якої понизиться рівень підземних вод на 1,5-2 м, становитиме близько 0,5 км^2. Вона охопить найбільш небезпечні ділянки житлового масиву. Істотного підвищення рівня води в полтавських пісках не відбудеться. Отже, поглинаючі свердловини є ефективним способом пониження рівня підземних вод у межах локальних ділянок підтоплення.

Балансові складові підземних вод за умови впровадження проектних дренажних заходів наведені на рис. 3.

Аналіз даних рис. 3 свідчить, що до експлуатації поглинаючих свердловин (рис. 3*а*) надходження підземних вод до першого водоносного горизонту відбувається, головним чином, за рахунок інфільтрації (91%), в меншій мірі за рахунок припливу з-за меж (9%). При цьому 72% води, що надходить, витрачається на межах і тільки 28% потрапляє до другого водоносного горизонту.

При експлуатації поглинаючих свердловин (рис. 3*б*) надходження підземних вод до першого водоносного горизонту також відбувається, переважно, за рахунок інфільтрації (86%), але

дещо збільшується приплив з-за меж (14%). Слід відзначити істотний ефект фільтраційних «вікон», які майже вдвічі (до 52% або 218 м/добу) збільшать перетікання до нижнього горизонту.

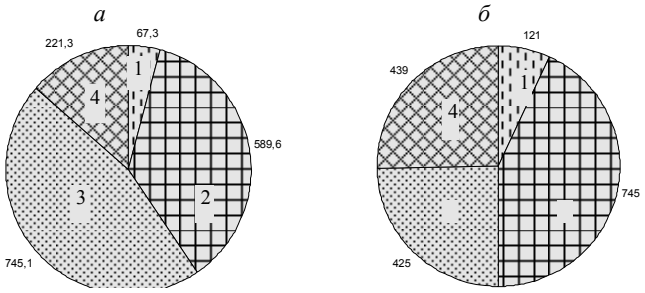


Рис. 3. Балансові складові підземних вод ($м^3$/добу) до впровадження *а* і при роботі запропонованих дренажних заходів *б*: 1 - надходження підземних вод за рахунок припливу з-за меж; *2* –– надходження підземних вод за рахунок інфільтрації; 3 - витрати підземних вод на межах; *4* - перетікання підземних вод до другого водоносного горизонту

Значно менша частина грунтових вод буде розвантажуватись на тій частині межі ділянки, де в 1997 р. стався масштабний зсув, зокрема, внаслідок замочування грунтів. Підземні води, що перетікають до другого водоносного горизонту, надалі повністю витрачаються на його межах. При цьому рівень підземних вод у ньому істотно не зросте.

Висновки. Головними причинами підйому рівня підземних вод у четвертинних відкладах житлового масиву Тополя-1 є: техногенні витоки з водних комунікацій; скорочення випару внаслідок екранування території будівлями й асфальтом; полив садових ділянок поблизу ділянки розвантаження підземних вод; зростання інфільтраційного живлення за рахунок атмосферних опадів через зменшення потужності зони аерації і збільшення вологості порід; зміна умов поверхневого стоку за рахунок забудови території. З моменту освоєння території рівень грунтових вод піднявся на 13-18 м. Існуючі дренажні заходи не можуть попередити появу ділянок з малою глибиною залягання рівня грунтових вод.

Розроблена числова геофільтраційна модель відтворює перетікання грунтових вод з верхнього четвертинного горизонту слабопроникних лесових відкладів до нижнього горизонту неогенових пісків з урахуванням зон штучної підвищеної проникності водотривкого глинистого шару за рахунок поглинаючих свердловин. За результатами числового моделювання встановлено, що прогнозне пониження рівня підземних вод в умовах експлуатації фільтраційних «вікон» складе від 1,5 до 3 м на площі близько 0,5 $км^2$.

Баланс підземних вод показує, що їх надходження до першого водоносного горизонту відбувається, головним чином, за рахунок інфільтрації (86%), меншою мірою за рахунок припливу з-за меж (14%). Запропоновані поглинаючі свердловини збільшать майже вдвічі (з 28 до 52%) потік підземних вод до нижнього горизонту. Підземні води що перетікають до другого водоносного горизонту, практично не вплинуть на його рівень підземних вод.

У подальшому слід оцінити ефективність запропонованого способу дренажного захисту в інших гірничо-геологічних умовах і провести його апробацію його на практиці. Необхідно також виконати розрахунок економічного ефекту за рахунок відвернення соціально-екологічних збитків від ураження підтопленням територій.

Список літератури

1. **Басарыгин Ю.М., Булатов А.И., Проселков Ю.М.** Технология бурения нефтяных и газовых скважин // Москва: Недра, 2001.– 675 с.

2. **Гаврич Є.Ф., Інкін О.В.** Пристрій для розширення свердловини / Патент 39281 А Україна, МПК Е 21В10/26, Е 21В10/32. Заявник та патентовласник Національна гірнича академія України.– №99073970; заявл. 13.10.99; опубл. 15.06.01; Бюл. №5.

3. **Зеленська Л., Дук Н.** Екологічний атлас Дніпропетровської області // Київ-Дніпропетровськ: НВП «Картографія», 1995.– 26 с.

4. **Мироненко В.А.** Динамика подземных вод // Москва: Горная книга, 2009.– 519 с.

Рукопис подано до редакції 19.03.13

УДК 622.457: 621.926.2

О.Є. ЛАПШИН, д-р техн. наук, проф., М.В. АНДРЕЙЧИКОВ, аспірант
ДВНЗ «Криворізькій національний університет»

ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ СУХОГО ОЧИЩЕННЯ ПОВІТРЯ НА ГІРНИЧИХ ПІДПРИЄМСТВАХ

Статтю присвячено питанню ефективності пилопригнічення. Містяться теоретичні дослідження інерційного осадження у вихрових пиловловлювачах у залежності від початкової концентрації пилу і його дисперсності, а також

© Лапшин О.Є., Андрейчиков М.В., 2013

результати експериментальних досліджень. У цій статті загострюється увага на умовах роботи при транспортуванні сировини в шахтах.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. У промисловості аспіраційні системи використовують для очищення повітря від пилу й інших забруднень. Це необхідна складова виробничого процесу, тому багато галузей пов'язані з істотним забрудненням повітря робочої зони або навколишнього середовища, що неприпустимо, якщо хочемо зберегти екологічну обстановку прийнятною. Стабілізація та економічний підйом гірничо-металургійного комплексу України потребує пошуку нових ефективних рішень по збільшенню видобутку, переробки та реалізації мінеральної сировини в умовах жорсткої ринкової конкуренції.

Успішне рішення цих задач неможливо без виконання заходів соціального розвитку регіонів, покращення умов та безпечності праці. Не дивлячись на зниження загальної кількості професійних захворювань та травматизму за роки економічних реформ, їх рівень у залізорудній промисловості залишається високим. За даними інституту промислової медицини найбільш високий рівень професійних захворювань у робочих шахтах Кривбасу пиловим бронхітом, близько 34 % від загальної кількості. Більше хворіють пиловим бронхітом підземні робітники основних професій: прохідники, бурильники, підривники, скреперісти. Захворюваність робітників пиловим бронхітом пояснюється тим, що концентрація пилу на робочих місцях у більшості випадків перевищує ГДК. Крім того, при транспортуванні сировини у гірничих виробках в атмосферу виділяються шкідливі домішки, які потрапляючи до організму разом із пилом, пришвидшують процес розвитку пилових бронхітів.

Хороший вихід в цьому випадку - очищення повітря різними способами, наприклад за допомогою аспіраційних систем у складі витяжної вентиляції. Завданням таких систем ми вважаємо знешкодження джерел пилу й інших шкідливих речовин, іншими словами, захист повітря робочої зони методами аспірації від будь-яких шкідливих речовин. Тільки так можна забезпечити нормальні умови роботи персоналу та обладнання.

Питання очищення від пилу газоповітряних потоків промислових підприємств були і залишаються актуальними і пов'язані із забезпеченням зниження екологічної шкоди, що завдається викидом дисперсних частинок з газами, що відходять у хімічній (коксохімічної), гірничої, металургійної та інших галузях промисловості. У виробничих приміщеннях збагачувальної фабрики стан повітряного середовища може значно змінюватися внаслідок виділення в атмосферу пилу, вологи, тепла несприятливо впливають як на здоров'я працівників, так і на стан устаткування і будівельних конструкцій.

Основним і найбільш ефективним засобом, що сприяє створенню у виробничих приміщеннях нормальних санітарно-гігієнічних і безпечних умов праці, є промислова вентиляція. З її допомогою вирішується найважливіше завдання забезпечення у виробничих приміщеннях необхідних метеорологічних параметрів - температури, відносної вологості та швидкості руху повітря, а також гранично допустимої концентрації пилу і шкідливих газів.

Залежно від засобів і способів, що використовуються для повітрообміну у виробничих приміщеннях, з метою підтримання його складу та стану санітарно-гігієнічним вимогам, на збагачувальній фабриці використовують наступні види промислової вентиляції: природну (аерація), штучну і різні види комбінацій механічної та природної вентиляції. При природній вентиляції повітрообмін забезпечується різницею температур. Холодний або менш нагріте повітря надходить через відкриті прорізи в нижній або середній зоні приміщення, витісняючи при цьому тепле повітря, яке виходить назовні через отвори у верхній зоні. Чим більше різниця температур повітря, тим інтенсивніше відбувається повітрообмін. До переваг природної вентиляції слід віднести: простоту пристрою і експлуатації, відсутність витрат механічної енергії, можливість хорошого провітрювання великих приміщень в результаті багаторазової зміни повітря протягом короткого проміжку часу.

До недоліків - неможливість очищення повітря від пилу, обмежені можливості розподілу повітрообміну по робочих місцях. Залежність умов провітрювання від метеорологічних факторів. Для усунення недоліків природної вентиляції застосовують механічну, а в інших випадках змішану систему вентиляції, тобто як доповнення до загальнообмінної природної вентиляції влаштовують місцеву механічну. При цьому виді вентиляції припливне повітря можна нагрівати або охолоджувати, зволожувати або осушувати, а видаляється з приміщень повітря - очищати від вмісту в ньому пилу, газів та інших шкідливих речовин. Крім того, механічна вентиляція

дозволяє розподіляти подачу повітря по робочих місцях. З механічних вентиляційних установок на збагачувальній фабриці застосовують на місцеві витяжні, загальнобмінні і аспіраційні.

Місцева витяжна вентиляція застосовується для видалення забрудненого повітря безпосередньо від місць виділення шкідливих речовин з метою запобігання розповсюдження їх в робочі зони. Загальнообмінна припливно-витяжна вентиляція застосовується у виробничих приміщеннях, в яких відсутні фіксовані джерела виділення шкідливих речовин (пил). Розрахунок її здійснюється за змістом видаляються шкідливих виділень і ступеня розбавлення їх чистим повітрям до допустимих санітарних норм. У практиці проектування й експлуатації, як правило, передбачається організована припливно-витяжна вентиляція з рівними кількостями видаляється і повітря, що подається.

Запобігання забрудненню атмосфери є однією з найважливіших проблем глобального характеру. Газоподібні речовини та пилуваті матеріали можуть переміщатися на великі відстані і накопичуватися, і при високих концентраціях на поверхні Землі вони здатні впливати на умови рослинного і тваринного світу як в локальному, так і в глобальному масштабі. Актуальність роботи в умовах, що склалися, обумовлено необхідністю вдосконалення існуючих і створення нових високоефективних засобів пилоподавлення, дозволяючих зменшити концентрації пилу до рівня, який виключає можливість виникнення пневмо- коніозонебезпечних ситуацій з неорганізованими джерелами викидів в умовах інтенсифікації виробництва.

Аналіз досліджень і публікацій. Питанням пилоподавлення присвячені роботи великих учених, серед них праці П.В. Бересневича, Ф.Г. Гагауза, В.В. Дьякова, Е.І. Єфремова, Б.Д. Россі, В.Г. Слюсаренка, М.І. Швидкого, А.П. Янова, І.Ф. Ярембаша, та ін. [1,2], у яких викладено теоретичні й прикладні питання осадження пилу під дією центробіжних сил.

Виконаний аналіз сучасного стану питань пилоподавлення дробарних установок шахт показав, що існуючі методи і засоби цієї боротьби не відповідають сучасним вимогам. Ефективність заходів пилоподавлення невисока. Діючі засоби вентиляції потребують реконструкції, а облаштування пилоподавління вимагають заміни на досконаліші.

Враховуючи технологічну недосконаліть засобів пилоподавлення, невисоку ефективність їх роботи при подрібненні сировини, внаслідок чого концентрації пилу і шкідливих газів на робочіх місцях у більшості випадків перевищують допустимі величини, що приводить до розвитку пилового бронхіту і силікозу у робітників, метою наукової роботи є зменшення змісту шкідливих домішок в атмосфері робочої зони при подрібненні сировини до нормативних величин за регламентований проміжок часу шляхом пригнічення пилових викидів вихровим пилоуловлювачем.

Постановка завдання. Метою роботи є створення нормальних санітарно-гігієнічних умов праці на робочих місцях з неорганізованими джерелами пиловиділення.

Для досягнення поставленої мети в роботі передбачається вирішити наступні завдання:

вивчити сучасний стан забруднення атмосфери в тупикових виробленнях і обґрунтувати вибір способу і засобів пилоподавління при транспортуванні сировини;

дослідити роботу вихрових пилоуловлювачів та визначити їх ефективність.

розглянути принципово нові методи пилоподавлення.

Викладення матеріалу та результати. Дослідження ефективності пилоподавління при транспортуванні сировини в шахтах.

Основними джерелами пилоутворення є конвейєрні лінії, по яких транспортується сировина й готова продукція, місця їх пересипання, навантаження й розвантаження, дробильні установки.

Конвейєрні лінії для транспортування сипкої сировини з'єднують видобувні шахти та кар'єри здробарними фабриками. Основними чинниками, які визначають запиленість повітря в робочих зонах дільниці є швидкість вітру й віддаленість транспортованої сировини від кар'єру або шахти.

Мінімальне пиловиділення при цьому становить 7-10 г/т, а максимальне - 50-52 г/т.

У бункерному ангарі при розвантажуванні сировини з автосамоскидів запиленість повітря перевищує ГДК в 50 разів і більше, при надходженні сипкої сировини до бункера із стрічкових конвейєрів концентрації пилу досягають значень 270-450 мг/м^3 і при сукупному розвантаженні сировини - 1500 мг/м^3 і більше, що значно перевищує ГДК [4]. Для оцінки ефективності пиловловлювання проводились дослідження концентрацій дрібнодисперсного пилу на всіх робочих місцях цеху в точках, де проводились попередні вимірювання запиленості повітря до установлення вихрових пиловловлювачів. Вихрові пилоуловлювачі відносяться до прямоточних

апаратів відцентрової дії. Вони відрізняються від циклонів високою (до 98-99 %) ефективністю очищення газів від дрібнодисперсних частинок пилу (3-5 мкм), меншою питомою витратою енергії та можливістю очищення газів з вищою температурою (до 973 К) [1,2,3]. У той же час вихрові пиловловлювачі складніші за будовою і експлуатацією, вимагають встановлення додаткового пристрою для подачі вторинного повітря.

Для зниження витрат обладнання і економії електроєнергії можлива установка в пиловловлювачах інфрозвукові панелі для підвищення ефективності очищеня повітря. Виріб відноситься до техніки пиловловлювання і може застосовуватися в хімічній, текстильній, харчовій, легкій та інших галузях промисловості для очищення запилених газів.

Найбільш близьким технічним рішенням пилопригнічення на об'єкті є вихровий пиловловлювач, що містить циліндричний корпус з конічним бункером і розташованим в його нижній частині осьовим вхідним патрубком, на виході якого встановлені жалюзійних завихрувач, розташований на торцевій поверхні циліндра, що є продовженням осьового вхідного патрубка, але має більший діаметр, обтічник і відбійна шайба, розміщені на торцевій поверхні циліндра, а також розміщені у верхній частині патрубок для введення вторинного потоку і вихідний патрубок (прототип). Недоліком прототипу є порівняно невисока ефективність процесу пиловловлювання.

Технічний результат - підвищення ефективності процесу пиловловлювання. Це досягається тим, що в пиловловлювачі вихровому, що містить циліндричний корпус з конічним бункером і розташованим в його нижній частині осьовим вхідним патрубком, на виході якого встановлені жалюзійних завихрювач, розташований на торцевій поверхні циліндра, що є продовженням осьового вхідного патрубка, але має більший діаметр, обтічник і відбійна шайба, розміщені на торцевій поверхні циліндра, а також розміщені у верхній частині патрубок для введення вторинного потоку і вихідний патрубок, на кінці осьового патрубка очищеного газу закріплений фільтруючий елемент, матеріал якого володіє підвищеними звукопоглинальними властивостями.

Гідравлічний опір фільтруючого елемента становить не більше 50 % від гідравлічного опору всього апарату, фільтруючий елемент являє собою фільтр-патрони, виконано у вигляді циліндричної дротяного або стрижневого каркаса з верхнім і нижнім фланцями, на якому за допомогою ремінців, розташованих у площині, перпендикулярній вісі каркасу, закріплено фільтруючий елемент, а на верхньому глухому фланці фільтр-патрону розташовано систему регенерації фільтр-патрону, причому бункер для збору пилу виконано конічної або пірамідальної форми з кутом нахилу стінок, що перевищує кут природного укосу вловлювача пилу, і з'єднаний зі шлюзовим живильником або пересувний ємністю для збору пилу, причому фільтруючий елемент фільтр-патрону виконано у вигляді суцільної або гофрованої циліндричної оболонки з паперового фільтрувального матеріалу або тканих матеріалів зі способами переплетення: полотняні, саржеві, сатинові, з видами волокон в нитки: штапельні, філаментні, текстуровані, з обробкою поверхні: гладкі і ворсованого, або нетканих матеріалів зі способами закріплення волокон: голкопробивні, полотно-прошивні і клеєні, отримані переліченими способами з природних волокон тваринного і рослинного походження (вовняні, лляні, бавовняні, шовкові), штучних органічних волокон (лавсан, нітрон, капрон, хлорин, оксалон, поліпропілен, полівінілхлорид, фторопласт, тефлон), штучних неорганічних волокон (наприклад, скляне волокно).

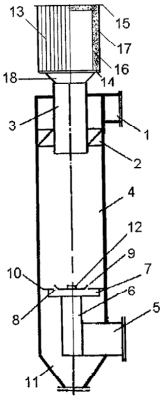


Рис. 1

На рис. 1 представлено вихровий пиловловлювач, загальний вигляд. Пиловловлювач вихровий містить циліндричний корпус *4* з конічним бункером *11*, розташованим в нижній частині. Осьовий вхідний патрубок *5* і патрубок *6* закінчуються циліндром *7* більшого діаметру, на торцевій поверхні якого виконаний завихрювач *8* жалюзійного типу з лопатями *9* для закручування первинного пилогазового потоку.

Лопаті *9* отримані методом неповної просічки і подальшого відгину їх на необхідний кут. Їх кількість визначається вимогами до аеродинамічним характеристикам закрученого потоку і повинно бути не менше чотирьох.

У верхній частині корпусу тангенціально йому розташований патрубок *1* для введення вторинного потоку з лопатковим завихрювачем 2. Вихідний патрубок *3*, встановлений на лопатковому завихрювачу *2*, служить для виведення очищеного повітря. Обтічник *12* і відбійна шайба *10* також розміщені на торцевій поверхні циліндру *7*. Жалюзійний завихрювач *8* може бути розташований на конічній поверхні обтічника, що є продовженням циліндру *7*, а відбійна шайба *10* може бути

встановлена на бічній поверхні циліндру 7 і профіль її виконаний у вигляді трикутника. На кінці вихідного патрубка *3* очищеного газу через дифузор *18* закріплено фільтруючий елемент *13*, матеріал якого володіє підвищеними звукопоглинальними властивостями.

Вихровий пиловловлювач - це сухий пиловловлювач, призначений для високоефективного уловлювання дрібнодисперсного пилу в викидах від різних промислових об'єктів. Промислова експлуатація пропонованого сухого пиловловлювача показало його високу ефективність (більше 99 %) дрібнодисперсного пилу (0-10 мкм).

Аналіз результатів досліджень показав, що залишкові концентрації дрібнодисперсного пилу при роботі всіх шести конвейєрних ліній не перевищували 3,5 мг/м^3, тобто були нижчими ГДК [4]. Ефективність пилопригнічення становила 91,2-95,7 %, при середньому значенні 93,9 %, що вказує на хорошу збіжність із результатами теоретичних розрахунків.

Впровадження у виробництво розробленого вихрового пиловловлювача дозволить вирішити не лише соціальну проблему, а саме зниження концентрації пилу в цеху до рівня, що виключає можливість захворювання робітників хворобами пилової етіології, але й економічну ресурсозберігаючу задачу за рахунок повторного використання вловленого пилу.

Висновки. Усе це дозволяє констатувати, що за допомогою розроблених вихрових пиловловлювачів у цеху готової продукції, при транспортуванні й скиданні сировини, створено нормальні санітарно-гігієнічні умови праці за пиловим чинником, які повністю виключають виникнення у робітників пневмоконіозу.

Список літератури

1. Безопасность ведения горных работ и горноспасательное дело / [**Н.О. Каледина, Б.Ф. Кирин, М.А. Сребный** и др.]; под ред. **К.З. Ушакова** - М.: МГГУ, 2002. - 487 с.

2. **Бизов В.Ф.** Охорона праці в гірництві / **В.Ф. Бизов, О.Є. Лапшин** - Кривий Ріг: Мінерал, 2001. - 251 с.

3. **Врейкат Абдель Кхалех Ибрагим**. Исследование запыленности воздуха на участке транспортирования сырья Аль-Фукайского цементного завода / **Врейкат Абдель Кхалех Ибрагим** ДГМИ // Сб. науч. тр. - Алчевск, 1998. - Вып. 7. - С. 27-30.

4. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и рассыпных месторождений подземным способом: НАОП 0.00-1.34-71 М. - Гостехнадзор СССР. - Недра, 1977. - 286 с.

5**. Сокол Г.И**. особенности акустических процессов в инфразвуковом диапазоне частот. Днепропетровск: Проминь, 2000. - 143 с.

Рукопис подано до редакції 19.03.13

УДК 629.113.001.5

О.В. НЕСТЕРЕНКО, В.Н. НАЗАРЕНКО, М.В. ДОМНИЧЕВ, кандидаты техн. наук, доц.,
И.С. РАДЧЕНКО, канд. физ.-мат. наук, доц., О.Б. НАСТИЧ, канд. техн. наук,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ТЕПЛОВАЯ КОАГУЛЯЦИЯ ТВЕРДЫХ ЧАСТИЦ В ВОЗДУШНОЙ СРЕДЕ ПРИ ВЫБРОСАХ ПЫЛИ ПРОМЫШЛЕННЫМИ ПРЕДПРИЯТИЯМИ

Представлена прогнозная оценка запыленности окружающей среды в результате тепловой коагуляции твердых частиц пыли, выбрасываемой промышленными предприятиями.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. При переработке и последующей транспортировке сыпучих материалов, а также при сжигании твердого топлива в тепловых установках происходит неорганизованное пылевыделение и в результате в воздух поднимаются частицы пыли. Особую опасность для горнорабочих и техники, работающей в формированных режимах, представляет мелкодисперсная пыль.

Поэтому практический интерес представляет тепловое взаимодействие мелкодисперсных частиц, в результате чего происходит их коагуляция в крупные агрегаты, не способные планировать в воздухе.

Столкновение частиц пыли в воздухе может быть вызвано и внешними силами (электрические силы, турбулентность и др.). Но эти факторы в общем случае лишь влияют на скорость коагуляции.

Для простоты рассмотрим только первые несколько фактов столкновения мелкодисперсных сферических частиц тепловой коагуляции. Поэтому размеры вновь образовавшихся частиц

© Нестеренко О.В., Назаренко В.Н., Домничев М.В., Радченко И.С., Настич О.Б., 2013

не будут сильно отличаться от размера исходных. Эта модель используется для определения тепловой коагуляции [1].

В приближении Смолуховского [2] предполагается, что в системе сферических частиц диаметром d расстояние между ними в начальный период времени распределено хаотически. Если частички перемещаются таким образом в условиях тепловой диффузии, то необходимо знать вероятность их столкновения в течение некоторого времени t. Смолуховский рассмотрел случай, когда одна частица, которую можно зафиксировать в пространстве, является центром коагуляции, скорость диффузии периферийных частиц к этой центральной частице описывается уравнением

$$\frac{\partial}{\partial t} = Д\nabla^2 C, \tag{1}$$

где C - концентрация частиц, частица/см^3; $Д$ - коэффициент диффузии, см/с; r - расстояние от центра фиксированной симметрии, уравнение (1) можно записать в виде расстояния от центра фиксированной частицы, см; ∇^2 - оператор Лапласа.

В виде сферической симметрии уравнение (1) можно записать в виде

$$\frac{\partial(Cr)}{\partial t} = Д\frac{\partial^2(Cr)}{\partial r^2}, \tag{2}$$

Если концентрация частиц есть функция t и r, тогда

$$\frac{\partial}{\partial t}(Cr) = r\frac{\partial C}{\partial t},$$

или $\dfrac{\partial(Cr)}{\partial r} = r\dfrac{\partial C}{\partial r} + C$.

Дифференцируя это уравнение по r, получаем

$$\frac{\partial^2(Cr)}{\partial r^2} = r\frac{\partial^2 C}{\partial r^2} + \frac{\partial C}{\partial r} + \frac{\partial C}{\partial r}.$$

Подстановка полученного результата в (2) дает

$$r\frac{\partial C}{\partial t} = Д\left(2\frac{\partial C}{\partial r} + r\frac{\partial^2 C}{\partial r^2}\right),$$

или

$$\frac{\partial C}{\partial t} = Д\left(\frac{\partial^2 C}{\partial r^2} + \frac{2}{r}\frac{\partial C}{\partial r}\right). \tag{3}$$

Если по условию все частицы пыли имеют один и тот же диаметр, можно предположить, что они будут сталкиваться с центральной частицей, когда проходят в пределах расстояния d от нее. В этой точке концентрация пыли будет равна нулю, т.е. C_1=0 при r=d для t>0.

Первоначально предполагалось, что частицы равномерно распределены по всему объему с концентрацией C. Следовательно, C_1=C при t=0. В этих условиях уравнение (3) можно представить как (4)

$$C_1 = C\left[1 - \frac{d}{r} + \frac{d}{r}erf\left(\frac{r-d}{2\sqrt{Дt}}\right)\right], \tag{4}$$

где *erf* - вероятностная функция ошибок [5]

Известно, что

$$erfy = \frac{2}{\sqrt{\pi}}\int_o^y \exp(-\xi 2)d\xi.$$

При этом существует зависимость

$$erfy = (\infty);$$
$$erf(0) = 0;$$
$$erf(-y) = -erf(y).$$

Число частиц N, которые диффундируют в пределах расстояния d от центральной фиксированной частицы в единицу времени равно произведению диффузионного потока на площадь поверхности сферы размером d.

В свою очередь диффузионный поток I определяется из уравнения

$$I = -Д\frac{\partial C_1}{\partial r}, \tag{5}$$

где частную производную $\partial C_1/\partial r$ надо оценить при $r=d$.

Следовательно, число диффундирующих частиц определится из уравнения

$$N = \frac{4\pi d^2 Д}{1}\frac{\partial C_1}{\partial r}. \tag{6}$$

При $r=d$ из уравнения (4) находим

$$\frac{\partial C_1}{\partial r} = \frac{C}{d}\left[1 + \frac{d}{\sqrt{\pi Дt}}\right], \tag{7}$$

Число частиц, достигающих поверхности, окружающей центральную фиксированную частицу за время dt с учетом (7) будет равно

$$Ndt = 4\pi ДC\left[1+\frac{d}{\sqrt{\pi Дt}}\right]dt, \tag{8}$$

Если предположить, что фиксированная частица начинает диффундировать так же как и другие частицы, то общий коэффициент диффузии двоих частиц относительно друг друга равен сумме коэффициентов диффузии отдельных частиц. Таким образом, двигающаяся частица сталкивается с частицами в интервале dt

$$8\pi ДC\left[1+\frac{d}{\sqrt{\pi Дd}}\right]dt,$$

где $8\pi ДC$ - константа коагуляции [4]. Здесь принимаем во внимание, что уравнение (8) применимо для одинаковых размеров. В единице объема будет происходить с/г столкновений, если C- число частиц в единице объема и в каждом столкновении участвуют две частицы. Число столкновений в единице объема, которые происходят за время dt, описывается уравнением

$$\frac{dC}{dt} = -\frac{8}{2}\pi dДД^2\left(1+\frac{d}{\sqrt{\pi Дt}}\right), \tag{9}$$

В открытом воздушном пространстве пыль под действием воздушных потоков, образовавшихся при взрывных работах, поднимается пылегазовым облаком на тысячи метров. Поэтому время достижения пылинкой поверхности земли с учетом малых ее размеров и веса достаточно велико и можно считать, что при $t \cong \infty$ член $d/\sqrt{\pi Д} \to 0$ и его можно не учитывать, если t достаточно велико.

Фукс [4] показал, что слагаемое в (9) $d/\sqrt{\pi Д} = \xi$ есть вероятность того, что случайная частица пыли первоначально находится вблизи фиксированной частицы. Следовательно, ξ стремится в нулю, когда стационарная скорость увеличивается.

Определяем константу коагуляции K_o.

Согласно [4]

$$Ko = 8\pi dД = \frac{8kT}{3\mu}Cc, \tag{10}$$

где K = 1,38·10^{-16} эрг/К; μ - 1,838·10$^{-4}\pi$ - вязкость воздуха; C_c - поправка Каннингема или коэффициент сопротивления Милликена

$$Cc = 1+\frac{2\lambda}{d}\left[A + Q\exp\left(-\frac{bd}{2\lambda}\right)\right], \tag{11}$$

где для газа A = 1,257; Q= 0,400; b=1,10 и λ - средняя длина свободного пробега молекулы газа.

Пример. Частицы пыли d = 5 мкм при начальной концентрации C_o=3,53·10^3 (частица/см^3) находятся в воздухе при температуре 20 °С и нормальном давлении.

Определить константу коагуляции Ко пыли в воздухе и концентрацию частиц через сутки, если поправка Каннингема C_c=1.

$$K_{\text{о}} = \frac{8 \cdot 1{,}38 \cdot 10^{-16} \cdot 293 \cdot 1}{3 \cdot 1{,}83 \cdot 10^{-4}} = 5{,}89 \cdot 10^{-10} \text{ см/с}.$$

Примечание. В системе СГС константа коагуляции измеряется в единицах см^3/с.

Зная скорость (константы) коагуляции и пренебрегая вторым членом в (9), уравнение коагуляции запишется в виде

$$\frac{dC}{\partial t} = -\frac{K_{\text{о}}}{2} C^2 . \qquad (12)$$

Проинтегрируем уравнение (12) при начальных условиях $C=C_{\text{о}}$ при $t=0$ и получим

$$\frac{dC}{C^2} = -\frac{K_{\text{о}}}{2} dt \text{ или } \int_{C_o}^{c} \frac{dC}{C^2} = -\frac{K_{\text{о}}}{2} \int_{\text{о}}^{t} dt ,$$

откуда

$$\frac{1}{C} - \frac{1}{C_{\text{о}}} = \frac{K_o}{2} t . \qquad (13)$$

Уравнение (13) показывает, что обратная величина концентрации частиц пыли является линейной функцией времени.

Теперь определим в данном примере концентрацию частиц через сутки, если константа коагуляции $K_{\text{о}}=5{,}89 \cdot 10^{-10}$ см^3/с.

Из формулы (13) находим

$$\frac{1}{C} = \frac{1}{3{,}53 \cdot 10^3} = \frac{5{,}89 \cdot 10^{-10}}{2} 60 \cdot 60 \cdot 24$$

$$C = 3{,}24 \cdot 10^3 \text{ частицы/см}^3,$$

т.е. снижение концентрации частиц пыли в сравнении с начальной составляет 9 %.

Незначительное снижение начальной концентрации твердых частиц свидетельствует о том, что с уменьшением их размеров (11), время планирования частиц в воздушной среде увеличивается и, как следствие, скорость их коагуляции в агрегаты уменьшается.

Таким образом, зная исходную концентрацию твердых частиц, выбрасываемых в воздух промышленными предприятиями, а также температурный режим окружающей воздушной среды, возможно по приведенной методике прогнозировать состояние уровня запыленности в конкретной местности. И, наоборот, по результатам замеров конечной запыленности, оценить степень первоначальных выбросов пыли.

Список литературы

1. **Натансон Э.М.** Коллоиднфые металлы. Изд-во АН УССР. - К.: 1959.
2. **Smoluchowski M**. Bull Sci, Krakow. 1 gn. - 1 a. - S. 28.
3. **Smoluchowski M**. M. Zeit. Fhus. Chemie. - 1918. - Bd. 92. - S. 129.
4. **Smoluchowski M.** M. Zeit. Fhus. Chemie. - 1918. - Bd. 92. - S. 167.
5. **Фукс К.А.** Механика аэрозолей. - М.: Изд-во АН СССР, 1955. - 352 с.
6. **Иванов-Мусатов О.С.** Теория вероятностей и математическая статистика. - Изд-во Наука, 1979. - 285 с.
7. **Фукс Н.А.** Испарение и рост капель в газообразной среде. - М.: Изд-во АН СССР, 1958. - 403 с.
8. **Гордон Г.М., Пейсахов И.Л.** Пылевыделение и очистка газов в цветной металлургии. - М.: Металлургия. 1977. - 454 с.

Рукопись поступила в редакцию 16.03.13

УДК 622.257.1

І.В. НІКОЛАЄВА, І.М. ЗАХАРЕНКО, ДП «ДПІ «Кривбаспроект»

ФІТОРЕКУЛЬТИВАЦІЯ ПОВЕРХОНЬ ВІДПРАЦЬОВАНИХ ШАХТНИХ ТЕРИКОНІВ ЗА ДОПОМОГОЮ ТРАВ МІСЦЕВОГО ПОХОДЖЕННЯ

Представлено нові способи фіторекультивації пилоутворюючих поверхонь відвалів вуглезбагачення і шахтних териконів шахти імені "Артема", м. Дзержинськ, Донецької обл., які засновані на використанні депонованих стічних осадів, а також попередньої обробки насінного матеріалу добривами. Визначеной склад перспективної травосуміші, використання якої може забезпечити закріплення пилоутворюючих поверхонь за один вегетаційний період.

© Ніколаєва І.В., Захаренко І.М., 2013

Проблема та зв'язок з науковими та практичними завданнями. В останні роки прискорені темпи розвитку сучасного техногенезу надає глибокий вплив на природні ландшафти. У Донецькій області зосереджено 1/5 частина промислового потенціалу України, основу якого складає гірничо-металургійний комплекс. Територія Донбасу знаходиться під значним антропогенним пресом, внаслідок чого первинні ландшафти або сильно змінені, або замінені антропогенними, сірчистокислими або карбонатними ландшафтами, які інтенсивно накопичують забруднюючі речовини. Природні ландшафти збереглися лише на 11-15% від усієї території Донбасу.

Серед техногенних екосистем в Донбасі лідерами є підприємства вугільної промисловості. При підземному видобутку вугілля створюються конусоподібні відвали (териконы) з породи, часток вугілля і шлаку, при цьому відбувається відторгнення великих площ родючих земель. У населених пунктах, крім погіршення санітарно-гігієнічних умов місцевості, вони представляють загрозу для здоров'я людини. Більшість усіх відвалів горять, виділяючи при цьому в природне середовище у високій концентрації сірководень, вуглекислий і сірчистий гази. Під порідні відвали і промислові площі шахт зайнято близько 30 тис. га землі, з 1м^2 териконів здувається близько до 50 мг в добу пилу. На сьогодні в Донбасі озеленено близько 100 відвалів, що складає менше 10 % від їх загальної кількості. Тому необхідність і важливість рекультивації природних відвалів є очевидною.

Фіторекультивація - один з найбільш дешевих і ефективних способів відновлення порушених промисловістю земель. Причому в умовах індустріального Донбасу, де є рослинний покрив явно недостатній для регенерації вуглекислоти, що утворюється тут, збагачення повітря киснем, поглинання шкідливих викидів, фіторекультивація окрім функції збільшення продуктивних земель, ще грає сануючу і фітокомпенсаторну ролі.

Аналіз досліджень і публікацій. Донбас є передовим регіоном з вивчення процесів самозаростання техногенних земель, а також пошуків нових способів біологічної рекультивації. Як показує аналіз наукових джерел, цією проблемою займалися ряд вчених, в тому числі і співробітники Донецького ботанічного саду НАН України. Складено багато інструкцій і рекомендацій з озеленення відвалів вугільних шахт Донбасу, в яких наводяться списки перспективних для фіторекультивації популяцій видів-фітомеліорантів на рекультивованих землях, оцінці їх стану і прогнозуванню їх подальшого розвитку на сьогодні немає, в Донбасі.

Але прогресивні технології, керовані людиною по створенню рослинного покриву на пило утворюючих поверхнях, в порівнянні з процесом самозаростання яке триває десятиріччями забезпечує надійне закріплення поверхонь протоґрунтів за період у 2...3 роки. Стійкий до несприятливих гідрометеорологічних умов рослинний покрив багатократно зменшує пилоутворення техногенних об’єктів, перешкоджає вітровій та водній ерозії задернованих площ, і значно поліпшує стан атмосферного повітря у робочих зонах, і на розташованих навколо селітебних територій.

Постановка завдання. Метою даної роботи є визначення за допомогою популяційних параметрів видів фітомеліорантів можливість оцінювання успішності процесу фіторекультивації техногенних земель на прикладі шахти " Артема", Донецької обл., м. Дзержинська.

Головне завдання - на модельному відвалу провести експеримент по фіторекультивації едафотопів відвалів вугільної шахти. Для цього проводилися наступні такі роботи як: а)підбір трав'янистих рослин для фіторекультивації; б) закладка експерименту; в)наземні візуальні спостереження на постійних і тимчасових пробних площах за популяціями фітомеліорантів; г) відбір проб субстратів.

Для впровадження в практику нових способів фіторекультивації відвалів необхідно використовувати на гірничотехнічному етапі стандартне гірське устаткування, і прості схеми його використання, а на біологічному етапі - прийнятні в сучасних умовах методи підвищення якості ґрунтів, що покривають відвал, недорогий і доступний насінний і посадковий матеріал.

Авторами статті запропонований новий спосіб закріплення пилоутворюючих поверхонь відвалів (териконів) розкривних порід, який забезпечує підвищення родючості, і поліпшення агрофізичних властивостей ґрунтів з подальшим створенням на них стійкого рослинного покриву за один вегетаційний період. Особливістю вибраного даного способу є використання су-

хих залежаних знезаражених мулових осадів стічних вод (ОСВ) у якості добрива ґрунтів на поверхні відвалів.

Об'єкти та методи дослідження. Проводився популяційний моніторинг фіторекультивації, як система спостереження і контролю за станом популяцій окремих модельних відів - фітомеліорантів в постійних відведених облікових пунктах на відвалах (териконах) вугільної шахти ім. Артема. Методологічний вибір найбільш ефективних трав місцевого походження здійснювався за такими критеріями як: чисельність, життєдіяльність, морозостійкість і посухостійкість.

Для дослідження на відвалах (териконах) вугільної шахти ім. Артема в якості перспективних фітомеліорантов були відібрані такі основні види трав'янистих рослин як: пирій повзучий (Elytrigia repens (L.)Nevsky), мокриця (Oniscidea), люцерна (Medicágo sátiva), спориш (Polygonum aviculare L) і інші види трав місцевого походження.

В умовах зростання визначалися основні агрохімічні показники субстрату в місці посіву насіння, а саме: pH, вміст сухого залишку та катіонно-аніонний склад. Дослідження субстратів проводилися загально прийнятими в агрохімії методами. Популяції вивчалися на різних експозиціях відвалів, в якості контролю були вивчені фонові популяції видів, що ростуть в спонтанних рослинних співтовариствах поблизу відвалів. На відвалах було закладено 5 стаціонарних майданчиків (1мх1м), і крім цього, проводилися регулярні обстеження за умовами їх зростання.

Викладення матеріалу та результати. Головним і одним з основних критеріїв придатності субстратів для рекультивації, і для росту рослин на териконах є показник pH субстрату, а також ступінь токсичності та засоленості. Протягом багатьох років ми можемо спостерігати повільний процес нейтралізації кислих сполук, а також вимивання розчинних солей з протогрунта (субстрату), що і є позитивним чинником для подальшого зростання рослин місцевого походження. Але в процесі природного самозаростання ми можемо спостерігати як рослини змінюють субстрат у бік збільшення pH, а також зменшується і токсичність солей.

Проаналізувавши на прикладі терикону вугільної шахти імені Дзержинського можна побачити як змінилися агрохімічні показники протогрунта (табл. 1).

Так, за результатами дослідження видно, що 1980 році показники вмісту солей - значний, значення pH - низьке, засолення - сульфатне по аніонах, кальцієве - по катіонах, а за показниками 2003 року видно, що значення pH субстрату підвищується значно, а засолення стає навпаки стає незначним.

Досліди показали, що незважаючи на жорсткі умови зростання високу здатність піонерного заселення техногенних об'єктів мають більше 20 видів бур'янових рослин, які висівають насіння в осінній період, що сприяє активному їх розростанню у весняно-літній період. Насінний матеріал бур'янів відзначається дешевизною, так як є відходом елеваторів та круп'яних заводів.

Таблиця 1

Зміни вмісту водорозчинних речовин у відвалі вугільної шахти імені Дзержинського

Хімічні елементи	Од. виміру	1980 р.	2003 р.
Водневий показник (pH)	од.	4,0	7,9
Сухий залишок	г/100 г	0,800	0,180
Аніони			
Хімічні елементи	Од. виміру	1980 р.	2003 р.
Катіони			
Кальцій (Ca^{2+})	%/мгекв/100 г	0,185/8,72	0,042/2,25
Магній (Mg^{2+})	%/мгекв/100 г	0,030/2,70	0,0025/0,20
Натрій і калій ($Na^{+} + K^{+}$)	%/мгекв/100 г	0,071/3,19	0,005/0,19

* 1980р., вершина, до посіву насіння;
2003р., вершина, місцезростання M.albus.

Але на перешкоді широкому застосуванню бур'янів стоять жорсткі фітосанітарні правила, які обмежують використання карантинних рослин. На це треба звернути увагу, так як в районі розташування техногенних об'єктів знаходяться селітебні зони, сільськогосподарські угіддя, приватні садиби, дачі. Хоча не всі бур'янові рослини підпадають під заборону згідно фітосанітарних правил.

Розглянемо інші види рослин, які можуть бути використанні для дернування поверхонь відпрацьованих відвалів.

Встановлено, що на поверхнях техногенних об'єктів можуть приживатися кормові багатолітні злакові та бобові рослини, особливо, якщо попередньо збагатити бідні субстрати (протоґрунти) органічними речовинами, які входять до обеззаражених мулових осадів очисних споруд. Середній вміст важливих для рослин речовин в сухому залишку мулових осадів складає: $N_{заг.}$-2-7%; P_2O_5 - 1,5-7%; K_2O - 0,15-0,35%; гуміфіковані органічні речовини - 50-70 %. Після внесення мулових осадів відбувається підвищення вмісту гумусу і головних поживних елементів - азоту, фосфору, калію, а також поліпшуються водно-фізичні властивості ґрунту. Внесення у протоґрунти відвалів знезаражених мулових осадів очисних споруд істотно збільшує можливості формування стійкого рослинного покрову, який перешкоджає пилоутворенню.

Таким чином, внесення у протоґрунти техногенних об'єктові органічної речовини мулових осадів очисних споруд забезпечує прискорений розвиток рослинного покрову за рахунок підкормки цінними поживними речовинами та сприянню формуванню запасів вологи в сухі літні місяці.

Авторами статті запропонований новий спосіб створення стійкого шару дернини на поверхнях техногенних об'єктів, яке можливе за допомогою таких видів культурних рослин, як люцерна (Medicago**),** озимий ріпак (Brassica napus L.), буркун (Melilotus), гірчиця (Brassica), лаванда та інші. Саме вони були обрані в якості основних при виконанні досліджень. При цьому у якості домінуючої культури при дернуванні (закріпленні) пилоутворюючих поверхонь виступає люцерна, лаванда та інші культури які відрізняється морозо-та посухостійкістю, формує стійку і розвинену кореневу систему .

Перспективною рослиною для закріплення пилоутворюючих поверхонь є також козлятник східний, галега (Galega orientalis Lam.), яка теж відрізняється морозо- та посухостійкістю, формує стійку і розвинену кореневу систему.

Обраний спосіб забезпечує прискорені темпи закріплення пилоутворюючих поверхонь відзначаються малими витратами на добрива, насінний матеріал при створенні рослинних угрупувань на техногенному без гумусному вододефіцитному протоґрунті за 2...3 роки.

Згідно запропонованим технічним рішенням, 2012 році проводилися експериментальні дослідження на відвалі. Для цього були створенні у квітні дві ділянки по 1 $м^2$ кожна, перша ділянка створена на основі материнського ґрунту, друга ділянка створена на основі протоґрунту з внесенням утилізованих лежалих сухих осадів стічних вод (ОСВ) станції аерації, потім одночасно на цих двох ділянках вирощували вище перераховані трави місцевого походження. Після висівання цих трав їх зростання було без належного догляду, при цьому виконувалися спостереження за зростанням їх біомаси впродовж всього періоду їх вегетації.

Станом на вересень місяць 2012 року трави місцевого походження наростили достатню фітомасу, що підтвердило їх інтродукцію, на новому місці зростання. Ці новації дозволяють підвищити ефективність рекультивації поверхонь відпрацьованих відвалів, а також поліпшити естетичний вигляд, тому автори рекомендують використовувати вищезгадані трави місцевого походження для закріплення пилоутворюючих поверхонь.

Висновок. В цілому на підставі аналітичного огляду і запропонованого нового способу боротьби з пилоутворенням техногенних об’єктів, встановлено, що в теперішній час найбільш доцільним способом закріплення таких пилоутворюючих поверхонь є спосіб біологічного дернування протогрунтів за допомогою трав місцевого походження. При вирощуванні цих рослин на протогрунтах техногенних об’єктів можна отримати стійкий шар дернини за короткий проміжок часу.

Список літератури

1. **Трещевский И.В., Панков Я.**В.. Эффективность биологической рекультивации отвалов КМА . // Проблема рекультивации земель в ССР. - Новосибирск: Наука, 1974. – 260с.

2. ГОСТ 17.5.3.04-83. Охрана природи. Землі. Загальні вимоги до рекультивації земель.

3. Проведення науково - дослідних робіт з обґрунтування можливості використання осадів стічних вод ЗАТ «Надежда» для відновлення екосистем порушених земель»/ Звіт НДР № держреєстрації 0108U001813. – Дніпропетровськ: Інститут проблем природокористування та екології НАН України, 2008.

4. Комунальна гігієна. Під ред. **Є.Г. Гончарука**. – К.: Здоров’я, 2003. – с.350.

5. **Гюнтер Л.И., Беляева С.Д., Тавризова О.А., Короткова Е.В.** Экологически безопасные приемы обработки и размещения осадков городских сточных вод в окружающей среде. / Ежеквартальный научно - технический журнал «Чистый город», №4(12). -2000. – с.23-28.

6. **Гюнтер Л.И., Беляева С.Д.** К проблеме утилизации ОСВ в качестве удобрения.// Известия жилищно – коммунальной академии городского хозяйства и экологии. – 1997, №2.-с.38-48.

7. **Мерзлая Г.Е., Афанасьева Р.А**. Агроэкологическая эффективность осадков сточных вод г. Москва. // Агрохимический вестник. – 2001, №5.-с.25-30.

Рукопись поступила в редакцию 21.03.13

УДК 622.413.3

А.А. ЛАПШИН, канд. техн. наук, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ШАХТНЫХ ВОД ДЛЯ ФОРСУНОЧНОГО ОХЛАЖДЕНИНИЯ РУДНИЧНОГО ВОЗДУХА

Приведена характеристика микроклимата в глубоких рудных шахтах Кривбасса. Одним из основных факторов, влияющих на ухудшение микроклимата является высокая температура воздуха в горных выработках. Для нормализации микроклимата предложен способ форсуночного охлаждения рудничного воздуха с использованием шахтных вод.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. На глубоких горизонтах рудных шахт состояние микроклимата ухудшается вследствие повышения температуры, относительной влажности и барометрического давления. Как свидетельствуют результаты исследований состояние микроклимата в горных выработках шахт Кривбасса, температура воздуха на горизонтах 1200-1300 м близка к 26 ºС, а на глубине 940 м шахты «Эксплуатационная» ЗЖРК она составляет 29-30 ºС [1]. С учетом Правил безопасности на подземных работах при температуре воздуха свыше 26 ºС необходимо применять специальные меры по его охлаждению [2].

Анализ исследований и публикаций. Снизить температуру в горных выработках возможно за счет увеличения в них скорости воздуха, но при существующих вентиляторных установках главного проветривания (ГВУ) это мероприятие осуществить сложно, поскольку отсутствуют резервы по их производительности.

В угольных шахтах для охлаждения воздуха в лавах используют холодильные машины. Для рудных шахт применение холодильных машин является экономически нецелесообразным ввиду большой их стоимости. По этой причине в настоящее время из 57 шахт холодильные машины работают только на 2-х [3].

Изложение материала и результаты исследований. Известно, что при достаточном количестве и доступности воды наиболее дешевым и эффективным является форсуночное охлаждение воздуха [4]. По данным гидрогеологических сведений, при добыче железных руд подземным способом в Кривбассе ежегодно откачивается около 18 млн м^3 шахтных вод.

Удельная теплоемкость шахтной воды составляет 3,81-3,82 кДж/кгК, что позволяет использовать её для охлаждения рудничного воздуха [5]. При этом целесообразно применять форсуночное охлаждение при температуре воздуха 28-30ºС, а при больших температурах - форсуночное воздушно-водоиспарительное охлаждение, используемое в промышленности для охлаждения рабочего оборудования [6]. В этих условиях шахтную воду используют как компонент водовоздушной смеси, образуемой при помощи охлаждающего эжектора, принципиальная схема которого приведена на рис. 1 [7].

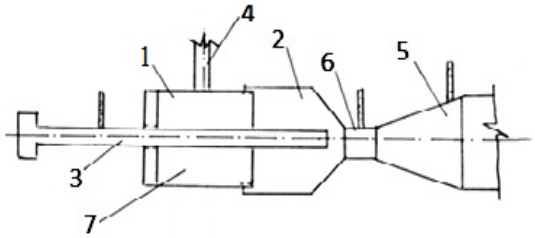


Рис. 1. Принципиальная схема охлаждающего эжектора: 1 -цилиндрический корпус; 2 - конфузорный корпус; 3 - сопло; 4 - водоподводящий патрубок; 5 - диффузор-смеситель; 6 - цилиндрическая муфта; 7- полость корпуса

Работа охлаждающего эжектора заключается в том, что сжатый воздух вызывает разряжение в конфузорном корпусе 2, распыление воды, и охлаждение ее посредством конвективного теплообмена с образованием водовоздушной смеси. При этом исходный массовый расход воды распределяется в смеси между водой и паром. Масса пара, который выделяется из воды за единицу времени при давлении P = 0,7 МПа и температуре 21 ºС определяется следующим образом. По таблицам водяного пара определятся давление насыщения при заданной температуре Рп = 2,33 · 103 Па. Далее, определяется влагосодержание по формуле

$$d = 0{,}622\ P_{\text{п}} / P - P_{\text{п}}. \qquad (1)$$

© Лапшин А.А., 2013

После подстановки находим $d = 2{,}08 \cdot 10^{-3}$ кг/кг. Массовый расход пара связан с массовым расходом воздуха соотношением

$$m_{\text{п}} = d \cdot m_{\text{в}}, \quad (2)$$

где $m_{\text{в}} = 0{,}83$ кг/с - массовый расход воздуха.

Тогда массовый расход пара будет $m_{\text{п}} = 1{,}73 \cdot 10^{-3}$ кг/с. Исходя из этого масса воды будет

$$m_{\text{вд}} = m_{\text{вдн}} \square\ m_{\text{п}}, \quad (3)$$

где $m_{\text{вдн}} = 0{,}3$ кг/с, т.е. $m_{\text{вд}} = 0{,}3 - 1{,}73 \cdot 10^{-3} = 0{,}298$ кг/с.

После этого определяется энтальпия для насыщенного пара. Она складывается из двух частей: энтальпии нагрева воды от 0 ºС до заданной температуры и теплоты парообразования при заданной температуре

$$H_{\text{п}} = (c_{\text{рвд}} t + r)\, m_{\text{п}}, \quad (4)$$

где $c_{\text{рвд}} = 4{,}19 \cdot 103$ - удельная теплоемкость воды, r - удельная теплота парообразования Дж/кг, которая уменьшается с ростом температуры по закону

$$r = r_0 - 2{,}3t, \quad (5)$$

где $r_{\text{о}}$ - значение r при 0 ºС равное $2{,}5 \cdot 10^6$ Дж/кг - удельная теплота парообразования.

Тогда, $H_{\text{п}} = 7{,}22t + 4{,}31 \cdot 10^3$ Дж.

Суммарная энтальпия смеси на выходе из диффузора выражается как

$$H = H_{\text{в}} + H_{\text{вд}} + H_{\text{п}} \quad (6)$$

$$H = 8{,}3 \cdot 10^2 t_2 + 1{,}25 \cdot 10^3 + 4{,}31 \cdot 10^3 = 2{,}09 \cdot 10^3 t_2 + 4{,}31 \cdot 10^3 \text{ Дж}.$$

Суммируем энтальпию с кинетической энергией и приравниваем к уже найденной при входе воздуха до смешивания с водой

$$2{,}09 \cdot 10^3 t_2 + 4{,}31 \cdot 10^3 + 3{,}9 \cdot 10^2 = 4{,}44 \cdot 10^4.$$

Определяем температуру смеси, выходящей из диффузора эжектора: t_2=19 ºС.

Воздушно-водоиспарительное охлаждение рудничной атмосферы происходит при истечении водовоздушной смеси в горную выработку следующим образом. Факел воздушной смеси, температура которого в 3-3,5 раза ниже температуры окружающей атмосферы, расширяется втягивая ближайшие слои воздуха при этом происходит его охлаждение за счет испарения капель воды и адиабатического расширения сжатого воздуха.

Испытания охлаждающего эжектора производили на промплощадке шахты им. Ленина ПАО «Криворожский железорудный комбинат» (КЖРК) при давлении сжатого воздуха до 8 МПа (рис. 2).



Рис. 2. Испытание охлаждающего эжектора на промплощадке шахты им. Ленина

В процессе экспериментальных испытаний определяли: скорость и температуру смеси, исходящей из диффузора, их значение на расстоянии x, диаметр факела d и его длину l при различных давлениях сжатого воздуха P.

В диффузоре эжектора наблюдается снижение температуры с 20 ºС до 17ºС, а на расстоянии 4 - 6м от него температура снижается до 5ºС. Практически такая температура сохраняется на расстоянии 8 - 10м от диффузора. Далее наблюдается повышение температуры, например на расстоянии 12м она составляет 8ºС, а на расстоянии 25м температура находится в пределах температур окружающего воздуха. Однако, трудоемкость проведения таких экспериментальных работ, а также получение результатов в узком информационном диапазоне указывают на необходимость применения современных способов решения данной проблемы, в частности, путем математического моделирования.

На первом этапе моделирования выбирают структуру математической модели, которая описывает теплообменные процессы, происходящие при охлаждении рудничного воздуха с помощью используемого устройства. Согласно схеме устройства, водовоздушная смесь под напором подается из круглого диффузора в виде свободной осесимметричной струи в горную выработку, обеспечивая охлаждение. Вследствие турбулентности струя частично смешивается с окружающим ее воздухом, увлекая за собой прилегающие слои. Для нахождения структуры

функции, которая определяет изменение теплофизических свойств струи, целесообразно воспользоваться цилиндрическими координатами, поместив начало в центр круга выходного отверстия, горизонтальную ось *Ox* направить вдоль струи, а радиус *r* - перпендикулярно к ней. Анализ публикаций [8,9], показывает, что структура математической модели, которая описывает избыточную температуру воздуха в произвольной точке охлажденной компактной струи, может быть представлена в виде

$$\Delta T(r,x) = \Delta T_н \cdot a \cdot \left(\frac{r_0}{x}\right)^b \cdot e^{c\cdot\left(\frac{r}{x}\right)^2}, \qquad (7)$$

где $\Delta T(r,x) = T(r,x) - T_0$, $\Delta T_н = T_н - T_0$, $T(r,x)$ – абсолютная температура в точке струи с координатами (r,x), K, T_0 – абсолютная температура окружающей среды, K, $T_н$ – средняя абсолютная температура струи на выходе из устройства, K, r_0 – радиус выходного отверстия устройства, $м$, a, b, c – числовые параметры. Для нахождения значений числовых параметров, входящих в формулу (7), необходимо воспользоваться результатом экспериментов, которые приведены в табл. 1.

Таблица 1

Значения избыточной температуры в горной выработке

x, м	2	4	6	8	10	12
r, м	2,5	3,5	4,0	3,0	2,5	2,0
ΔT, K	-13	-16	-16	-15	-13	-8
$\Delta T_р$, K	-12,81	-17,16	-14,81	-15,76	-11,7	-8,6

В дальнейших расчетах было принято $T_о$=298К, $T_н$=293К, $r_0 = 0{,}3м$. Для удобства нахождения числовых параметров согласно данным, приведенным в табл. 1, целесообразно преобразовать формулу (7) путем логарифмирования

$$\eta = \alpha + b\cdot\xi_1 + c\cdot\xi_2 \qquad (8)$$

где $\eta = \ln\left(\frac{\Delta T}{\Delta T_н}\right)$, $\alpha = \ln a$, $\xi_1 = \ln\left(\frac{r_0}{x}\right)$, $\xi_2 = \left(\frac{r}{x}\right)^2$.

Для нахождения числовых параметров, которые входят линейно в формулу (8), был использован метод наименьших квадратов, реализованный функцией “ЛИНЕЙН”, входящей в “Мастер функций” в составе “Microsoft Excel”.

В результате проведенных расчетов были получены следующие значения $\alpha = 8.365$, $b = 2{,}104$, $c = -2{,}197$. При этом коэффициент множественной корреляции равнялся $R = 0{,}955$, что указывает на тесную корреляционную зависимость. С учетом полученных значений формула (7) примет вид

$$\Delta T(r,x) = 4294{,}1\cdot\Delta T_н\cdot\left(\frac{r_0}{x}\right)^{2{,}104}\cdot e^{-2{,}197\cdot\left(\frac{r}{x}\right)^2} \qquad (2 \le x \le 12). \qquad (9)$$

Расчет по формуле (9), приведенный в последней строке табл.1, показывает практическое совпадение данных экспериментов и результатов расчетов по формуле (9).

Формула (9) позволяет исследовать температурное поле струи. Прежде всего, можно записать уравнения изотерм, то есть линий равных температур струи

$$r = x\sqrt{0{,}455\ln\left(4294{,}1\frac{\Delta T_н}{\Delta T}\left(\frac{r_0}{x}\right)^{2{,}104}\right)}. \qquad (10)$$

Если принять, что имеется некоторое значение избыточной температуры $\Delta T_{\min}$, которое целесообразно рассматривать в качестве минимальной, то тепловая дальнобойность струи, то есть расстояние, на котором кончается осязаемая струя, определится формулой

$$x_{\max} = 53{,}29\cdot r_0\cdot\left(\frac{\Delta T_н}{\Delta T_{\min}}\right)^{0{,}475}. \qquad (11)$$

Минимальная величина избыточной температуры определяет линию изотермы, соответствующую внешнему контуру струи. Эта изотерму можно определить как граничную путем подстановки $\Delta T_{\min}$ в формулу (11). Критическое расстояние по оси струи, на котором струя будет иметь наибольшую толщину, определится для граничной изотермы условием [10]

$$\frac{dr}{dx} = 0 \cdot \tag{12}$$

Искомое критическое расстояние находится с учетом (10) согласно условию (12)

$$x_{кр} = 12{,}36 \cdot r_0 \cdot \left(\frac{\Delta T_н}{\Delta T_{\min}} \right)^{0{,}475} \tag{13}$$

При этом максимальная толщина струи находится путем подстановки (13) в формулу (10), что даст

$$r_{\max} = 18{,}22 \cdot r_0 \cdot \left(\frac{\Delta T_н}{\Delta T_{\min}} \right)^{0{,}475} . \tag{14}$$

На рис. 3 представлены изотермы струи, рассчитанные по формуле (10) для различных ΔT

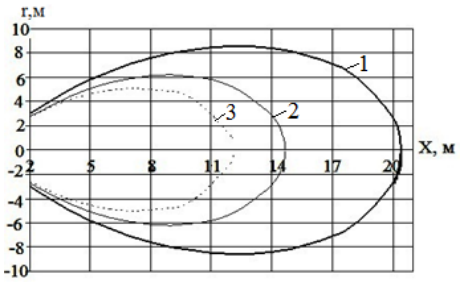


Рис.3. Изотермы охлаждающей струи ($1-\Delta T = 3K$, $2-\Delta T = 6K$, $3-\Delta T = 9K$)

Анализ изотерм, представленных на рис.3, показывает, что по мере увеличения избыточной температуры охлаждающая дальнобойность струи уменьшается. При минимальной избыточной температуре, равной $\Delta T = 3K$, охлаждающая дальнобойность достигает $x_{\max} = 20{,}4м$, при этом $x_{кр} = 12{,}36м$ и наибольшая ширина $2 \cdot r_{\max} = 17{,}1м$.

Проведенное математическое моделирование воздушно-водоиспарительного охлаждения рудничной атмосферы позволяет организовать вычислительный эксперимент, который даст возможность исследовать особенности протекания процесса.

Определение эффективности воздушно-водоиспарительного охлаждения рудничного воздуха выполнялось в условиях шахты им. Ленина [11]. Для этого использовалась камера форсуночного охлаждения (сквозная горизонтальная выработка) на горизонте 1200 м, в которую шахтный воздух поступал из главного квершлага, а после охлаждения подавался в зону горных работ. Сечение выработки составляло 13,2 м^2, длинна - 50 м, скорость воздуха в выработке поддерживалась в пределах 0,5 - 2 м/с, температура и относительная влажность воздуха, подаваемого в выработку соответственно были 26 - 32 ºС, 55 - 78 %, степень орошения составляла 0,2 - 0,6.

На рис. 4 представлена схема размещения оборудования в камере форсуночного водоиспарительного охлаждения на гор. 1200 м.

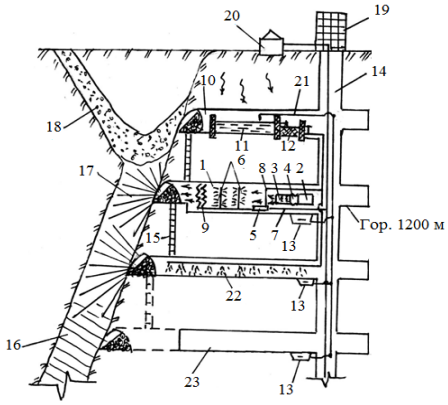


Рис.4. Схема размещения оборудования форсуночного воздушно-водоиспарительного охлаждения рудничного воздуха с использованием шахтных вод:1-камера форсуночного охлаждения; 2-вентилятор; 3-нагреватель; 4- гибкий рукав; 5- охлаждающий эжектор; 6 - форсунки; 7,8 - трубопроводы для сжатого воздуха и шахтной воды; 9 - конденсатор; 10 - отработанная выработка; 11-основной водоем; 12 - песчаный фильтр; 13 - вспомогательный водоем; 14 - главный воздухоподающий ствол; 15 - восстающий; 16 - рудная залежь; 17-скважины; 18 - обрушенные породы; 19 - надшахтное здание; 20 - компрессорная станция; 21 - трубопровод для перекачки шахтной воды; 22 - водовоздушные завесы; 23 - квершлаг проходки

Для охлаждения шахтная вода акумулировалась в основном водоеме *11*, образованном в отработанной выработке *10* на вышележащем горизонте. Кроме того, в основной водоем шахтные воды перекачивались из вспомогательных водоемов *13*, расположенных на нижних горизонтах. В основном водоеме *11* шахтные воды отстаиваются, охлаждаются и после механической очистки в песочном фильтре *12* по теплоизолированному трубопроводу *8*, проложенному по стволу *14*, подаются в камеру форсуночного охлаждения *1*.

Эффективность форсуночного водоиспаритель-ного охлаждения определялась следующим об-разом. Шахтный воздух из главной откаточной выработки поступал в камеру охлаждения 1 при помощи вспомогательного вентилятора 2, который соединен с нагревателем 3 гибким рукавом 4, проходя через нагреватель 3 температура воздуха возрастала до 26 - 32 ºС. Начальные и конечные параметры шахтного воздуха определялись в замерных станциях, расположенных перед форсунками и на выходе из камеры. Водовоздушную смесь получали в охлаждающем эжекторе 5, в который поступал сжатый воздух и шахтная вода по трубопроводам 7, 8 соответственно. Диффузор охлаждающего эжектора 5 соединен с гидравлической системой, оборудованной центробежными форсунками 6 двухстороннего действия. В форсуночной камере происходит соприкосновение воздуха с каплями воды и его охлаждение в результате конвективного теплообмена - первая ступень охлаждения. При этом длина камеры $L_к$ и её эквивалентный диаметр $d_к$ составляют $L_к = 10\ d_к$, а $d_к = 2\sqrt{Q_в / \pi V_к}$, где: $Q_в$ - количество воздуха, поступающего в камеру, $м^3/с$; $V_к$ - скорость свободного падения капель воды м/с. При таких параметрах камеры скорость воздуха и скорость свободного падения капель примерно равны, что приводит к зависанию капель в воздухе и увеличению времени пребывания их в свободном падении.

Вторая ступень охлаждения и осушения воздуха происходит в конденсаторе 9, изготовленном из пустотелых гофрированных элементов, в которые поступает водовоздушная смесь из охлаждающего эжектора 5. Шахтный воздух после форсуночного охлаждения омывает поверхности конденсатора и доохлаждается в результате контактного теплообмена. При этом на поверхностях гофрированных элементов происходит конденсация влаги и осаждение капель воды, которая по мере накопления стекает в водосточную канавку и далее в зумпф шахтного водоотлива. Охлажденный воздух из камеры 1 поступает в главную откаточную выработку из которой подается в зону горных работ. Эффективность форсуночного водоиспарительного охлаждения определяется величиной термического коэффициента η по формуле:

$$\eta_т = k\ V_к^{-0,5} \rho^{0,9} \Delta t_в m_в c_в / \Delta t_{вд} m_{вд} c_{вд} \qquad (16)$$

где k = 0,9÷0,96 - коэффициент, характеризующий конструкцию камеры орошения, величина которого зависит от количеств рядов форсунок, диаметра их сопел; $V_к$ - скорость воздуха в камере, м/с; ρ - степень орошения, кг/кг; $\Delta t_в$ разность температур воздуха на входе в камеру и на выходе из неё,°С; $\Delta t_{вд}$ - разность температур воды, поступающей на форсунки и после орошения, °С; $m_в$ - масса воздуха, поступающего в камеру, кг/с; $m_{вд}$ - масса воды, поступающей на форсунки, кг/с; $c_в$ и $c_{вд}$ - теплоемкости воздуха и воды соответственно, кДж/кг·К. Расчеты термического коэффициента $\eta_т$ по формуле (16) показали, что в среднем $\eta_т$ = 0,45 - 0,52. В расчетах принимались значения: $V_к$ = 1,0 □ 2,0 м/с, ρ = 0,5 - 1,2 кг/кг, $\Delta t_{вд}$ = 8 - 10 ºС

Результаты промышленных испытаний представлены в табл. 2.

Таблица 2

Тип камеры	Скорость воздуха, м/с	Температура воздуха		Влажность воздуха, φ %		Степень орошения воздуха, ρ кг/кг
		до охлаждения, $T_{вн}$ ºС	после охлаждения, $T_{вк}$ ºС	до охлаждения	после охлаждения	
Водофорсуночное охлаждение						
Однорядная камера 9 форсунок	0,9 - 2,0	26 - 32	22 - 24	55 - 78	75 - 80	0,2 – 0,5
Двухрядная камера 18 форсунок	0,9 – 2,0	26 - 32	20 - 22	55 - 78	75 - 80	0,3 – 0,6
Водовоздушное форсуночное охлаждение						
Однорядная камера 9 форсунок	0,9 – 2,0	26 - 32	19 - 20	55 - 78	75 - 80	0,2 – 0,5
Двухрядная камера 18 форсунок	0,9 – 2,0	26 - 32	17 - 19	55 - 78	75 - 80	0,3 – 0,6

Как видно из табл. 2, в результате форсуночного водоиспарительного охлаждения температура воздуха в среднем снижается на 9-10 ºС.

Для управления процессом форсуночного охлаждения разработана программа, суть которой сводится к расчетам конечной температуры с применением констант: удельная массовая теплоемкость воздуха $c_в$=1 кДж/кг·К; удельная массовая теплоемкость воды $c_{вд}$=4,18 кДж/кг·К;

коэффициент теплопроводности капли воды $\lambda_{вд}$=0,6 Вт/мК; коэффициент передачи тепла в единицу времени $\alpha = A / c_{вд} m_{вд}$ где параметр $A=Nu_2\lambda / 2R$.

Значения переменных принимаются в таких пределах: число Рейнольдса $1<Re<10^4$; число Прандтля $0,6<Pr< 400$; радиус капли R=0,1-3 мм; массовый расход воздуха $m_в$ = 0,4 - 0,8кг/с; массовый расход воды $m_{вд}$ = 0,1-0,2 кг/с; температура воздуха на входе $T_в$ = 25-35°С; температура воды, поступающей в форсунки $T_{вд}$ = 5-30°С. После ввода всех параметров программа автоматически определяет температуру воздуха в зависимости от его массового расхода. Программа показывает, что регулируя параметрами водовоздушной смеси, возможно, поддерживать температуру воздуха в камере на уровне 22 ºС.

Выводы и направление дальнейших исследований. Результаты исследований условий труда в горных выработках рудных шахт Кривбасса и ЗЖРК показывают, что температура воздуха на глубоких горизонтах близка к предельно допустимой или превышает её величину. Разработан способ охлаждения рудничного воздуха, подаваемого в зону горных работ с применением шахтных вод, аккумулируемых на верхнем отработанном горизонте. Применение форсуночного воздушно-водоиспарительного охлаждения позволяет снизить температуру рудничного воздуха на 9 - 10 ºС.Разработана программа управления процессом охлаждения рудничного воздуха, которая позволяет регулировать его параметры в пределах санитарных норм. Дальнейшие исследования будут направлены на разработку технических параметров регулирования температуры воздуха в зоне ведения горных работ.

Список литературы

1. **Лапшин О. Є**., Поліпшення умов праці в глибоких залізорудних шахтах/ Лапшин О. Є., Ошмянський І. Б., Лапшин О. О. // Вісник НТУУ «КПІ». – 2008. − Вип.17. – С. 144 – 150. – (Серія «Гірництво»).

2. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом . □ М.: Госгортехнадзор СССР, 1971.

3. **Пивняк Г. Г.** Пути решения проблемы нормализации тепловых условий в горных выработках глубоких шахт Донбасса / Г. Г. Пивняк, В. А. Бойко // Горный журнал/ М: 2012. № 8. С. 15 – 18.

4. **Щербань А. Н**. Руководство по регулированию теплового режима шахт/ Щербань А. Н., Кремнев О. А., Журавленко В. А. – М.: Недра, 1977. − С. 107 – 108.

5. **Кремнев О. А.** Воздушно-водоиспарительное охлаждение оборудования/ О. А. Кремнев, А. Л. Сатановский.– М.: Машиностроение, 1967. – 240 с.

6. Пат. 69592 Україна, Е 21F 15/00. Спосіб утилізації шахтних вод./ Бюлетень № 9. 2012.

7. Пат. 71139 Україна, В 01F 5/00. Охолодний ежектор Лапшина./. Бюлетень № 13. 2012

8. **Абрамович Г.Н.** Теория турбулентных струй./ Абрамович Г.Н. – М.: Физматгиз, 1960.– 652с.

9. **Повх И. Л.** Техническая гидромеханика/ Повх И. Л. – Ленинград: Машиностроение,1969.– 524с.

10. **Шепелев И.А.** Аэродинамика воздушных потоков в помещении / Шепелев И.А. - М.: Стройиздат, 1978.- 145с.

11. **Лапшин О. О.** Ефективність кондиціонування рудникового повітря за допомогою установки «Оазис»/Лапшин О.О.// Вісник НТУУ «КПІ».: Зб. наук. праць. – 2011. – Вип. 21. С. 189 – 193. (Серія «Гірництво»).

Рукопись поступила в редакцию 21.03.13

УДК 621.928.9

В.А. ШАПОВАЛОВ, канд. техн. наук, доц.,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПРИСТРІЙ ДЛЯ КОАГУЛЯЦІЇ ПИЛУ

Запропоновано пристрій для коагуляції пилу який може бути використаний для очищення повітря в аспіраційних системах підприємств гірничо-металургійного комплексу та інших промислових галузях.

Проблема та її зв’язок з науковими та практичними завданнями. Збільшення обсягів виробництва промислової продукції обумовлює зростання споживання природних і енергетичних ресурсів. Результатом такої діяльності є збільшення концентрації забруднювачів в повітрі виробничих приміщень і атмосфері навколишнього природного середовища. Виробнича діяльність підприємств теплоенергетичної, гірничо-металургійної, машинобудівної та інших галузей, які є провідними для більшості промислових центрів країни, пов’язана з викидами у повітря аерозольних часток у вигляді пилу, диму, туману, а також шкідливих і небезпечних газів та пари. В результаті масового утворення промислових викидів, забруднюється не тільки повітря, але й інші

© Шаповалов В.А., 2013

сфери навколишнього природного середовища (ґрунти, водойми).

Забруднене повітря у виробничих приміщеннях знижує продуктивність праці і призводить до втрати робочого часу через зростання кількості захворювань працівників. З іншого боку, забруднене повітря може погіршити якість продукції або прискорити зношення устаткування. Майже на всіх промислових підприємствах, недосконалі технологічні процеси та устаткування є не тільки джерелами забруднення повітря, але й причиною втрат цінної сировини, кількість якої може сягати 5% від загального обсягу [1].

Найбільш ефективним напрямком захисту повітря виробничих приміщень і атмосфери навколишнього природного середовища є впровадження безвідходних енергозберігаючих технологій виробництва. Але, на сьогодні, для багатьох підприємств такі технології не завжди технологічно можливі або економічно доцільні. Тому, для більшості підприємств очистка повітря і газів від пилу є головним, ефективним і доцільним заходом у вирішенні проблеми захисту повітря виробничих приміщень і атмосфери навколишнього природного середовища.

Аналіз досліджень і публікацій. Основними практичними результатами наукових досліджень в сфері захисту атмосферного повітря є підвищення ефективності пиловловлення і зменшення собівартості процесу очистки. Підвищення ефективності пиловловлення пов'язано, як правило, з вирішенням проблеми вловлювання дрібнодисперсних (δ_{50} < 10 мкм) і дуже дрібнодисперсних аерозольних часток (δ_{50} < 1 мкм), які інтенсивно і у великій кількості виділяються під час проведення технологічних процесів переробки та підготовки гірської сировини і відходів. Переважна більшість аерозольних часток (від 40 до 90%), що виділяються при подрібненні і класифікації матеріалів, мають розмір до 5 мкм. Саме дрібнодисперсний пил є найбільш небезпечним для людини, оскільки легко проникає у легені і має значну поверхню контакту із легеневою тканиною. З іншого боку, вловлений дрібнодисперсний пил є цінним сировинним компонентом відмінної якості, який може бути утилізований в якості вихідного матеріалу, наприклад, для технології рідкофазного відновлення заліза.

Серед апаратів мокрого пиловловлення високу ефективність уловлення дрібнодисперсних і дуже дрібнодисперсних аерозольних часток забезпечують високонапорні апарати з гідравлічним опором більше 3000 Па, серед яких найбільш розповсюджене застосування знайшли швидкісні промивники, скрубери Вентурі типу КМП та ударно-інерційні пиловловлювачі [1]. Але, висока ефективність пиловловлення досягається за рахунок значних витрат енергії, яка витрачається на подолання газовим потоком аеродинамічного опору та на подачу води у пиловловлювач. Крім того, під час розрахунку собівартості процесу пиловловлення, як правило, не враховуються витрати, пов'язані з організацією оборотного циклу водопостачання, а також витрати на транспортування і зберігання шламів. Застосування води призводить до корозійного зношення устаткування і газопроводів, утворенню відкладень в устаткуванні і газопроводах, а в зимовий та перехідний періоди при температурі повітря нижче 0^oC пов'язано з додатковими витратами на теплопостачання виробничих приміщень, в яких знаходяться мокрі пиловловлювачі. Також слід зауважити, що для подальшої утилізації вловленого пилу необхідно проводити роботи щодо зневоднення і висушування шламу, що також супроводжується значними енергетичними витратами.

Серед апаратів сухого пиловловлення високу ефективність очистки газових викидів забезпечують промислові тканинні фільтри (рукавні, рулонні) і електрофільтри.

До кінця 80-х років минулого сторіччя найбільш широке застосування знайшли промислові рукавні фільтри, оскільки вони забезпечують високу ефективність пиловловлення (до 99,9%) в умовах очищення повітря і газів з високими (до 300 ºС) і низькими температурами, іноді з вмістом агресивних компонентів (SO_2 та інші), з високою початковою концентрацією аерозольних часток (більше 60 мг/м^3). Але головний недолік промислових рукавних фільтрів – це висока собівартість процесу очистки, обумовлена значним споживанням електроенергії.

Під час фільтрації частки пилу накопичуються у вигляді пилового шару на поверхні фільтрувального полотна. Це призводить до збільшення гідравлічного опору проходження повітряного потоку крізь фільтрувальний пристрій, внаслідок чого погіршується продуктивність фільтру через зменшення його пропускної здатності. За таких обставин виникає необхідність руйнування пилового шару на поверхні фільтрувального полотна (процес регенерації). У промислових фільтрах регенерацію здійснюють двома основними способами: шляхом періодичного струшування рукавів і зворотнім продуванням. Очищення

фільтрувальних пристроїв (наприклад, рукавів) шляхом періодичного струшування не дозволяє повністю видаляти з них частки пилу. При зворотному продуванні використовують або додаткові вентилятори, або більш потужні основні вентилятори, що однаково ускладнює конструкцію фільтру, а також збільшується споживання електроенергії та ін. Якщо у фільтрі очищується газ з високою точкою роси, то при подачі холодного зворотного повітря конденсуються водяні пари, що приводить до залипання фільтрувального полотна, а також корозії металевих частин фільтру. Використання підігрівачів знов таки ускладнює конструкцію промислового фільтру і збільшує його собівартість.

Незадовільна регенерація тканинних фільтрів, особливо в умовах застосування на підприємствах гірничо-металургійної галузі з потужними джерелами виділень пилу, стала основною причиною частих ремонтів, виконання яких необхідно здійснювати кваліфікованим персоналом і пов'язано із значними матеріальними затратами.

Конструктивні і технологічні недоліки промислових рукавних фільтрів настільки ускладнювали роботу аспіраційних систем, що наприкінці XX сторіччя підприємства з потужними джерелами виділень пилу для очистки повітря і газів почали віддавати перевагу електрофільтрам.

Сильні електричні поля (напруженістю декілька кВ/см і більше) і високе електричне напруження знайшли широке застосування в промисловості, в тому числі і в технологіях очистки повітря від пилу.

Теоретичні основи взаємодії сильних електричних полів і заряджених аерозольних часток сформували новий напрямок застосування електричної енергії в промисловості, який іноді називають електроаерозольною технологією [2], або електронно-іонною технологією [3]. Сили електричного поля дозволяють утворювати спрямований рух любих тонко розпилених і дрібно розмелених часток різних матеріалів і забезпечувати процеси електроорієнтації, електросепарації, електрозмішування, електропокриття, електроформування тощо.

В основі електричного очищення повітря і газів від пилу лежать процеси, при яких аерозольні частки відділяються від потоку під дією електричних сил. При цьому, самі аерозольні частки є носіями заряду, а їх рух відбувається у напрямку силових ліній і відповідає законам руху електричних зарядів в електричному полі [2].

Перевагою електричного способу очистки є помірне споживання електроенергії і малий аеродинамічний опір пиловловлювача, оскільки, електричні сили не створюються впливом на газовий потік і діють безпосередньо на аерозольні частки. Але електричні пиловловлювачі мають дуже велику вартість, чисельні вимоги до підтримки параметрів очистки і якості монтажу та обслуговування, а також обмеження у використанні, наприклад, для вловлювання аерозольних часток з високим електричним опором (більше 10^8 Ом·м), мікрокліматичні умови тощо.

Постановка завдання. Удосконалення конструкцій промислових високоефективних фільтрів не вирішують одночасно два головних питання пиловловлення: зменшення собівартості очистки і підвищення ефективності пиловловлення. Чисельні приклади удосконалених конструкцій фільтрів мають складну конструкцію або завеликий аеродинамічний опір, що супроводжується підвищеним споживанням електроенергії, а значить зростанням собівартості очистки. Тому, актуальною проблемою сьогодення є пошук якісно нових шляхів високоефективної очистки повітря і газів від пилу, які б ґрунтувалися на природних процесах, що відбуваються під час руху аеродисперсних систем, при цьому не виключалась би можливість застосування існуючих механічних апаратів сухого пиловловлення, які довели свою ефективність багаторічною роботою на підприємствах різних галузей.

Найбільш відомими механічними апаратами сухого пиловловлення і розповсюдженими у використанні є циклони різних типів. В основі роботи циклонів є дія інерційних та гравітаційних сил, якими забезпечують розділення фаз (твердої від газової) за час руху аеродисперсної системи у порожнині пиловловлювача. По суті, циклон - це апарат, конструктивними елементами якого забезпечуються зміни напрямку руху і швидкості газового потоку для створення гравітаційних та інерційних сил, від значення яких залежить ефективність пиловловлення. Циклони мають просту конструкцію, дешеві у виготовленні і експлуатації, оскільки не мають рухомих елементів. Ефективність пиловловлення серійними циклонами різних типів в залежності від їх продуктивності і аеродинамічного опору знаходиться у межах від 65 до 74 %. При такій ефективності пиловловлення циклони не можуть бути застосовані для високоефективного вловлювання дрібнодисперсних і дуже дрібнодисперсних аерозольних час-

ток. Область їх застосування обумовлена попередньою очисткою газових викидів від аерозольних твердих часток II групи (крупно дисперсний пил) і III групи (середньо дисперсний пил) перед подальшою високоефективною очисткою у фільтрах. Але, якщо коагулювати не вловлений дрібнодисперсний і дуже дрібнодисперсний пил до розмірів аерозольних часток II та III груп, то для подальшої очистки може бути застосований той самий циклон замість високоефективних фільтрів. Це дає можливість застосування відомих конструкцій циклонів для забезпечення високоефективної очистки газових викидів. Але, постає питання розробки коагулятора, конструкція якого забезпечувала б коагуляцію дрібнодисперсних і дуже дрібнодисперсних твердих часток до моменту уловлення утворених агрегатів (агломератів) в циклоні.

Викладення матеріалу та результати. Роздроблений матеріал набуває нових властивостей, більшість з яких обумовлена збільшенням питомої поверхні, на якій концентрується вільна енергія. Більша частина атомів і молекул, з яких складається роздрібнена частка, знаходяться на її поверхні, від чого змінюються фізичні властивості порівняно з початковими розмірами тіла. Наявність вільної енергії на поверхні аерозольних часток обумовлюється особливим розташуванням молекул примежового шару, на які діють міжмолекулярні сили тільки з середини частки. Тому, при більшій дисперсності аерозольних часток, збільшується значення питомої поверхні разом з вільною поверхневою енергією. А всяка вільна енергія наближається до мінімуму, тобто сприяє коагуляції аерозольних часток [4]. Тому, основна ідея роботи полягає у використанні поверхневої енергії на поверхні розподілу фаз для коагуляції аерозольних часток і подальшого їх пиловловлення в сухих механічних апаратах.

Під терміном коагуляція розуміють зменшення ступеня дисперсності аерозолю (тобто укрупнення) при зменшенні чисельної концентрації часток. Теорія процесу коагуляції аерозольних часток дає відповідь на питання - як змінюється з часом чисельна концентрація і розподіл часток за розмірами. Відповідь на це питання описується залежністю [5]

$$\frac{dn}{dt} = -K \cdot n^2 = N \qquad (1)$$

де N - швидкість коагуляції - швидкість змінення чисельної концентрації часток в результаті коагуляції, 1/(м^3·с); n - чисельна концентрація часток - кількість часток в момент часу t, 1/м^3; K - константа коагуляції, м^3/с.

Залежність (1) свідчить про те, що на ранніх стадіях, коли чисельна концентрація часток найбільша, коагуляція відбувається з великою швидкістю, але з часом різко зменшується.

Коагуляція аерозольних часток відбувається спонтанно і вимушено. Спонтанна коагуляція обумовлюється тепловим (броунівським) рухом часток (теплова або броунівська коагуляція), або електричними силами, що діють між зарядженими частками при відсутності зовнішнього електричного поля (спонтанна електростатична коагуляція). Броунівський рух аерозольних часток супроводжується дифузійними процесами, в результаті чого відбувається броунівська коагуляція. Рішення основного диференційне рівняння кінетики броунівського руху має вигляд [5]

$$\frac{1}{n} - \frac{1}{n_0} = K \cdot t \qquad (2)$$

де n_0 - початкова чисельна концентрація - кількість часток в момент виділення, 1/м^3.

Коагуляція більшості аерозольних часток відповідає залежності (2) і має прямолінійну залежність. Процес броунівської коагуляції мало залежить від природи аерозолю і характерний для часток розміром <0,1 мкм в початковий момент виділення, коли їх чисельна концентрація найбільша. При цьому броунівська коагуляція сприяє миттєвій агрегації (укрупненню) часток.

При спонтанній електростатичній коагуляції сила взаємодії двох заряджених часток визначається сумою кулонівської та індукційної сил, яка описується виразом [2]

$$F_e = \frac{q_1 \cdot q_2}{a^2} + \left\{ -\frac{q_1^2 \cdot r_2^3 \cdot \left(2a^2 - r_2^2\right)}{a^3 \cdot \left(a^2 - r_2^2\right)^2} - \frac{q_2^2 \cdot r_1^3 \cdot \left(2a^2 - r_1^2\right)}{a^3 \cdot \left(a^2 - r_1^2\right)^2} + q_1 q_2 r_1 r_2 \cdot \left[\frac{1}{a^4} + \frac{1}{\left(a^2 - r_1^2 - r_2^2\right)^2} - \frac{1}{\left(a^2 - r_1^2\right)^2} - \frac{1}{\left(a^2 - r_2^2\right)^2} \right] \right\} \qquad (3)$$

де q_1 q_2 - відповідно, заряди першої і другої часток; r_1 і r_2 - відповідно, радіуси першої і другої часток; a - відстань між частками.

У формулі (2) перший член визначає кулонівську силу, другий член (у фігурних скобках) - індукційну силу. При цьому вплив кулонівських сил буде значно меншим за вплив індукційних сил. Індукційна сила завжди є силою притягання і при достатньо малих розмірах часток буде

сприяти притяганню навіть однойменних заряджених часток. Хоча аерозольні частки з зарядами різних знаків коагулюють набагато швидше. Однак, сумарний ефект спонтанної електростатичної коагуляції дуже незначний, тому не має практичного значення [2].

Вимушена коагуляція відбувається від впливу зовнішніх сил, які накладаються на броунівський рух і змушують рухатися і зіштовхуватися аерозольні частки більшого розміру.

З точки зору промислового застосування найбільший інтерес представляє процес турбулентної коагуляції, оскільки не має особливих труднощів для реалізації. При турбулентному русі газового потоку коагуляція аерозольних часток обумовлюється турбулентними пульсаціями і в значній мірі залежить від швидкості потоку. Вихровий рух турбулентного потоку прискорює швидкість руху аерозольних часток відносно одна до одної разом із швидкістю їх коагуляції. Найкраще коагулюють в турбулентному потоці полідисперсні аерозольні частки, густина яких в 10^3 разів перевищує густину газового потоку. Швидкість турбулентної коагуляції для полідисперсних аерозольних часток визначається залежністю [5]

$$N = \pi \cdot \frac{\rho_ч}{\rho_г} \cdot n_o^2 \cdot \frac{V^{9/4}}{D_{mp}^{3/4} \cdot \nu_г^{5/4}} \cdot \beta \cdot d_ч^4 \qquad (4)$$

де $\rho_ч$ - густина аерозольної частки, кг/м^3; $\rho_г$ - густина газу, кг/м^3; $\nu_г$ - кінетична в'язкість газу, м^2/с; V - швидкість потоку, м/с; β - коефіцієнт розподілу часток за розмірами; $d_ч$ - середній діаметр аерозольних часток, м; $D_{тр}$ - діаметр трубопроводу, м.

Механізм турбулентної коагуляції аерозольних часток має вирішальне значення, оскільки сили турбулентної дифузії в значній мірі переважають над дією інших сил, які сприяють коагуляції. При цьому, сили турбулентної дифузії сприяють коагуляції аерозольних часток розміром більших за 1 мкм. А за даними [5] сили турбулентної дифузії при турбулентній коагуляції мають переважне значення навіть для часток розміром 0,1 мкм. Крім того, турбулентний рух пило газового потоку найбільш характерний для роботи аспіраційних систем і пиловловлюючих апаратів.

Для коагуляції дрібнодисперсних і дуже дрібнодисперсних аерозольних часток запропоновано нову конструкцію пристрою для коагуляції пилу [6], схема якого зображена на рис. 1.

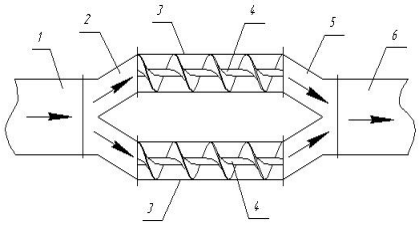


Рис. 1. Пристрій для коагуляції пилу

Пристрій для коагуляції пилу складається з вхідного трубопроводу 1, до якого приєднаний розподільний колектор 2 з патрубками для розділення пилоповітряного потоку на рівні частини. Патрубки розподільного колектора 2 приєднані до проточних ізольованих одна від одної камер 3. В проточних ізольованих камерах 3 по всій довжині розташовано закручувальні апарати 4, виготовлені у вигляді спіралі Архімеда. З протилежного боку до проточних ізольованих камер 3 приєднані патрубки змішувального колектора 5, де відбувається змішування пилоповітряних потоків та інтенсивна коагуляція аерозольних часток. До змішувального колектора 5 приєднаний вихідний трубопровід 6, крізь який коагульований пил надходить до апарату пиловловлення, наприклад, у циклон (не показано).

Пристрій для коагуляції пилу працює таким чином. Забруднене пилом повітря з вхідного трубопроводу 1 надходить у розподільний колектор 2 з патрубками, крізь які потік розділяється на рівні частини і потрапляє в проточні ізольовані камери 3, в яких закручується завдяки спіралям Архімеда 4 і рухається в турбулентному режимі уздовж їх поверхні. На виході з ізольованих камер 3 турбулентні потоки зустрічаються, при цьому аерозольні частки пилу інтенсивно коагулюють у змішувальному колекторі 5, переважно, за рахунок сил турбулентної дифузії, при цьому, високодисперсні частки пилу коагулюють інтенсивніше. Пилоповітряний потік з коагульованими частками пилу крізь вихідний трубопровід 6 надходить до апарату пиловловлення, в якому очищується (не показано).

Висновки та напрямок подальших досліджень. Отже, запропонована конструкція пристрою дозволяє підвищити ефективність коагуляції дрібнодисперсного і дуже дрібнодисперсного пилу. Коагульовані в агрегати аерозольні частки ефективно вловлюються серійними циклонами, конструкції яких не потребують додаткових змін і удосконалень. В цілому, впровадження запропонованого пристрою дозволяє підвищити ефективність процесу пиловловлення, при цьому собівартості процесу очистки суттєво не змінюється.

Список літератури

1. **Ветошкин А.Г.** Процессы и аппараты пылеочистки: [учебное пособие] / **Ветошкин А.Г.** – Пенза: Изд-во Пенз. гос. ун-та, 2005. – 210 с.

2. **Лившиц М.Н., Моисеев В.М.** Электрические явления в аэрозолях и их применение. – М. – Л.: «Энергия», 1965. – 224 с.

3. Основы электрогазодинамики дисперсных систем / [**Верещагин И.П., Левитов В.И., Мирзабекян Г.З., Пашин М.М.**]. – М.: «Энергия», 1974. – 480 с.

4. **Серенко А.С.** Обеспыливание воздуха на дробильно-сортировочных и обогатительных фабриках железной руды. / **Серенко А.С., Проценко Г.А., Шелекетин А.В**. – Харьков: Металургиздат, 1957. – 163 с.

5. Очистка промышленных газов от пыли / [**Ужов В.Н., Вальдберг А.Ю., Мягков Б.И., Решидов И.К.**]. – М.: Химия, 1981. – 392 с.

6. Пат. 47170 Україна, МПК Е 21 F 5/00 Пристрій для коагуляції пилу / **Лапшин О.Є., Шаповалов В.А., Немченко А.А**.; заявник Криворізький технічний університет – № У200905861; заявл. 09.06.09; опубл. 25.01.10, Бюл. №2.

Рукопис подано до редакції 17.03.13

УДК 622.235

О.В. ДРІБНИЦЯ, канд. техн. наук, П.В. ВЕДМЕДЬ, ст .наук. співроб.,
О.В. ТЕСЛЕНКО, провідний інженер, НДІБПГ ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВОГНЕЗАХИСТ ВИБУХОВИХ МАТЕРІАЛІВ ПІД ЧАС ДОСТАВКИ КОНТАКТНИМИ ЕЛЕКТРОВОЗАМИ В ГІРНИЧИХ ВИРОБКАХ ЗАЛІЗОРУДНИХ ШАХТ

Аналіз статистичних даних про функціонування вітчизняних і закордонних гірничовидобувних підприємств показує, що виробничий травматизм формується на 10 % небезпечними гірничогеологічними , природними та техніко-технологічними чинниками і на 90 % неправильними діями персоналу, тобто відступами від вимог нормативних документів, тобто, залежить від компетенції працюючих (кваліфікація, повноваження, відповідальність).

Проблема і її зв'язок з науковими і практичними завданнями. Безпека та гігієна праці при поводженні з вибуховими матеріалами (ВМ) не може бути нав'язана загальнодержавним «рішенням зверху». Цим повинні перейматися передусім ті, хто безпосередньо пов'язаний з роботами у контакті з ВМ. І не завжди ініціатива повинна виходити виключно від самих власників підприємства, які можуть на багато що закрити очі. Піклуватися про власну безпеку мають перш за все самі виконавці робіт з ВМ (підривники, доставщики, треті особи, які залучаються на допомогу навченим працівникам тощо) та профспілки, які зобов'язані наполягати на створенні нормальних умов праці в напруженому режимі безпеки поводження з вибуховими матеріалами на місцях виконання робіт. Домінуючі вибухові суміші на основі аміачної селітри (АС) у гранульованому чи розчиненому стані - це основний асортимент сучасних вибухових речовин промислового призначення за обсягом застосувань як у розвинених гірничовидобувних країнах світу, так і в Україні, зокрема у Криворізькому залізорудному басейні в кар'єрах і шахтах.

Безпека і гігієна праці особливо важливі і цінні у підземних умовах гірничих підприємств, де природні і технологічні умови роботи породжують додаткові і раптові небезпеки, які не зустрічаються на земній поверхні. Безпека і гігієна праці у підземних виробках, без сумніву, залежить від рівня матеріальних витрат, а також від організації праці на операціях з вибуховими матеріалами.

Відповідно до Закону України Про охорону праці не допускається виготовлення і впровадження технологій і засобів підвищеної небезпеки без експертизи їх на відповідність вимогам нормативно-правових актів з охорони праці і промислової безпеки.

На прикладі постачання підземних робіт вибуховими матеріалами (доставка на проммайданчик шахти, доставка до місць зберігання та використання на прохідницьких роботах і на масових вибухах у підземних виробках) пропонуються систематизовані і випробувані у практичній діяльності рекомендації з безпеки робіт у свій час піддані експертизі на відповідність вимогам нормативно-правових актів з охорони праці, включених у відповідний Покажчик та вимогам нормативно-правових актів колишнього СРСР з питань охорони праці, які діють на території України відповідно до Постанови Верховної Ради України від 12.09.1991

j © Дрібниця О.В., Ведмедь П.В., Тесленко О.В., 2013

р. № 1545 «Про порядок тимчасової дії на території України окремих актів законодавства Союзу РСР».

Постановка завдання. Зазвичай зростання обсягів виробництва супроводжується, на жаль, збільшенням рівня виробничого травматизму. Це неприємний, але факт. Проте таку тенденцію вдалося переломити ще наприкінці минулого століття на підземних роботах з використанням вибухових матеріалів для дроблення гірських порід як на прохідці гірничих виробок, так і під час підготовки масових вибухів.

Останні роки не погіршили ситуації. Сьогодні, в цілому у гірничовидобувній промисловості на фоні післякризового пожвавлення підземного видобутку залізної руди спостерігається стабільна ситуація з відсутності травматизму на вибухових роботах. На деяких операціях з ВМ досягнення особливо значимі. Це, в першу чергу, має відношення до перевезення вибухових матеріалів контактними електровозами. Так, по гірничодобувній галузі з кінця минулого століття при доставці ВМ не зафіксовано жодного випадку загоряння. Це свідчить про розуміння керівництвом підприємств питань з промислової безпеки, так як ні 1 т руди не коштує життя людини. А кожна така втрата - трагедія. Щоправда, побороти виробничий травматизм без участі та допомоги самих працюючих навряд чи можливо. Тим більш, що ефективність дій штатних відповідальних за безпеку праці на підприємствах, м'яко кажучи, залишає бажати кращого. Так само, як і переламати ставлення рядових працівників до безпеки своєї праці.

Сучасний підземний електровозний транспорт перевезення ВМ, як і десятки років тому, у некатегорійних залізорудних шахтах є і залишається єдиним для постачання видобувних дільниць вибуховими матеріалами і кваліфікується як виконання робіт підвищеної небезпеки.

Протягом терміну експлуатації рухомий склад, а саме спеціальні або спеціалізовані вагонетки чи закриті ємності, такі як транспортно-зарядні машини типу МТЗ-3, має задовольняти вимогам експлуатаційної надійності, забезпечувати безпеку життя людей, безвідмовність, довговічність і ремонтопридатність. Але на жаль, багаторічна експлуатація електровозного транспорту у підземних виробках знає немало трагедій, пов'язаних із загорянням ВР та іншими нещасними випадками, які відбулися при цьому. Статистика найбільших трагедій показує, що практично всі вони пов'язані з тяжкими наслідками.

Викладання матеріалу та результати. Для запобігання таким виробничо-технологічним випадкам загоряння при перевезенні вибухових матеріалів, інститутом НДІБПГ КНУ розроблені вогнезахисні покривала (ПЗВ) для вагонеток з ВМ та транспортно-зарядних машин з сипкими вибуховими речовинами.

Конструкція вогнезахисного покривала (ковдри) у 1979 р. допущена до постійного виготовлення і застосування Держгіртехнаглядом СРСР (лист від 27.07.1979 р. № 05-27/252). Завдяки цим покривалам та адекватним діям виконавців транспортних робіт з ВМ і сьогодні у гірничодобувній промисловості України у підземних умовах безпека доставки ВМ підтримується на досить високому рівні.

Практика експлуатації захисних покривал ПЗВ виявила основні технічні вимоги до них:

стійкість до механічних пошкоджень, що обумовлено специфікою їх використання;

використання для виготовлення покривал матеріалів з низькою теплопровідністю для захисту ВМ від крапель розжареного металу під час непередбаченого торкання контактного проводу з корпусом металевої вагонетки або транспортно-зарядної машини;

покривало має бути легкознімним, щоб у разі аварії можна було швидко розгерметизувати вагонетку, в якій можуть бути створені умови для об'ємного спалаху вибухових матеріалів;

покривало має захищати ВМ, які перевозяться, від крапельної вологи (капежу);

покривало має зберігати захисні властивості після деконтамінації (очищення від бруду з використанням миючих засобів тощо);

полотнища покривала повинні бути виготовлені з діелектричних вогнестійких тканин з просоченням антипіренами;

по периметру покривала повинні бути обладнані заклепками з шайбами і кріпильною бавовняною вірьовкою (канатом).

Лабораторним випробуванням (висота падіння крапель 200 мм, поверхня матеріалу - угнута, випробувальне устаткування - електрозварювальний апарат) щодо визначення відповідності матеріалів (тканин) на стійкість до пропалювання краплями розжареного металу (залізо, температура плавлення 1530 °С) піддавали такі матеріали:

артикул VP, Піроватекс Антистат KQ (червоний), полум'ясповільнюючі та антистатичні якості;

артикул VP, Proban Antistat ME (синій) , полум'ясповільнюючі та антистатичні якості;

артикул 11293, Парусина напівлляна, пофарбована вогнезахисна ОП, ВАТ «В'язниківський льонокомбінат», Росія;

артикул 8в-107-рв, СКОП, Парусина з вогнезахисним просочуванням, ВАТ «Лінен Фореве», м. Рівне, Україна.

Матеріал (тканина)	Стійкість до пропалювання	
	в одне полотнище	у два полотнища
Піроватекс Антистат KQ (червоний)	тліє, горить, пропалюється наскрізь	тліє, горить, пропалюється наскрізь
Proban Antistat ME (синій)	тліє, горить, пропалюється наскрізь	тліє, горить, пропалюється наскрізь
Парусина напівлляна, пофарбована вогнезахисна ОП	*тліє, не горить*	*не пропалюється*
СКОП Парусина з вогнезахисним просочуванням	*тліє, не горить*	*не пропалюється*

Умови проведення випробувань - температура атмосферного повітря 28 °С, вологість повітря 68 %.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Парусина арт. 11293, арт. 8в-107-рв, складена вдвоє, витримала випробування щодо пропалювання краплями розжареного заліза діаметром до 5 мм і придатна для виготовлення вогнезахисних покривал в два полотнища, прошитих строчними швами уздовж і упоперек (квадрат 100×100 мм).

Такі вогнезахисті покривала ПЗВ призначені для спеціальних вагонеток з ВМ за умови оформлення верху кузова упорами (труба 32×3,0 ГОСТ 8732-78), легкознімними арками (труба ПНД Д 25×2,5 тип 1 ГОСТ 18599-83) та гачками.

Можливе використання покривал для транспортно-зарядних машин МТЗ-3 з додатковими гачками для кріплення ковдри до рами машини.

Експлуатаційні вимоги до покривал ПЗВ:

виготовлене покривало маркують прикріпленням в одному з кутів металевої пластини з вибитими механічним тисненням номером та датою виготовлення;

обов'язкова умова - надійне затягнення кріпильної вірьовки (каната) по периметру верху кузова вагонетки для надання покривалу аркоподібної форми (завдяки наявності арок) чи на МТЗ-3для того, щоб частки розжареного металу від дії пантографа електровоза з контактним проводом піддавалися безперешкодному скочуванню;

перед використанням покривал необхідно оглянути периметр верху кузова вагонетки чи поверхню транспортно-зарядної машини і, за необхідності, усунути задири, наявність яких може привести до порушення цілості покривала;

кожний раз перед застосуванням слід оглянути покривало, упевнитись у відсутності порушень цілості ковдри і кріпильного каната;

після кожного використання покривало слід просушити у розгорнутому стані і, при необхідності, піддати ремонту;

щоквартально покривало слід обробляти вогнезахисною рідиною в умовах спеціалізованого підприємства протипожежного захисту, про що в Журналі первинного поточного обліку експлуатації вогнезахисних покривал ПЗВ виконується відповідний запис (відмітка);

можливість подальшого (але не більше ніж впродовж кварталу) використання покривал після року їх застосування повинна вирішувати комісія у складі заступника головного інженера шахти з охорони праці, завідувача буро-вибуховими роботами і завідувача витратним складом ВМ шахти. При цьому складається акт, який затверджується головним інженером шахти.

Отже, практика показує, що піклуватися про власну безпеку під час перевезення вибухових матеріалів у підземних виробках контактними електровозами мають, перш за все, самі працюючі, вживаючи наявні технічні засоби захисту ВМ від загоряння. Разом з цим, зрозуміло, у сучасних нестабільних економічних умовах, які різко змінили вирішення задач удосконалення вибухової справи, зокрема на доставці ВМ в шахтах взагалі можливе тільки за відповідального відношення працюючих до своїх дій.

Радикальним вирішенням проблеми потенційно безпечної доставки ВМ контактними електровозами у підземних виробках є перехід на емульсійні вибухові речовини (ЕВР), що виготовляються в місцях заряджання з невибухових важкозаймистих розчинів. Але проблема переведення підземних гірничодобувних підприємств України на нові сучасні емульсійні ВР, що виготовлені з вітчизняних хімічних компонентів, безпечні у використанні та економічно ефективні, обмежується відсутністю спеціальної зарядної техніки. Особливо це має відношення до технології механізованої підготовки масових вибухів при застосуванні систем підземного видобутку з підповерховим обваленням рудного масиву, що потребує доставки вибухової суміші по спеціальному транспортному трубопроводу на значну відстань до 150-300 м з основного горизонту, зокрема з прокладанням його траси у підняттєвих виробках.

Рукопис подано до редакції 18.03.13

УДК 622.82:622.454.2

І.Б. ОШМЯНСЬКИЙ, канд. техн. наук, доц., Л. І. ЄВСТРАТЕНКО,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

СТАН І ПРОБЛЕМИ ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ФУНКЦІОНУВАННЯ ВЕНТИЛЯЦІЙНИХ СИСТЕМ ГЛИБОКИХ РУДНИХ ШАХТ

Наведена оцінка стану провітрювання глибоких залізорудних шахт за результатами їх комплексного обстеження, наводяться заходи і засоби, необхідні для вирішення проблеми підвищення ефективності функціонування вентиляційних систем при пониженні глибини розробки.

Проблеми і їх зв'язок з науковими і практичними задачами. Серед значної кількості проблем, які мають місце при підземній розробці рудних родовищ, особливе місце займає задача створення ефективного провітрювання гірничих робіт. З пониженням глибини розробки значно збільшується протяжність всіх повітропроводячих виробок, аеродинамічний опір шахтних вентиляційних мереж, збільшується температура гірських порід і шахтного повітря на робочих місцях. Для надходження в шахти підвищених витрат повітря головні вентиляторні установки повинні мати необхідну продуктивність і тиск. Рішення цієї проблеми безпосередньо пов’язано з науковими, проектними і практичними задачами по реконструкції вентиляційних систем для забезпечення ефективного провітрювання всіх гірничих робіт.

Аналіз досліджень і публікацій. Оцінка стану провітрювання залізорудних шахт наводиться в публікаціях за результатами комплексних обстежень їх вентиляційних систем при проведенні регулярних повітряних і повітряно-депресійних зйомок, а також в науково-дослідних роботах, присвячених аналізу ефективності функціонування провітрювання і рішенню проблем підвищення забезпеченості гірничих робіт свіжим повітрям шахт [1-6].

Постановка задачі. Метою роботи було визначення сучасного стану провітрювання глибоких шахт Кривбасу і шахти «Експлуатаційна» ЗЗРК, виявити його недоліки, причини недостатнього забезпечення гірничих робіт на цих шахтах, установити ефективність використання продуктивності вентиляторів і дати рекомендації по рішенню проблеми створення надійної вентиляції більш глибоких горизонтів шахт.

Викладання матеріалу і результати. Серед великої кількості проблем , які мають місце при підземній розробці рудних родовищ, є стан функціонування вентиляційних систем шахт, від якого залежать необхідні санітарно-гігієнічні і безпечні умови праці гірників. Ефективна вентиляція гірничих виробок і всіх робочих місць є одним із основних засобів колективного захисту працюючих від дії шкідливих і небезпечних чинників при підземному видобутку руди.

Інтенсифікація процесів підземного виробництва, впровадження високопродуктивного гірничого обладнання і технології видобування руди, перехід гірничих робіт на більш глибокі горизонти призводять до необхідності значного збільшення надходження в шахти свіжого повітря. При всіх технологічних процесах підземної розробки в шахтну атмосферу виділяються токсичні гази, пара, пил, а при роботі на глибоких горизонтах необхідна нормалізація мікрокліматичних умов праці на робочих місцях.

© Ошмянський І.Б., Євстратенко Л.І., 2013

Оцінка стану вентиляції діючих шахт визначається за ступенем забезпеченості вибоїв, виробок, зони гірничих робіт, горизонтів необхідними витратами свіжого повітря, ефективною швидкістю повітряних струменів, а також необхідною продуктивністю ГВУ.

Основними даними для оцінки стану провітрювання шахт і ефективності функціонування їх вентиляційних систем (ВС) є результати регулярних газових, пилових вимірювань і комплексних обстежень при проведенні повітряно-депресійних зйомок [2,5].

Ступінь забезпеченості свіжим повітрям кожного об'єкту провітрювання на діючих шахтах φ_i визначається за наступними співвідношеннями [4]

$$\varphi_i = 100 Q_{ф.i} / Q_{p\,i}\,\%, \qquad (1)$$

де $Q_{ф.i}$ - фактичні значення витрат повітря для вентиляції окремих вибоїв, виробок, блоків, камер, горизонтів і шахт вцілому, м^3/с; $Q_{p\,i}$ - необхідні за результатами розрахунків витрати повітря для відповідних виробок і дільниць шахтної вентиляційної мережі (ШВМ), м^3/с.

Величина ступеню забезпеченості діючих вибоїв і виробок необхідною середньою швидкістю повітряних струменів φ_{vi} визначається за формулою [4] .

$$\varphi_{vi} = 100 V_{ф.i} / V_{еф.i}\,, \,\% \qquad (2)$$

де $V_{ф.i}$ - фактична середня швидкість руху повітря в i-му вибою, виробці за результатами повітряних зйомок, м^3/с; $V_{еф.i}$ - ефективна середня швидкість руху повітря в окремих i-х виробках по виносу пилу, газів і тепловому фактору при температурі повітря в них більшій ніж +20^{0}С [3,4] .

Ступінь ефективності використання продуктивності головних вентиляторних установок (ГВУ) на діючих шахтах $\eta_в$ за результатами їх комплексного обстеження визначається із співвідношення [4]

$$\eta_в = \left(\sum_1^h Q_{вi} - \sum_1^m Q_{н.вi} \right) / \sum_1^n Q_{вi} \;,\%, \qquad (3)$$

де $\sum_1^n Q_{вi}$ - загальна продуктивність n працюючих ГВУ, м^3/с; $\sum_1^m Q_{н.вi}$ - сумарні непродуктивні витрати свіжого повітря m різних категорій за результатами повітряних зйомок, м^3/с.

Основні вентиляційні параметри глибоких рудних шахт Кривбасу і Запорізького залізорудного комбінату за результатами комплексного обстеження їх ВС на протязі 2009-2012 років наведені в таблиці 1 [1,4].

Таблиця 1

Основні вентиляційні параметри глибоких залізорудних шахт
за результатами комплексного обстеження їх вентиляційних систем

Шахта	Глибина робочих горизонтів, м	Витрати повітря, м^3/с			Тип ГВУ	Депресія ГВУ, $да$,Па	Аеродинамічний опір ШВМ, Нс^2/м^8	Температура повітря у виробках, ^{0}С	Непродуктивні витрати повітря в ШВМ, м^3/с	Ступінь використання продуктивності ГВУ	Статичний ККД вентиляторів
		надходячі в шахту	видаваємі із шахти	продуктивності ГВУ							
Ім.Артема №1 ПАТ«Арселор...»	1045 1135 1225	264,6	286,6	339,2	ВРЦД - 4,5	443,9	0,0039	24,3 25,3	121,3	0,64	0,7
«Родіна» КЗРК	1315 1390	233,1	174,9 81,9	181,7 135,2	ВРЦД -31,5 ВРЦД -3,3	245,9 136,5	0,0075 0,0075	25,0 25,8	200,7	0,37	0,64 0,24
«Октябрьська» КЗРК	1340 1415	190,6	83,7 191,6	129,2 214,0	ВЦ -5с ВЦ - 5	135,5 252,0		25,2 25,8	163,7	0,46	0,40 0,47
Ім. Фрунзе ЕВРАЗ	1285 1360	174,4	92,8 108,2	108,5 126,6	ВЦД -2,2 ВЦД – 2,2	238,3 230,3	0,0203 0,0144	25,2 25,8	104,4	0,56	0,44 0,54
«Ювілейна» ЕВРАЗ	1285 1360	218,5	156,4 99,6	166,4 107,1	ВЦ-5 ВЦД-31,5	222,6 166,4	0,008 0,0145	25,2 25,8	98,3	0,64	0,49 0,39
«Гвардійська» КЗРК	1272 1432	127,0	182,6	217,3	ВЦ-5	218,8	0,0046	24,6 25,2	148	0,32	0,39
Ім.Леніна КЗРК	1350 1425	242,1	227,5 123,3	242,2 129,1	ВЦД-31,5 ВЦ-5с	211,2 156,9	0,0036 0,0094	25,0 25,2	170,9	0,54	0,42 0,37
«Експлуатаційна» ЗЗРК	740 840 940	681,0	213,4 259,4 183,0	229,9 268,6 193,3	ВЦД- 3,3 ВЦД -3,3 ВЦД-31,5	307,0 253,6 234,9	0,0058 0,0035 0,0063	25,7 27,6 28,9	196,8	0,72	0,55 0,54 0,37

Контроль стану провітрювання вибоїв, виробок і гірничих робіт свідчить, що на цей час ступінь забезпеченості їх необхідними витратами свіжого повітря і ефективною швидкістю руху повітря на більшості глибоких шахт не перевищує 65-75%. Однією з основних причин недостатнього надходження повітря для вентиляції прохідницьких і очисних робіт є значні непродуктивні витрати повітря всіх категорій в ШВМ, загальна величина яких в окремі періоди роботи шахт досягає 50% від сумарної продуктивності ГВУ. Згідно з результатами обстежень стану вентиляції гірничих робіт шахт значення непродуктивних витрат повітря різних категорій складають: з поверхні через герметизуючи пристрої ГВУ на вентиляційних стволах - 15,3%; з поверхні через аеродинамічно активні зони обвалення шахт при всмоктуючому способі провітрю-

вання - 12,2%; загальношахтні через вентиляційні споруди ШВМ - 19,4%; в мережах виймальних блоків - 3,4% [1,5].

Значні непродуктивні витрати свіжого повітря в ШВМ є однією із основних причин невисокого ступеня ефективності використання продуктивності діючих на шахтах ГВУ, який згідно наведених в таблиці даних для різних шахт знаходиться в межах від 0,32 до 0,72 і не дозволяє забезпечити гірничі роботи необхідними об'ємними витратами.

Внаслідок надходження з поверхні через аеродинамічно активні зони обвалення шахт і надшахтні будівлі вентиляційних стволів значних зовнішніх непродуктивних витрат повітря (27% від продуктивності ГВУ) значно знижуються повні аеродинамічні опори окремих аеродинамічних дільниць ШВМ, значення яких на різних шахтах знаходяться в діапазоні $(3,6\text{-}14,5)10^{-3}$ $Нс^2/м^8$, і техніко-економічні показники роботи вентиляторів. Наведені причини приводять до того, що режими роботи 13 ГВУ знаходяться за межами зони економічного використання і експлуатуються зі статичними коефіцієнтами корисної дії (ККД) в межах від 0,27 до 0,55. Більшість вентиляторів типу ВЦ-5 експлуатуються на шахтах біля 50 років і на цей час не мають резервів як по продуктивності, так і по тиску навіть при повному розкритті лопаток їх спрямляючи апаратів.

Комплексні обстеження ВС шахт Кривбасу при глибині робочих горизонтів від 1045 м до 1500 м свідчать про те, що температура повітря на робочих місцях в очисних і прохідницьких виробках знаходиться в межах 24,3-26,9 ^{0}С і про необхідність підвищення витрат свіжого повітря для роботи на цих горизонтах і необхідної ефективної швидкості руху повітря за тепловими умовами.

На шахті «Експлуатаційна» ЗЗРК при ведені гірничих робіт на поверхах 740-840 м і 840-940 м температура повітря складає 27,6-28,9 ^{0}С, що вимагає застосування заходів по нормалізації теплового режиму на робочих місцях.

Дослідження стану провітрювання гірничих робіт шахт Кривбасу дозволяє визначити основні недоліки і причини незабезпеченості необхідними витратами свіжого повітря глибоких горизонтів.

1. Фактичні питомі витрати надходячого в шахти свіжого повітря для окремих шахт складають 90-130 $м^3/с$ на1млн.т видаваємої гірничої маси при необхідних за розрахунками витратах для ефективної вентиляції глибоких шахт 150 – 170 $м^3/с$ на 1 млн. т гірничої маси.

2. Загальні непродуктивні витрати повітря всіх категорій ШВМ досягають 50% від продуктивності ГВУ, а коефіцієнти корисного використання продуктивності вентиляторів знаходяться у межах 0,32-0,64.

3. Вентилятори типів ВЦД-2,2, ВЦД-3,1, ВЦ-5, які на деяких шахтах експлуатуються на протязі 40-50 років мають невисоку продуктивність в діапазоні 107-339 $м^3/с$, депресію 0,39-0,54 даПа і режими їх роботи знаходяться за межами економічного використання.

4. Застосування систем розробки з обвалення руди створює аеродинамічно активні зони обвалення, через які на окремих шахтах при всмоктуючому способі вентиляції в шахти надходить до 12% непродуктивних витрат повітря, що впливає на показники забезпечення гірничих робіт свіжим повітрям.

5. Відсутність раціонального регулювання розподілом повітря в ШВМ не дозволяє забезпечувати глибокі горизонти шахт необхідними витратами повітря.

Висновки. Для рішення проблем підвищення ефективності провітрювання глибоких шахт необхідне проведення реконструкції їх ВС, яка на кожній шахті може вестись у наступних напрямках:

установка на окремих вентиляційних дільницях шахт підземних реверсивних вентиляторних установок для їх послідовної роботи з діючими ГВУ;

заміна морально і фізично застарілих ГВУ на вентиляторні установки типів ВЦД-40, ВЦД-47, які мають максимальну продуктивність до 600 $м^3/с$ і тиск до 720 даПа;

перехід шахт на нагнітально-всмоктуючий спосіб провітрювання при збереженні на деякий час діючих всмоктуючих ГВУ.

Список літератури

1. Повышение эффективности управления вентиляционными режимами железорудных шахт украины / **В.И. Голинько, И.А. Евстратенко, Г.П. Кривцун, Л.И. Евстратенко.** Кривой Рог, ФОП «Дионис», 2012-172с.

2. Состояние и пути повышения эффективности проветривания железорудных шахт / **В.И. Голинько, И.А. Евстратенко, Г.П. Кривцун** и др..-Сб. науч. тр. НГУ, №19, т.3.-Днепропетровск, 2004.-65-68с.

3. **Ошмянский И.Б.** Оценка надежности функционирования вентиляционных систем шахт Кривбасса.-Сб. «Разработка рудных месторождений», вып. 86, 2004.-85-88с.

4. Настанорва з проектування вентиляції рудних шахт.-НАОП, вид. КНУ, 2011.-110с.

5. Результаты комплексного обследования вентиляционных систем горнорудных шахт.-Тр. Криворожского СВГСО, Кривой Рог, 2009.-2012г.

6. Аерологія гірничих підприємств / **А.О**. **Гурін, П.В. Бересневич, А.А. Немченко, І.Б. Ошмянський -** Кривий Ріг, Видавничий центр КНУ, 2007.-462с.

Рукопис подано до редакції 22.02.13

УДК 622.864: 614.89

Ф.З. ФРЕНКЕЛЬ, канд. техн. наук, В.Х. ЦИХАНОВСКИЙ, ст. научн. сотр.,
Е.В. КОРНИЕНКО, НИИБПГ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»,
А.А. ХАРЧЕНКО, ОАО «ЮГОК»

О ВЫБОРЕ ТКАНЕЙ ДЛЯ СПЕЦОДЕЖДЫ ГОРНЯКОВ И МЕТАЛЛУРГОВ

Рассмотрены ГОСТы и типы (артикулы) хлопчатобумажных, льняных и полульняных тканей спецодежды горнорабочих и металлургов, соответствующих ГОСТам на конструкции костюмов спецодежды, приведенных в Нормах бесплатной выдачи.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В нормативных документах НПАОП 0.00-3.10-08 «Норми безплатної видачі спеціального одягу, спеціального взуття та інших засобів індивідуального захисту працівникам гірничодобувної промисловості» і НПАОП 27.0-3.01-08 «Норми безплатної видачі спеціального одягу, спеціального взуття та інших засобів індивідуального захисту працівникам металургійної промисловості » приведены только наименования, обозначения защитных свойств и срок носки костюмов спецодежды без указания ГОСТа на изделие и типа (артикула) ткани, что является важным составляющим в повышении эффективности защиты работающих и создания нормальных санитарно-гигиенических условий труда.

Дискуссии по вопросу разработки новых тканей, использованию их для пошива спецодежды для конкретных производственных условий продолжаются на протяжении многих лет. Спецодежда должна надежно защищать работающих от воздействия агрессивных веществ и других вредных производственных факторов, соответствовать гигиеническим требованиям и выдерживать научно обоснованные сроки носки, не изменяя существенно своих защитных и эксплуатационных свойств. Срок носки зависит главным образом от качества тканей, применяемых для спецодежды.

Высокая социальная и экономическая эффективность за счет применения рациональных видов специальной одежды может быть достигнут лишь в том случае, когда для ее изготовления применяются ткани и материалы с высокими защитными и эксплуатационными свойствами. В Нормах бесплатной выдачи спецодежды указывается только вид костюма: костюм хлопчатобумажный, костюм хлопчатобумажный пылезащитный, костюм хлопчатобумажный с кислотозащитной пропиткой, костюм хлопчатобумажный с огнезащитной пропиткой, или же костюм брезентовый или костюм суконный без указания ГОСТа на изделие и без указания типа (артикула) ткани.

На территории Украины действует целый ряд государственных стандартов на различные виды спецодежды, определяющих параметры самого изделия и те материалы (ткани), из которых эта спецодежда должна изготавливаться (табл. 1).

Из таблицы видно, что приведенные стандарты действительно предназначены для изготовления спецодежды для защиты рабочих от конкретных вредных факторов окружающей среды (производственных загрязнений, механических воздействий, нетоксичной пыли, воды, щелочей, пониженных или повышенных температур и т.п.).

В этих стандартах основной тканью для изготовления спецодежды предлагается хлопчатобумажная ткань различного состава, переплетения, пропиток и отделок, т.е. различных артикулов, а также смешанные ткани. Главным недостатком этих стандартов является то, что они ориентируют изготовителей на устаревшее артикулы тканей, которые в настоящее время не выпускаются.

© Френкель Ф.З., Цихановский В.Х., Корниенко Е.В., Харченко А.А., 2013

В то же время известно, что защитная эффективность любой спецодежды зависит в первую очередь от свойств ткани, из которой она изготовлена. Эти свойства состоят из механических (эксплуатационных), гигиенических (физических) и защитных. Номенклатура качества этих свойств определяется ГОСТом 12.4.073 - 79 «ССБТ. Ткани для спецодежды и средств защиты рук. Номенклатура показателей качества.»

Институтом НИИБТГ КНУ за последние годы были исследованы более 150 изделий и материалов, большая часть которых спецодежда из хлопчатобумажных и смешанных тканей.

При оценке соответствия применяемых тканей требованиям устаревших стандартов с устаревшими артикулами тканей вынуждены были ориентироваться на название тканей (диагональ, молескины и др.) Так, например, согласно ГОСТ 27575-87 костюмы спецодежды, должны изготавливаться из материалов, перечень которых приведен в самом ГОСТ и включает 20 наименований артикулов тканей по ГОСТ 11209-85 «Ткани хлопчатобумажные и смешанные для спецодежды. Технические условия.» В настоящее время эти артикулы не выпускаются и заменены новыми, требования к которым не предусмотрены в действующих стандартах.

Таблица 1

Государственные стандарты на спецодежду

Обозначение нормативного документа	Наименование нормативного документа
ГОСТ 27574 - 87	Костюмы женские для защиты от общих производственных загрязнений и механических воздействий. Технические условия.
ГОСТ 27575 - 87	Костюмы мужские для защиты от общих производственных загрязнений и механических воздействий. Технические условия
ГОСТ 27643 - 88	Костюмы мужские для защиты от воды. Технические условия
ГОСТ 27652 - 88	Костюмы мужские для защиты от кислот. Технические условия
ГОСТ 27654 - 88	Костюмы женские для защиты от кислот. Технические условия.
ГОСТ 27651 - 88	Костюмы женские для защиты от механических воздействий, воды и щелочей. Технические условия.
ГОСТ 27653 - 88	Костюмы мужские для защиты от механических воздействий, воды и щелочей. Технические условия.
ГОСТ 29057 - 91	Костюмы мужские для защиты от нетоксичной пыли. Технические условия.
ГОСТ 29058 - 91	Костюмы женские для защиты от нетоксичной пыли. Технические условия.
ГОСТ 29335 - 92	Костюмы мужские для защиты от низких температур. Технические условия.
ГОСТ 29338 - 92	Костюмы женские для защиты от низких температур. Технические условия.
ГОСТ 12.4.044 - 87	Костюмы женские для защиты от высоких температур. Технические условия.
ГОСТ 12.4.045 - 87	Костюмы мужские для защиты от высоких температур. Технические условия.
ГОСТ 12.4.110 - 82	Костюмы шахтерские для защиты от механических воздействий и общих производственных загрязнений. Технические условия.
ГОСТ 12.4.111 - 82	Костюмы мужские для защиты от нефти и нефтепродуктов. Технические условия.
ГОСТ 12.4.112 - 82	Костюмы женские для защиты от нефти и нефтепродуктов. Технические условия.
ГОСТ 12.4.131 - 83	Халаты женские. Технические условия.
ГОСТ 12.4.132 - 83	Халаты мужские. Технические условия.
ГОСТ 12.4.134 - 83	Плащи мужские для защиты от воды. Технические условия.

В табл. 2 приведены новые артикулы тканей хлопчатобумажных, хлопчато-полиэфирных, из которых шьется спецодежда для горняков и металлургов Украины.

Как видно из таблицы, в настоящее время существует достаточное количество хлопчатобумажных и смешанных тканей для спецодежды, не уступающих по своим качествам, приведенным в устаревших гостах. Однако новые ткани требуют к себе повышенного внимания, так как их характерной особенностью является нестабильность показателей ткани одного и того же артикула.

Таблица 2

Артикулы хлопчатобумажных, льняных, полульняных и других тканей, используемых для пошива спецодежды

Наименование ткани	Артикул	Производитель
Готовые хлопчатобумажные и хлопкоэфирные одежной группы гладкокрашеные костюмные	С3080-ЕХ, С30-ЕХ, С3489-ЕХ, С1-ЕХ	ОАО «Егорьевский хлопчатобумажный комбинат»

Ткани суровые хлопкополиэфирные Ткани суровые хлопкополиэфирные аппретированные	С44-ЕХ С44-0-ЕХ	ОАО «Егорьевский хлопчатобумажный комбинат»
Ткань костюмная хлопкополиэфирная	С1-Л-ЕХ	ОАО «Егорьевский хлопчатобумажный комбинат»
Молескин гладкокрашеный	С26-ЮД	АООТ «Родники-текстиль»
Хлопкополиэфирная типа «Диагональ» «Балтика»	С-94ЮГ	ЗАО «Меланж»
Плотная хлопкополиэфирная двунитка	С -137ЮГ	ЗАО «Меланж»
Хлопкополиэфирная ткань «Енисей»	С-121ЮГ	ЗАО «Меланж»
Хлопкополиэфирная сорта «Зарница»	С-57ЮГ	ЗАО «Меланж»
«Палаточная»	С-3120ЕХ	ОАО «Егорьевский хлопчатобумажный комбинат»
«Палаточная»	С-124ЮГ	ЗАО «Меланж»
«Противокислотная» плотная полиэфирная ткань саржевого переплетения	С-108ЮГ	ЗАО «Меланж»
«Двунитка» плотная хлопко-полиэфирная двунитка	С-137Юг	ЗАО «Меланж»
«Камея»	11718/17	«Рахмановский шелковый комбинат»
Ткани группы «Лидер»		«Чайковский текстиль»
Ткань готовая хлопкополиэфирная меланжевая «Горизонт»	С-10Д	АООТ «Родники-текстиль»
Парусина с огнестойкой пропиткой	2В5РВ	ОАО «Ривнолён»
Парусина с огнестойкой пропиткой	2В6РВ	ОАО «Ривнолён»
Ткань полульняная пропитанная	9В11-ЖТ	Житомирское ОАО «Льнотекс»
Парусина	Арт 11292	Вязниковский льнокомбинат
Сукно шинельное	4В-5КШ, 5В23ХА, 8В1-Ш-3	
Парусины льняные и полульняные с пропиткой	Арт.11142, арт. 11143, арт. 11252	«Меленковский льнокомбинат»
Ткань «Sofinal»		
Ткань для костюмов от общих загрязнений	Kerington TROY	Великобритания
Ткань для костюмов от общих загрязнений	Текстине Тритон	Словения
Ткань для костюмов от общих загрязнений	Арт.B8Mining Catin	Нидерланды

В табл. 3 приведены результаты испытаний трех образцов ткани костюмной хлопкополиэфирной гладкокрашеной арт. С1Л-ЕХ (производства ОАО «Егорьевский хлопчатобумажный комбинат»), отобранных из различных партий. Отбор и подготовка элементарных проб и испытания проводили по стандартным методикам на аттестованном испытательном оборудовании.

Таблица 3

Результаты измерений свойств разных образцов одного артикула ткани С1-Л-ЕХ

Наименование свойств ткани	Фактические показатели		
	образец №1	образец №2	образец №3
Поверхностная плотность,г/м²	208	241	174
Число нитей на 10 см, шт.по основе по утку	333 196	348 220	315 158
Разрывная нагрузка, Н(кгс), по основе по утку	29(3) 20(2)	34(3,5) 29(3)	20(2) 10(1)
Стойкость к истиранию по плоскости, циклы	3297	4424	1987
Гигроскопичность, %	7	6	8
Воздухопроницаемость, дм³/м²с	112	95	128
Изменение размеров после мокрой обработки, % по основе по утку	3,0 1,0	3,2 1,0	5,0 0

Приведенные данные еще раз показывают, что даже в ткани одного артикула из-за ошибок при ткачестве могут быть подобные расхождения, что еще раз подчеркивает необходимость входного контроля при выборе ткани для спецодежды каждой профессии рабочего.

Таким образом, выполненные исследования подтверждают необходимость разработки новых отечественных стандартов Украины ДСТУ на конструкции спецодежды и на артикулы и свойства тканей для изготовления спецодежды.

Список литературы

1.Методы комплексной объективной оценки качества тканей для спецодежды. **М.Е. Цуцков, Л.М. Волкова, З.И. Вивилодова, С.К. Миронова,** Сб. «Пути совершенствования средств индивидуальной защиты работающих на производстве», М. 1973; с.41-43.

2. Пути повышения качества спецодежды на современном этапе. **В.И Артемьев, В.В. Соколов**. В Сб. «Создание новых видов высокоэффективной спецодежды»; Иваново, 1988, с. 9-12.

3. Технічний регламент засобів індивідуального захисту. Постанова Кабінету Міністрів України від 27серпня 2008г. №761

Рукопись поступила в редакцию 22.02.13

УДК 622.807

В.Ю. ТЫЩУК, канд. техн. наук
«НИИБТГ» ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

РАЗРАБОТКА И ИССЛЕДОВАНИЕ СРЕДСТВ ПЫЛЕПОДАВЛЕНИЯ НА КАРЬЕРНЫХ АВТОДОРОГАХ НА ОСНОВЕ МИКРОКАПСУЛИРОВАННЫХ РАСТВОРОВ

Разработано новое направление по борьбе с пылью на карьерных автодорогах, основанное на применении новых пылеподавляющих средств - микрокапсулированных растворов, способных образовывать в дорожных покрытиях гелеподобные структуры с удлиненным периодом связывания и аккумуляции пыли.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Карьерные автодороги являются одним из основных источников выделения пыли в атмосферу. Результаты исследований показывают, что масса пыли, которая выделяется из автодорог во время транспортировки горной массы автосамосвалами в сухой теплый период года, может достигать нескольких десятков тонн в месяц. Пыль, выделяемая из автодорог, загрязняет воздух рабочих зон карьеров и ухудшает санитарно-гигиенические условия труда горнорабочих. Высокая запыленность воздуха усложняет видимость на автодорогах, особенно в темное время суток, что создает условия для аварийных ситуаций во время движения технологического автотранспорта. Кроме того, часть пыли выносится с карьерного пространства, что приводит к загрязнению атмосферного воздуха прилегающих территорий. Дальнейший рост производства, который наблюдается в последнее время, приводит к увеличению объема перевозимой горной массы, а соответственно, будет способствовать росту пылевыделения с карьерных автодорог. В связи с этим проблема пылеподавления на карьерных автодорогах является важной, которая связана с выполнением отраслевой программы улучшения состояния безопасности, гигиены труда и производственной среды, утвержденной Министерством промышленной политики Украины.

Анализ исследований и публикаций. Ранее проводились исследования по пылеподавлению на карьерных автодорогах, чаще всего, с использованием таких средств как вода, лигносульфонаты, и отходы нефтеперерабатывающей промышленности [1]. Недостатком этих веществ является то, что вода, а в сухую жаркую погоду и лигносульфонаты, относительно быстро высыхают, что способствует дальнейшему интенсивному пылевыделению при движении автотранспорта. Отходы нефтеперерабатывающей промышленности в настоящее время находят свое применение как вторичное энергетическое сырье.

В данной работе проводились исследования по выбору, модификации и разработке более эффективных пылеподавляющих растворов и расширение их ассортимента для борьбы с пылью на карьерных автодорогах.

Постановка задания. Целью данной работы является выбор, модификация и разработка эффективных пылеподавляющих растворов, а также расширение их ассортимента для борьбы с пылью на карьерных автодорогах.

Эффективными веществами для пылеподавления на карьерных автодорогах следует считать те, которые имеют низкую интенсивность испарения, и способность к беспрерывному связыванию пыли. Однако даже самое высокоэффективное пылесвязывающее вещество не может обеспечить предотвращения пылевыделения с автодороги на протяжении длительного времени, если эта дорога построена не по правилам, или представляет собой голую скальную поверхность целика. Это обусловлено тем, что раствор будет образовывать тонкую пленку, которая легко будет выноситься колесами автосамосвалов. Исходя из этого, следует отметить, что эф-

© Тыщук В.Ю, 2013

фективность любого пылеподавляющего раствора будет зависеть от качества дорожного покрытия. Поэтому строительство дорог необходимо производить в соответствии с действующими нормативными документами и инструкциями по строительству карьерных дорог. Эти инструкции предусматривают отсыпку полотна дороги в несколько слоев. Сначала это слой щебня фракции 70-80 мм. Поверх этого слоя формируют слой щебня фракции 30-40 мм, сверху которого насыпают слой щебня-клинца с размером частиц около 10 мм. Образовавшееся покрытие необходимо утрамбовать, используя специальную технику. Только после этого его необходимо обработать раствором с таким оптимальным расходом на 1 м^2 дороги, чтобы раствор мог увлажнять поверхность полотна до максимальной молекулярной влагоемкости на глубину 40-50мм и более. Капиллярными силами и силами межмолекулярного взаимодействия влага будет удерживаться в полотне автодороги и, тем самым, обеспечивать предотвращение пылевыделения во время движения по ней автотранспорта.

В связи с этим задачи исследований следующие:

провести выбор, модификацию и разработку средств (растворов) для обработки карьерных автодорог;

провести исследования интенсивности испарения растворов с полотна автодороги;

определить способность растворов просачиваться в полотно автодороги;

установить способность растворов к пылесвязыванию.

Изложение материала и результаты. Прежде всего, рассмотрим вопросы определения объёмов пылевыделения с поверхности карьерных автодорог при движении технологического автотранспорта.

Валовые объемы пыли, выделяющейся с поверхности автодороги при выполнении рейса автосамосвалом от забоя экскаватора до пункта разгрузки горной массы и обратно к забою, необходимо определять по выражению

$$P = 3{,}6g \times \nu^{-1} \times 2L \times N \times 10^{-3},\ \text{г}, \qquad (1)$$

где g - интенсивность пылевыделения с автодороги при движении автосамосвала, мг/с; ν - скорость движения автосамосвала, км/ч; L - расстояние от забоя экскаватора до пункта разгрузки горной массы, м; N - количество рейсов автосамосвала, шт.

Удельное пылевыделение с поверхности автодороги при движении автосамосвала необходимо определять по выражению

$$P_{уд} = P / V,\ \text{г/м}^3, \qquad (2)$$

где V - объем горной массы, вывозимой автосамосвалом, м^3.

В табл. 1 приведены значения валовых и удельных выбросов пыли с поверхности автодорог за месяц при реальной организации работ по выемке и транспортировке горной массы в условиях Первомайского карьера Северного ГОКа. Значения валовых и удельных выбросов определялись по формулам (1) и (2).

Таблица 1

Значения валовых и удельных выбросов пыли за месяц с автодорог Первомайского карьера СевГОКа при реальной организации работ по выемке и транспортировке горной массы

Номер экскаватора	Объем горной массы для вывоза тыс.м^3	Вместимость кузова автосамосвала, м^3	Кол-во рейсов для вывоза разных видов пород, шт.	Расстояние транспортировки г/м от забоя до перегрузки, м	Валовый выброс пыли с автодорог, кг	Удельный выброс пыли, г/1м^3 пород
1	95	35	2715	4600	3567	37,5
3	120	35	3429	5100	4995	41,6
9	110	37	2973	1900	1613	14,6
10	105	37	2838	2300	1864	17,75
16	117	42	2786	2700	2148	18,3
25	55	40	1375	4500	1767	32,1
31	115	40	2875	3200	2628	22,8
35	105	33	3182	3400	3090	29,4
сумма	822				21672	

Как видно из представленных результатов при различном режиме эксплуатации автотранспорта валовые и удельные выбросы пыли будут иметь разные значения. На величину пылевых выбросов оказывают влияние расстояние, на которое транспортируется горная масса; количе-

ство рейсов, выполняемых автосамосвалом для перевозки пород; вместимость кузова автосамосвала. Регулируя эти величины можно определить оптимальные их значения, при которых пылевыделение будет минимальным.

Целевой функцией этой задачи есть минимум пылевыделения с автодорог, при граничном условии - технико-экономические показатели процессов выемки и транспортировки горной массы не должны ухудшиться. Представленные выше мероприятия являются организационно-техническими средствами снижения пылевыделения с карьерных автодорог.

Однако, эффективная защита воздуха рабочих зон карьеров от загрязнения пылью, выделяющейся с карьерных автодорог, является применение специальных способов и средств пылеподавления. Перспективным направлением пылеподавления на карьерных автодорогах является использование модифицированных растворов. Модификация - это направленное изменение физических, химических, механических свойств растворов под действием других химических веществ. В результате образуются жидкие коллоидные системы, термодинамически устойчивы, называемые микроэмульсиями [2]. Образуются они самопроизвольно при смешении двух жидкостей с ограниченной взаимной растворимостью в присутствии мицеллообразующих ПАВ. При добавлении к основному пылесвязывающему раствору порции модификатора происходит микроэмульсионное инкапсулирование, т.е. заключение в оболочку частиц пылесвязывающего раствора слоем модификатора. Микроэмульсионное инкапсулирование представляет собой совокупность ряда межфазных явлений, связанных с микроэмульгированием пылесвязывающих компонентов, т.е. адсорбцией и образованием межфазных слоев полимеров на границе раздела фаз «жидкость-жидкость» и образованием агрегативной устойчивости полученных микрокапсул. В результате свойства пылесвязывающей частицы зависят от природы эмульгатора, т.е. в данном случае от модификатора, а пылеподавляющее воздействие композиции в целом резко возрастает.

Для исследований по выбору и модификации растворов для борьбы с пылью на карьерных автодорогах были приняты: щелочной сток производства капролактама (ЩСПК), химическое название которого - адипинат натрия; ССБ; «Северин» - отход, образованный в результате переработки нефти, являющийся тяжелым нефтяным осадком; «Северин» с добавкой синтетического каучука СКС-30; смесь ЩСПК и ССБ; раствор ССБ, которая была модифицирована отдельно ортофосфорной, лимонной, молочной кислотами и углещелочным реагентом (УЩР).

Результаты исследований по модификации ССБ кислотами показали, что ортофосфорная и лимонная кислоты не способны изменить ее свойства. Смесь ССБ с этими кислотами после высыхания создают ломкую корку, с низкой прочностью, которая практически ничем не отличается от корки, образованной с использованием чистой ССБ. Молочная кислота способствует переводу ССБ в пластичное состояние. Пластичность сухого остатка и время его пребывания в пластическом состоянии зависит от количества вводимой в его состав молочной кислоты. Пластические свойства начинают проявляться при наличии в составе ССБ молочной кислоты в количестве не менее 10 мас. %. При наличии молочной кислоты в ССБ в количестве, превышающем 30 %, образуется не очень вязкая, текучая, липкая масса, которая на твердой поверхности не высыхала на протяжении 3-х мес. Исследования показали, что сухой остаток ССБ с добавкой молочной кислоты в количестве 10-20 мас. % не высыхает на протяжении до 30 суток при температурах воздуха 20-25 °С. Исследования по приготовлению смеси «Северина» и каучука показали, что растворы с содержанием каучука 15 % могут свободно разбрызгиваться по поверхности. При содержании каучука в растворе более 15 % он становится вязким и плохо растекается по поверхности.

Результаты исследований испарения растворов показали, что наибольшей интенсивностью испарения владеет ССБ, а наименьшей - «Северин» и смесь ССБ с молочной кислотой в соотношении, соответственно, 60 и 40 %. Другие вещества и смеси имеют приблизительно одинаковую интенсивность испарения. Результаты исследований пылесвязывающей способности растворов показали, что наиболее низкой пылесвязывающей способностью владеют «Северин» и ССБ, а наиболее высокой - смесь «Северина» и каучука. Исследования по просачиванию растворов в полотно автодороги свидетельствуют о том, что практически все они способны в большей или меньшей степени проникать в ее слой.

Лабораторные исследования, проведенные на модели полотна автодороги, показали, что ЩСПК и его смесь с ССБ, а также смесь «Северина» с каучуком будут способствовать укреплению верхнего слоя полотна автодорог и превращению его в сплошную структуру, что улуч-

шит эксплуатационные показатели автодорог. Исследования температуры замерзания растворов показали, что только ЩСПК и «Северин» не замерзают до температурных показателей, соответственно, -26 и -50 °С.

В табл. 2 представлены результаты промышленных исследований пылеподавления на карьерных автодорогах Первомайского карьера Северного ГОКа с использованием чистых и модифицированных растворов.

Таблица 2

Результаты промышленные исследований пылеподавления на карьерных автодорогах

Тип пылеподавляющего раствора	Температура воздуха, °С	Время с момента увлажнения автодорог до начала отбора проб, час	Запыленность воздуха возле дороги, мг/м^3
Вода	+25 ÷ +26	0,5	2,6–3,7
Вода	+25 ÷ +26	2	9,8–11,2
ССБ	+24 ÷ +26	7	3,8–6,2
ССБ	+25 ÷ +27	24	12,8–14,0
ССБ + УЩР (0,5 %)	+25 ÷ +26	5	2,2–2,5
ССБ + УЩР (0,5 %)	+25 ÷ +27	24	6,0–7,2
ЩСПК	+20 ÷ +22	72	2,0–2,7
ЩСПК	+24 ÷ +25	120	6,9–9,2
ЩСПК+ССБ(80 +20 %)	+20 - +22	72	1,2–1,8
ЩСПК+ССБ(85 +15 %)	+24 ÷+26	120	2,8–3,1
ЩСПК+ССБ(75+25 %)	+24 ÷ +26	120	3,5–3,6
ЩСПК	-9÷-14	144	1,6–1,9

Как видно из результатов, модифицированные растворы имеют более длительный срок пылесвязывающего действия и в большей мере снижают массу пылевых выбросов в атмосферу из карьерных автодорог. Например, при обработке автодорог чистым раствором ССБ концентрация пыли около дороги через 24 часа достигает 14,0 мг/м^2. При обработке автодороги модифицированным раствором, который включает ССБ и 0,5 % ВЛР максимальная концентрация пыли около автодороги через 24 часа составляет 7,2 мг/м^3. Другой пример свидетельствует, что когда автодорога увлажнена раствором ЩСПК концентрация пыли на ее обочине через 120 часов достигает 9,2 мг/м^3, а при обработке дороги модифицированным раствором, который включает 85 % ЩСПК и 15 % ССБ максимальная концентрация пыли вблизи дороги через 120 часов составляет 3,1 мг/м^3.

Опираясь на фундаментальные научные положения, можно утверждать, что модификация пылеподавляющих растворов приводит к изменению их термодинамических свойств. При этом часть внутренней энергии остается в растворе и поддерживает его молекулярную структуру, которая снижает интенсивность испарения и продлевает срок пилозв'язуючої действия жидкости. Следует обратить внимание, что на качество пылесвязывающего действия раствора оказывают температуры воздуха. Например, в зимний период года немодифицированный раствор УЩР обладает высоким пылесвязывающим действием на карьерных автодорогах, который составляет не менее 144 ч. При этом концентрация пыли находится ниже ПДК и составляет 1,6-1,9 мг/м^3.

Выводы и направления дальнейших исследований. В результате выполненных исследований, получили дальнейшее развитие научные основы пылеподавления на карьерных автодорогах, базирующиеся на использовании модифицированных растворов, имеющих низкую интенсивность испарения и способных создать в полотне автодорог пластическую массу, обладающую повышенной пылеемкостью и более длительным сроком пылесвязывания по сравнению с немодифицированными средствами пылеподавления. Полученные результаты свидетельствуют, что разработано новое направление в отрасли борьбы с пылью на карьерных автодорогах, которое характеризуется тем, что традиционные пылесвязывающие растворы в совокупности с другими веществами образуют новый тип раствора, который позволяет повысить срок пылесвязывания, в течение которого концентрация пыли на автодорогах не будет превышать ПДК.

Дальнейшие исследования должны быть направлены на поиск новых модификаторов, которые способны увеличить срок пылесвязывающего действия растворов на карьерных автодорогах.

Список литературы

1. Борьба с пылью на открытых горных работах / [**А.И.Лобода, Б.Н.Ребристый, В.Ю.Тыщук, А.А.Фаермарк, В.А.Чупрун**] – К.: Техника, 1989.– 152 с.

2. **Солодовник В.Д.** Микрокапсулирование / В.Д. Солодовник. - М.: Химия. – 1980. – 215 с.

Рукопись поступила в редакцию 22.02.13

УДК 629.114

І.В. ГІРІН*, ст. викладач, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ СИСТЕМ УПРАВЛІННЯ КУТОМ ВИПЕРЕДЖЕННЯ ЗАПАЛЮВАННЯ ЗІ ЗВОРОТНИМ ЗВ'ЯЗКОМ ПО ДЕТОНАЦІЇ В АВТОМОБІЛЬНИХ ДВИГУНАХ

Описано закономірності детонаційного горіння паливних сумішей у двигунах внутрішнього згоряння.

Проблема за зв'язок з науковими і практичними задачами. Явище детонації та причин її появлення супроводжують експлуатацію двигунів внутрішнього згоряння на протязі всього часу їхньої експлуатації і дотепер причини цих явищ до кінця не вивчено.

Відомо, що детонація це процес появлення локальних зростань палкості паливно-повітряної суміші при значних ступенях стискання та ранніх кутах запалювання. У цьому випадку швидкість згоряння суміші у циліндрах швидко підвищується порівняно з нормальним процесом згоряння. На рис. 1 представлено індикаторні діаграми залежності тиску газів у циліндрі ДВЗ від часу. Тут криві *1*,*2*,*3* зображають відповідно: тиск паливно-повітряної суміші з відсутнім горінням; при нормальному горінні суміші; при горінні суміші з детонаційними процесами.

Як видно з рис. 1 показником детонаційного горіння є наявність високочастотних коливань *4* на індикаторній діаграмі 3.

Аналіз досліджень і публікацій. Проблема усунення детонаційних явищ при роботі двигунів внутрішнього згоряння приділяється немало уваги. Пошукам боротьби з цим явищем присвячено численні дослідження спеціалістів даної галузі.

Постановка задачі. Метою даного матеріалу є більш детальне описання фізичних явищ, що проходять у камерах двигунів внутрішнього згоряння.

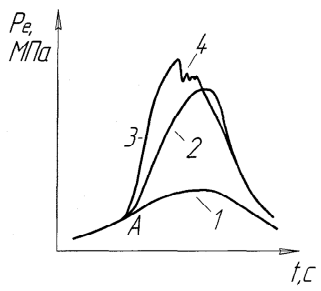


Рис. 1. Індикаторні діаграми роботи ДВЗ: *A* - момент запалювання; *1* - за відсутністю запалювання; *2* - при нормальному згорянні; *3* - при детонаційному згорянні; *4* - детонаційні коливання

Викладення матеріалу та результати аналізу. Показником детонаційного згоряння є наявність високочастотних коливань, що є аномальним явищем із-за ударів полум'я окремих складових горіння паливної суміші. У роботі надано аналіз результатів найбільш цікавих з практивної точки зору досліджень у даному напрямку й отримані амплітудно-частотні характеристики двигунів внутрішнього згоряння при нормальних умовах та у випадку виникнення детонаційних проявлень.

Це аномальне явище викликано високочастотними коливаннями газів у камері згоряння внаслідок ударів полум'я локальних родовищ горіння паливної суміші. Ці коливання викликають характерний "дзвінкий стукіт" окремих елементів двигуна, які мають люфти. Дії на ці елементи досягають достатньо великих значень та можуть привести до їх руйнування або, у кращому випадку, швидкому зносу. Отже детонаційних процесів стараються уникати усіма засобами.

При роботі ДВЗ різні деталі та вузли двигуна випромінюють коливання різної частоти. На рис. 2 представлено амплітудно-частотні характеристики (АЧХ) двигуна без детонації та з детонацією.

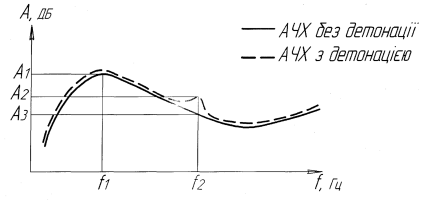


Рис. 2. АЧХ вібрації ДВЗ

По усьому спектру частот детонації f_Δ штрихова лінія має викид. Цей викид обумовлено детонаційними коливаннями *4* (див. рис. 1). Для кожного типу двигуна детонаційна частота f_Δ постійна. Треба відмітити, що амплітуда детонаційних коливань A_2 може бути менше амплітуди коливань якого-небудь вузла чи деталі, наприклад A_1 при f_Δ. Частота детонації може співпадати з частотою коливань якогось вузла, вібруючого з амплітудою A_3.

Усі коливання ДВЗ можуть досліджуватися датчиком вібрацій п'єзоелектричного типу, конструкція якого вказана на рис. 3.

* © Гірін І.В., 2013

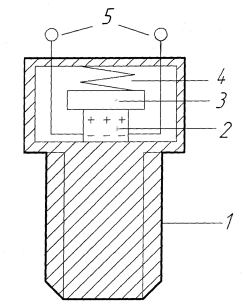


Рис. 3. Пристрій датчика вібрації: *1* - корпус; *2* - п'єзоелемент; *3* - інерційна маса; 4 - пружина; *5* - виводи

Корпус датчика *1* угвинчується у масив двигуна. При вібраціях інерційна маса *3* діє на п'єзоелемент *2* і на межах останнього індукціюються електричні заряди. Різниця потенціалів цих зарядів і каже про величину вібрації у місці установки датчику. Одночасно датчик видає увесь спектр вібрації елементів двигуна. Частотне розділення сигналів при досліджуваннях отримують за допомогою фільтрів.

Детонація, як правило, виникає при малих частотах обертання і великих навантаженнях. На таких режимах роботи ДВЗ точка *M* відповідає оптимальному куту випередження запалювання $\theta_{опт}$ та максимальній потужності на валу $N_{g\ max}$ лежить у зоні детонації. Межа зони детонаційних процесів проходить через $\theta=\theta_{опт3}$ і положення її не постійне: вона може лежати або праворуч, або ліворуч θ_3. Це залежить від багатьох факторів: сорту палива, зношуванню двигуна і т.ін.

Щоб уникнути детонації розробники нових конструкцій двигунів були примушені на зазначених режимах роботи ДВЗ напевне закладати малі кути запалювання Це знижувало техніко-експлуатаційні показники роботи ДВЗ.

У теперішній час розроблено датчики детонації, які дозволяють системі запалювання працювати на межі зони детонації, навкруги *B*. Системи запалювання зі зворотнім зв'язком по детонації починають встановлюватися на автомобілі.

Описання роботи блок-схеми системи управління КОЗ.

Блок-схема складається з наступних основних блоків:

ГТІ - генератор тактових імпульсів, який імітує кутові імпульси з дискретністю 1,4° повороту колінчастого валу (ПКВ) ДВЗ. За один умовний оберт валу на виході ГТІ випрацьовується 256 імпульсів;

ФІМВТ - формувач імпульсів верхньої мертвої точки за один умовний оберт вала генерує один імпульс;

ЖМВ - ждучий мультивібратор за один ПКВ генерує один прямокутний імпульс довжиною t=const;

ІД - імітувач детонації один раз за обер випрацьовує серію імпульсів з частотою f_Δ, та амплітудою A_2. Подача детонаційних коливань у схему системи виконується за допомогою кнопки SP;

ІВ - імітувач вібрацій двигуна випрацьовує постійну імпульсну послідовність частотою f_Δ та амплітудою A_2 (див. рис. 2), отже блок імітує сигнали того елементу двигуна вібруючого з частотою детонації;

$ІВ_1$ - імітувач вібрацій того елементу двигуна, у якого частота вібрацій не співпадає з частотою детонації, а амплітуда коливань A_2 більше ніж амплітуда сигналу детонації ($f_1 \neq f_\Delta$; $A_1 > A_2$, див. рис. 2);

СДІ - схема допоміжного імпульсу, виділяючи прямокутний імпульс за один оберт валу, додатній перепад якого відповідає 128 тактовому імпульсу;

$С_1$ - рахівник, який рахує поточне значення КОЗ;

$С_2$ - рахівник, який коректує величину КОЗ у залежності від наявності сигналу детонації;

ПФ - полосовий фільтр, який пропускає полосу частот біля f_Δ;

САС - схема амплітудної селекції, яка формує прямокутний імпульс сигналу детонації;

1-5 - логічні елементи „та", „або" організуючі роботу схеми відповідно з заданим алгоритмом функціонування.

Робота блок-схеми пояснюється осцилограмами, знятих у контрольних точках (КТ) I...XIII, рис. 4);

ГТІ випрацьовує постійну імпульсну послідовність з тактовою частотою $f_T = 1/t_1$.

Змінюванням тактової частоти за поміччю резистору R_2 імітується зміна частоти обертання вала двигуна.

У інтервалі часу t_1,t_2 з цієї імпульсної послідовності ФІМВТ випрацьовує імпульс початку відліку, який синхронізує роботу усієї схеми, стирає попередню інформацію та дозволяє рахувати нове значення КОЗ у текучий оберт валу ДВЗ.

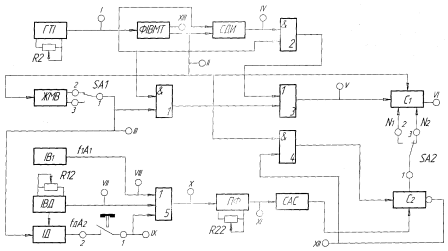


Рис. 4. Блок-схема роботи системи запалювання зі зворотним зв'язком

У тому ж обороті ФІМВТ формує допоміжний імпульс у точці XIII, котрий використовується для спостереження роботи схеми за допомогою осцилографа. Імпульс у т. XIII формується у інтервал часу $t_5 \cdot t_7$ (між 224 та 256 тактовими імпульсами).

У інтервал часу $t_2, t_3 = \tau = \text{const}$ очікуючий мультивібратор випрацьовує на виході імпульс $И_{ш}(t)$, який визначає вид характеристик

$$\theta = f(n), \tag{1}$$

де θ - кут запалювання, град. ПКВ; n - частота обертів, об/хв.

Характеристику I представлено на рис. 4 у вигляді ломаної лінії I.

Регулювання КОЗ тут дискретне. Дискретність даного прирощення кута запалювання d визначається

$$d = 360°/z, \tag{2}$$

де z=256, кількість тактових імпульсів за 1 оберт валу ПКВ, тоді d =1,4°.

За допомогою перемикача SAI можливо встановлювати два значення τ, τ_1 та τ_2. Залежно від цього має місце дві характеристики 1 та 2 з різним нахилом.

Покажемо алгоритм рахування КОЗ без детонації на конкретному прикладі. Нехай частота обертів валу двигуна n=3000 об/хв або n/60=50 Гц. Тоді час повного обороту валу буде дорівнювати

$$T = \frac{60}{n} = 20 \cdot 10^{-3} c. \tag{3}$$

Період наступних тактових імпульсів визначається як

$$t_T = \frac{T}{256} = \frac{20 \cdot 10^{-3}}{256} = 78{,}1 \cdot 10^{-6} c. \tag{4}$$

Тоді кількість тактових імпульсів, яке перетинало через логічний елемент I буде визначатися кон'юнкцією функції $U_1(t)$ та $U_{III}(t)$ або

$$K = \tau_1 / t_1. \tag{5}$$

Підставляючи у (5) $\tau = \tau_1$, та t_T=78,1·10^{-6} с, отримаємо

$$K_I^I = \frac{\tau_1}{t_T} = \frac{0{,}5 \cdot 10^{-3}}{78{,}1 \cdot 10^{-6}} = 6{,}4$$

Округлюючи до цілого K_1 = 6.

Ця ж кількість імпульсів "пройде" і через ЛЕ 3, виконуючи логічну функцію „або" (див. рис. 4). Отже, після моменту часу τ_3 імпульсів у кт V спостерігатися не буде.

У момент часу t_2 заднім фронтом імпульсу $U_{II}(t)$ яке містить рахівник C переписується у рахівник C_1.

Залежно від положення перемикача SA2 у C_1 запишеться у двоїчному коді число N_1 або N_2.

Нехай SA2 встановлене у положення 1-3 та нехай N_1 = 8. Значить, у момент часу t_1 у C_1 запишеться у число 8, а у інтервалі t_2 t_3 = τ_1 на вхід C_1 поступить ще 6 імпульсів. Отже, у C_1 до моменту часу t_3 буде записано число: $C = N_1 + K_1$ = 8+6=14.

У момент часу t_4, з приходом 128-го тактового імпульсу СДІ формує імпульс $V_{1V}(t)$ у кт IV (див. рис. 4), який "дозволяє" проходити тактовим імпульсам через ЛЕ 2 та ЛЕ 3 на вхід C_1.

Отже, починаючи з моменту часу t_4 у кт V знову спостерігаються тактові імпульси V_1(t). Ємність C_1 також 128 і якщо до моменту часу t_6 у ньому було записано 14 імпульсів, тоді він переповниться по (128-14)=114 імпульсу, рахуючи від моменту часу t_4 або по 242, рахуючи від t_1.

Тоді є у кт VI (див. рис. 4) у момент часу t_6 сформується додатній перепад імпульсів, котрий є командою до іскроутворення.

Неважко визначити величину даного КОЗ з виразу (6)

$$\theta_1 = \frac{t_7 - t_6}{T} \cdot 260°. \tag{6}$$

Бачимо і інше

$$\theta = c \cdot d = (N_1 + K_1) \cdot d. \quad (7)$$

Підставляючи значення, знаходимо

$$\theta_1 = c \cdot d = 14 \cdot 1{,}4° = 19{,}6°$$

Робота схеми обчислюється КОЗ при наявності сигналу детонації відбувається практично аналогічно.

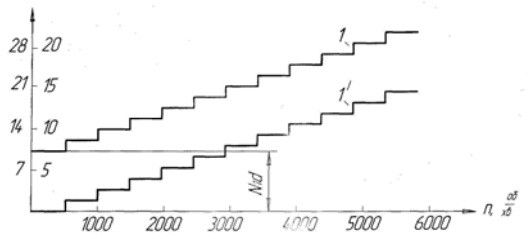


Рис. 5. Зміщення характеристики при детонації

Відміна у наступному. З приходом імпульсу детонації (кнопка SP натиснута) з кт XII на вхід "установки нуля" рахівника C_2 останній стає рівним нулю та N_1 - число яке завантажується у C_1 стає рівним 0, отже виконується "відскік" КОЗ на величину $\theta_1 = N_1 \cdot d$ (рис. 5).

З рис. 5 неважко побачити, що характеристика I зміщується паралельно самої себе на θ_1 та переходить у характеристику I^1.

Якщо після відскока детонація пропадає (кнопка SP размикає ціпку), тоді імпульси V_{11}(t) через ЛЕ4 починають відступати на вхід C_2. У залежності від положення перемикача SA2 само блокується через ЛЕ4 з приходом або N_1^{-20}, або N_2 - го імпульсів. У цьому випадку перехідний процес після "відскоку" системи по часу виглядає як показано на рис. 6.

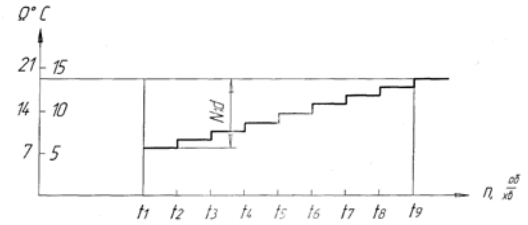


Рис. 6. Перехідний процес у системі після зникнення детонації

У момент часу t_1 системи миттєво зменшує КОЗ з 21° до 7°, а потім за 6 кроків відновлює попереднє значення кута при зникненні детонації. При n = 3000 об/хв. весь перехідний процес з 8 кроків складає $20 \cdot 10^{-3} \cdot 8 = 0{,}16$ с.

Процес формування імпульсу детонації відбувається наступним чином. На вхід ЛЕ5 подаються три види імпульсів з різною частотою та різною амплітудою: $V_{V11}(t)$ та $V_{V11}(t)$, а при натиснутій кнопці подається короткочасний імпульс детонації $V_{IX}(t)$ (див. рис. 4). Для зручності у даній схемі тривалість сигналу детонації відповідає інтервалу часу з опікуючого мультивібратора.

У кт X (див. рис. 4) має місце сума усіх трьох сигналів $V_{V11}(t)$; $V_{V111}(t)$; $V_{IX}(t)$.

На виході ПФ залишаються сигнали з $f = f_\Delta$ та різною амплітудою.

Схема амплітудної селекції розрізняє перевищення сигналу детонації над "фоном" та випрацьовує командний імпульс $V_{X11}(t)$ для C_2.

Список літератури

1. **Опарин И.М**. и др. Электронные системы зажигания. - М.: Машиностроение, 1987. - С. 149-158.

2. Микросхемы и их применение. Справочное пособие (**В.А. Гатушев, В.Н. Вниаминов** и др.. - изд- 2-е перераб. и доп.). М.: Радио мвязь, 1984. - С. 104-157; 169-203.

3. **Горбунов В.Л., Панфилов Д.И., Преснухин Д.Л.** Справочное пособие по микропроцессорам и микроЭВМ / (под ред. **Л.Н. Преснухина**. - М.: Высш. шк., 1988. - С. 17-77).

Рукопис подано до редакції 19.03.13

УДК 621.9.06–231

А.С. АРАЛКІН*, канд. техн. наук, доц., С.В. ПЕРЕГУДОВ, ДП ДПІ «Кривбаспроект»
О.О. КЛИМЧУК, магістрант, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ ФАКТОРІВ, ЩО ВПЛИВАЮТЬ НА ВІБРАЦІЮ СИСТЕМИ ВПІД ВЕРСТАТІВ

Наведено результати аналітичних та експериментальних досліджень з питань зниження коливань в зоні різання токарно-гвинторізного верстата мод. SV-18R. Отримано критерії подоби, що можуть бути використані для поширення отриманих результатів на інші верстати. Апробовано нову конструкцію віброізолятора та розроблено критерії оцінки його дії. Доведено ефективність роботи віброізолятора на окремих частотах.

© Аралкін А.С., Перегудов С.В., Климчук О.О., 2013

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. Робота металообробних верстатів супроводжується коливаннями несучої системи, інструмента та оброблюваної деталі. Коливання обмежують режими різання і продуктивність механообробки. Недостатня стійкість руху різання та поява коливального руху при чистових операціях, навіть у слабо вираженій формі, є також однією із причин зниження якості оброблюваних поверхонь. Періодичні коливання руху (вібрація) під час різання металів шкідливо відображується на стійкості ріжучого інструмента і на технічному стані самого верстата [1].

Аналіз досліджень і публікацій. Вібрація характеризується частотою f (Гц), амплітудою A (мм), віброшвидкістю V (Гц/с) та віброприскоренням ω (Гц/с^2). Вібрації, які виникають під час обробки деталей на металообробних верстатах, призводять до підвищення шорсткості обробленої поверхні і утворення на ній хвиль з великим кроком (хвилястість), порушення правильності роботи верстата та передчасного зносу інструмента. Вони здійснюють значний вплив на умови обробки деталі і залежать від жорсткості системи ВПІД, тобто від здатності системи перешкоджати переміщенню її елементів під дією змінних навантажень. Жорсткість системи ВПІД є одним з основних критеріїв працездатності і точності верстата [2].

Коливання бувають двох типів: вимушені, коли причиною коливань є періодично діюча збуджуюча сила, і автоколивання, що відбуваються без впливу зовнішньої періодичної збуджуючої сили (коливання, що вільно збуджуються в процесі стружкоутворення). Вимушені коливання виникають внаслідок наявності в технологічній системі зовнішньої періодичної сили, що викликає коливальний процес з частотою, рівною частоті збуджуючої сили. Ці сили можуть бути розділені на дві групи:

змінні сили, які обумовлені процесом різання і виникають під час зняття

нерівномірного припуску, переривчастому характері різання тощо;

змінні сили, що виникають в системі поза зоною різання.

До другої групи відносяться коливання, викликані дефектами механізмів верстата: перекосом осей, похибками зубчастих або клинопасових передач тощо; дисбалансом його окремих частин, що обертаються: заготовок, пристроїв, інструментів тощо, а також зовнішніми коливаннями, що передаються на верстат від інших працюючих машин [3].

Постановка задачі. Мета роботи - розробка конструктивно-технологічних заходів під час експлуатації верстатів, що дозволять зменшити інтенсивність вібрації їх основних вузлів та деталей.

Ідея роботи полягає у використанні гасіння вібраційних хвиль за рахунок їх заломлення під час проходження через границю середовищ різної щільності.

Для досягнення поставленої мети вирішували *задачі*: визначення чинників, які впливають на виникнення вібрації, аналіз розмірностей цих чинників та розробка безрозмірних комплексів (критеріїв подоби), дослідження джерел та інтенсивності вібрації, що виникають під час роботи верстата, статистична обробка результатів вимірювань та оцінка їх достовірності, критичний аналіз отриманих результатів.

Викладення матеріалу і результати. На інтенсивність коливань впливають: - швидкість різання V(м/с); - подача S (мм/с); - сила різання P (Н); - виліт різця l' (мм); - момент інерції перерізу різця J (м^4);- знос різця по задній поверхні $h_з$ (мм); - глибина різання t (мм);- радіус закруглення ріжучої кромки r (мм);- матеріал деталі - межа міцності σ_B (МПа); - відставання сили різання від зміни товщини зрізаного шару τ (с); - коефіцієнт демпфування η_o (кг/с); - передній кут різця γ, град; - головний кут в плані φ, град.; - віброшвидкість V_B (Гц/с); - віброприскорення a_B (Гц/с^2).

Величину вібропереміщення Δ, як функцію вказаних факторів, можна представити у вигляді

$$\Delta = f(V, S, P, l', J, h_з, t, r, \sigma_B, \tau, \eta_o, V_B, a_B, \gamma^\circ, \varphi^\circ) \quad (1)$$

У якості незалежних змінних прийнято швидкість різання V, м/с, силу різання P (Н) та межу міцності σ_B МПа. Визначник, який складений для цих змінних, не дорівнює 0, отже остаточно вважаємо ці фактори, як незалежні, а їх розмірності - основними.

Загальне критеріальне рівняння

$$\frac{\Delta}{V^{X1}\cdot P^{Y1}\cdot\sigma_B^{Z1}}=\left\{\frac{S}{V^{X2}\cdot P^{Y2}\cdot\sigma_B^{Z2}}\cdot\frac{l'}{V^{X3}\cdot P^{Y2}\cdot\sigma_B^{Z3}}\cdot\frac{j}{V^{X4}\cdot P^{Y5}\cdot\sigma_B^{Z5}}\cdot\frac{h_з}{V^{X5}\cdot P^{Y5}\cdot\sigma_B^{Z5}}\cdot\frac{t}{V^{X6}\cdot P^{Y6}\cdot\sigma_B^{Z6}}\times\right.$$
$$\left.\times\frac{r}{V^{X7}\cdot P^{Y7}\cdot\sigma_B^{Z7}}\cdot\frac{\tau}{V^{X8}\cdot P^{Y8}\cdot\sigma_B^{Z8}}\cdot\frac{\eta_0}{V^{X9}\cdot P^{Y9}\cdot\sigma_B^{Z9}}\cdot\frac{V_B}{V^{X10}\cdot P^{Y10}\cdot\sigma_B^{Z10}}\cdot\frac{a_B}{V^{X11}\cdot P^{Y11}\cdot\sigma_B^{Z11}}\right\}. \quad (2)$$

де X_i, Y_i,Z_i -показники степені незалежних факторів.

Критерії подоби у загальному вигляд

$$\kappa_1=\frac{\Delta}{V^{X1}\quad P^{Y1}\quad\sigma_B^{Z1}},\ \kappa_2=\frac{S}{V^{X2}\quad P^{Y2}\quad\sigma_B^{Z2}}\ \kappa_3=\frac{l'}{V^{X3}\quad P^{Y3}\quad\sigma_B^{Z3}},$$
$$\kappa_4=\frac{J}{V^{X4}\quad P^{Y4}\quad\sigma_B^{Z4}}\ \kappa_5=\frac{h_з}{V^{X5}\quad P^{Y5}\quad\sigma_B^{Z5}},\ \kappa_6=\frac{t}{V^{X6}\quad P^{Y6}\quad\sigma_B^{Z6}},$$
$$\kappa_7=\frac{r}{V^{X7}\quad P^{Y7}\quad\sigma_B^{Z7}},\ \kappa_8=\frac{\tau}{V^{X8}\quad P^{Y8}\quad\sigma_B^{Z8}}\ \kappa_9=\frac{\eta_0}{V^{X9}\quad P^{Y9}\quad\sigma_B^{Z9}},$$
$$\kappa_{10}=\frac{V_B}{V^{X10}\quad P^{Y10}\quad\sigma_B^{Z10}}\ \ \kappa_{11}=\frac{a_B}{V^{X11}\quad P^{Y11}\quad\sigma_B^{Z11}} \quad (3)$$

Критерії подоби

$$\kappa_1=\Delta\sqrt{\frac{\sigma_B}{P}},\ \kappa_2=\frac{S}{V},\ \kappa_3=l'\sqrt{\frac{\sigma_B}{P}},\ \kappa_4=J\left(\frac{\sigma_B}{P}\right)^2,\ \kappa_5=h_з\sqrt{\frac{\sigma_B}{P}},\ \kappa_6=t\sqrt{\frac{\sigma_B}{P}},$$
$$\kappa_7=r\sqrt{\frac{\sigma_B}{P}},\ \kappa_8=\tau V\sqrt{\frac{\sigma_B}{P}},\ \kappa_9=\eta_0\frac{V}{P},\ \kappa_{10}=\frac{V_B}{V}\sqrt{\frac{P}{\sigma_B}},\ \kappa_{11}=\frac{a_BP}{V^2\sigma_B} \quad (4)$$

Загальний критерій подоби буде рівний добутку усіх отриманих вище коефіцієнтів подоби (4).

Дослідження джерел та інтенсивності коливань проводили на токарно-гвинторізному верстаті мод. SV-18R (рис. 1).

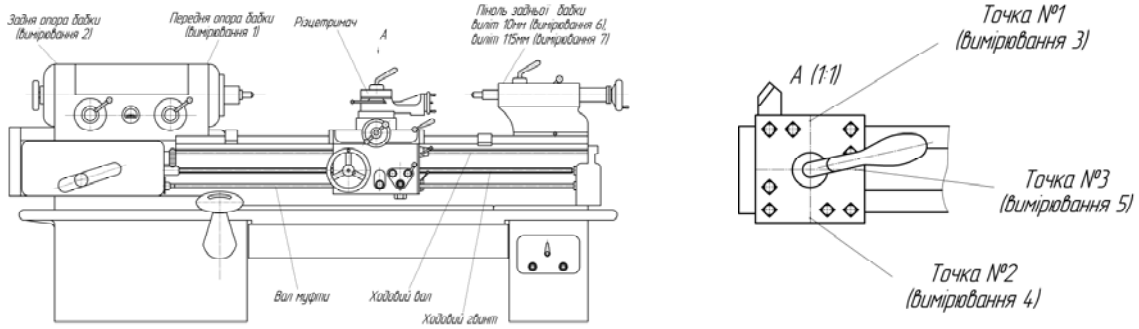


Рис. 1. Токарно-гвинторізний верстат мод. SV 18R

Вимірювання вібропереміщення виконували аналізатором спектра вібрацій з цифровим пристроєм АС-6400 (рис. 2). Заміри здійснювали під час холостого руху верстата при частоті обертів шпинделя 1400об/хв на передній і задній опорі бабки верстата, різцетримачі (3 точки вимірювання), на пінолі задньої бабки (виліт 10 та 115мм) та напрямних. В кожній точці виконували 5 вимірювань.



Рис. 2. Аналізатор вібрацій з цифровим пристроєм АС-6400

Під час математичної обробки результатів вимірювань проводили дисперсійний аналіз. Розраховували дисперсію паралельних вимірювань [4]

$$\sigma_u^2\{y\}=(m-1)^{-1}\sum_{i=1}^{m}(\bar{y}_u-y_{ui})^2, \quad (5)$$

де m- кількість попередніх паралельних вимірів; $\bar{y}_u$ - середнє виміряне значення параметра оптимізації; y_{ui} - поточне виміряне значення параметра оптимізації.

Результати розрахунків зведено у табл. 1.

Данні вимірювань вібропереміщення перевіряли на рівноточність за критерієм Кохрана [5]

$$G_{розрах} = \sigma^2_{max}\{y\} / \sum_{u=1}^{N} \sigma^2_u\{y\}. \quad (6)$$

Таблиця 1

Дисперсії паралельних вимірювань

Статистичний параметр	Місце вимірювання на бабці верстата		Точка вимірювання на різцетримачі			Виліт пінолі задньої бабки, мм		Напрямні	
	передня опора	задня опора	1	2	3	10	115	1	2
Дисперсія	0,945	0,73	0,452	0,673	0,301	0,858	0,182	2,967	3,528

Отримано $G_{розрах} = 0{,}332$, ($G_{табл} = 0{,}358$). Результати вимірювань рівноточні ($G_{розрах} < G_{табл}$).

Аналіз гістограми вібропереміщення (рис. 3) показує, що вібропереміщення на напрямних верстата має максимальну величину, тому тут концентруються найбільші коливання.

Найменше значення спостерігається при вильоті пінолі задньої бабки на 115 мм. Це пояснюється тим, що піноль розташовується консольно по відношенню до задньої бабки і виступає своєрідним демпфером, що гасить коливання при роботі верстата.

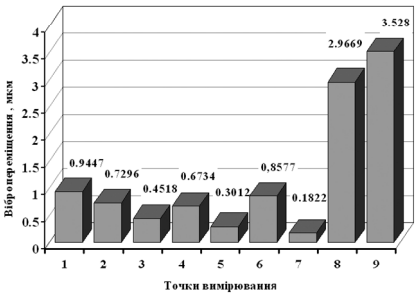


Рис. 3. Вібропереміщення у вимірювальних точках: 1, 2- передня та задня опора бабки, 3- різцетримач (т.1), 4 - різцетримач (т.2), 5- різцетримач (т.3), 6- піноль задньої бабки (виліт 10 мм), 7- піноль задньої бабки (виліт 115 мм), 8- плоска напрямна , 9-призматична напрямна

Значення вібропереміщення на напрямних перевищує майже у 20 разів значення при вильоті пінолі на 115 мм. Це вказує на необхідність розробки і застосування певних заходів для пониження інтенсивності коливань. Усі інші результати показують більш рівномірний характер коливань.

На початку експериментальних досліджень аналітично оцінювали пружну деформацію δ державки різця під дією тангенціальної складової сили різання P_z [7]

$$\delta = P_z l^3 / 3EJ, \quad (7)$$

де - Н; l - виліт різця, мм; E - модуль пружності, МПа, для Сталі 45 E=2·10^{5}МПа; J - момент інерції перетину різця, м^4.

Тангенціальна складова сили різання [6]

$$P_z = 10 C_p t^x S^y V^n K_p, [H], \quad (8)$$

де C_p=300 - постійна, x=1, y=0,75, n=-0,15 - показники. $K_p = K_{мр} \cdot K_{\varphi p} \cdot K_{\gamma p} \cdot K_{\lambda p} \cdot K_{rp}$, –поправочний коефіцієнт, що враховує фактичні умови різання , $K_{\varphi p}$=1, $K_{\gamma p}$=1,1, $K_{\lambda p}$=1, K_{rp}=0,93. Геометричні параметри різця вимірювали в лабораторних умовах кутоміром.

Дослідження ефективності застосування віброізоляторів проводили на токарно-гвинторізному верстаті мод. SV-18R (рис. 4).

Вібродатчик встановлювали на вимірювальному елементі верстата та кріпили за допомогою постійного магніту. Вимірювання проводили на різці та різцетримачі без віброізолятора та з віброізолятором.

У якості віброізоляторів використовували латунні пластинки, товщиною 2,5 мм.

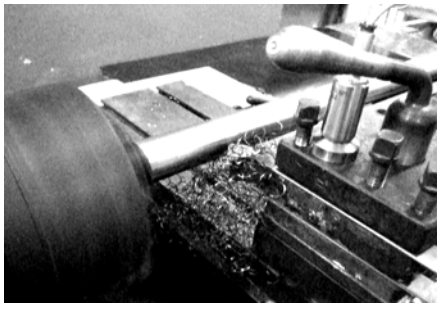


Рис. 4. Обробка на верстаті з віброізолятором

Пластинки розташовувалися по бічним сторонам різця у місцях затиску інструмента у різцетримачі. Перед початком вимірювань прилад АС-6400 налагоджували на вимірювальний параметр.

Оцінку ефективності використання віброізолятора виконували за критеріями: середнього відносного зменшення амплітуди коливань, віброшвидкості та віброприскорення.

$$\Delta A_{ср} = n^{-1} \sum_{i=1}^{n} \Delta A / A_{ізол} \; . \; \Delta V_{Bср} = n^{-1} \sum_{i=1}^{n} \Delta V_{Bi} / V_{Bізол}$$

$$\Delta a_{Bcp} = n^{-1}\sum_{i=1}^{n}\Delta a_{Bi} / a_{Bизол} \quad (9)$$

де $\Delta A_i = A_i - A_{изол.}$ - різниця амплітуд; $\Delta V_{Bi} = V_{Bi} - V_{Bизол.}$ - різниця віброшвидкості; $\Delta a_{Bi} = a_{Bi} - a_{Bизол.i}$ - різниця віброприскорення, n - кількість вимірювань та середньозважене зменшення амплітуди коливань, віброшвидкості та віброприскорення

$$\overline{A} = \left(\sum_{i=1}^{n}\Delta A_i \cdot f_i\right) / \sum_{i=1}^{n} f_i \,,\ \overline{V}_B = \left(\sum_{i=1}^{n}\Delta V_{Bi} \cdot f_i\right) / \sum_{i=1}^{n} f_i \,,\ \overline{a}_B = \left(\sum_{i=1}^{n}\Delta a_{Bi} \cdot f_i\right) / \sum_{i=1}^{n} f_i \quad (10)$$

Встановлено, що середнє зменшення амплітуди коливань в діапазоні частот від 1,5 до 18,03 Гц (рис. 5) $\Delta A_{ср} = 2,296$, середньозважене зменшення амплітуди коливань $\overline{A} = 1,787$.

Після розбиття досліджуваного діапазону частот на три дільниці встановлено, що середнє зменшення амплітуди коливань в діапазон частоті від 1,5до 8,01 Гц $\Delta A_{ср} = 3,32$, середньозважене зменшення амплітуди коливань $\overline{A} = 6,296$. Середнє зменшення амплітуди коливань в діапазон частоті від 8,1 до 14,52 Гц $\Delta A_{ср} = 1,60$, середньозважене зменшення амплітуди коливань $\overline{A} = 0,638$.

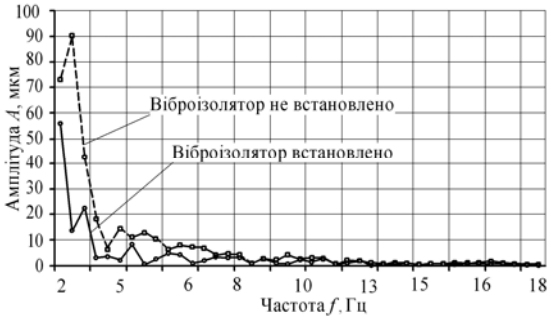


Рис. 5. Амплітудно-частотна характеристика віброізоляторів

Середнє зменшення амплітуди коливань в діапазон частоті від 14,52 до 18,03 Гц $\Delta A_{ср} = 1,86$, середньозважене зменшення амплітуди коливань $\overline{A} = 0,407$. Доведено, що ефективність дії віброізоляторів за амплітудою зменшується на високих частотах примусових та автоколивань системи ВПІД.

Встановлено, що середнє зменшення віброшвидкості в діапазоні частот від 1,5до 17,03 Гц $\Delta V_{Bcp} = 2,384$, середньозважене зменшення віброшвидкості $\overline{V}_B = 0,0268$.

За дільницями встановлено, що середнє зменшення віброшвидкості в діапазон частоті від 1,5 до 6,39 Гц $\Delta V_{Bcp} = 3,747$, середньозважене зменшення віброшвидкості $\overline{V}_B = 0,074$. Середнє зменшення віброшвидкості в діапазон частоті від 6,39 до 12,9 Гц рівне $\Delta V_{Bcp} = 1,443$, середньозважене зменшення віброшвидкості $\overline{V}_B = 0,024$. Середнє зменшення віброшвидкості в діапазон частоті від 12,9 до 17,03 Гц $\Delta V_{Bcp} = 1,925$, середньозважене зменшення віброшвидкості $\overline{V}_B = 0,014$. Доведено, що ефективність дії віброізоляторів за віброшвидкістю зменшується на високих частотах примусових та автоколивань системи ВПІД.

Встановлено, що середнє зменшення віброприскорення в діапазоні частоті від 1,05 до 18,03 Гц $\Delta a_{Bcp} = 3,989$, середньозважене зменшення віброприскорення $\overline{a}_B = 0,003$. Для трьох дільниць діапазону досліджень встановлено, що середнє зменшення віброприскорення в діапазон частоті 1,5...7,76 Гц $\Delta a_{Bcp} = 3,612$, середньозважене зменшення віброприскорення $\overline{a}_B = 0,003$. Середнє зменшення віброприскорення в діапазон частоті від 7,76...13,65 Гц $\Delta a_{Bcp} = 1,56$, середньозважене зменшення віброприскорення $\overline{a}_B = 0,0016$. Середнє зменшення віброприскорення в діапазоні частоті від 13,65...18,03 Гц $\Delta a_{Bcp} = 6,796$, середньозважене зменшення віброприскорення $\overline{a}_B = 0,004$. Показано, що на високих частотах коливань системи ВПІД середнє зменшення віброприскорення може збільшуватись.

Встановлено, що пружна деформація різця, що виникає під дією складової сили різання при максимальному вильоті різця становить$1,04 \cdot 10^{-6}$м. Тому коливання системи ВПІД які можуть бути викликані пружною деформацією ріжучого інструмента незначні і за амплітудою коливань можуть не враховуватись.

Результати роботи. За результатами критичного огляду науково-технічної літератури встановлено фактори, що впливають на виникнення вібрації в зоні різання токарно-гвинторізного верстата мод. SV18R. Отримано критерії подоби, що дозволяють поширити данні досліджень на інші верстати. Проведено дослідження джерел коливання верстата та надано їх кількісну оцінку. Пропоновано використовувати у якості віброізолятора дві мідні пластинки, що розташовані по бічним сторонам різця у місцях затиску інструмента у різцетримачі. Розроблено критерії оцінки дії віброізолятора. та дана їх кількісна оцінка. Середнє зменшення амплітуди коливань в діапазоні частот від 1,5 до 18,03 Гц становило $\Delta A_{\text{ср}} = 2,296$ віброшвидкості $\Delta V_{\text{Вср}} = 3,747$ та віброприскорення $\Delta a_{\text{Вср}} = 3,989$. Середньозважене зменшення амплітуди коливань в указаному діапазоні частот коливань становило $\overline{A} = 1,787$, віброшвидкості – $\overline{V}_{\text{В}} = 0,074$, віброприскорення – $\overline{a}_{\text{В}} = 0,003$. Аналітично визначено пружну деформацію різця, що виникає під дією складової сили різання. Доведено, що пружна деформація різця незначна і на заданих режимах механічної обробки істотно не впливає на параметри його вібрації в зоні різання.

Подальші дослідження будуть направлені на розробку заходів для зменшення інтенсивності вібрації в активних точках..

Список літератури

1. **Каширин А. И.** Исследование вибраций при резании металлов.- М-Л: АН СССР,1944.-132 с.
2. **Кудинов В.А.** Динамика станков. – М.: Машиностроение, 1967. - 359 с.
3. **Жарков И.Г**. Вибрации при обработке лезвийным инструментом. – Машиностроение. Ленингр. отд-ние, 1986. – 184 с.
4. **Душинский В. В.** Оптимизация технологических процессов в машиностроении / Под общ. ред. к.т.н. Г.Э. Таурита. - К.: Техніка, 1977. - 176 с.
5. **Смирнов Н.В., Дунин-Барковский И.В.** Курс теории вероятности и математической статистики. - М.: Наука, 1969. - 512 с.
6. Справочник технолога-машиностроителя. Т2. Под ред. Косиловой А.Г. и Мещерякова Р.К. – М.: Машиностроение, 1985.
7. **Биргер И.А., Мавлютов И.А**., Сопротивление материалов: Учебное пособие. – М.: Наука, 1986. – 560с.

Рукопис подано до редакції 19.03.13

УДК 622.233

Л.А. БУГАЙ, старший преподаватель, ГВУЗ "Криворожский национальный университет"

АНАЛИЗ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ПОВОРОТНОГО ВИНТА ГЕЛИКОИДАЛЬНОЙ ПАРЫ ПЕРЕНОСНОГО ПНЕВМАТИЧЕСКОГО ПЕРФОРАТОРА МОДЕЛИ YT28 (Китай)

Выполнены измерения геометрических параметров геликоидального винта (угла поворота и шага) и их влияния на эффективность работы пневматического перфоратора.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. На шахтах Украины наряду с классическими отечественными конструкциями переносных ПП50В1 и телескопных ПТ48А перфораторов, массово закупаются и внедряються в горонодобывающую отрасль переносные перфораторы YT28, YT24, YT27 (Китай). Эти модели разработаны на давно известных и традиционных для перфораторов принципах, у которых зависимый поворот буровой штанги осуществляется с помощью храпового механизма и геликоидальной пары.

Эффективность работы переносных перфораторов определяется выбором и обоснованием геометрических параметров винтовой спирали геликоидальной пары, которая является одной из основных узлов перфораторов и определяет важные его показатели: величину энергии удара, скорость вращения бура, крутящий момент.

Анализ исследований и публикаций. Исследованию геометрических параметров винтовой спирали геликоидальной пары перфораторов с зависимым поворотом бурового инструмента посвящены работы: О.Д. Алимова, Д.А. Артамоновой, П.А. Артемова, А.Г. Дядюры, И.А. Бегагоена, А.И. Бажала, А.И. Бойко, Л.И. Барона, Б.Г. Бовдуя, Н.Н. Есина, К.И. Иванова, И.А. Остроушко, Л.И. Пирогова и др.

© Бугай Л.А., 2013

Геликоидальные соединения храповых поворотных механизмов перфораторов, эксплуатируются в тяжелых условиях при высоких скоростях скольжения (6-8 м/с), больших давлениях (2-3 МПа), высокой частоте приложения ударной нагрузки (40-60 уд/с), интенсивном абразивном изнашивании и несовершенной смазке [1]. Износ изменяет форму и размеры деталей и их относительное расположение в машине.

По данным работы [5] храповые поворотные механизмы перфораторов с зависимым поворотом,бывают двух типов: с геликоидальным стержнем, рис. 1 и без отдельного стержня геликоидального, но с винтовыми пазами, которые выполнены на хвостовой части поршня, рис. 2.

На рис. 1 представлена схема работы храпового механизма с геликоидальным стержнем. Геликоидальный стержень 1 является основным элементом храпового механизма. В гнездах головки стержня размещаются собачки 2. Во внутренней части храпового кольца 3, располагается головка стержня с собачками, которые прижаты к зубцам храпового кольца пружинами 4. Геликоидальные шлицы стержня входят в пазы гайки геликоидальной 5, соединенной с поршнем 6 резьбой. Прямолинейные шлицы поршня входят в шлицы поворотной буксы 7, которая тремя кулачками соединяется с гранбуксой 8. Хвостовик бура 9 входит в шестигранное отверстие гранбуксы.

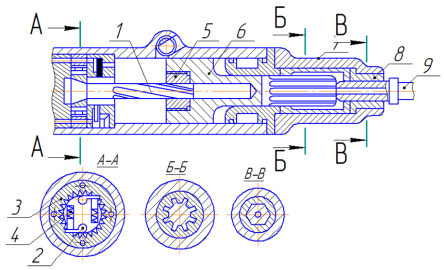


Рис. 1 - Храповый механизм с геликоидальным стержнем

Из рис. 1 видно, что собачки позволяют стержню геликоидальному вращаться только против часовой стрелки. Во время рабочего хода поршня гайка геликоидальная, давит косыми выступами на шлицы геликоидального стержня и заставляет его вращаться против часовой стрелки. Собачки во время этого процесса, проскальзывают по зубцам храпового кольца и не препятствуют повороту стержня, а поршень движется вперед. После нанесения удара поршень начинает движение назад. Гайка геликоидальная в соединении с геликоидальным стержнем стремится его вращать по часовой стрелке, но упор торцевых поверхностей собачек в зубцы храпового кольца препятствуют этому повороту, что дает возможность вращению самому поршню. Вращение бура перфоратора осуществляется через шлицевое вращение поршня с поворотной буксой и соединенной с ней гранбуксой с буром.

На рис. 2 представлен храповий механизм без отдельного стержня геликоидального, но с пазами винтовыми, которые выполнены на хвостовой части поршня.

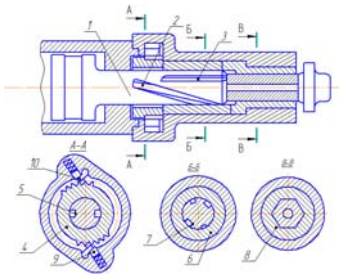


Рис. 2. Храповый механизм с винтовыми пазами на поршне

Хвостовая часть поршня *1* имеет четыре паза. Два геликоидальных паза *2* и два прямых паза *3*. Выступы геликоидальные *5* храпового кольца *4* входят в пазы хвостовика поршня, а прямые выступы 7 поворотной буксы *6* входят в прямые пазы поршня. Торцевая часть поворотной буксы имеет кулачки, которые предназначены для соединения с гранбуксой *8*. Наружная поверхность храпового кольца имеет зубья, к которым при помощи плунжера *9* с пружинами прижимаются собачки *10*. В гнездах патрона перфоратора размещены собачки с плунжерами. Принцип работы этого механизма аналогичный описанному выше.

Перфоратор, имеющий поворотный механизм с геликоидальными пазами на поршне, проще по конструкции, но для успешной его работы требуется геликоидальную и поворотную буксы изготовлять из высокооловянистой прессованной бронзы. В мировой практике предпочтение отдается поворотным механизмам с геликоидальным стержнем переносных и телескопных перфораторов.

Согласно работы [1] профиль зуба, применяемый в подвижном геликоидальном соединении механизма поворота бура перфоратора, имеет трапециевидный профиль. Геликоидальные соединения выполняются с винтовой нарезкой зубьев, для преобразования поступательного движения во вращательное. В работе это соединение испытывает напряжение скручивания.

Согласно работы [1] конструктивные параметры и точность элементов геликоидального соединения стандартами не регламентированы.

Расчетный диаметр геликоидального соединения - средний диаметр. Средний диаметр является центрирующим для геликоидального соединения и к его точности предъявляются повышенные требования. Геликоидальная пара сопрягается только по боковым сторонам шлицев, а по наружному и внутреннему диаметрам предусмотрены гарантированные зазоры.

Основная характеристика точности геликоидального соединения - величина зазора, которая , с одной стороны, должна обеспечивать взаимозаменяемость при сборке, с другой - оптимальные эксплуатационные качества соединения.

Проведенными исследованиями установлено, что с уменьшением зазоров в геликоидальном соединении переносного перфоратора от 2,0 мм до 0,4 мм энергия удара увеличивается на 25 %, крутящий момент на 50 %, а расход воздуха уменьшается на 15%.

Оценка точности в геликоидальном соединении проводится по следующим показателям: радиальный, угловой, осевой зазоры, которые оказывают значительное влияние на динамику работы перфораторов переносных и телескопных. Так, угловые зазоры изменяют угол поворота бурового инструмента. Радиальные зазоры вызывают добавочные эксцентриситеты, которые способствуют появлению внецентральных ударов поршня - ударника, а следовательно, добавочных ударных нагрузок. Осевые зазоры порождают мертвый ход поршня. Кроме того, эти зазоры являются дополнительными источниками шума и вибрации.

Из работы [5] следует, что обработка рабочих поверхностей геликоидальной пары должна производиться с высокой точностью и чистотой. При снижении точности изготовления КПД этой пары снижается до «0» , тогда как хорошо изготовленная пара геликоидальная способна обеспечить надежное вращение бура и значительный крутящий момент.

Технические характеристики переносных и телескопных перфораторов: скорость вращения бура, крутящий момент перфоратора, угол поворота бура, энергия удара, зависят от угла наклона геликоидальных шлицев [2].

По данным работы [2] скорость вращения бура зависит от угла наклона геликоидальных шлицев относительно оси вращения и повышается при увеличении этого угла.

Крутящий момент перфоратора с увеличением угла наклона шлицев сначала возрастает, а затем снижается.

У всех отечественных перфораторов угол наклона винтовой спирали составляет $5°$, у зарубежных перфораторов этот угол составляет $9\text{-}11°$, а у некоторых моделей - $14°$.

Величина угла поворота бура зависит от крепости породы и величины энергии удара [2].

В зависимости от крепости пород, в которых производится бурение согласно [3], рекомендуются следующие значения углов поворота бура β :

при бурении пород с крепостью $f < 10$, $\beta = 18…36°$;

при бурении пород с крепостью $f = 10 …16$, $\beta = 9…18°$;

при бурении пород с крепостью $f > 16$, $\beta < 9°$.

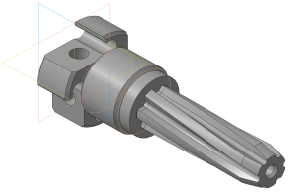
Анализ публикаций показал, что геометрические параметры переносных и телескопных перфораторов решающим образом влияют на эффективность их работы.

Постановка задачи.Задачей данной работы является проведение лабораторных исследований в изучении геометрических параметров (угла поворота и шага) винтовой спирали поворотных винтов перфораторов с зависимым поворотом, с целью определения влияния полученных результатов исследований на угол поворота бура за один ход поршня.

Изложение материала и результаты. Исследования геометрических параметров поворотных винтов переносных перфораторов YT28 (Китай) проводились в лабораториях технического контроля криворожского предприятия ПАО ИПП «ЕНЕРГИЯ».

Объектом исследований были поворотные винты геликоидального соединения храповых поворотных механизмов переносных перфораторов YT28 (Китай) , эксплуатируемых в условиях шахт Кривбасса. На рис. 3 показана геликоидальная пара храпового поворотного механизма перфоратора.

Рис. 3 - Винт поворотный с гайкой



Лабораторные исследования проводились на вертикально-фрезерном станке модели FXJ40 при помощи универсально-делительной головки УДГ–Д-160 , 7036-0051 ГОСТ 8615-69 , индикатора часового типа TGL-7682-1 с ценой деления 0,01мм.

На рис. 4 приведены этапы замеров шага спирали поворотного винта перфоратора YT28 (Китай).

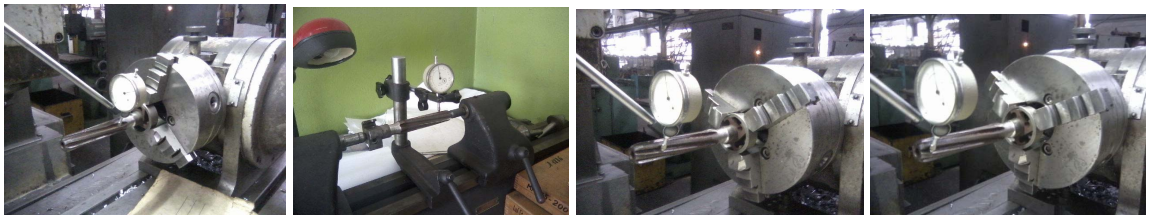


Рис. 4 Этапы замеров шага спирали поворотного винта перфоратора YT28 (Китай)

Индикаторная головка закреплялась в специальной оправке, которая была установлена в шпинделе вертикально-фрезерного станка. Проведена настройка шкалы индикатора на «0». Процесс снятия показаний измерений производился в ручном и автоматическом режиме стола и ручном режиме поворота универсальной делительной головки.

Показания измерение геометрических парметров (шага спирали винта и угла поворота спирали) винта поворотного переносного перфоратора YT28 приведены в табл. 1.

Таблица 1

Показания измерение геометрических парметров винта поворотного переносного перфоратора YT28

Наименование детали	Диаметр наружный, мм	Диаметр внутренний, мм	Шаг спирали винта, мм	Угол поворота спирали винта, град.
Винт поворотный переносного перфоратора YT28	23	16	715,2	$4^0\ 13^1$

С учетом полученных данных определим угол поворота бура за один ход поршня.

Угол поворота бура определим по формуле

$$\beta_0 = s \cdot tg\gamma \cdot \eta \frac{360}{\pi d_c} \qquad (1)$$

где d_c - средний диаметр поворотного винта, мм; s - ход поршня перфоратора, мм; γ - угол наклона винтовой спирали поворотного винта перфоратора, град; ή - коэффициент, учитывающий наличие люфта в винтовой паре (для новых перфораторов он принимается - 0,7, а для изношенных - 0,5).

Исходя из формулы (1) выполним расчеты по опередедению угла поворота винта перфоратора за один ход поршня и построим зависимость поворота бура перфоратора от хода поршня, рис. 5.

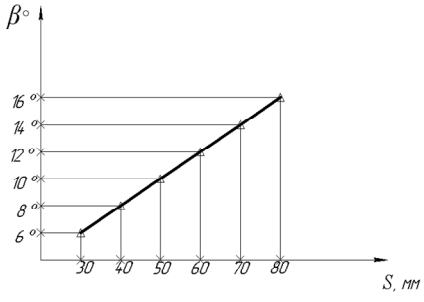


Рис. 5. Зависимость поворота бура перфоратора от хода поршня при угле наклона винтовых спиралей 4°13'

Ход поршня перфоратора принимает при расчетах следующих значениях - 30;40;50;60;70;80 мм.

Выводы и направление дальнейших исследований. Выводы по работе: выполненный анализ геометрических параметров переносных и телескопных пневматические перфораторы с зависимым поворотом бурового инструмента выявил факторы, которые влияют на работу перфораторов.

Направления дальнейших исследований. Обосновать рациональную геометрию геликоидальной пары перфораторов с зависимым поворотом бура. Вывести аналитические зависимости влияния угла поворота спирали и шага винта на основные энергетические параметры перфоратора.

Список литературы

1. **Бегагоен И.А** Повышение точности и долговечности бурильных машин / **И.А Бегагоен., А.И.Бойко** М.: Недра. 1986. - 213 с.

2. **Бегагоен И.А, Дядюра А.Г., Бажал А.И.** Бурильные машины **/ И.А Бегагоен , А.Г. Дядюра, А.И. Бажал** М.: Недра.1972. - 368 с.

3.**Лукьянов В.Г., Комащенко В.И., Шмулыгин В.А**. Взрывные работы / В.**Г. Лукьянов, В.И. Комащенко, В.А. Шмулыгин.** Т.: Издательство Томского политехнического университета, 2008. - 401 с.

4. **Пирогов Л.И** Исследование вращающихся устройств буровых машин для подземных работ / **Л.И Пирогов** Дисс. канд. техн. наук. Новосибирск, 1972. - 152 с.

5. . **Бегагоен И.А, Дядюра А.Г.** Устройство и расчет современных перфораторов и пневмоударников **/ И.А Бегагоен , А.Г. Дядюра.** М.: Госгортехиздат,1963. - 179 с.

Рукопись поступила в редакцию 22.02.13

УДК 622.233.6.001.57

А.А. ГУЛИВЕЦ, канд. техн. наук, доц., ГВУЗ "Криворожский национальный университет"

МОДЕЛИРОВАНИЕ УДАРНЫХ ИМПУЛЬСОВ В СТЕРЖНЕВЫХ УДАРНЫХ СИСТЕМАХ

Изложены результаты математического моделирования ударных импульсов в стержневых ударных системах при их продольном соударении с учетом влияния геометрических параметров соударяемых элементов, физических и механических характеристик их материалов и учетом деформаций элементов систем при ударе.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Явление удара широко используется в различных отраслях промышленности благодаря таким основным его свойствам: быстротечность процесса, возможность создавать в зоне контакта инструмента с обрабатываемым объектом значительных по величине усилий, приводящих к необходимому его деформированию или разрушению.

Рядом экспериментальных исследований установлено, что при использовании удара для разрушения горных пород при бурении шпуров и скважин энергоемкость процесса зависит от формы ударных импульсов, их амплитуды и продолжительности.

Было выполнено ряд теоретических и экспериментальных исследований, направленных на моделирование ударных импульсов и определение оптимальных параметров ударных систем. Однако, несмотря на большой объем выполненных исследований, к настоящему времени еще не созданы эффективные методики расчета параметров машин ударного действия, обеспечивающих при их применении генерирования в ударных системах импульсов необходимой формы. Поэтому разработка математической модели ударных импульсов и методики расчета параметров ударных систем при более полном учете особенностей процесса удара является актуальной задачей.

Анализ исследований и публикаций. Большой вклад в исследование процессов формирования волн деформаций при ударе внесли работы отечественных исследователей: В.Д. Андреева, К.И. Иванова [1,2], Е.В. Александрова и В.Б. Соколинского [3], Н.А. Кильчевского [4], О.Д. Алимова, В.К. Манжосова, В.Е. Емельянца [5], В.Ф. Горбунова, Л.А. Саруева, Г.М. Кашкарова, А.И. Белова [6], Л.Т. Дворникова и ряда других. Из зарубежных исследователей, внесших значительный вклад в изучение процессов формирования волн деформаций в упругих волноводах, следует отметить А.Е. Сирса, Ф.К. Арндта, Г. Фишера, Г. Ферхарста, П.К. Датта.

Однако, несмотря на большой объем проведенных исследований к настоящему времени отсутствует теория формирования ударных импульсов, достаточно полно учитывающая все особенности процесса соударения тел.

Постановка задачи. Исходя из вышеизложенного сформулирована задача исследования - рассматривая протекающий во времени процесс соударения двух стержней различной длины, из которых короткий стержень (боек) наносит продольный удар по неподвижному длинному стержню с закрепленным концом (волноводу) разработать математическую модель формирования ударного импульса при следующих исходных положениях: удар продольный, упругий; материал бойка и волновода однородный; в процессе удара длины деформированных участков бойка и стержня изменяются со скоростью распространения в них звука.

Изложение материала и результаты. Рассмотрим расчетную схему (рис.1) продольного соударения бойка 1 и стержня 2 (волновода) с закрепленным концом.

Примем обозначения l_1,l_2 - соответственно длина бойка и стержня; A_1,A_2 - соответственно площадь поперечного сечения бойка и стержня; ρ_1,ρ_2 - соответственно плотность материала

© Гуливец А.А., 2013

бойка и стержня; a_1,a_2 - соответственно скорость звука в материале бойка и стержня; E_1,E_2 - соответственно модуль упругости материала бойка и стержня; z_1,z_2 - соответственно величина деформации участков бойка и стержня к моменту времени t; $\dot{z}_1$, $\ddot{z}_1$, $\dot{z}_2$, $\ddot{z}_2$ - соответственно скорость и ускорение деформирования участков бойка и стержня к моменту времени t; v_{01} - предударная скорость бойка.

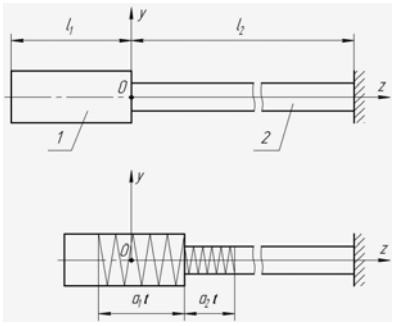


Рис. 1. Расчетная схема продольного соударения стержней: а) - начальное положение (t=0); б) - к моменту времени t

После начала удара бойка по стержню центр масс части бойка, находящаяся между плоскостью контакта тел и плоскостью, куда дошла волна деформации за промежуток времени t, будет двигаться со скоростью $\frac{\dot{z}_1}{2}+\dot{z}_2-\frac{a}{2}$. Та часть бойка, куда еще не дошла волна деформации бойка будет двигаться с его предударной скоростью v_{01}.

Тогда на основании теоремы о движении центра масс тела переменного состава для деформированной части бойка запишем уравнение

$$m_1\ddot{z}=-c\left(z_1+z_2\right)+\frac{dm_1}{dt}\left[v_{01}-\left(\dot{z}_1+\dot{z}_2-\frac{a}{2}\right)\right], \tag{1}$$

где $m_1=A_1\rho_1 a_1 t$ - масса деформированной части бойка к моменту времени t;

$\ddot{z}$ - ускорение центра масс деформируемой части бойка к моменту времени t, которое равно

$$\ddot{z}=\frac{\ddot{z}_1}{2}+\ddot{z}_2, \tag{2}$$

c - эквивалентная жесткость сдеформированных участков бойка и стержня.

Скорость изменения массы сдеформированной части бойка будет равна

$$\frac{dm_1}{dt}=A_1\rho_1 a_1. \tag{3}$$

Как известно для такой ударной системы эквивалентная жесткость будет равна

$$c=\frac{c_1\cdot c_2}{c_1+c_2}, \tag{4}$$

где c_2,c_1 - соответственно продольная жесткость сдеформированной части бойка и стержня.

Учитывая, что силы, действующие на боек и стержень в плоскости их контакта, согласно третьему закону Ньютона равны по величине и противоположны по направлениям, запишем

$$c_1 z_1=c_2 z_2. \tag{5}$$

Отсюда выразим c_2 через c_1

$$c_2=c_1\frac{z_1}{z_2}, \tag{6}$$

Полагая, что силы упругости в телах изменяются линейно, согласно закону Гука деформации бойка и стержня исходя из равенства сил, действующих на ударник и стержень в плоскости их контакта, $F_{21}=F_{12}=F$ будут

$$z_1=\frac{Fa_1 t}{E_1 A_1}; \tag{7}$$

$$z_2=\frac{Fa_2 t}{E_2 A_2}. \tag{8}$$

Исходя из зависимостей (7) и (8) получим выражение величины деформации к моменту времени t части стержня z_2, скорости её изменения $\dot{z}_2$ и ускорения $\ddot{z}_2$ через деформацию части бойка z_1, скорость ее изменения $\dot{z}_1$ и ускорения

$$z_2=\frac{E_1 A_1 a_2}{E_2 A_2 a_1}z_1; \tag{9}$$

$$\dot{z}_2=\frac{E_1 A_1 a_2}{E_2 A_2 a_1}\dot{z}_1; \tag{10}$$

$$\ddot{z}_2=\frac{E_1 A_1 a_2}{E_2 A_2 a_1}\ddot{z}_1. \tag{11}$$

Подставив значение деформации z_2 из уравнения (9) в уравнение (6) получим

$$c_2 = \frac{E_2 A_2 a_1}{E_1 A_1 a_2} c_1 . \tag{12}$$

Подставив значение жесткости стержня c_2 из уравнения (12) в уравнение (4) получим

$$c = \frac{E_2 A_2 a_1}{E_1 A_1 a_2 + E_2 A_2 a_1} c_1 . \tag{13}$$

Жесткость деформируемой к моменту времени t части ударника, как видно из уравнения (7), является переменной величиной и равной

$$c_1 = \frac{E_1 A_1}{a_1 t} . \tag{14}$$

Подставив (14) в (13) и выполнив преобразования получим выражение для эквивалентной жесткости ударной системы

$$c = \frac{E_2 A_2 \cdot E_1 A_1}{E_1 A_1 a_2 + E_2 A_2 a_1} \cdot \frac{1}{t} . \tag{15}$$

Подставив значения (2), (3), (9), (10), (11), (15) в уравнение (1) и проведя преобразования получим

$$A_1 \rho_1 a_1 t \left(E_2 A_2 a_1 + 2 E_1 A_1 a_2\right) \ddot{z}_1 + A_1 \rho_1 a_1 \left(E_2 A_2 a_1 + 2 E_1 A_1 a_2\right) \dot{z}_1 + \frac{2 E_2 A_2 E_1 A_1}{t} z_1 = 2 A_1 \rho_1 a_1^2 E_2 A_2 \left(v_{01} + \frac{a_1}{2}\right). \tag{16}$$

Полученное уравнение (16) описывает процесс деформирования бойка в процессе его удара по стержню до момента достижения скорости его деформации $\dot{z}_1 = 0$.

Уравнение (16) - неоднородное дифференциальное уравнение второго порядка с переменными коэффициентами. Решение этого уравнения осуществляется, как правило, с использованием численных методов. Используя результаты решения уравнения (16) можно построить график зависимости

$$F_1(t)=c_1(t)\cdot z_1(t), \tag{17}$$

то есть, получить форму ударного импульса, генерируемого в бойке.

Для получения уравнения, описывающего деформирование стержня, по которому наносится удар бойком, учитывая, что время деформирования стержня равно времени деформирования бойка, и зависимость процесса деформирования стержня от параметров деформирования бойка, выразим в уравнении (1) величины $z_1, \dot{z}_1, \ddot{z}_1$ и c через соответствующее величины $z_2, \dot{z}_2, \ddot{z}_2$ и c_2.

Исходя из зависимостей (7) и (8) получим

$$z_1 = \frac{E_2 A_2 a_1}{E_1 A_1 a_2} \cdot z_2 ; \tag{18}$$

$$\dot{z}_1 = \frac{E_2 A_2 a_1}{E_1 A_1 a_2} \cdot \dot{z}_2 ; \tag{19}$$

$$\ddot{z}_1 = \frac{E_2 A_2 a_1}{E_1 A_1 a_2} \cdot \ddot{z}_2 . \tag{20}$$

Выразив из уравнения (5) c_1 через c_2 и подставив значение деформации $\dot{z}_1$ из уравнения (18) в уравнение (5) получим

$$c_1 = \frac{E_2 A_2 a_1}{E_1 A_1 a_2} \cdot c_2 . \tag{21}$$

Учитывая, что продольная жесткость стержня при ударной деформации исходя из уравнения (8) равна

$$c_2 = \frac{E_2 A_2}{a_2 t}, \tag{22}$$

из уравнения (4), используя значение c_1 из уравнения (21) получим

$$c = \frac{E_1 A_1 \cdot E_2 A_2}{E_1 A_1 a_2 + E_2 A_2 a_1} \cdot \frac{1}{t},$$

что соответствует полученному значению согласно уравнения (15).

Подставив значения (2), (3), (15), (18), (19), (20) в уравнение (1) и проведя преобразования получим

$$A_1\rho_1 a_1 t\left(E_2A_2a_1+2E_1A_1a_2\right)\ddot{z}_2+A_1\rho_1 a_1\left(E_2A_2a_1+2E_1A_1a_2\right)\dot{z}_2+\frac{2E_2A_2E_1A_1}{t}z_2=2A_1^2\rho_1 a_1E_1a_2\left(v_{01}+\frac{a_1}{2}\right). \quad (23)$$

Как видно, вид уравнений, описывающих процесс деформации бойка (16) и стержня (23) при упругом продольном ударе одинаковы.

Хотя в ударных системах возможна разность продольных жесткостей бойка (14) и стержня (22), а также различные значения z_1,z_2 согласно уравнений (16) и (23) амплитуда генерируемых ударных импульсов и продолжительность их во времени всегда будут одинаковы.

Таким образом на основании полученных дифференциальных уравнений, описывающих процесс деформирования бойка и стержня при упругом продольном ударе могут быть определены формы генерируемых в них ударных импульсов согласно зависимости

$$F_{1(t)}=c_{1(t)}\cdot z_{1(t)}, \text{ или } F_{2(t)}=c_{2(t)}\cdot z_{2(t)}. \quad (24)$$

Выводы и направление дальнейших исследований. В результате теоретических исследований получены дифференциальные уравнения, описывающие процесс сжатия бойка и стержня ударной системы при продольном упругом их соударении.

Используя решение полученных дифференциальных уравнений могут быть определены формы ударных импульсов, генерируемых в элементах упругих систем при ударе.

Результаты решения полученных дифференциальных уравнений (16) и (23) и результаты аналитических исследований, выполненных на основе их решений будут приведены в следующих публикациях.

Список литературы

1. **Андреев В.Д.** Формирование импульсов напряжений в ударных узлах буровых машин. - В кн.: Взрывное дело, 58/15. - М.: Недра, 1966. - С. 147-156.

2. **Иванов К.И., Андреев В.Д.** Разрушение горных пород ударными импульсами, генерируемыми поршнями различной формы. - В кн.: Взрывное дело, 58/15. - М.: Недра, 1966. - С. 244-253.

3. **Александров Е.В., Соколинский В.Б.** Прикладная теория и расчеты ударных систем. - М.: Наука, 1969. - 199 с.

4. **Кильчевский Н.А.** Динамическое контактное сжатие твердых тел. Удар. - К.: Наукова думка, 1976. - 320 с.

5. **Алимов О.Д, Манжосов В.К., Емельянц В.Э.** Удар. Распространение волн деформаций в ударных системах . - М.: Наука, 1985. - 356 с.

6. **Горбунов В.Ф., Саруев Л.А.. Кашкаров Г.М., Белов А.И.** Исследование передачи ударного импульса через соединения буровых штанг. В сб.: Проблемы повышения стойкости бурового инструмента. - Новокузнецк, 1975. - С.48-49.

Рукопись поступила в редакцию 21.02.13

УДК 622.233.5: 62-192

Д.А. АРТАМОНОВА, В.П. НЕЧАЄВ, кандидаты техн. наук, доц.,
В.Н. КИСЕЛЕВ, аспирант, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»
С.Г. КАССИР, ПАО «КЗГМ»

НЕКОТОРЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ДОЛГОВЕЧНОСТИ ПЕРЕНОСНЫХ ПЕРФОРАТОРОВ

Рассмотрены основные причины выхода из строя основных узлов перфораторов ударно-поворотного действия на примере переносного перфоратора. Описаны существующие методы обеспечения долговечности этих машин. Предложено новое направление, заключающееся в создании регулярного профиля микронеровностей и подборе их направлений на трущихся деталях. Описаны достоинства этого метода.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Буровзрывные работы остаются основным видом подготовки породы к добыче, при этом наиболее трудоемким процессом является бурение шпуров и скважин для размещения в них заряда взрывчатых веществ. Бурение осуществляется с помощью ручных и телескопних перфораторов, которые используются при добыче руд черних и цветных металлов, при строительстве подземных сооружений. Ручные и телескопные перфораторы относятся к пневматическим машинам ударно-поворотного действия и обладают неоспоримыми достоинствами, такими как: конструктивная простота, низкая стоимость, небольшие габаритные размеры, универсальность, безопастность, простота обслуживания и ремонта, низкие эксплуатационные затраты. Но существенным недостатком отечественных машин является их невысокий уровень качества [1].

Постановка задачи. Современные отечественные перфораторы имеют ряд проблем, которые обусловлены конструктивными особенностями, технологией изготовления и

© Артамонова Д.А., Нечаєв В.П., Киселев В.Н., Кассир С.Г., 2013

используемыми материалами. Так основной объем масла, предназначенного для смазки, выносится через выхлопное окно после отработки поршнем ударного импульса. В результате сопрягаемые подвижные детали работают в условиях полусухого или сухого трения, что приводит к повышению затрат энергии на трение, снижению шероховатости сопряжений, образованию следов «схватывания» от микроударов.

По данным завода ПАО «КЗГМ», наиболее частыми причинами выхода из строя перфораторов является износ деталей ударно-поворотного механизма. Принципиальная схема переносного перфоратора представлена на рис. 1.

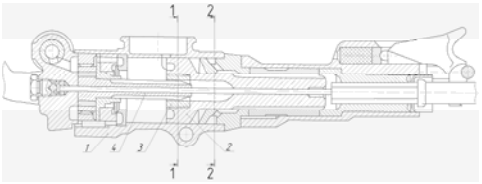


Рис. 1. Перфоратор модели ПП50В1

Изложение материала и результаты. Сечения 1,2 проходят через сопряжения, обеспечивающие поворот и удар поршня. В сечение *1* попадает цилиндр *1*, головка поршня-ударника *2*, бронзовая гайка поворотная *3*, которая через шлицевое сопряжение с винтом поворотным *4* осуществляет поворот поршня и става штанг. Это одно из наиболее нагруженных и не долговечных сопряжений. Поэтому выбор материала и вида термической или химико-термической обработки для втулки поворотной является одной из актуальнейших задач.

Головка поршня-ударника в этом сечении выполняет несколько функций: воспринимает давление сжатого воздуха, за счет чего обеспечивает прямой и обратный ход. Величина зазора между головкой и цилиндром отвечает за расход воздуха и энергию удара. Зазор между ними не должен быть меньше 30 мкм., необходимых для прохождения ударного импульса. При зазорах более 150 мкм, работа перфоратора становится не рентабельной из-за снижения энергии удара [3]. Сопряжение подвергается абразивному износу за счет частичек руды, попадающих через выхлопное отверстие и большой скорости перемещения поршня. Они работают в условиях полусухого или сухого трения, что приводит к повышению затрат энергии на трение, снижению шероховатости сопряжений, образованию следов «схватывания» от микроударов.

Для повышения износостойкости сопряжения необходимо обеспечить жидкостное трение и подобрать шероховатость и твердость трущихся поверхностей.

В настоящее время износостойкость обеспечивается путем пористого хромирования цилиндра и цементации и закалки поршня. Применение такого метода повышение износотойкости предложили И. А. Бегагоен и А. И. Бойко: "Трущиеся поверхности зеркала цилиндра и головки поршня должны быть износо- и коррозионно стойкими, сохранять масляную пленку при граничном трении и быть стойкими против задиров при периодическом отсутствии смазки и больших местных давлениях. Этим требованиям лучше всего удовлетворяет антифрикционная пара «пористый хром - цементированная закаленная сталь»." [2]. В этом случае обеспечивается повышение износостойкости поверхностей деталей за счет цементации, а пористое хромирование обеспечивает удерживание капель смазки в порах, но ее количество может быть недостаточным и обеспечивается только структурой самого хрома, а установление требуемых режимов процесса хромирования, для обеспечения необходимой маслоемкости трущихся поверхностей, требует сложных расчетов или может быть установлено только экспериментальным путем. Проведенные авторами исследования, показали повышение срока службы трущихся пар по отношению к их первоначальному значению, но на данный момент это повышение не обеспечивает необходимый срок службы деталей отечественных перфораторов по сравнению с зарубежными. Кроме того, пористое хромирование является химико термическим процессом дорогим и не безопасным для человека и окружающей среды.

Второе сечение *2* проходит через цилиндр, в который неподвижно вставлена втулка направляющая *5*, удерживающая поршень через хвостовик. Сопряжение втулка направляющая - хвостовик поршня является базирующим и обеспечивает прямой плоский удар поршня по штанге. Именно к этому сопряжению предъявляются самые высокие требования по точности и шероховатости. Шероховатость сопрягаемых поверхностей в сопряжении Ra 0,8-0,4 мм. Минимальный зазор в сопряжении должен обеспечить прохождение ударного импульса и не должен превышать 25-30 мкм, а максимальный не более 40-45 мкм [2]. Как показали исследования, при перекосах поршня и штанги во время удара до 10 минут, удар получается плоским за счет упругой деформации торцов. При увеличении зазора появляется

внецентренный удар, который приводит к возникновению не только контактных напряжений и напряжений сдвига, вызываемых плоским ударом, но и напряжений изгиба, которые ведут к быстрым поломкам поршня и штанги [2]. Таким образом, обеспечение необходимых зазоров, подбор материала, твердости сопряженных поверхностей, а также сочетание их шероховатостей может обеспечить повышение долговечности сопряжения и качество работы перфоратора, что способно повысить конкурентоспособность отечественных перфораторов по сравнению с зарубежными аналогами.

Как показало исследование рынка на сегодняшнее время отечественные перфораторы не способны успешно конкурировать с аналогичными моделями компаний «Atlas-Copco», «Taike Mining Equipment Co., Ltd» и «Xuanhua Jinke Drilling Machinery Co., Ltd» как на внутреннем так и международном рынке. Разработка новых способов повешения долговечности деталей перфоратора, а именно цилиндра, поршня-ударника и втулки направляющей требует выполнения новых исследований.

Выводы. Одним из современных способов повышения долговечности сопряжений за счет обеспечения жидкостного трения, является нанесение регулярного микрорельефа (РМР) на трущиеся поверхности деталей. РМР наноситься на детали методом гидродинамического накатывания на любом металлорежущем станке. Подбор направлений микронеровностей на охватывающей и охватываемой детали для обеспечения жидкостного трения может понизить требования к твердости поверхностей.

Нанесение РМР на трущиеся поверхности способен дать следующий эффект:

Увеличение маслоемкости поверхностей;

Уменьшение температуры в зоне трения за счет уменьшения высоты микронеровностей, увеличения радиуса их вершин и обеспечения жидкостного трения;

Дополнительное упрочнение поверхности, что помогает противостоять ее истиранию;

Повышение коррозионной стойкости;

Уменьшение срока приработки за счет уменьшения высоты выступов микронеровностей поверхности;

Повышение срока нормальной эксплуатации.

Также нанесение РМР на внутреннюю поверхность цилиндра перфоратора даст возможность избавиться от вредного для человека и природы, а также дорогостоящего процесса хромирования.

Исходя из всего сказанного понятно, что наносимый микрорельеф должен соответствовать следующим требованиям:

Удерживание достаточного количества смазки для обеспечения жидкостного трения;

Обеспечение достаточной площади контакта поверхностей для сохранения необходимых зазоров в соединениях;

Удерживание смазки при продувке механизма сжатым воздухом, что происходит при его работе в результате выхлопа.

Также, исходя из специфики работы механизма и требований предъявляемым к его работе и работе его составных частей, можно сделать вывод, что профиль и глубина наносимых микронеровностей должна зависеть от характеристик масла используемого для смазки перфоратора, а также от его вибрационных характеристик. Это даст возможность в полной мере обеспечить трущиеся поверхности цилиндра, поршня-ударника и втулки направляющей смазкой. Для обеспечения этих требований необходимо выполнить дальнейшие исследования нацеленные на выбор и расчет параметров регулярного микрорельефа.

Список литературы

1. **Д.А. Артамонова**, **В.П. Нечаев**, **С.Г. Кассир** Состояние вопроса и перспективы развити отечественных перфораторов ударно-поворотного действия / **Д.А.Артамонова**, **В.П. Нечаев**, **С.Г. Кассир** // Вісник Криворізького технічного університету, 2012. - вип. 30. - С. 139-141.

2. **Артамонова Д. А.** Исследование точности спряжений переносных перфораторов. Автореферат диссертации канд. техн. наук. Кривой Рог: КГРИ, 1995. – 110 с.

3. **Бегагоен И.А., Бойко А.И.** Повышение точности и долговечности бурильных машин. М.: Недра, 1986, 213 с.

4. **Шнейдер Ю. Г.** Эксплуатационные свойства деталей с регулярным микрорельефом. Ленинград «Машиностроение», 1982, 247 с.

Рукопись поступила в редакцию 22.03.13

УДК 621.791.927

Н.В. КИЯНОВСКИЙ[q], д-р техн. наук, С.П. САМОШКИНА, ст. препод.,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ВЛИЯНИЕ ВОССТАНОВИТЕЛЬНЫХ НАПЛАВОК НА ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ СВОЙСТВА ВАЛОВ ГРУНТОВЫХ НАСОСОВ

В роботе проведен анализ основных дефектов валов грунтовых насосов. Рассмотрено влияния количества восстановительных наплавок на износостойкость восстановленных деталей.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Наиболее распространенным оборудованием в горно-добывающей помышленности являются грунтовые насосы, с помощью которых ежегодно откачиваются миллиарды кубометров пульпы. Поэтому они играют важную роль в протекании работ этой отрасли, ведь развитие этой промышленности не возможно без этих насосов, так как они составляют основу практически всех производственных процессов. Эффективное использование этого дорогого оборудования зависит от надежности и долговечности отдельных деталей грунтовых насосов. Обеспечение требуемых качественных показателей грунтовых насосов является актуальной задачей. При этом дефекты на поверхности материала, полученные в процессе изготовления и сборки, относятся к числу факторов, существенно влияющих на многие характеристики качества изделий.

Анализ исследований и публикаций. Проведенный анализ литературы [1, 2] показал что, выработка и выход из строя подшипников качения, а также коррозионные оспины, появление рисок и надиров при попадании мелких посторонних частиц приводят к износу шеек валов. Шейки вала, работающего в подшипниках качения, изнашиваются при протачивании внутренней обоймой подшипника вала вследствие прослабления при изготовлении или выработке посадочных мест в процессе эксплуатации насоса. Восстановление посадочных мест валов при износе посадочных мест более 0,8 мм произвоят наплавкой, это значительно увеличивают срок их службы, обеспечивают большую экономию запасных частей, сокращение затрат на ремонт оборудования.

Постановка задачи. В связи с изложенным, требуется исследование влияния количества возможных восстановлений вала наплавкой на его работоспособность.

Изложение материала и результаты.

Основными внешними признаками неисправности насоса являются повышенная вибрация, чрезмерный нагрев подшипников ходовой части, посторонний шум, снижение развиваемого напора (подачи).

Характерными неисправностями грунтовых насосов являются:

износ рабочего колеса, внутреннего корпуса и защитного диска;

разбаланс рабочего колеса, возникающий в результате неравномерного его износа по периметру;

повреждение подшипников в результате вымывания (загрязнения) смазки, или гидравлических ударов, возникающих из-за неравномерного поступления пульпы, последний фактор может привести к изгибу вала и износу посадочных мест вала.

Вал является основной деталью вращающейся части грунтового насоса, который передает крутящий момент от двигателя к рабочему колесу. Он относится к наиболее нагруженным деталям, выполняющим работу в тяжелых условиях. В процессе работы грунтового насоса на вал воздействуют значительные нагрузки, вызванные сложным взаимодействием массовых, гидравлических и динамических сил и моментов, поэтому к нему при восстановлении предъявляются высокие требования.

Статистические данные показывают, что значительная часть шламовых насосов выходит из строя до исчерпания назначенного или межремонтного ресурса работы валов. Анализ собранных статистических данных с ведущих предприятий горно-металлургического комплекса региона, за 2011 г. показал, что приблизительно 79% валов требуют восстановления в процессе эксплуатации грунтовых насосов (табл. 1).

[q]© Кияновский Н.В., Самошкина С.П., 2013

Таблица 1

Сведения с ведущих предприятий горно-металлургического комплекса региона, за 2011 год

Предприятие	Количество отремонтированных насосов	Причина поломки насоса		
		Из-за выхода из строя вала	Из-за выхода из строя рабочего колеса	Из-за выхода из строя улиты
ОАО "Южный ГОК"	340	249	276	168
ЧАО "АрселорМиттал Кривой Рог"	244	192	213	198
ЧАО "Северный ГОК“ ЧАО Центральный ГЗК”	799	674	738	723
НКГОК	343	249	321	296

К основным дефектам, которые во время эксплуатации получают валы относятся: износ поверхности (рис.1*в*), вырывы метала (рис.1*б*), трещины (рис.1*а*), дефекты изменения формы и взаимного размещения поверхностей [4].

Вследствие проведенного анализа дефектов было установлено, что около 90% валов выходят из строя из-за износа, которые они получают в процессе эксплуатации. Износостойкость – это свойство материала, оказывать сопротивление изнашиванию. При изнашивании происходит процесс разрушения поверхностных слоев при трении, приводящий к постепенному изменению размеров, формы и состояния поверхности детали.

а *б* *в*



Рис. 1. Основные дефекты валов грунтовых насосов, получаемых в процессе эксплуатации

В результате износа снижается точность сопряжения, надежность и экономичность машин. Износ деталей значительно повышает стоимость эксплуатации машин в связи с необходимостью периодического их ремонта, рис.2.

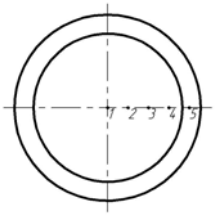


Рис. 2. Точки измерения твердости на образцах

Одним из факторов, от которого зависит износостойкость, является твердость поверхности детали поэтому, было принято решение выполнить исследование распределения твердости по сечению детали. Эксперимент проводился в производственных и лабораторных условиях по следующему плану: изготавливалось два варианта образцов. Первый образец из прутка, который не подвергался нагрузкам и не имел накопленной усталости, которая также влияет на долговечность работы детали. Второй образец из вала грунтового насоса, который выработал ресурс работы и подвергся усталостному изнашиванию . Материал образцов сталь 45 ГОСТ 1050-88.

Технология проведения экспериментальных исследований такова, как и технология восстановления вала после износа.

Для первого варианта образцов удален дефектный слой глубиной 1 мм, далее произведена наплавка на толщину 5-6 мм на диаметр. После первого слоя наплавки на поверхность из образца был отрезан образец толщиной 25 мм, для исследования твердости от внешней стороны наплавленного слоя к сердцевине основного металла детали. Оставшийся образец было проточено до основного металла и произведена наплавка второго слоя, из данного экспериментального образца был отрезан образец для измерения твердости. По данной схеме было выполнено 7 серий опытов, и после каждой наплавки получили образец для исследования твердости. Твердость измеряли динамическим твердомером ТДМ-1.

Для второго варианта образцов была применена такая же схема, и также было получено 7 образцов для исследования твердости.

Электрошлаковая наплавка производилась на наплавочном автомате на А-384МК порошковой проволокой 30ХГСА ГОСТ 10543-73, ∅2 мм под флюсом АН348ФА ГОСТ 9087-81 со сле-

дующими режимами [3]: сила тока 300А, напряжение 28В, скорость наплавки 134 м/ч, подача проволоки 4 мм/об

Твердость измеряли на образцах по схеме показанной на (рис. 2) по диаметру восстановленного вала.

Полученные результаты для первой серии образцов твердость распределяется следующим образом (рис. 3) на образцах без влияния усталостной прочности показаны на диаграмме.

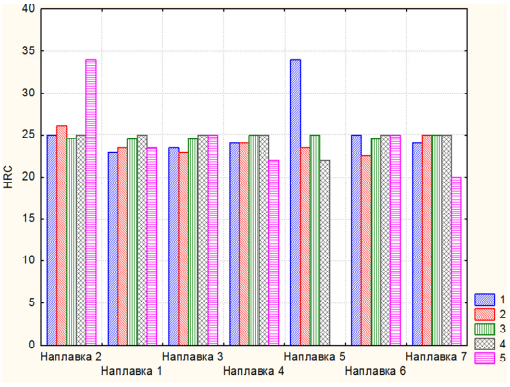


Рис. 3 - Диаграмма распределения твердости по сечению вала на образцах без влияния усталостной прочности

Проанализировавши изменения твердости можно сделать вывод, что с увеличением количества восстановительных наплавок твердость в наплавочном слое уменьшается.

Получены следующие результаты для второй серии образцов отработавших свой ресурс твердость распределение твердости показано на диаграмме (рис. 4).

Из диаграммы видно, что влияние усталостной прочности снижает твердость по всему сечению образца, а в седьмом наблюдении сильно снижается твердость в наплавленном слое, что существенно уменьшает износостойкость поверхностного слоя вала.

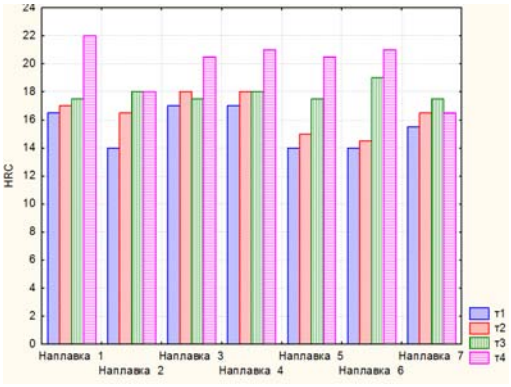


Рис. 4 - Диаграмма распределения твердости по сечению вала на образцах отработавших ресурс

Выводы и направления последующих исследований. В результате проведения исследований физико-механических свойств металла восстановленного вала шламового насоса определено распределение твердости от наплавленной зоны до основного металла и установлено, что увеличение количества восстановленных наплавок снижает время работы вала между ремонтами, и что может привести к разрушению вала. Это является основой для последующих исследований микроструктуры наплавленного слоя, зоны термического влияния и зоны основного металла.

Список литературы

1. **Краснов В.И., Жильцова А.М., Набежнев В.В.** Ремонт центробежных и поршневих насосов нефтеперерабатывающих и нефтехимических предприятий: М.: Химия, 1996.- 320 с.

2. Технология производства и ремонт горнах машин / **П.М. Шилов**. – 2-е узд., перераб. И доп. – К.: Вища шк.. Головное узд-во, 1986. – 400 с.

3. Электрошлаковая сварка и наплавка / Под ред. **Б.Е. Патона**. – М.: Машиностроение, 1980. – 511 с.

4. **Дубровский С.С., Самошкина С.П., Орлов Е.В.** Влияние дефектов полученых в процессе изготовления и монтажа на эксплуатационные свойства деталей // Вісник Криворізького національного університету. – 2012. - №32 – С. 91-93.

Рукопись поступила в редакцию 15.02.13

УДК 629.114:622.684

В.В. ПОТАПЕНКО, старший преподаватель, Д.А. ОЛЕЙНИК студент,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНИЧЕСКОГО ОБСЛУЖИВАНИЯ, ДИАГНОСТИРОВАНИЯ И РЕМОНТА КАРЬЕРНЫХ САМОСВАЛОВ БЕЛАЗ

Приведен анализ условий работы горнотранспортного оборудования и систем обслуживания горных машин. Определено направление повышения эффективности эксплуатации карьерных самосвалов за счет разработки рациональной структуры системы технического обслуживания и ремонта, которая обеспечит повышение надежности и уменьшение затрат на владение.

© Потапенко В.В, Олейник Д.А., 2013

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Горнодобывающая промышленность определяет экономическое развитие страны. Открытый способ разработки полезных ископаемых преобладает, его позиции укрепляются. Современное состояние горнотранспортного оборудования характеризуется увеличением удельного веса самосвалов, доля перевозок которыми, в общем объеме карьерных потоков, составляет три четверти, затраты на транспортировку достигают половины затрат на добычу железной руды.

На промышленных предприятиях Украины эксплуатируется свыше 2500 карьерных самосвалов БелАЗ (рис.1) [1], в Кривбассе сосредоточено около трети украинского парка машин, в том числе более 250 грузоподъемностью 120-130 т.

Углубление выработок ухудшает горнотехнические условия, повышает эксплуатационные нагрузки, снижает надежность техники и эффективность транспортировки.

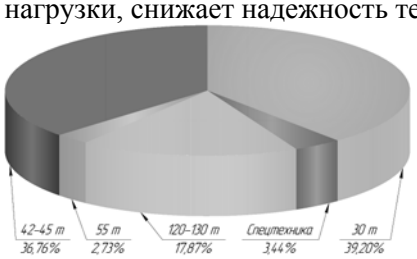


Рис. 1. Структура украинского парка техники «БелАЗ»

Одним из резервов снижения затрат на владение является совершенствование технического обслуживания и ремонта.

Анализ исследований и публикаций. Продолжительная и надежная работа горных машин возможна только при условии систематического и качественного проведения мероприятий по техническому обслуживанию и ремонту оборудования [2].

Для поддержания технического состояния горных машин на необходимом уровне реализуются различные системы технического обслуживания. Наиболее простой, не требующей специального оборудования для контроля технологических параметров, а также какого-либо технического обслуживания в течение предполагаемого периода эксплуатации, но и наиболее затратной является реактивная система технического обслуживания, при которой ремонт или замена оборудования производится в случае выхода его из строя или выработки ресурса. Стоимость ремонта по факту аварии существенно дороже запланированного ремонта.

Более высокий уровень управления обслуживанием обеспечивается системой планово-предупредительного ремонта, снижающей эксплуатационные затраты на треть, идея которой заключается в ремонте или замене оборудования ранее среднестатистического отказа с заданной вероятностью и в настоящее время является основным видом техобслуживания. Такая система состоит из техобслуживания - ежесменного и ежесуточного, месячного и сезонного; плановых ремонтов - текущих, средних, капитальных; наладок и ревизий - полугодовых и годовых. Плановые воздействия проводятся в установленные нормативами сроки и имеют дифференцированный объем в соответствии со структурой ремонтного цикла, разработанной для определенного вида оборудования. Перечень ремонтных работ для каждого вида планового ремонта устанавливается по результатам осмотров оборудования во время технического обслуживания. Однако, разборки оборудования, осуществляемые по регламенту, сокращают реальный межремонтный период в среднем 15-30%.

В связи с этим возникает необходимость перехода на более прогрессивную систему обслуживания, которая уже внедряется на предприятиях ряда отраслей промышленности - обслуживание по фактическому состоянию, идея которой состоит в минимизации (устранении) отказов путем применения методов отслеживания и распознавания технического состояния оборудования методами неразрушающего контроля по совокупности его эксплуатационных характеристик. Определена взаимосвязь между эксплуатационными параметрами и дефектами: различные дефекты имеют строго определенные диагностические признаки, появляющиеся при их возникновении, и диагностические параметры, меняющиеся по мере их развития. В качестве диагностических признаков используются технологические и режимные параметры (температура, нагрузка, давление, влажность), а также параметры вибрации (вибрационная скорость, вибрационное ускорение, вибрационное перемещение). Надежность большинства механического и электромеханического оборудования напрямую определяется вращающимися узлами и деталями, испытывающими высокие динамические нагрузки и подверженными наибольшему износу, что объясняет особое внимание специалистов к вопросам диагностики таких узлов. За последние несколько десятилетий вибрационная диагностика стала основой контроля и прогноза состояния вращающегося оборудования, по причине большого объема диагностической информации, содержащегося в колебательных силах и вибрации машин,

работающих как в номинальных, так и в специальных режимах. Техническим обеспечением вибрационной диагностики являются высокоточные средства измерения вибрации и цифровой обработки сигналов, возможности которых непрерывно растут, а стоимость снижается [3].

В случае перехода предприятия на систему техобслуживания по фактическому состоянию возникает возможность создания так называемой про-активной системы обслуживания, идея которой заключается в обеспечении максимального межремонтного срока эксплуатации оборудования за счет применения современных технологий обнаружения и подавления источников отказов, принятия мер по недопущению возникновения дефектов. Система включает: анализ причин возникновения остановов, аварий, обеспечение соблюдения требований техусловий при монтаже и ремонте оборудования, оценку технического состояния оборудования после ремонта, обеспечение высококвалифицированными кадрами служб диагностики и ремонта. В этом - ключевой момент системы, поскольку в уровне квалификации кадров обслуживающего персонала, служб диагностики и ремонта заложен большой резерв увеличения межремонтного интервала.

В системе технического обслуживания и ремонта горного оборудования существует широкий спектр рекомендаций по формированию структур ремонтного цикла, назначению различных межремонтных периодов для одной и той же машины. Заводы-изготовители, научно-проектные институты рекомендуют для одного и того же оборудования разные виды и периодичности ремонтов, не учитывают конкретные условия эксплуатации машин, поэтому проблема оптимизации обслуживания различных типов оборудования применительно к конкретным условиям эксплуатации является одной из важнейших задач.

Снижение уровня надежности горного оборудования в связи с выработкой его ресурса, приводит к сокращению ремонтного цикла и удорожанию ремонтов. В связи с этим оценка фактического технического состояния и повышение эффективности эксплуатации горного оборудования являются актуальными научными проблемами.

Постановка задачи. Целью работы является повышение эффективности эксплуатации карьерных самосвалов за счет разработки рациональной структуры системы технического обслуживания, диагностирования и ремонта, что повысит надежность работы и уменьшит затраты на владение. Общая задача решается комплексом мероприятий, одно из которых посвящено снижения времени простоя в очередях к однотипному оборудованию при проведении ежедневного технического обслуживания.

Изложение материалов и результаты. Рентабельность перемещения горной массы зависит от выбора стратегии технического обслуживания, формирующей стоимость транспортной услуги. Какой бы совершенной не была техника, создаваемая горными машиностроителями, в первую очередь от потребителя зависит эффективность ее эксплуатации.

Эволюция карьерных самосвалов происходит одновременно с развитием системы обслуживания. Усложнение техники повышает требования к своевременному и рациональному поддержанию и восстановлению работоспособного состояния машин.

Действующая система основана на «Положении о техническом обслуживании, диагностировании и ремонте карьерных самосвалов БелАЗ» [4] (в дальнейшем «Положение»), регламентирует период и набор определенных технических воздействий на узлы и детали конструкции машины независимо от их технического состояния в данный момент времени, то есть, основана на жестком директивном подходе.

Исследования показали, что карьерные автосамосвалы 20-30% календарного времени находятся в техническом обслуживании и ремонте, а трудозатраты на эту работу достигают 50-60% общих трудовых затрат на транспорт. По мере расходования ресурса техническое состояние самосвалов и показатели их использования ухудшаются. Среднегодовое снижение коэффициента технической готовности самосвалов по различным карьерам составляет 0,06-0,07 [5].

В то же время оптимальные системы профилактики, обеспечивающие наименьшие экономические затраты и максимальный коэффициент готовности машин в данных конкретных условиях, могут строиться только на принципах учета технического состояния деталей, узлов и машины в целом в каждый рассматриваемый момент времени. Однако такой подход может быть реализован лишь с помощью эффективных диагностических средств. Наиболее перспективно направление по созданию и применению бортовых диагностических систем, с

помощью которых можно не только оценивать состояние узлов и деталей машин, но и управлять их техническим состоянием.

Для разработки систем техобслуживания и ремонта необходимо иметь достаточно полную информационную базу данных по отказам узлов и агрегатов самосвалов - виды и причины отказов, интенсивность их потока и другие показатели надежности. Такая информационная база, формируемая заводом-изготовителем с помощью сервисных центров, в том числе «Кривбасс-БелАЗ-Сервис СП», при использовании конструкторско-технологической документации позволяет разрабатывать нормативно-техническую документацию для проведения техобслуживания и ремонта самосвалов.

Сущность планово-предупредительной системы технического обслуживания и ремонта карьерных самосвалов состоит в выполнении установленных видов технического обслуживания и ремонта в соответствии со структурой цикла (рис. 2).

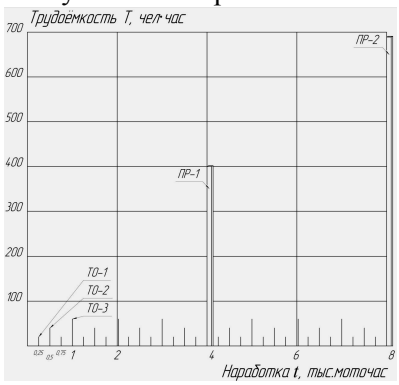


Рис. 2. Структура цикла планово-предупредительного ремонта карьерных самосвалов «БелАЗ»

При каждом виде технического обслуживания и планового ремонта выполняются работы, установленные нормативами и перечнем операций. Работы, не предусмотренные перечнем операций, учитываются соответствующим увеличением трудоемкости всего процесса.

Незаслуженно мало внимания уделяется ежедневному и ежесменному обслуживанию, которые являются составной частью структуры технического обслуживания и ремонта карьерных самосвалов. Простои самосвалов БелАЗ в состоянии ежедневного обслуживания достигают 24% от общего времени технического обслуживания, что является весомым резервом в поиске путей повышения коэффициента технической готовности.

Исследования по совершенствованию технического обслуживания и ремонта многочисленны и обширны. Однако мало внимания уделяется, казалось бы, детально прописанному и элементарному вопросу ежедневного обслуживания.

Задачами ежедневного обслуживания являются: общий контроль, направленный на обеспечение безопасности движения, поддержание надлежащего внешнего вида самосвала, заправка его топливом, маслами и охлаждающей жидкостью. Контроль технического состояния осуществляется перед выездом на линию и при смене водителей на линии.

Существуют различные режимы организации работы карьерных самосвалов. На рис. 3*а* изображен график односменной работы карьерных самосвалов и их ежедневого технического обслуживания.

Действующее «Положение» предусматривает проведение ежедневного обслуживания при односменном режиме работы подвижного состава, и не регламентирует этот вид работ при круглосуточном графике эксплуатации, из-за невозможности проведения всего перечня работ, включая заправку, при одновременном обслуживании всего парка транспортных средств в начале утренней смены, как это рекомендуется положением.



Рис. 3. Работа и ежедневное обслуживание карьерного самосвала БелАЗ: *а* - в одну смену; *б* - в две смены (эталон); *в* - в две смены (факт)

На рис. 3*б* показана эталонная схема работы и обслуживания машин при непрерывном режиме работы. По этому варианту все самосвалы в начале утренней смены в течение 40 мин должны обслуживаться водителями согласно перечню работ ежедневного обслуживания, который включает двадцать четыре операции, в том числе и заправку транспортного средства топливом и маслами.

На практике провести одновременное полное качественное ежедневное обслуживание в парке, имеющем, к примеру, двадцать единиц техники не реально из-за невозможности одновременного выполнения одинаковых операций по обслуживанию всех самосвалов. Это создает очереди к однотипному оборудованию для подкачки колес, заправки маслом и топливом и т.д.

Рис. 3*в* иллюстрирует реальную круглосуточную работу машин. Периоды обслуживания хаотичны. Подобный подход к программе ежедневного обслуживания далеко не рационален.

Предшествующими положениями трудоемкость ежедневного обслуживания самосвалов грузоподъемностью свыше 120 т ограничена 3 чел/час. Однако в нынешнем «Положении» трудоемкость ежедневного обслуживания 130-тонного самосвала снижена почти в четыре раза и составляет уже 0,7 чел/часа и приравнена к трудоемкости обслуживания 30-тонного самосвала, что является неточностью ввиду подмены понятия «трудоемкости обслуживания» «временем обслуживания».

Кроме того, высокая грузоподъемность самосвалов определяет не только сложность оборудования, но и большой размер, вес и следственно усилия, прилагаемые при ремонте либо обслуживании отдельных узлов и деталей. Следовательно, необходимо учитывать уровень сложности, тяжести и трудоемкости работ.

Руководство по эксплуатации БелАЗ-75131 определяет операции ежедневного обслуживания, включая заправку маслами и топливом, которые проводятся вручную, при визуальном контроле, при помощи «щетки и ветоши» или «на слух». Таким образом, ежедневное обслуживание превратилось в ежедневный осмотр, без выделения времени на устранения обнаруженных неисправностей. Для выполнения полного перечня рекомендуемых работ по обслуживанию, потребуется затрачивать в среднем полторы минуты на одну операцию. Подобный подход к программе обслуживания является формальным и не имеет практического смысла, что формально. При качественном проведении работ ежедневного обслуживания, кроме осмотра необходимо выполнять операции непосредственного обслуживания самосвала, перечень которых ежедневно меняется. Обязательными остаются две операции - заправка самосвала топливом и диагностика, (частью которой может быть и осмотр машины), остальные выполняются по мере необходимости.

Так же, значительное влияние на качество и тщательность проведения обслуживания оказывает человеческий фактор, при котором уровень профессионализма и добросовестности водителя определяет перечень и качество проводимых работ. Фактически водитель сам решает, проводить операцию или нет, и насколько тщательно, а зависимость зарплаты водителя от количества тонно·километров делает любые простои, включая для ежедневного техобслуживания, невыгодными, что отрицательно сказывается на уровне мотивации.

Проведенный в ходе исследований хронометраж основных работ по обслуживанию позволяет говорить о необходимости разделения понятий «трудоемкость обслуживания» и «время обслуживания», хотя в случае одного исполнителя работ (водителя) математически эти параметры равны.

Усовершенствование проведения ежедневного обслуживания основано на комплексном подходе, при котором необходимо создать реальную программу для карьерных самосвалов, приняв за основу не перечень работ, который, по сути, невозможно предусмотреть, а принцип, при котором ежедневное обслуживание должно состоять из двух частей - диагностики и устранения обнаруженных неисправностей. Оставив обязательными две операции - заправку и диагностику машины, мы получим гибкий и эффективный перечень работ.

Создав индивидуальные графики ежедневного и ежесменного обслуживания для каждого карьерного самосвала, равномерно распределяя периоды обслуживания по рабочей смене, снижая загруженность постов, достигнем исключения очередей к однотипному оборудованию и, следовательно, потери времени и повышения качества работ.

Выводы и направление последующих исследований. Разработка модели технического обслуживания и ремонта карьерных самосвалов в условиях Криворожского железорудного бассейна с возможностью адаптации для конкретного предприятия по критерию минимума затрат на владение является направлением последующих исследований по данной теме. Устранение проблемы очередей к однотипному оборудованию при заправке и обслуживании, а также сокращение времени самого обслуживания, позволит экономить в дневную смену 3-5 минут на каждой машине, в ночную смену время заправки сократится в среднем на 5 минут.

Список литературы

1. **Монастырский Ю.А.** Эксплуатация и обслуживание карьерной техники «БелАЗ» в Украине / Горный журнал. - 2013. - №1. - с. 78-79.

2. **Дорошев Ю.С.** Повышение технологической надежности карьерных экскаваторов: монография / Ю.С. Дорошев, С.В. Нестругин. - Владивосток: Изд-во ДВГТУ, 2009. - 194 с.

3. **Мариев П.Л.** Вибромониторинг технического состояния редукторов мотор-колёс самосвала БелАЗ / П.Л. Мариев, Н.Н. Ишин // Проблемы карьерного транспорта. Материалы XI Международной научно-практической конференции – Екатеринбург: УрО РАН, 2011. – 230 с.

4. «Положение о техническом обслуживании, диагностировании и ремонте карьерных самосвалов БелАЗ» г. Жодино, 2004.

5. Карьерный транспорт: состояние и перспективы [**Мариев П.Л., Кулешов А.А., Егоров А.Н., Зырянов И.В.**]. – СПб.: Наука, 2004.– 429 с.

Рукопись поступила в редакцию 15/02/13

УДК 629.113.001.5

Ю.С. РУДЬ, В.Д. СИДОРЕНКО, доктора техн. наук, проф.,
И.С. РАДЧЕНКО, канд. физ.-мат. наук, доц., В.Ю. БЕЛОНОЖКО, ст. преподаватель
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АНАЛИТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СВОБОДНЫХ КОЛЕБАНИЙ САМОСВАЛА ПРИ ЕГО ДВИЖЕНИИ ПО ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ ДОРОГАМ КАРЬЕРОВ

Исследованы колебания самосвала вокруг горизонтальной оси при его движении по технологическим дорогам карьера. Самосвал представлен математической моделью в виде балки, опирающейся на систему пружин с демпфером, которыми являются передняя и задняя подвески. Определены зависимости вертикальной и вращательной амплитуд колебаний карьерного самосвала от времени и от начальных условий.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Для транспортировки железной руды, добытой в карьере, применяются самосвалы большой грузоподъемности, например, типов БелАЗ 7555В и 7555Е [1]. При движении карьерного самосвала по технологическим дорогам, профиль которых значительно отличается от прямолинейного, его колеса взаимодействуют с выступами и впадинами дорожного полотна, в результате чего возникают значительные колебания автомобиля. При колебаниях конструктивных элементов самосвала в них создаются значительные ускорения, которые приводят к возникновению недопустимо больших динамических нагрузок. Эти нагрузки снижают надежность автомобиля, долговечность его узлов и агрегатов, приводят к росту затрат на проведения ремонтных работ для поддержания его работоспособности на требуемом уровне. Поэтому при использовании на карьерах самосвалов большой грузоподъемности актуальной задачей является теоретические и экспериментальные исследования их колебаний.

Сложность теоретического анализа механических систем типа карьерных самосвалов БелАЗ 7555В и 7555Е в значительной степени зависит от числа степеней свободы их математических моделей. В задачах о колебаниях материальных точек системы их координаты являются функцией времени. Основная задача анализа таких систем состоит в определении закона движения системы. После этого без особого труда могут быть найдены деформации, внутренние силы и напряжения, действующие в реальных узлах и агрегатах самосвалов.

Карьерный самосвал представляет собой сложную механическую систему, число степеней свободы которой всегда велико, а ее исследование представляет собой довольно сложную задачу. Для решения практических задач можно использовать упрощенные модели, которые характеризуются конечным числом степеней свободы. В таких расчетных схемах некоторые части системы считаются лишенными массы и представляются в виде деформируемых безинерционных связей. При этом тела, за которыми сохраняются свойства инерции, считаются материальными точками, в которых сосредоточена масса, или - абсолютно твердыми телами. Однако стремясь к упрощению расчетной схемы нужно иметь в виду, что пренебрежение всеми инерционными свойствами заданной системы может полностью лишить ее динамических свойств или привести к дифференциальным уравнениям, которые не интегрируются в квадратурах и очень сложны для анализа.

Правильный выбор математической модели, предназначенной для исследования колебаний самосвала при его движении по технологическим дорогам карьеров, позволит теоретически

© Рудь Ю.С., Сидоренко В.Д., Радченко И.С., Белоножко В.Ю., 2013

решить важную практическую задачу выбора оптимальной скорости его перемещения, которая ограничивается возникающими при этом колебаниями узлов, агрегатов и автомобиля в целом. При этом появляется возможность решения другой важной для практики задачи - экономичного расходования дизельного топлива, которое достигается при определенной критической скорости движения самосвала. При известных действующих силах можно определить запасы их прочности, степень сопротивления против изнашивания, а также другие показатели работоспособности [2-4].

Анализ последних исследований и публикаций. Исследованию колебаний инженерных объектов, в том числе и автомобилей, посвящено ряд работ [5-8]. В них изложены результаты исследований колебаний жестких и деформируемых конструкций. Рассмотрены линейные системы с одной, двумя и более степенями свободы, исследовано поведение нелинейных деформируемых систем, колебания упругих тел. Автор монографии [9] рассматривает вынужденные колебания автомобиля, вызываемые неровностями дороги и оказывающие значительное влияние на среднюю скорость движения и плавность хода. В работе [10] описана математическая модель динамики опрокидывания автомобиля при объезде препятствия. В роботе [11] излагаются теория, результаты экспериментальных исследований и практическое приложение новых тенденций в оценке загруженности и повреждаемости трансмиссии грузовых автомобилей при воздействии на колеса неровностей дороги. В монографии [12] рассмотрены стохастические модели расчетного воспроизведения процесса движения автомобиля в различных дорожных условиях с определением средней скорости движения, расхода топлива, среднего процента использования мощности, времени движения на различных передачах, числа включения передач. В статье [13] приведены основы теории колебаний подвесок самосвала с кинематическим возбуждением, вызванным неровностями дороги, в том числе определены энергетические соотношения для расчета полной работы за время прохождения самосвалом единичной неровности дорожного полотна.

Постановка задачи. Настоящая работа является логическим продолжением исследований колебаний карьерных самосвалов при их движении по дорогам с неровностями [4,13]. В ней ставится задача с помощью новой математической модели исследовать вертикальные колебания центра масс карьерного самосвала и его вращательные колебания вокруг горизонтальной оси, проходящей через центр масс, а также определить собственные частоты таких колебаний.

Изложение основного материала исследований и результаты. Модель карьерного самосвала изображена на рис. 1.

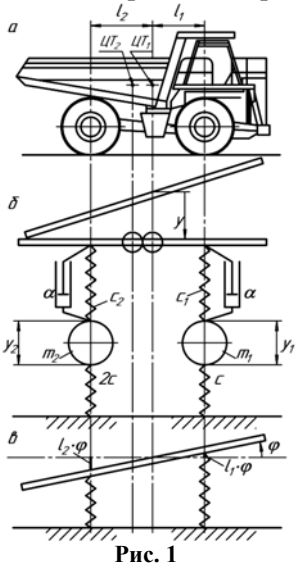


Рис. 1

Роль соединительного звена между кузовом автомобиля и дорогой играют система подрессоривания, состоящая из передней и задней подвесок. Эта система представляет собой совокупность деталей, узлов и механизмов, которые выполняет следующие функции: физически соединяет колёса или неразрезные мосты с несущей системой автомобиля - кузовом или рамой; передаёт на несущую систему силы и моменты, возникающие при взаимодействии колёс с дорогой; обеспечивает требуемый характер перемещения колёс относительно кузова или рамы, а также необходимую плавность хода. Основными элементами типичной подвески являются: упругие элементы, которые воспринимают и передают нормальные силы реакции дороги, возникающие при наезде колеса на неровности; амортизаторы, которые служат для гашения колебаний несущей системы, возникающих вследствие воздействия дороги; направляющие элементы, которые задают характер перемещения колёс и их связи между собой и с несущей системой, а также передают продольные и боковые силы и их моменты.

В подвеске карьерного самосвала упругие элементы и амортизатор конструктивно объедены в один блок - пневмогидравлический цилиндр, представляющий собой пневматическую рессору поршневого типа в комбинации с гидравлическим амортизатором. Рабочим элементов в цилиндре является технический газообразный азот. Давление газа в полости полностью разжатого цилиндра передней и задней подвески составляет 2,52±0,025 и 0,79±0,016 МПа. В качестве рабочей жидкости в цилиндре подвески применяется амортизацинная жидкость.

Для составления дифференциальных уравнений вертикальных и вращательных колебаний самосвала вокруг горизонтальной оси, проходящей через центр масс [13], представим его в виде математической модели, показанной на рис.1*б,* т.е. в виде жесткой балки, масса которой равна массе автомобиля.

Будем считать, что жесткая балка опирается на систему пружин соответствующей жесткости, определяемой жесткостью подвески автомобиля, включая и жесткость шин. Введем следующие обозначения: m_A - эксплуатационная масса самосвала; для базовой модели БелАЗ 7555В m_A = 40200 кг. Все дальнейшие цифры и численные расчеты приводятся для базовой модели. Для простоты считаем, что масса порожнего автомобиля сосредоточена в центре его тяжести (точка $ЦТ_1$ на рис. 1*а*); момент инерции самосвала относительно центральной поперечной оси определяем по приближенной формуле [8,14], кгм^2

$$I_0 = \overline{m}_A l_1 l_2 , \tag{1}$$

где l_1 и l_2 - соответственно расстояние от центра тяжести до передней и задней подвесок самосвала; $m_{гр}=m_A+m_П=95200$ кг - масса груженого самосвала (полная); $m_П=55000$ кг - масса породы (грузоподъемность самосвала); масса $m_{гр}$ сосредоточена в центре тяжести $ЦТ_2$.

Точка $ЦТ_2$ находится на расстоянии d от центра $ЦТ_1$. Коэффициенты жесткости передней и задней подвесок соответственно равны C_1 (Н/м) и C_2 (Н/м*)*, коэффициент жесткости шин равен $C_о$ *(*Н/м*)*. Вязкое сопротивление переднего и заднего амортизаторов равно μ_1 (Н·с/м) и μ_2 (Н·с/м) соответственно. Полагаем, что $C_о=2{,}4\cdot10^6$ Н/м; $C_1=1{,}27\cdot10^6$ Н/м; $C_2=1\cdot10^6$ Н/м. Для самосвала без груза $l_1=1{,}96$ м, $l_2=2{,}04$ м, $d=0{,}681$ м. Вычислим приведенные коэффициенты жесткости передней $C_П$ и задней $C_З$ подвесок самосвала. Упругие элементы передней и задней частей системы соединены последовательно, поэтому $C_A = C_B = 0{,}83\cdot10^6 Н/м$.

Система имеет две степени свободы, так как колебания самосвала происходят в его средней вертикальной продольной плоскости. За обобщенные координаты принимаем вертикальное перемещение y центра масс O самосвала и угол его поворота φ вокруг оси, которая проходит через точку C параллельно осям автомобиля (рис. 1, *в*). Кинетическая энергия системы T согласно теореме Кенига [14] определяется следующим равенством

$$T = 0{,}5 m_A \dot{y}^2 + 0{,}5 I_0 \dot{\varphi}^2 . \tag{2}$$

Потенциальная энергия $П$ механической системы складывается из потенциальной энергии силы тяжести $П_1 = -mgy$ и потенциальной энергии рессор и шин задней и передней подвесок A и B $П_2 = П_A + П_B$. Из рис. 1*в* видно, что деформация подвески A от положения равновесия для малых углов равна $y + y_1 = y + l_2\varphi$. С учетом статической деформации f_A получим следующее соотношение: $y + y_1 + f_A = y + f_A + l_2\varphi$. Поэтому потенциальная энергия подвески A будет равна

$$П_A = 0{,}5 C_A (f_A + y + l_2\varphi)^2 - 0{,}5 C_A \cdot f_A^2 \ . \tag{3}$$

Аналогично для подвески B находим

$$П_B = 0{,}5 C_B (f_B + y + l_1\varphi)^2 - 0{,}5 C_B \cdot f_B^2 \ . \tag{4}$$

Потенциальная энергия колеблющегося самосвала равна

$$\begin{aligned} П \ &= П_A + П_B = 0{,}5 C_A (f_A + y + l_2\varphi)^2 - 0{,}5 C_A \cdot f_A^2 \ + \frac{1}{2} C_B + \\ &+ 0{,}5 C_B \left(f_B + y - l_1\varphi\right)^2 - 0{,}5 C_B f_B^2 - m_A g \cdot y. \end{aligned} \tag{5}$$

В положении равновесия все обобщенные силы механической системы равны нулю [14]. Определив соответствующие производные, находим, что параметры системы удовлетворяют таким равенствам

$$-mg \cdot g + C_A \cdot f_A + C_B \cdot f_B = 0 , \tag{6}$$

$$C_A \cdot f_A l_2 - C_B \left(f_B \cdot f_1\right) = 0. \tag{7}$$

Согласно рис. 1*а* сила тяжести самосвала уравновешивается упругими силами, которые обусловлены статическими деформациями подвесок и шин. При малых колебаниях около положения равновесия можно считать, что изменение потенциальной энергии связано с изменением величины деформации упругих элементов, которые входят в систему. Учитывая эти деформации согласно рис. 1*в*, приходим к такому равенству:

$$П_A = \frac{1}{2}(C_A + C_B)y^2 + \frac{1}{2}\left(C_A l_2^2 + C_B l_1^2\right)\varphi^2 + (C_A l_2 - C_B l_1)y \cdot \varphi \ . \quad (8)$$

В общем случае для системы с двумя степенями свободы кинетическая T и потенциальная $П$ энергия равны

$$T = \frac{1}{2}(a_{11}y^2 + 2a_{12}\dot{y}\dot{\varphi} + a_{22}\dot{\varphi}^2). \quad (9)$$

$$П = 0{,}5\left(C_{11}y^2 + 2C_{12}y \cdot \varphi + C_{22}\varphi^2\right). \quad (10)$$

Взяв соответствующие производные из этих равенств, составляем уравнения Лагранжа второго рода и находим

$$\ddot{y} + \frac{C_A + C_B}{m_A}y + \frac{C_A l_2 - C_B l_1}{m_A}\varphi = 0\,; \quad (11)$$

$$\ddot{\varphi} + \frac{C_A \cdot l_2 - C_B \cdot l_1}{I_0}y + \frac{C_A l_2^2 + C_B l_1^2}{I_0}\varphi = 0\,. \quad (12)$$

Эти уравнения описывают колебаний самосвала: (9) - вертикальные, (10) - поворотные. Из них определяем собственные частоты колебаний самосвала $k_1 = 6{,}70\ c^{-1}$; $k_2 = 6{,}12\ c^{-1}$. Этим частотам соответствуют периоды колебаний $\tau_1 = 2\pi/k_1 = 0{,}94\,c$ или 64 кол/мин.; и $\tau_2 = 1{,}03\,c$ или 58 кол./мин.

Свяжем эти свободные колебания с неровностями карьерной дороги. Запишем уравнение поверхности дороги в следующем виде [4] $y = a\sin\left(2\pi V \cdot t/l\right)$ (где a - глубина неровности, м; l - длина неровности, м; V - скорость движения самосвала, м/с).

Приравнивая частоту «возмущающей силы», вызванной неровностью дороги, и частоты собственных колебаний самосвала, найдем критические скорости движения, т.е. такие скорости, при которых наступает резонанс автомобиля, и амплитуда колебаний становится недопустимо большой $V_1 = 10{,}66 м/с = 38{,}4 км/ч;\ V_2 = 9{,}74 м/с = 35{,}1 км/ч.$ В этих расчетах мы полагали, что l=10 м. При l=5м, критическая скорость движения уменьшается до $V_{кр}$=20 км/ч, что довольно хорошо согласуется с данными соответствующей инструкции ($V_{кр}$=25 км/ч). Параметры собственных колебаний самосвала БелАЗ- 7555В приведены в табл. 1, где μ_1 и μ_2 - коэффициенты распределения.

Таблица 1

Параметры собственных колебаний самосвала БелАЗ - 7555В

k, с$^{-1}$	τ, с	n, колеб./мин	V, км/ч	μ_1, см/град	μ_2, см/град
6,70	0,94	64	38,4	3,9	-4,09
6,12	1,03	58	35,1		

Следовательно, если в первом главном колебании центр масс самосвала опускается на расстояние 3,9 см, то шасси его повернется одновременно по ходу часовой стрелки на один градус.

Во втором главном колебании, при опускании центра масс на 4,1 см, шасси самосвала повернется на один градус против хода часовой стрелки. Формы главных колебаний показаны на рис. 2.



Рис. 2

Уравнение для расчета параметров собственных колебаний груженого самосвала БелАЗ-7555В имеет следующий вид

$$0{,}0320k^4 - 1{,}2642k^2 + 12{,}3003 = 0, \quad (13)$$

Сравнивая данные табл. 1 и 2, видим, что для груженого автосамосвала собственная частота колебаний несколько уменьшается, что с физической точки зрения вполне понятно - большая масса обладает большей инертностью.

Исследуем влияние демпфера передней и задней подвесок, т.е. его линейного сопротивления, на скорость самосвала и определим ту скорость, при которой происходит резонанс механической системы. Для этого достаточно исследовать колебания передней или задней частей самосвала при их повороте вокруг горизонтальной оси, проходящей через центр масс самосвала.

Таблица 2

Параметры собственных колебаний груженого самосвала БелАЗ - 7555В

k, с$^{-1}$	τ, с	n, колеб./мин.	V, км/ч	μ_1, см/град.	μ_2, см/град.
6,60	0,952	63	34	3,75	-4,95
5,22	1,20	50	42		

При решении задачи можно воспользоваться моделью, которая показана на рис. 3.

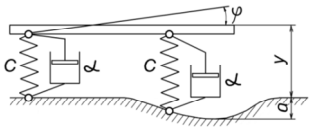


Рис. 3

Исследуем влияние демпфера передней и задней подвесок, т.е. его линейного сопротивления, на скорость самосвала и определим ту скорость, при которой происходит резонанс механической системы. Для этого достаточно исследовать колебания передней или задней частей самосвала при их повороте вокруг горизонтальной оси, проходящей через центр масс самосвала. При решении задачи можно воспользоваться моделью, которая показана на рис. 3. Подобную физическую модель мы будем иметь и в случае совпадения точки *0* с точкой передней или задней подвесок. Обозначим: I_o- момент инерции самосвала относительно точки *0*, кгм^2; l - расстояние от точки 0 до соответствующей подвески, м; C - суммарная жесткость подвески, Н/м (в первом приближении жесткостью шин для данного случая можно пренебречь); α- эффективный коэффициент сопротивления демпфера, Н·с/м; φ - угол поворота шасси, рад.

В этих обозначениях кинетическая и потенциальная Π энергии и диссипативная функция Релея R равны

$$T = \frac{1}{2}mv^2 + \frac{1}{2}I_0\dot{\varphi}^2 \ . \qquad \Pi = \frac{1}{2}C\left(\ell\varphi - y\right)^2 \qquad R = \frac{1}{2}\alpha\left(\ell\dot{\varphi} - \dot{y}\right)^2 \tag{14}$$

Из этих выражений находим производные и составляем уравнение Лагранжа второго рода. Из него для самосвала БелАЗ - 7555В находим уравнение для частот

$$n^2\omega^4 + \omega_0^4\omega^2 - \omega_0^6 = 0\,. \tag{15}$$

При отсутствии затухания, т.е. демпфера, n=0 из уравнения (15) получаем, что наибольшего значения амплитуда вынужденных колебаний механической системы достигается при резонансе $\omega=\omega_o$.

При наличии затухания, т.е. демпфера, из (15) находим

$$\omega = \sqrt{-\frac{\omega_0^2}{2n} \pm \sqrt{\frac{\omega_0^8}{4n^4} + \frac{\omega_0^6}{n^2}}}\ . \tag{16}$$

Поскольку физический смысл имеет только действительный корень, то критическая скорость самосвала $v_к$ определяется выражением

$$v_k = \frac{l_1}{2\pi}\sqrt{-\frac{\omega_0^2}{2n} \pm \sqrt{\frac{\omega_0^8}{4n^4} + \frac{\omega_0^6}{n^2}}}\ . \tag{17}$$

Собственная частота колебаний самосвала равна ω_o=5,12 (с$^{-1}$). При этом критическая скорость движения самосвала при l_o=10 м равна v_k=8,15 (м/с) = 30 км/ч.

На рис. 4 показана зависимость критической скорости скорость движения самосвала, вычисленной по формуле (19-71), от величины линейного сопротивления n, причем ω_o=5,12 с$^{-1}$.

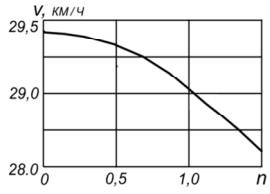


Рис. 4

Из этого рисунка видно, что увеличение линейного сопротивления демпфера уменьшает величину амплитуды колебаний в максимуме и, в то же время, приводит к необходимости уменьшения скорости движения самосвала. Последнее становится понятным из чисто физических соображений: движение по неровной дороге требует дополнительного расхода энергии. Наличие демпфера в подвеске самосвала приводит к незначительному уменьшению критической скорости самосвала.

Таблица 3

Зависимость критической скорости v_k от линейного сопротивления демпфера n

n	$1\cdot10^{-6}$	0,25	0,5	0,75	1	1,25	1,5
$V(n)$	29,355	29,301	29,198	29,032	28,81	28,541	28,234

Выводы. Аналитические исследование свободных колебаний карьерного самосвала при его движении по технологическим дорогам (проведенные на примере БелАЗ-7555В) позволяют сделать следующие выводы:

В первом приближении карьерный самосвал можно рассматривать как колебательную систему с двумя степенями свободы. Вертикальное смещение центра масс карьерного самосвала при его движении по неровной дороге и угол поворота массы вокруг горизонтальной оси, проходящей через центр масс, представляют собой гармонические колебания. Для нагруженного самосвала циклическая частота собственных колебаний несколько уменьшается по сравнению с порожним автомобилем, что обусловлено возросшей при этом инертностью. Существует критическая скорость движения карьерного самосвала при его движении по неровной дороге, при которой амплитуда колебаний становится недопустимо большой, в результате чего нагрузки на узлы и детали сильно возрастают.

Список литературы

1. Карьерные самосвалы БелАЗ 7555В, 7555Е и их модификации. Руководство по эксплуатации 7555В – 3902015 РЭ. – Республика Беларусь. - 25-2 с.
2. **Рудь Ю.С., Радченко И.С. Белоножко В.Ю., Ткаченко А.С.** Теория изнашивания деталей горных машин, основанная на использовании законов взаимодействия атомов в кристаллической решетке металлов // Міжнародна наукова-технічна конференція «Гірничого металургійний комплекс: досягнення, проблеми та перспективи розвитку». Матеріали конференції 12-16 травня 2009р.- Кривий Ріг, КТУ -2009.- С. 189-190.
3. **Rud Yu.S., Radchenko I.S., Belonozko V.Yu., Tkachenko A.S.** Theory of wear of details of machines, fountded on uses of lows cooperation of atoms in crystalline grates of metals // Nauka i studia.- 2009. - №6(18). - P. 13-21.
4. **Рудь Ю.С., Радченко И.С., Белоножко В.Ю., Ткаченко А.С.** Теория колебаний механических систем с кинематическим возбуждением и ее применение к движению карьерных самосвалов // Восточно-европейский журнал переводных технологий.-2010.-№2/9(44).- С. 32-38.
5. **Тимошенко С.П., Янг Д.Х., Уивер У.** Колебания в инженерном деле. - М.: Государственное издательство физико-математической литературы, 1985. – 472 с.
6. **Ден-Гартог Дж.** Механические колебания. - М.: Физматгиз, 1960.
7. **Мандельштам Л.И.** Лекции по колебаниям. Собр. Трудов. - М.: Издательство АН СССР, 1955.
8. **Рудь Ю.С., Радченко І.С., Кузьміч С.М., Білоножко В.Ю.** Теорія коливань. - Кривий Ріг: «Мінерал», 2002.
9. **Ротенберг Р.В.** Подвеска автомобиля: Колебания и плавность хода. – М.: Машгиз, 1972. – 392 с.
10. **Божкова Л.В., Рябов В.Г., Норицина Г.И.** Влияние вынужденных колебаний кузова на опрокидывание автомобиля при объезде препятствия // Транспортное дело России. - №3. – 2009.
11. **Шупляков С.М.** Колебания и нагруженность трансмиссии автомобиля. – М.: Транспорт, 1974. - 328 с.
12. **Безбородова Г.Б., Галушко В.Г.** Моделирование движения автомобиля. – К.: Вища школа, 1978. – 168 с.
13. **Рудь Ю.С., Радченко И.С., Белоножко В.Ю., Ткаченко А.С.** Исследование поперечных колебаний карьерного самосвала, вызванных неровностями дорожного полотна. Наукові праці Донецького національного технічного університету. - Серія: Гірничо-електромеханічна. - Випуск 18 (172). – Донецьк: ДНТУ. – 2010.-С. 234-241.
14. **Бутенин Н.В., Лунц Я.Л., Меркин Д.Р.** Курс теоретической механики. - Т. 2. - М.: Наука, 1979.

Рукопись поступила в редакцию 15.02.13

УДК 621-752: 621.833

А.А. БОНДАРЕЦ, О.К. КОПАЙГОРА, ст. преподаватели; С.И. НЕЙМИРКО, ассистент
ГВУЗ "Криворожский национальный университет"

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРЕОБРАЗУЮЩЕГО ЗВЕНА "РОТОР-ШПИНДЕЛЬ" ПЛАНЕТАРНО-РОТОРНЫХ ВРАЩАТЕЛЕЙ ПЕРФОРАТОРОВ И БУРИЛЬНЫХ ГОЛОВОК

На базе новейшей бурильной головки с планетарно-роторным вращателем 236.06.236, являющейся рабочим органом бурильной установки УБШ 236, изготовленной согласно плана новой техники ОАО "Криворожгормаш", проведены сравнительные экспериментальные исследования преобразующих звеньев "ротор-шпиндель" трех конструктивных исполнений. Получены зависимости расхода воздуха, крутящего момента и мощности от частоты вращения, выбран вариант преобразующей пары, показавшей наилучшие результаты.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В связи с переходом шахт Кривбасса на все более глубокие горизонты затраты на добычу железной руды подземным способом постоянно повышаются. Характеристики шахт Криворожского бассейна: "Родина", "Октябрьская", "Гвардейская", им. Ленина (ПАО "Криворожжелезрудком); "Юбилейная", им. Фрунзе (ПАО "ЕВРАЗ Сухая Балка"), им. Артема (ПАО "АрселорМиттал Кривой Рог), им. Орджоникидзе (ПАО "ЦГОК"), приведены в табл. 1.

Таблица 1

© Бондарец А.А., Копайгора О.К., Неймирко С.И., 2013

Характеристики шахт Криворожского бассейна

Наименование шахты	Рабочий горизонт макс. глубины м	Глубина горно-капитальных работ, м	Глубина разведанных запасов, м
"Родина"	1315	1465	1765
"Октябрська"	1260	1420	2015
"Гвардейская"	1190	1430	1990
им. Ленина	1275	1500	1955
"Юбилейная"	1260	1340	2060
им. Фрунзе	755	1000	1500
им.Артема	1045	1135	1500
им. Орджоникидзе	527	607	-

Одним из резервов снижения себестоимости добычи руды является применение отечественного, более дешевого и надежного горного оборудования, способного конкурировать с продукцией зарубежных производителей, активно захватывающих в последнее время рынки горной техники украинских горнодобывающих предприятий.

Технические характеристики отечественных бурильных установок (рис. 1) для проходки горно-подготовительных выработок и других подземных работ, серийно выпускаемые Криворожским предприятием ОАО "Криворожгормаш", приведены в табл. 2.

а *б* *в*



Рис. 1. Бурильные установки для подземных работ производства ОАО "Криворожгормаш", оснащенные пневматическими бурильными головками с планетарно-роторным вращателем: *а* - УБШ 501А; *б* -УБШ 312А; *в* - УБШ 236

Таблица 2

Технические характеристики бурильных установок для подземных работ ОАО "Криворожгормаш"

Параметр	УБШ 501А	УБШ 312А	УБШ 236
Производительность установки м/ч	75,0	56,0	42,0
Глубина бурения шпуров	4	3,9	2,4
Количество бурильных головок, шт	3	2	2
Тип пневматических бурильных головок	501А-07.04.0140	Б106.07.01.000	236.05.036
Привод ходовой части	дизельный	дизельный	пневматический
Сечение выработки, м^2	16-65	9-35	6-24
Зона бурения, м	7,2×9	5×7	2,7×3,7
Тип ходовая часть	пневмошинная	пневмошинная	колесно-рельсовый
Скорость передвижения (max), км/ч	10	10	3,5
Габариты (высота, ширина, длина), м	2,8×2,0×13,0	2,5×2,0×12,0	1,5×1,×36,5
Масса, кг	23500	15500	6900

Данные бурильные установки в качестве рабочих органов для автоматического бурения со стрел используют пневматические бурильные головки с независимым вращением бурового инструмента (рис. 2), технические характеристики которых приведены в табл. 3.

а *б*

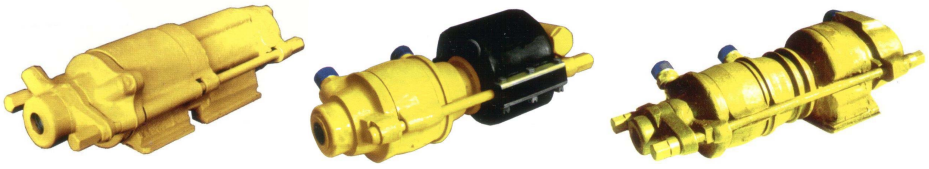


Рис. 2. Головки бурильные пневматические производства ОАО "Криворожгормаш": *а* - 501А-07.04.0140; *б* - Б106.07.01.000; *в* -236.05.036

Таблица 3

Технические характеристики пневматических бурильных головок ОАО "Криворожгормаш"

Параметр	501А-07.04.0140	Б106.07.01.000	236.05.036
Диаметр бурения, мм	46-85	40-65	40-65
Мощность, кВт, не менее	10,8	7,5	7,2
Крутящий момент, Нм, не менее	250	160	160
Расход воздуха, куб. м/мин, не более	13,6	14,0	10,0
Усилие подачи, Н	12000-14000	6000-8000	6000-8000
Габариты, (высота, ширина, длина), м	0,24×0,28×0,79	0,2×0,27×0,6	0,2×0,26×0,65
Масса, кг, не более	150	65	85

Эффективность работы данных бурильных головок, созданных на базе колонковых перфораторов ПК75 и ПК60, во многом зависит от конструктивных параметров планетарно-роторного вращателя, который является одним из основных узлов бурильных головок и определяет наиболее важные ее показатели: расход воздуха и крутящий момент, вес и габариты, производительность и надежность.

Соединение "ротор-шпиндель" планетарно-роторного вращателя преобразует планетарное движение ротора внутри статора во вращательное движение шпинделя, а значит и бурового инструмента и является звеном, определяющим в значительной мере производительность бурильных головок, переносных и колонковых перфораторов с планетарно-роторным вращателем, поэтому исследование основных технических характеристик бурильных машин данного класса при применении различных конструктивных исполнений преобразующего звена "ротор-шпиндель" и обоснование по их результатам наиболее оптимального варианта преобразующего звена "ротор-шпиндель" - является актуальной задачей.

Анализ исследований и публикаций. Исследованию преобразующего звена "ротор-шпиндель" планетарно-роторных, или гипоциклоидных, вращателей перфораторов и бурильных головок посвящены работы Я.Е. Альтшулера, Л.И. Пирогова, А.М. Шестакова, Н.Н. Есина, В.М. Васильева, К.И. Иванова, А.Е. Борисенко, А. К. Супруна, Ш.Д. Хуссейна, В.Я. Своробы и др. [1-5].

В работах [1;4] указывается, что конгруэнтное зацепление между ротором и шпинделем обеспечивает достаточно низкий КПД и отдается предпочтение эвольвентному зацепления с разницей в один зуб. Преобразующее звено "ротор-шпиндель" с крестовой преобразующей парой экспериментально не исследовалось.

Постановка задачи. Задачей настоящей работы явилось исследование преобразующего звена "ротор-шпиндель" планетарно-роторных вращателей перфораторов и бурильных головок, выполненного по трем различным конструктивным исполнениям и получение по результатам эксперимента трех функциональных зависимостей (расхода воздуха, крутящего момента и мощности от частоты вращения) для данных конструктивных исполнений

Изложение материала и результаты. Соединение "ротор-шпиндель" планетарно-роторных вращателей перфораторов и бурильных головок необходимы для преобразования планетарного (сложного плоскопараллельного) движения ротора во вращательное движение шпинделя с буровой штангой.

Согласно положениям Л.И. Пирогова [2], по принципу действия данные преобразующие звенья представляют собой известные в технике соединения, позволяющие передавать вращение между параллельно сдвинутыми валами или между валами, сдвинутыми под некоторым углом: зубчатые муфты карданные валы, шарнирные четырехзвенники, кулачково-крестовые муфты, встроенные планетарные передачи и др.



Рис. 3. Конструктивное исполнение звена "ротор-шпиндель":
а - конгруэнтное; *б* - эвольвентное с разницей в один зуб; *в* - крестовое с промежуточной втулкой

В данной работе проведены сравнительные исследования преобразующих звеньев "ротор-шпиндель" трех конструктивных исполнений: конгруэнтного, эвольвентного с разницей в один зуб (шпиндель $m = 2{,}5;\ z = 32$) и крестового с промежуточной втулкой.

Экспериментальные испытания преобразующих звеньев "ротор-шпиндель" трех конструктивных исполнений были проведены на базе одной и той же новейшей бурильной головки 236.06.236, выпущенной согласно плана новой техники ОАО "Криворожгормаш" и предназначенной для оснащения двухстреловой бурильной установки УБШ 236 (имеющей по сравнению с аналогом УБШ 207 (Россия) на 30% большую производительность и в 2 раза меньший расход воздуха). Исследования проводились путем замены одного варианта конструктивного исполнения преобразующего звена "ротор-шпиндель" на другой.

Графики зависимостей расхода воздуха, крутящего момента и мощности от частоты вращения приведены соответственно на рис.4*а*,*б*,*в*

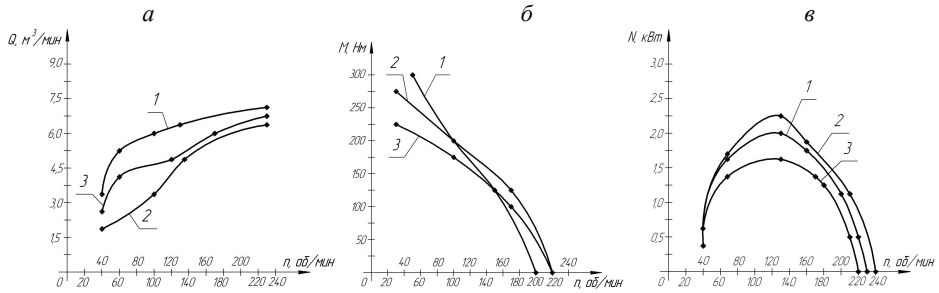


Рис. 4. Графики зависимостей для трех конструктивных исполнений преобразующего звена "ротор-шпиндель" (*1* - конгруэнтное; *2* - эвольвентное с разницей в один зуб; 3 - крестовое с промежуточной втулкой): *а* - расход воздуха от частоты вращения; *б* - крутящий момент от частоты вращения; *в* - мощность от частоты вращения;

Для получения одинаковых результатов и исключения влияния величины торцевого зазора (0,02-0,06 мм) на параметры эксперимента торцы роторов всех трех узлов шлифовались на плоскошлифовальном станке с одной установки вместе.

Выводы и направления дальнейших исследований. По результатам эксперимента можно сделать следующие выводы:

На номинальной частоте вращения 120 об/мин, применение преобразующей пары "ротор-шпиндель" с эвольвентным зацеплением обеспечивает снижение расхода воздуха при работе бурильной головки;

На номинальной частоте 120 об/мин, крутящий момент при работе бурильной головки для всех трех конструктивных исполнений преобразующих пар "ротор-шпиндель" примерно одинаков;

На номинальной частоте 120 об/ мин, развиваемая мощность у бурильной головки с преобразующим звеном "ротор-шпиндель" - наивысшая.

Из трех конструктивных исполнений преобразующего звена "ротор-шпиндель" вариант с эвольвентным зацеплением между ротором и шпинделем с разницей в один зуб (шпиндель m=2,5; z = 32) показал наилучшие результаты, что определяет направление дальнейших исследований, а именно поиск оптимальных параметром теперь уже эвольвентного зацепления.

Список литературы

1. **Альтшулер Я.Е.** Гипоциклоидный пневмодвигатель / Я.Е. Альтшулер // Угольное и горнорудное машиностроение. – М.: НИИ Информтяжмаш, 2-70-8, 1970. – С. 131-139 с.

2. **Пирогов Л.И.** Исследование промежуточного преобразующего звена гипоциклоидного вращателя / Л.И. Пирогов // сб. Машины для бурения шпуров и скважин. – Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1971. – С. 227-234 с.

3. **Васильев В.М.** Перфораторы. справочник / В.М. Васильев. - М.: Недра, 1989. - 216 с.

4. **Хуссейн Ш.Д.** Совершенствование конструкций вращателей бурильных головок / Ш.Д. Хуссейн // Разраб. рудн. месторожд.. – Вып. 66. – Кривой Рог, КТУ. – 1998. – С. 104-108.

5. **Борисенко А.Е.** Пневматичекие бурильные головки / А.Е. Борисенко, В.Н. Щербина, А.К. Супрун // Горный журнал. - 1999. - № 10 - С.47-48.

Рукопись поступила в редакцию 15.02.13

УДК 622.233.6

В.А. ГРОМАДСКИЙ, аспирант, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»,
В.А. ГРОМАДСКИЙ, магистр, ООО «КМШ ПЛЮС»

СОЗДАНИЕ И ИССЛЕДОВАНИЕ АМОРТИЗАТОРА ИЗГИБНЫХ КОЛЕБАНИЙ (АИК) БУРОВОГО СТАВА СТАНКА ШАРОШЕЧНОГО БУРЕНИЯ СБШ-250

Приведены результаты аналитических и экспериментальных исследований, и обоснование параметров амортизатора изгибных колебаний бурового става, результаты имитационного моделирования применения такого амортизатора на станке СБШ-250.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Практически у всех буровых станков, при работе возникают интенсивные динамические нагрузки, разрушающие основные узлы рабочего оборудования, приводящие к значительной вибрации в кабине машиниста и виброболезни обслуживающего персонала. За последние 30-40 лет выполнено значительное количество работ по исследованию и снижению динамических нагрузок карьерных буровых станков типа СБШ. Однако до настоящего времени пока не найдено технического решения эффективного и надежного средства снижения динамических нагрузок этих машин.

Анализ исследований и публикаций. Известно применение центраторов бурового става, размещенных в скважине, для снижения изгибных колебаний буровой штанги [1]. Два стабилизирующих устройства (центратора става в скважине), установленные на стыке отдельных штанг бурового става позволили снизить уровень вибрационного ускорения поперечных колебаний бурового става станка БС-1Ш более чем в 4 раза. Однако существенными недостатками такого способа являются трудоемкость установки центраторов на каждом стыке штанг. Не надежность работы в условиях влажной, абразивной и химически агрессивной среды скважины, ухудшение условий выноса буровой мелочи из скважины. Последний недостаток приводит к снижению производительности бурения и повышенному износу бурового инструмента.

Постановка задачи. Обоснование структуры и параметров АИК станка шарошечного бурения за счет создания нового и эффективного устройства, размещенного между станком и скважиной.

Изложение материала и результаты. При создании АИК нами была использована идея создания устройства, которое ограничивает поперечные колебания бурового става до величины меньшей, чем зазор между стенкой скважины и наружной поверхностью штанги. Это устройство размещается в нижней части мачты станка и через упругодемпфирующие буферы и с четырех сторон сжимает гидроцилиндрами буровую штангу. Разработанный буровой станок с устройством АИК защищен патентом Украины [2].

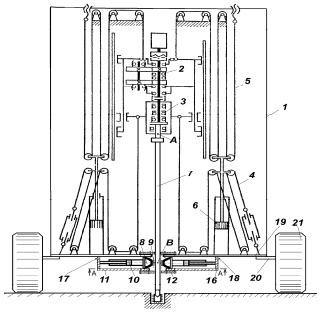


Рис. 1. Схема станка шарошечного бурения с устройством АИК

Станок шарошечного бурения с устройством АИК, рис. 1, состоит из мачты *1*, вращателя *2*, опорно-подающего узла *3*, полиспастов подачи *4* и подъема *5* вращателя *2* с опорно-подающим узлом *3*, гидроцилиндров *6* подачи бурового става *7*.

Упругодемпфирующие буферы *8* устройства АИК, контактируют с буровым ставом *7* через катки *9* и прижимаются к нему гидроцилиндрами *10*. Крышка-щит *11* с резинокордовым фартуком *12* закрывает снизу от выбросов пульпы из скважины гидроцилиндры *10*, бу-

© Громадский В.А., Громадский В.А., 2013

феры *8*, толкатели *13*, направляющие *14* и стойки *15*. Корпус *16* закреплен на основании *19* мачты *1*, которая имеет ось *20* для поворота в горизонтальное транспортное положение относительно рамы станка и гусениц *21*. Кронштейны *22* катков *9*, рис. 2, закреплены на упругодемпфирующих буферах *8* стяжками *23*, рис. 3. Кронштейны *22* имеют специальную конфигурацию, которая обеспечивает угол α между осями катков *9* и осью бурового става *7*. Благодаря наклону осей катков *9* к оси буровой штанги *7* под углом α, рис. 3, они перекатываются по спирали по наружной поверхности штанги, которая при бурении постоянно смещается вниз. Это обеспечивает минимальное трение катков о поверхность штанги и их уменьшенный износ.

Упругодемпфирующие буфера *8*, прижатые гидроцилиндрами *10* к штанге бурового става *7* значительно повышают его устойчивость, уменьшают величину поперечного изгиба, поглощают энергию поперечных колебаний става и снижают вибрацию бурового станка. Буровой став *7* в процессе бурения и углубления скважины смещается вниз. За счет того, что катки *9* перекатываются по штанге по траектории спирали, облегчается их перекатывание через фрезерованные пазы *24*, рис. 2, предназначенные для ключей свинчивания - развинчивания штанг бурового става *7*, а также уменьшает боковое проскальзывание катков по поверхности штанги продольно ее оси.

Одним из наиболее ответственных элементов устройства АИК является упругодемпфирующий буфер *8* - резинокордовая скоба - амортизатор.

Наиболее рациональным вариантом материала скобы - буфера *8* является слоеная анизотропная, конструкция. Амортизаторы такого типа РКВ-К-260 [3,4], рассчитанные на нагрузку 2,6 кН (260 кгс) применены на карьерных экскаваторах.

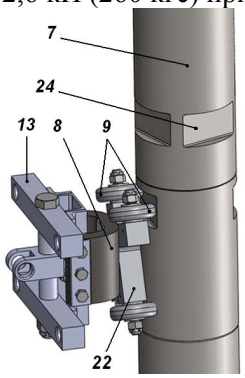


Рис. 2. Фрагмент буровой штанги с прижатыми к ней катками и буфером АИК

Такие амортизаторы показали высокую эффективность снижения динамических нагрузок и надежность в работе. За 7 лет эксплуатации ни один амортизатор не вышел из строя.

Однако для поглощения интенсивных резонансных колебаний бурового става станка СБШ-250 нагрузочную способность амортизатора необходимо увеличить примерно в три раза по сравнению с РКВ-К-260. Для этого вместо кольцевой формы мы применили для буфера *8* АИК арочную резино-кордовую конструкцию и увеличили его ширину до 150 мм со 120 мм.

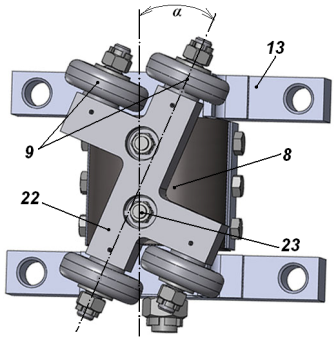


Рис. 3. Крепление катков к буферу АИК

Определены величины деформаций буфера АИК прессе ИП-2000-1 при нагрузке - разгрузке, по которым построены диаграммы, рис. 4 и определен коэффициент поглощения ψ, характеризующий демпфирующую способность буфера.

После обработки результатов испытаний буферов на сжатие - разжатие получены гистерезисные петли для рабочих усилий прижатия к буровому ставу до 8 кН, приходящихся на каждый буфер.

По результатам экспериментальных данных определен эмпирический коэффициент поглощения энергии ψ = 0,26. Такие высокие значения коэффициента поглощения позволяют, в сочетании с повышением устойчивости бурового става за счет силового воздействия на него, значительно уменьшить поперечную деформацию и резонансные колебания штанги.

По данным рис. 4 коэффициент жесткости буфера АИК равен

$$C_{АИК\text{-}2} = 8 \text{ кН} / 0{,}2 \text{ м} = 40 \text{ кН/м}. \quad (1)$$

где в формуле (1) усилие сжатия буферов 8 кН и их деформация 0,2 м взяты из диаграммы, рис. 4.

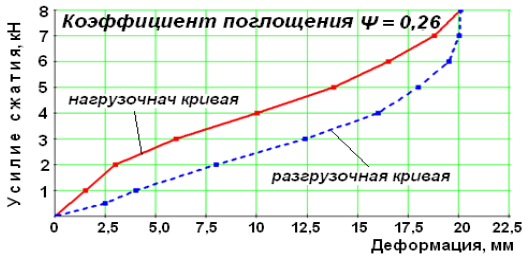
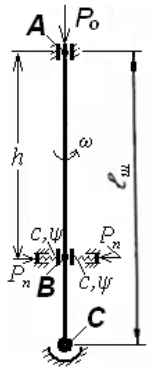


Рис. 4. Гистерезисная петля буфера АИК

Исследование эффективности применения устройства АИК для станка шарошечного бурения СБШ-250 выполнено методом имитационного компьютерного моделирования с использованием программного комплекса SolidWorks в среде COSMOSWorks с использованием приложения динамических расчетов FFEPlus на примере бурового става с двумя тяжелыми буровыми штангами. Нами установлено, чаще всего и самые экстремальные режимы бурения возникают при бурении двумя тяжелыми штангами Ø219×51,5 мм.

Для построения компьютерной модели буровой штанги использована схема, рис. 5, исходя из допущений о том, что верхний конец штанги в точке *A* вращается в шпинделе опорно-подающего узла станка по скользящей посадке. Катки *9* устройства АИК, контактирующие со штангой в точке *B* также создают эквивалент скользящей посадки. Нижний конец штанги с долотом представлен в виде шаровой пяты в точке *C*.

Рис. 5. Схема бурового става с буферами АИК



Исследования проведены для станка СБШ-250МНА, с долотом 244,5 ОК-ПГВ Ш2.33УН31-М, образующим скважину Ø 244,5 мм. В этом случае зазор между стенкой скважины и наружной поверхностью буровой штанги S=(244,5-219)/2≈13 мм. Среднее осевое усилие бурового става P_o=200 кН, силы, прижимающие катки *9* к штанге *7* через буферы *8*, P_n = 8 кН, угловая скорость вращения (число оборотов) бурового става штатного бурового станка ω = 11,9 1/с (114 об/мин). У станка с устройством АИК намеренно принят более динамичный режим с повышенной частотой оборотов ω = 12,6 1/с (120 об/мин).

На рис. 6 приведены результаты сравнительных исследований динамических деформаций буровых ставов для штатного варианта станка СБШ-250МНА и станка с устройством АИК при различных размерах от точки *B* до точек *A* и *C* по мере углубления скважины. Для наглядности на рис.6 выбран различный масштаб шкал деформаций буровых ставов: *а* - 1:10; *б* - 8,5:1; *в* - 3:1; *г* - 1,5:1. Зоны максимальных деформаций ставов показаны на рисунках стрелками, а величины деформаций на шкалах.

Из рис. 6*а* видно, что буровой став в штатном варианте станка при заданных параметрах бурения имеет амплитуду резонансной деформации Δ_{max}=155,2 мм.

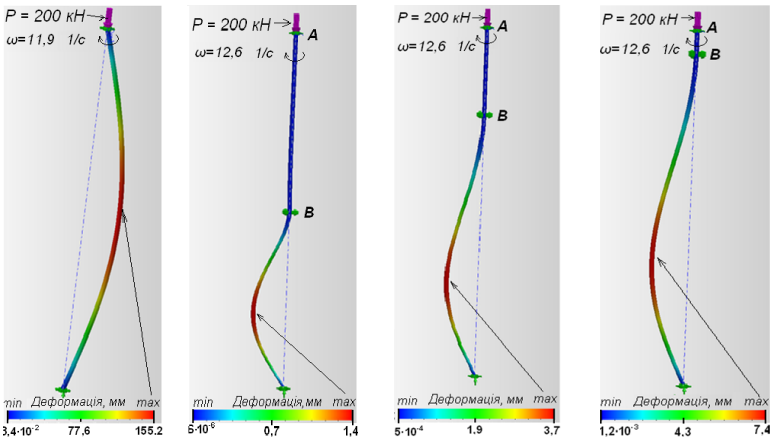


Рис. 6. Результаты имитационного моделирования деформаций буровой штанги на штатном варианте станка СБШ-250 и с применением буферов АИК: *а* буровой став штатного станка *б* АИК в начале бурения 2-й штангой *в* АИК в середине бурения 2-й штангой *г)* АИК в конце бурения 2-й штангой

Поскольку величина зазора S между стенкой скважины и поверхностью буровой штанги всего 13 мм, т.е. почти в 12 раз меньше резонансной деформации Δ_{max}, поэтому скважина ограничивает эту амплитуду, появляется интенсивное импульсно-ударное скобление боковой поверхности штанги о стенку скважины с частотой вращения бурового става. При этом верхняя часть бурового става начинает описывать круговые движения с частотой вращения штанги, появляются ударные нагрузки в зазорах между ползунами вращателя, и их направляя ющими швеллерами. Швеллера от ударов остаточно деформируются так, что вращатель иногда вываливается из них, элементы жесткости решетки мачты разрываются. Виброударные динамические нагрузки передаются на мачту и от мачты на раму станка, возникнет интенсивная вибрация станка.

На рис. 6*б* показан вариант параметрического имитационного для варианта станка с устройством АИК, когда начато бурение после наращивания второй буровой штанги. В этом случае точка *B* разделяет буровой став примерно пополам, т.е. $AB \approx BC = 8$ м. Как видно из данного рисунка динамические резонансные деформации штанги существенно изменились по сравнению с рис. 6*а*. На участке штанги *AB* внутри мачты станка *min* деформация не превышает $6 \cdot 10^{-6}$ мм (темно-синий цвет в левой части шкалы деформаций и самой штанги на участке *AB*). На участке штанги ниже точки *B* внутри скважины *max* деформация - красный цвет шкалы деформаций и самой штанги (показано стрелкой) не превышает 1,4 мм, что в 110 раз меньше, чем на штатном варианте станка и более, чем в 9 раз меньше зазора *S* между стенкой скважины и поверхностью буровой штанги. Поэтому ни какого трения между стенкой скважины и поверхностью штанги нет, виброударные динамические нагрузки отсутствуют.

На рис. 6*в* показан вариант динамического имитационного моделирования, когда после наращивания второй штанги буровой став дополнительно углубился в скважину примерно на 4 м. Расстояние *AB* уменьшилось до 4 м, а расстояние *BC* увеличилось до 12 м. В этом случае на участке штанги ниже точки *B*, внутри скважины *max* деформация равна 3,7 мм, что в 42 раза меньше, чем на штатном варианте станка, рис. 6*а* и в 3,5 раза меньше зазора *S* между стенкой скважины и поверхностью буровой штанги и, как и в предыдущем варианте, рис. 6*б* виброударные динамические нагрузки отсутствуют.

Варианты для случаев не полной деформации упругодемпфирующих буферов устройства АИК с усилиями сжатия P_n<8 кН, рассматривать не будем, так как применение дополнительной опоры бурового става скользящей посадке в точке *B* штанги при полной деформации упругодемпфирующей скобы - буфера *8*, рис.1-3, позволяет в 21-110 раз уменьшить резонансные амплитуды поперечных динамических деформаций бурового става *7* до величин в 1,8-9 раз меньших, чем зазор между стенкой скважины и поверхностью буровой штанги. Это позволяет исключить виброударный контакт со стенкой скважины и экстремальные динамические нагрузки бурового станка.

Катки *9* устройства АИК, рис. 2, прижимаются гидроцилиндрами *10* к буровому ставу *7* не постоянно, а только в периоды, когда в ставе две и более штанги и только тогда, когда в процессе бурения возникает виброударное скобление бурового става о стенку скважины. Это позволит увеличить срок службы катков, направляющих штоков *14* скоб-буферов и гидроцилиндров *10*.

Выводы. Наиболее рациональное размещение устройства АИК между нижней частью мачты станка и устьем скважины.

Силовое воздействие на буровой став через упругодемпфирующие буферы позволяет значительно снизить резонансные изгибные деформации штанги в поперечном направлении.

В результате динамического имитационного моделирования применения такого АИК установлено, что в 21-110 раз уменьшаются резонансные амплитуды поперечных динамических деформаций бурового става до величин в 1,8-9 раз меньших, чем зазор между стенкой скважины и поверхностью буровой штанги. Это позволяет исключить виброударный контакт со стенкой скважины и экстремальные динамические нагрузки бурового станка.

Задачи дальнейших исследований. Теоретически и экспериментально определить влияние параметров АИК на амплитудно-частотную характеристику бурового става при различных режимах бурения.

Выполнить изготовление опытного образца устройства АИК, его промышленные исследования эффективности и работоспособности.

Список литературы

1. **Кутузов Б. Н., Шаронов Г. И., Кивва А. В., Филиппов В.С.** Исследование влияния центратора на статистическую устойчивость бурового става // Известия вузов. Горный журнал. -1978. -№ 8. -С. 55-59.

2. Патент України на корисну модель № 67285, Е21В, Буровий верстат. **В.А. Громадський** № u 201109259, заявлено 25.07.2011. (Опубл. 10.02.2012: Бюл.№3).

3. **Громадский А.С**. Снижение динамических нагрузок карьерных экскаваторов / Монография. - Кривой Рог: Издательский центр КТУ. - 2008. – 280 с., ил.

4. Патент № 870759, Україна, F16F 1/02. Амортизатор. / Патентовласник **А.С. Громадськи**й // **А.С.Громадський, В.А. Громадський** - № a 200511180, заявлено 25.11.2005. (Опубл. 25.10.2007: Бюл.№17).

Рукопись поступила в редакцию 18.0313

УДК 622.233.05.

А.С. ГРОМАДСКИЙ, д-р техн. наук, проф., В.Д. АФАНАСЬЕВ, канд. техн. наук, доц.,
Д.И. КУЗЬМЕНКО, аспирант, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОХОЖДЕНИЯ УДАРНОГО ИМПУЛЬСА ЧЕРЕЗ БУРОВОЙ ИНСТРУМЕНТ

Определены рациональные геометрические параметры корпуса коронки, обеспечивающие максимальную передачу энергии ударной волны породоразрушающим штырям.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Среди многих видов подземных выработок, которые проводятся на железорудных шахтах, наибольшую сложность представляет процесс проведения нарезных выработок небольшого сечения (не больше 2,2х2,2 м) на подэтажах при проходке к рудному телу.

Объем проведения таких выработок достигает до 70% от общего объема проходческих работ на шахтах Криворожского железорудного бассейна. Сложность проведения нарезных выработок обусловливается специфическими условиями, в которых осуществляется этот процесс. Малый размер свободного пространства выработки, который не позволяет применять мощное буровое оборудование при повышенной крепости пород (f=14-20).

Соответственно и эффективность взрывных работ в таких условиях относительно невысокая. Как правило, величина коэффициента использования шпура (КИШ) не превышает 0,6-0,8. Это имеет серьезные негативные экономические последствия в связи с неэффективным использованием ресурсов на буровзрывных работах.

Анализ исследований и публикаций. Проблемой повышения эффективности буровзрывных работ занимались известные ученые в отрасли горных машин и механики бурения [1-4]. В этих работах показано, что одним из наиболее эффективных методов решения проблемы является применение компенсационных шпуров и скважин.

Авторами вышеприведенных работ предложено ряд методов и устройств образования компенсационных шпуров. Однако в связи со сложностью этих методов и конструкций устройств, их повышенной стоимостью, а также недостаточной эффективностью эти устройства так и не нашли применения в практике проведения подземных горных выработок в условиях железорудных шахт.

Постановка задачи. Целью настоящей работы является обоснование и разработка рациональных конструкций штыревых коронок для образования компенсационных шпуров и увеличения КИШ буровзрывных работ при проведении подэтажных подземных горных выработок в условиях железорудных шахт.

Изложение материала и результаты. При нанесении удара по хвостовику штанги, в последней формируется волна деформаций и напряжений. Эта волна при распространении по буровом инструменту формирует продольные волны, которые создают продольное внедрение коронки в горную породу.

Поле напряжений в коронках еще более усложняется в результате наличия продувочных каналов и боковых пазов для выноса буровой мелочи.

Исследование известных конструкций корпуса коронок-расширителей КРК (рис. 1*а*,*б*) для бурения компенсационных шпуров (скважин) показывает, что они не достаточно обеспечивают передачу ударного импульса от поршня ударной машины к породе, а так же не обладают необходимой прочностью корпусов и креплением направляющих устройств при бурении крепких пород.

© Громадский А.С., Афанасьев В.Д., Кузьменко Д.И., 2013



Рис. 1. Общий вид коронки КРК

Ввиду малой величины внедрения породоразрушающего твердосплавного вооружения инструмента, основная часть приложенного к коронке ударного импульса поглощается ее корпусом, что обеспечивает небольшую скорость бурения и вызывает зарождение усталостных трещин в наиболее напряженных зонах (место соединения коронки и буровой штанги) и, как следствие, выход инструмента из строя.

Была разработана новая конструкция штыревой комбинированных коронки-расширителя, которая обеспечивает формирование компенсационных шпуров в одну стадию (бурение шпуров и их расширение одновременно) рис. 2.



Рис.2. Штыревая комбинированная коронка-расширитель

Для исследования напряжений в элементах корпуса коронки нами выполнено виртуальное компьютерное моделирование с использованием пакета COSMOSWorks. Пакет COSMOSWorks основан на использовании метода конечных элементов. Все расчетные схемы коронок были построены в среде SolidWorks с учетом требований, выдвигаемых пакетом COSMOSWorks. На рис. 1,3 показаны результаты моделирования (для наглядности продольные разрезы коронок).

На рис. 1,3, характерные зоны напряжений в корпусе коронки и соответствующие им зоны на шкалах напряжений выделены круговыми линиями. Из рис. 3 видно, что новая коронка обеспечивают лучшую передачу энергии бойка к породоразрушающим штырям, величина напряжений на штырьках составляет 46,86 МПа. В то время как величина напряжений на лезвиях коронки типа КРК составляет порядка 19,42 МПа (рис. 1).

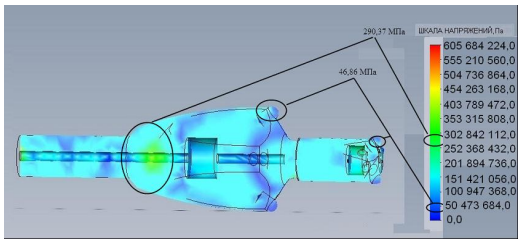


Рис. 3. Результаты исследований прохождения ударной волны по штыревой комбинированной коронке-расширителю

Следует отметить, что в коронке типа КРК, рис. 1, присутствует зона перенапряжения корпуса коронки в месте посадки коронки на буровую штангу. Величина этого напряжения порядка 564,68 МПа. Такая величина напряжения может привести к разрушению корпуса коронки при наличии концентраторов напряжений и микротрещин после термообработки.

Коронки с повышенными напряжениями на штырьках, рис. 3, теоретически обеспечат повышенную эффективность разрушения горной породы пропорционально отношению напряжений на штырьках, по сравнению с коронками, рис. 1, с меньшими напряжениями на штырьках, в которых разрушение породы осуществляется только за счет бокового скалывания.

Для подтверждения результатов компьютерного моделирования прохождения ударного импульса через буровой инструмент были проведены лабораторные исследование прохождение виброускорения через выше рассматриваемые коронки и на разрушаемую породу.

На рис. 4,5 представлены значения виброускорение которые возникают в момент удара ударника о хвостовик буровой штанги (1) и виброускорение переданное через буровой инструмент породе (2) в диапазоне частот 2 - 1000 Гц.

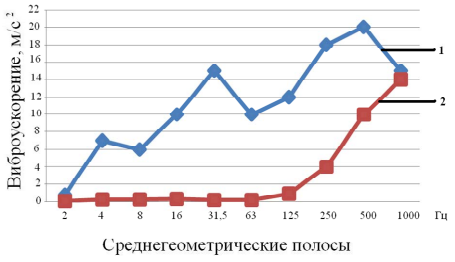


Рис.4. Значения виброускорения, м/с^2 комбинированной коронки-расширителя на: 1 - буровой штанге; 2 - породе

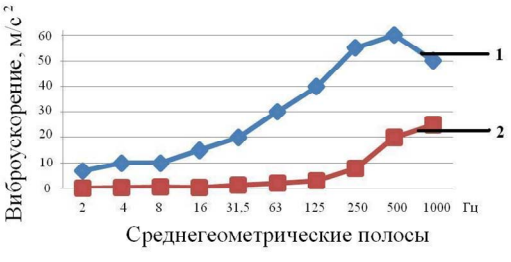


Рис. 5. Значения виброускорения, м/с^2 коронки-расширителя КРК на: 1 - буровой штанге; 2 - породе

Методика определения суммарного значения виброускорения заключается в следующем: полученные значения виброускорения, рис. 4,5 с помощью таблицы соотношения виброускорения в дБ и его значения в м/с^2, переводим с м/с^2 в дБ, далее находим суммарное значение виброускорения в дБ и соответствующее ему значение в м/с^2.

На рис. 6,7 представлены суммарные значения виброускорения которые возникают в момент удара ударника о хвостовик буровой штанги (1) и виброускорение переданное через буровой инструмент породе. Из рисунков видно, что комбинированная коронка-расширитель обеспечивает лучшую передачу виброускорения от ударника к породе, по сравнению с коронкой КРК.

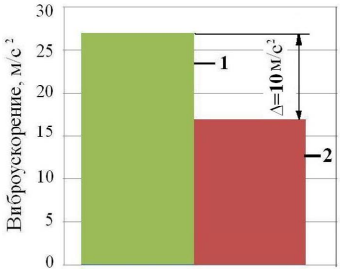


Рис. 6. Суммарное значения виброускорения, м/с^2 комбинированной коронки-расширителя на: 1 - буровой штанге; 2 - породе

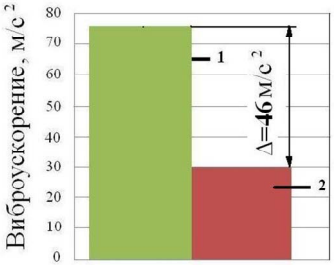


Рис. 7. Суммарное значения виброускорения, м/с^2 коронки-расширителя КРК на: *1* - буровой штанге; *2* - породе

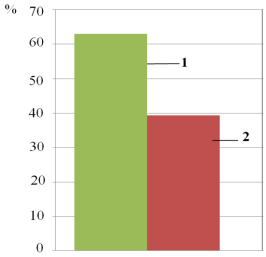


Рис. 8. Процентное соотношение передачи виброускорения: 1 - комбинированной коронки-расширителя; 2 - коронки-расширителя КРК

На рис. 6,7 главная величина Δ, которая характерезует потери энергии удара в коронках. Чем больше Δ, тем значительнее потери.

Это подтверждается рис. 8, на котором показано процентное соотношение передачи виброускорения коронкой КРК и комбинированной коронкой-расширителем. Из рисунка видно, что комбинированная коронка-расширитель обеспечивает передачу виброускорения на породу в размере 63% от начальной величины виброускорения которое было в момент удара по хвостовике буровой штанги, в то время как коронка-расширитель КРК обеспечивает передачу виброускорения в размере 39,37% от начальной величины.

Для подтверждения результатов аналитических исследований были проведены сравнительные эксперименты при бурении шпуров экспериментальной коронкой и коронкой-расширителем КРК.

На рис. 9, показано сравнение скорости бурения экспериментальной и серийной коронок, полученной в результате лабораторных экспериментов. На рис. 10 представлены зависимость затрат времени на бурение шпура глубиной 1,5 м. При этом бурение комбинированной коронкой осуществлялось в монолите гранитной породы, а бурение коронкой КРК осуществлялось в предварительно пробуренном шпуре Ø40 мм. Поэтому если учитывать время и енергозатраты на бурение подготовительного шпура, то эффективность новой коронки будет еще выше.

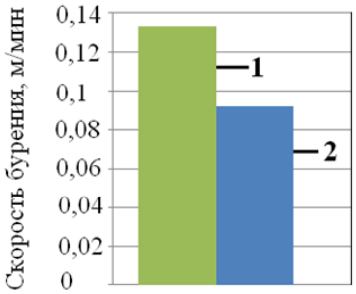


Рис. 9. Скорость бурения: 1 - экспериментальная коронка; 2 - коронка-расширитель КРК

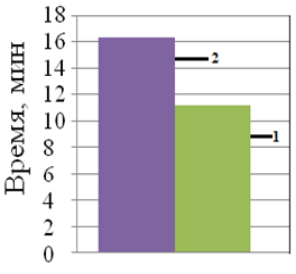


Рис. 10 Затраты времени на бурение: 1 - экспериментальная коронка; 2 - коронка-расширитель КРК

В результате проведенных экспериментов установлено следующее.

Комбинированная коронка-расширитель обеспечивает передачу виброускорения на породу в размере 63% от начальной величины виброускорения которое было в момент удара по хвостовике буровой штанги. В то время как коронка-расширитель КРК обеспечивает передачу виброускорения в размере 39,37% от начальной величины;

В ходе лабораторных экспериментов, подтверждены результаты аналитических исследований о влиянии геометрических параметров корпуса коронки на процесс передачи ударной вол-

ны от поршня-ударника к породоразрушающим элементам. Коронки с повышенными напряжениями на штырьках, рис. 3, обеспечивают повышенную эффективность разрушения горной породы по сравнению с коронками с меньшими напряжениями на штырьках, см. рис. 1, в которых разрушение породы осуществляется в основном за счет бокового скалывания.

В ходе сравнительного бурения шпуров в лабораторных условиях экспериментальной коронкой и коронкой-расширителем КРК установлено, что скорость бурения коронок экспериментальной комбинированной коронки-расширителя повышается. Она равна 0,133 м/мин, что в 1,45 раза выше, чем у коронки-расширителя КРК 0,092 м/мин, рис. 9, несмотря на то, что коринкой КРК бурили в уже пробуренном шпуре Ø40 мм, т.е. условия бурения для коронки КРК были лучшими, но бурила она хуже

В коронке типа КРК, присутствует зона перенапряжения корпуса коронки в месте посадки коронки на буровую штангу. Величина этого напряжения порядка 564,68 МПа, такая величина напряжения превышает допустимое и может привести к разрушению корпуса коронки;

5. Ударная волна, формируемая поршнем-ударником, не доходит до лезвий коронки-расширителя КРК, следовательно, разрушение породы осуществляется в основном за счет бокового скалывания. Это можно объяснить следующим образом. Если ударная волна, проходя по штанге, встречает на своем пути утолщения (бурты) или сужения (нарезка), то перед буртом возникают пиковые напряжения, которые вызывают отражения ударных волн [5]. Когда волна подходит к соединению штанги с коронкой, то происходят сложные отражения и наложения ударных волн. Выпускаемые коронки КРК имеют резкие переходы сечения по длине, что вызывает повышенные отражения ударных волн и как следствие поломки инструмента и производительности бурения.

Выводы и направления дальнейших исследований. 1. Одним из наиболее эффективных путей повышения буровзрывных работ при перфораторном бурении есть применение компенсационных шпуров.

2. Применением равных сечений в местах соединений между коронкой и штангой можно добиться максимальной передачи энергии прямого импульса из буровой штанги на породоразрушающие элементы коронки.

3. Корпусам буровых коронок необходимо придавать форму минимальными изменениями сечений. При такой форме коронок отражение ударных волн будут минимальными, а это повышает производительность бурения и уменьшает число поломок инструмента.

4. Разработана новая конструкция штыревой комбинированной коронки-расширителя, которая обеспечивает формирование компенсационных шпуров в одну стадию (бурение шпуров и их расширение одновременно).

5. Конструкция коронки разработана таким образом, что обеспечивает максимальную передачу ударного импульса от поршня-ударника к породоразрушающим штырям, а также равномерное распределение напряжений по корпусу коронки, при этом обеспечивается повышенное продольное внедрение коронки, необходимое для разрушения породы.

6. Скорость бурения экспериментальной коронкой-расширителем 1,45 раза выше, чем у коронки-расширителя КРК.

7. Коронки с повышенными напряжениями на штырьках увеличивают эффективность разрушения горной породы.

Направлениями дальнейших исследований являются определение повышения эффективности применения комбинированных коронок при бурения компенсационных шпуров в промышленных условиях.

Список литературы

1. **Алимов О. Д.** Исследование процессов разрушения горных пород при бурении шпуров. Изд-во Томского университета, Томск, 1960.

2. **Арцимович Г.В.** Исследование и разработка породоразрушающего инструмента для бурения. Изд-во “НАУКА” СИБИРСКОЕ ОТДЕЛЕНИЕ Новосибирск – 1978.

3. **Остроушко И. А.** Разрушение горных пород при бурении. Госгеолиз-дат, М., 1952.

4. **Царицын В. В.** Бурение горных пород. Гостехиздат, К., 1959.

5. **Иванов К.И.** Прохождение ударных импульсов через буровой инструмент. Горный породоразрушающий инструмент (Сборник статей), К., 1966.

Рукопись поступила в редакцию 18.03.13

УДК 621.31: 622.53

Д.В. БАТРАКОВ*, ассистент, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АНАЛИЗ И ОСОБЕННОСТИ СПОСОБОВ ПОВЫШЕНИЯ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ ШАХТНЫХ НАСОСНЫХ ВОДООТЛИВНЫХ УСТАНОВОК СРЕДСТВАМИ ЭЛЕКТРОПРИВОДА

Проведен анализ способов повышения энергоэфективности электропривода насосных водоотливных установок шахт. Приведены особенности применения частотного регулирования параметрами работы электропривода на примере шахтной водоотливной насосной установки с насосом ЦНС 300-600. Рассмотрен комбинированный способ регулирования подачи и напора насоса, сочетающий изменение частоты вращения рабочего колеса насоса с дросселированием. Обоснована целесообразность внедрения частотно-регулируемого электропривода, в частности «комбинированным» способом, для регулирования параметров работы шахтных насосных водоотливных установок.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Анализ потерь в сфере производства, распределения и потребления электроэнергии показывает [1-6], что большая часть потерь (до 90%) приходится на сферу энергопотребления, тогда как потери при передаче электроэнергии составляют лишь 9-10 %. Из этого становится ясно, что основные усилия по энергосбережению должны быть сконцентрированы именно в сфере потребления электроэнергии. Энергосбережение в любой сфере сводится к снижению бесполезных потерь энергии.

Стоимость электроэнергии [1-6], потребляемой ежегодно средним двигателем в промышленности, почти в 5 раз превосходит его собственную стоимость. Очевидно, что за время службы двигателя (десятки лет) энергетическая составляющая несоизмеримо выше составляющей, связанной с капитальными затратами, в связи с чем вопросы оптимизации именно энергетической составляющей являются особенно важными.

В условиях шахт большая часть электроэнергии потребляется электроприводами насосов и вентиляторов, установленная мощность которых на глубоких шахтах достигает 40% от мощности всех электропотребителей. Стоимость электроэнергии в общей сумме эксплуатационных расходов составляет до 40-50% [1-4]. Как показывает статистика, в процессе перекачки нерационально расходуется до 20% энергии. В отдельных случаях этот показатель возрастает до 40%. С увеличением глубины разработки до 2000 м [7] неизбежным является увеличение стоимости расходов на водоотлив и затраты на электроэнергию для электропривода насосов. Таким образом, повышение энергетической эффективности работы шахтных насосов и их электропривода является актуальной научно-практической задачей.

Анализ исследований и публикаций. Проблемы повышения эффективности шахтного водоотлива и методы регулирования подачи насосов рассматривались в работах А.П. Германа, В.Г. Гейера, Г.М. Тимошенко, В.М. Попова, Н.Г. Картавого, В.Я. Карелина, В.В. Мазуренко. Частотно-регулируемому электроприводу насосов посвящены работы М.И. Чиликина, А.С. Сандлера, В.В. Рудакова, Г.Д. Онищенко, М.Г. Юнькова, Н.Ф. Ильинского и других ученых. В работах Лезнова Б.С. рассматривался вопрос энергосбережения и регулируемого привода в насосных установках [1-2]. В роботах [8-10] указаны недостатки и пути повышения энергетических и эксплуатационных характеристик энергоёмких установок в технологиях горно-металлургического комплекса. Однако в недостаточной степени раскрыт вопрос об особенностях применения способа частотного регулирования электроприводом насосных водоотливных установок шахт при учёте обеспечения технологических параметров системы водоотлива.

Изложение материала и результаты. В настоящее время энергосбережение стало приоритетным направлением технической политики. Это связано, во-первых, с дефицитом основных энергоресурсов, во-вторых, с возрастающей стоимостью их добычи, в-третьих, с глобальными экологическими проблемами, обозначившимися в последнее время.

Современный уровень развития силовой электроники, микропроцессорных средств управления и контроля, средств автоматического регулирования позволяет широко использовать эти технические достижения для решения задач энергосбережения. Применение современных способов регулирования скорости технологических механизмов в сочетании с широкими возможностями автоматизации может обеспечить оптимальное использование энергетических ресурсов.

* © Батраков Д.В., 2013

Далеко не всегда можно подобрать насосный агрегат, который сможет обеспечить требуемый расход жидкости при заданном давлении. Проще всего подобрать насос, который с запасом может выполнить поставленную задачу.

Возможна периодическая работа шахтного насосного агрегата при управлении в старт-стопном режиме. Данный способ широко применяется в системах водоотлива шахт Кривбасса. В связи с тем, что время работы электродвигателя существенно больше времени его пуска, можно считать, что КПД насоса близко к максимальному значению. При работе насосной установки на аккумулирующую ёмкость (водосборник) регулирование режима работы осуществляется включением насосного агрегата при достижении заданного верхнего значения и отключением при снижении уровня воды до заданного нижнего значения. Если насосная установка состоит из нескольких агрегатов, режим ее работы отличается тем, что задается по несколько верхних и нижних уровней, при достижении которых изменяется число работающих агрегатов.

С увеличением притока вод частота включения-отключения агрегатов будет увеличиваться, так как объем жидкости в резервуаре увеличивается быстрее. Без использования аккумулирующей емкости с ростом притока воды подачу приходится увеличивать. При уменьшении притока подача и давление должны быть уменьшены. Приведение в соответствие притока и подачи осуществлялось до настоящего времени изменением числа работающих насосных агрегатов или изменением степени открытия задвижек (затворов) на напорных линиях насосов и насосных установок. Число включений-отключений насосных агрегатов при этом может достигать нескольких раз в сутки. Для агрегатов большой мощности такое количество включений недопустимо, поэтому в насосных установках мощностью выше 150 кВт вместо этого применяется дросселирование потока воды задвижкой. При закрытии задвижки эффективное поперечное сечение трубопровода уменьшается. Вследствие этого подача воды уменьшается, а напор, развиваемый насосом, возрастает. Мощность, потребляемая электроприводом насоса для этого способа регулирования, также остается примерно постоянной. Ее излишек расходуется на повышение давления в трубопроводе выше расчетного значения, что приводит к преждевременному износу трубопроводных систем и запорных устройств. Кроме того, это является причиной повышенного напора воды и утечек воды через стыки и щели.

Серьезной проблемой возникающей при включении-отключении насосных агрегатов является гидроудар. Гидроудар оказывает влияние на все части напорного трубопровода, создающих гидравлическое сопротивление. При отключении насосного агрегата статический напор воды закрывает обратный клапан, и скорость движения столба жидкости резко падает до нуля. Кинетическая энергия несжимаемой воды вызывает резкий скачок давления в напорном трубопроводе и вызывает порывы ветхих участков труб и мест их соединений – соединительных муфт, фланцев и т.д.

При разработке или покупке станций управления насосами необходимо учитывать тяжелый режим пуска насоса. Это обусловлено 6-7, а иногда и 10-кратными пусковыми токами и продолжительным временем разгона [8-10], что обусловлено принципами пуска асинхронных двигателей и большой инерцией рабочего колеса и лопастей насоса. Кроме электрических и механических перегрузок двигатель подвергается и большим тепловым перегрузкам во время пуска, что в совокупности значительно снижает его надежность.

Приемлемым вариантом является также использование устройства плавного пуска (УПП) для запуска/останова приводного двигателя насосного агрегата [8-10]. Среднее по функциональности УПП позволяет ограничить пусковой ток асинхронного двигателя, минимизировать просадку сетевого напряжения питания, оптимизировать пусковой и тормозной моменты для безударных разгонов и остановок приводимых механизмов, продлить срок использования подшипников и других деталей машин. Система защиты предотвращает возникновение токовых перегрузок от заклинивания механических частей привода. Недостатком УПП является отсутствие широкого диапазона регулирования частоты вращения в установившемся режиме.

Наиболее энергоэффективным способом запуска насоса и регулирования его рабочих параметров является частотное регулирование. Частотный пуск двигателя происходит плавно, а ток не превышает номинального значения, что дает возможность насосу работать в старт-стопном режиме и включаться только при достижении определенного уровня жидкости в водосборнике. При этом частотное регулирование с помощью преобразователя частоты используется не только для разгона, но и для эффективного регулирования параметров насосной системы.

Перечислим следующие преимущества применения частотно-регулируемого асинхронного электропривода в насосных установках: плавный пуск электродвигателя, отсутствие механических нагрузок на двигатель и бросков тока в сети; снижение аварийности гидравлической или пневматической сети за счет поддержания минимально необходимого давления; снижение уровня шума, создаваемого технологическим оборудованием; снижение аварийности электрооборудования за счет устранения ударных пусковых токов; эффективное использование потребляемой насосным агрегатом мощности во всем диапазоне регулирования; обеспечение коэффициента мощности электродвигателя насоса на уровне 0,8-0,92; экономия электроэнергии до 50%; удобство автоматизации; удобство и простота внедрения; обеспечение автономной и безопасной работы, интеграция в автоматические системы управления техпроцессом.

Рассмотрим особенности применения частотного регулирования на примере шахтной водоотливной насосной установки с насосом ЦНС 300-600. При изменении частоты вращения рабочего колеса насоса с n_1 до n_2 его характеристики Q-H, Q-N, и Q-η изменяются по закону подобия

$$Q_A / Q_B = n_1 / n_2;\ H_A / H_B = (n_1 / n_2)^2;\ N_A / N_B = (n_1 / n_2)^3, \quad (1)$$

где Q_A, H_A, N_A - подача (м^3/ч), напор (м) и мощность насоса (кВт), соответствующие частоте вращения рабочего колеса n_1 (об/мин); Q_B, H_B, N_B – подача, напор и мощность насоса, соответствующие частоте вращения рабочего колеса n_2.

Подача насоса при уменьшении частоты питающей сети при неизменной характеристике сети 4 (рис. 1) уменьшится с Q_A до Q_B. При этом характеристика насоса 1 перемещается вниз и становится кривой 1`.

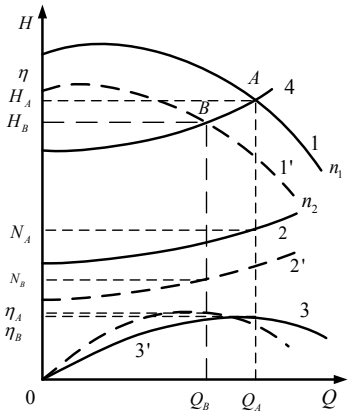


Рис. 1. Характеристики насоса и сети при регулировании изменением частоты вращения рабочего колеса

Так как во всех режимах работы напор насоса равен сопротивлению сети, сокращаются непроизводительные потери в системе «насос-сеть». Экономичность при регулировании насосов изменением частоты вращения n не снижается от того, что рабочая точка системы при изменении скорости n не отклоняется от режима максимального коэффициента полезного действия (КПД) (рис. 1), что наглядно видно по характеристикам η(Q) - 3 и 3` соответственно. Данный способ достаточно просто может быть реализован для насосов, имеющих привод от двигателей с переменной частотой вращения [1-6].

Насосы в условиях шахт Криворожского железорудного бассейна оснащены приводамим с асинхронными короткозамкнутыми электродвигателями, частота вращения которых не регулируется. КПД электродвигателя зависит от его нагрузки, т.е. отношения рабочей мощности насоса к номинальной мощности двигателя.

При регулировании частоты вращения с помощью преобразователя частоты его КПД определяют в зависимости от отношения выходного рабочего напряжения к номинальному [1-2]

$$\frac{u}{u_н} = \sqrt{\frac{M \cdot n}{M_н \cdot n_н}}, \quad (2)$$

где U,M,n и $U_н$,$M_н$,$n_н$ - рабочие и номинальные значения напряжения, момента и частоты вращения вала насоса соответственно.

Следует отметить, что особенностью применения способа регулирования частоты вращения насоса с помощью преобразователя частоты в условиях шахтного водоотлива является обеспечение минимального уровня напора, создаваемого насосом для обеспечения технологических параметров водоотлива. Таким образом при полностью открытой задвижке - кривая 3 (рис. 2) применение частотного регулирования ограничивается значениями напора H_a-H_{a1}, где H_{a1}=$H_{доп}$ - минимально допустимый напор создаваемый насосом ЦНС-300-600. При этом подача соответствует значению Q_1 (м^3/ч). Для дальнейшего уменьшения подачи необходимо прибегнуть к дросселированию (метод «задвижки»).

Рассмотрим комбинированный способ для регулирования подачи насоса и напора, сочетающий изменение частоты вращения рабочего колеса насоса с дросселированием [4-6]. На рис. 2 изображены характеристики насоса 1 и сети 3.

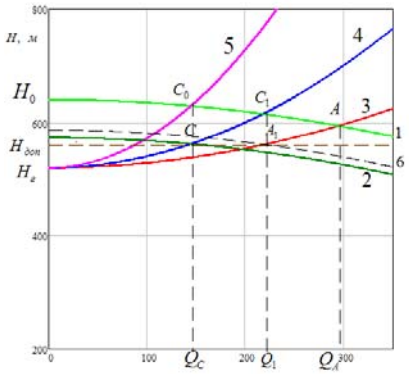


Рис. 2. Характеристики насоса и сети при регулировании комбинированным способом

Подача насоса, определяемая их пересечением, равна Q_A. Пусть требуется изменить подачу насоса до величины Q_C и при этом напор должен быть минимально допустимым для обеспечения технологических параметров системы шахтного водоотлива и в процессе регулирования не снижаться менее $H_{доп}$.

Для этого сначала производится дросселирование трубопровода до подачи, определяемого соотношением

$$Q_1 = Q_C \sqrt{\frac{H_0 - H_Г}{H_{доп} - H_Г + kQ_C^2}}, \qquad (3)$$

где H_0 - напор насоса при минимальной подаче, м; $H_г$ – гидравлический напор системы водоотлива, м; $H_{доп}$ - минимально допустимый для данной системы напор, м; Q_c - требуемая величина подачи, м^3/ч.

Характеристика сети будет определяться кривой 4. Затем необходимо уменьшить частоту вращения привода до значения

$$n = n_0 \sqrt{\frac{H_{доп} + kQ_c^2}{H_0}}; \qquad (4)$$

где n_0- исходная частота вращения насоса, об/мин.

При этом рабочая точка переходит с рабочей точки C_1 в точку C, а характеристика насоса определяется кривой 2.

Рассмотрим применение данного метода регулирования работой агрегата водоотливной установки на базе насоса ЦНС 300-600. Частота вращения рабочего колеса насоса ЦНС-300-600 n_0=1475 об/мин, принимаемый максимальный напор при минимальной подаче H_0 = 640 м, минимально допустимый напор насоса для обеспечения технологических параметров водоотливной установки $H_{доп}$= 560 м, минимально допустимая рабочая подача насоса для обеспечения технологических параметров водоотливной установки Q_c= 145 м^3/ч.

Характеристика трубопровода определяется выражением

$$H=H_Г+aQ^2, \qquad (5)$$

где H - напор в системе при соответствующей подаче Q; $H_Г$ - гидравлический напор системы водоотлива, м; Q - подача, м^3/ч; a - суммарный коэффициент сопротивления системы.

Рассчитав по известным методикам [3] уравнение характеристики трубопровода, имеем: H_3 =520+0,00085Q^2 м. Уравнение естественной характеристики насоса: H_2 =640+0,000531Q^2 м, упрощённое уравнение предельно допустимой характеристики насоса при частотном регулировании при открытой задвижке (рабочая точка A_1): $H_6 = 587 - 0{,}000531Q^2$, м. Подача при дросселировании, определяется из (3)

$$Q_1 = 145\sqrt{\frac{640-520}{560-520+0{,}00085\cdot 145^2}} = 218{,}45, \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Тогда подача для предельно допустимой характеристики насоса при частотном регулировании и при открытой задвижке $Q_{A1} = Q_{c1} = Q_6 = 218{,}45$ м^3/ч. Подача при уменьшении частоты вращения рабочего колеса насоса от значения n_1 до значения n_c при комбинированном способе регулирования $Q_C = 145$ м^3/ч. Подача при дросселировании без применения частотного регулирования $Q_{C0} = 145$ м^3/ч.

Мощность, потребляемая электродвигателем насоса, определяется из выражения, кВт

$$N_{ДВ} = 1{,}1\cdot\frac{\gamma\cdot Q_{раб}\cdot H_{раб}}{3600\cdot 102\cdot \eta_{раб}}, \qquad (6)$$

Расчеты подачи, напора, КПД и мощности, потребляемой электродвигателем насоса в характерных точках работы приведены в табл. 1.

Таблица 1

Расчет параметров работы насоса в рабочих точках

Рабочая точка	Параметр			
	подача, $м^3/ч$	напор, м	КПД, о.е.	потребляемая мощность, кВт
A	295	593,8	0,65	807
A_1	218,45	561	0,65	565
C_1	218,45	615	0,59	682
C	145	562	0,59	414
C_o	145	629	0,5	546

Из табл. 1 следует, что при полностью открытой задвижке трубопровода системы водоотлива частотное регулирование позволяет регулировать подачу в диапазоне 295-218,45 $м^3/ч$ при минимально допустимом напоре 560 м. Напор изменяется в пределах 594-561 м соответственно. Для максимально возможной производительности насоса значение потребляемой мощности N_A=807кВт Уменьшение значения подачи с помощью частотного регулирования до значения 218,45 $м^3/ч$ и обеспечения минимально необходимого напора в 561 м приводит к уменьшению потребляемой мощности из сети на 242 кВт до уровня 565 кВт. Значение же КПД остается на максимально возможном уровне (см. рис. 1). При уменьшении значения подачи с помощью дросселирования до значения 218,45 $м^3/ч$ значительно увеличивается напор в системе (до 615 м), что приводит к негативным последствиям [8-10], при этом потребляемая мощность из сети составляет 682 кВт, что превышает аналогичный показатель при частотном регулировании на 117 кВт. Значение КПД снижается и составляет 0,59 (см. рис. 1). При необходимости обеспечения меньшего значения подачи, например до 145 $м^3/ч$, целесообразно и единственно возможно использование способа «комбинированного» регулирования (дросселирование-частотное регулирование). Преимуществом данного способа по сравнению с дросселированием (на примере шахтных водоотливных установок с насосами ЦНС-300-600), являются (см. табл. 1) уменьшение потребляемой мощности электродвигателем на 132 кВт (414-546 кВт соответственно), уменьшение напора на 67 м (562-629 м соответственно), увеличение КПД на 20 % (0,59-0,5 соответственно).

Выводы и направления дальнейших исследований. Из рассмотренных способов запуска и регулирования рабочих параметров насоса наиболее энергоэффективным является частотное регулирование. Рассмотренный комбинированный способ регулирования подачи и напора, учитывает обеспечение технологических параметров системы водоотлива. Приведенное обоснование и расчёты подтверждают целесообразность широкого использования частотно-регулируемого электропривода, в особенности «комбинированным» способом, для регулирования параметров работы водоотливных установок шахт, что обуславливает актуальность проведения дальнейших исследований в данном направлении.

Список літератури

1. **Лезнов Б.С**. Энергосбережение и регулируемый привод в насосных установках. – М.: ИК «Ягобра» Биоинформсервис, 1998. – 285 с.

2. **Лезнов Б.С.** Экономия электроэнергии в насосных установках. – М.: Машиностроение, 1981. – 144 с.

3. **Картавый Н.Г**., **Топорков А.А.** Шахтные стационарные установки. – М.: Недра, 1978. – 263 с.

4. http://www.proenergo.ru/energy.htm

5. http://masters.donntu.edu.ua/2008/eltf/sukiasyan/library/letter2.htm

6. http://www.tsdservice.com.ua/energosberejenie-v-sistemah-ventilyacii.html

7. **Ступник Н.И., Письменный С.В.** Перспективные технологические варианты дальнейшей отработки железорудных месторождений системами с массовым обрушением руды/ **Н.И. Ступник, С.В. Письменный**//Вісник Криворізького національного університету. – Кривий Ріг. – Вип. 30, 2012. – С. 3-7.

8. **Осадчук Ю. Г.** Концепция подхода к ресурсо-энергосбережению горно-металлургического комплекса. / **Ю. Г. Осадчук** //В кн. Разработка рудных месторождений. //Научно-технический сборник. - Кривой Рог: КТУ, 2002, №78, С.95-100.

9. **Осадчук Ю.Г.** Повышение энергетических и эксплуатационных характеристик энергоемких установок – турбомеханизмов горно-металлургического комплекса. - В кн. Горная электромеханика и автоматика. / **Ю.Г. Осадчук** // Труды Международной научно-технической конференции. – Донецк, 2003, т.2., С.146-151.

10. **Суртаєв В.В. , Осадчук Ю.Г., Батраков Д.В., Герасимчук О.В., Замицький О.В.** Підвищення енергоефективності турбомеханізмів в енергоємних технологіях гірничо-металургійного комплексу. //Вісник Криворізького національного університету. – Кривий Ріг. – Вип. 30, 2012. – С. 155-160..

Рукопись поступила в редакцию 18.03.13

УДК 621.791

Н.І. ЦИВІНДА-, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ "Криворізький національний університет"

ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ МЕТОДІВ ВІДНОВЛЕННЯ ЗНОШЕНИХ ПОВЕРХОНЬ ЧАВУННИХ ВАЛКІВ ПРОКАТНИХ СТАНІВ НА ЇХ ДОВГОВІЧНІСТЬ

Проаналізована мікроструктура поверхневого шару чавунних валків прокатних станів на різних стадіях: зношення, відновлення зношених поверхонь та мікроплазмового зміцнення, з метою забезпечення їх довговічності.

Проблема і її зв'язок з науковими і практичними завданнями. За останнє десятиріччя проблема підвищення надійності машин і механізмів придбала виключно важливе значення. Найбільш актуальна ця проблема для таких галузей промисловості, як машинобудівна та металургійна, в яких устаткування працює в складних умовах дії високих температур і навантажень.

Задача зниження експлуатаційних витрат на ремонт прокатних станів може бути вирішена перш за все шляхом збільшення ресурсу найвідповідальніших деталей, які швидко зношуються. Підвищення довговічності деталі особливо важливе, якщо від неї залежить робота високопродуктивного агрегату, а її заміна пов'язана з простоєм. Наприклад, на станах кварто холодної прокатки тонкої жерсті зміна робочих валків проводиться через кожні 3-4 год їх роботи, причому на цю операцію потрібно 10-15 хв., протягом яких стан не працює. Зміна валків на інших станах проводиться значно рідше (через 1 зміну або навіть декілька діб), проте в цих випадках вона вимагає більшого часу, оскільки пов'язана з трудомісткими операціями (наприклад, для зміни валків блюмінга потрібно 1-1,5 год).

Підвищення строку служби чавунних валків (рис. 1) можливо за рахунок відновлення зношених робочих поверхонь. Проблема полягає в складності дотримання структури матеріалу, з якого виготовлені валки - чавунів СШХН-50 та СПХН-69 при впливі температури.

Аналіз досліджень та публікацій. Разом з традиційними методами зміцнення, такими як термічна, хіміко-термічна обробка, застосовуються методи нанесення покриттів напилюванням з використанням високотемпературних джерел нагріву. До їх числа відноситься напилювання плазмове, газополум'яне, детонаційне, іонно-плазмове, високочастотне і наплавлення під шаром флюсу. Для напилювання і наплавлення використовують різні порошкові і дротяні матеріали, у тому числі металеві, керамічні, металокерамічні, металополімерні композиції. Застосовуючи такі покриття, можна в більшості випадків добитися підвищення довговічності деталей, які швидко зношуються, в 2-8 разів. За останній час набули широке поширення методи, засновані на використовуванні локальних високотемпературних джерел нагріву, до яких перш за все можна віднести лазерний, електронно-променевий, плазмовий і мікроплазмовий [1].

Постановка завдання. Валки СПН-69, СШХН-50 використовуються для чорнових клітей проволочних, дрібно- і середньосортних трубопрокатних і заготівельних станів [2]. Робота валка розрахована на роботу протягом 20 років. Але при умові безперервного стирання їх металом при прокатці, з великими динамічними навантаженнями на них, при великих швидкостях ковзання по металу, а іноді при високій і різко змінній температурі строки експлуатації скорочуються. Визначені шляхи подовження строки служби - переточування, перешліфовування при зменшенні розмірів, наплавлення при витримуванні розмірів і мікроплазмове зміцнення.

Викладення матеріалу та результати. Леговані чавунні валки застосовуються для сортових, рельсобалочних, товстолистових і тонколистових станів гарячої прокатки і іноді як опорні валки на станах квартохолодної прокатки. В якості легуючих домішок застосовуються хром, нікель і молібден. Ці валки мають достатню міцність і добрий опір зносу. Хімічний склад та твердість чавунних валків представлено в табл. 1.

© Цивінда Н.І., 2013

Таблиця 1

Хімічний склад та твердість чавунних валків

Чавуни	Хімічний склад, %			Твердість по Шору, HSD
	C	Mn	Si	
СПХН-69	2,7-3,9	0,4-0,8	0,3-0,6	65-75
СШХН-50			1,5-2,6	50-62

Мікроструктура поверхневого шару зношеного чавунного валка має вигляд: дендритні кристали орієнтовані по нормах до робочої поверхні, що сприяє підвищенню зносостійкості. Розповсюдження тріщин термічної втомленості йде переважно по перлітових ділянках. Тріщин дуже багато, але глибина їх проникнення не перевищує 1 мм (рис. 2).

Мікротвердість визначали за допомогою приладу ПМТ-3 при навантаженні 1 Н і часу експозиції 5 с. Мікродослідження проведене на мікроскопі МИМ-7 з TUCSEN камерою 5.0 MPix, показало, що на відстані 3,5 мм від поверхні метал має структуру перлітово-карбідну з невеликою кількістю округлих частинок графіту (велика частина вибіленого шару знята при переточуваннях і зношуванні) (рис. 3).

Біля поверхні на відстані до 1 мм в глибину, структура білого чавуну зазнає великих змін. Під впливом наклепу і нагрівання відбувається графітизація. Ділянки цементиту виявляються розділеними виділеними пластинками графіту. Графіт виділяється по поверхнях зсувів. Мікротвердість перліту - 3860 МПа, цементиту - 11000 МПа.

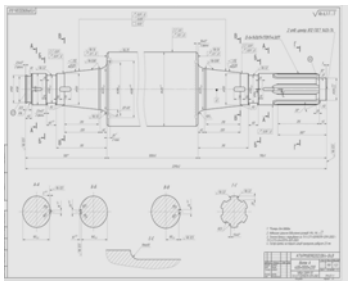


Рис. 1. Валок прокатного стану

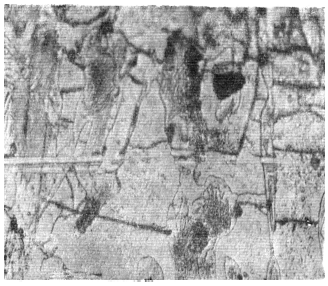


Рис. 2. Мікроструктура поверхні зношеного валка Збільшення 450

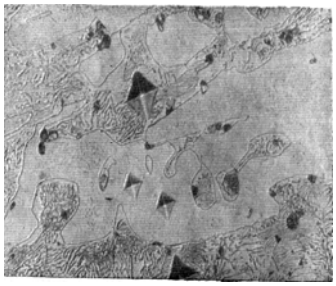


Рис. 3. Мікроструктура на відстані 3,5 мм від поверхні валка. Збільшення 450

Спостерігається схоже орієнтування графіту у всіх кристалах: пластинки його розташовуються переважно перпендикулярно осі дендритного кристалу і паралельно робочій поверхні. Виділення частини вуглецю у вигляді графіту призводить до відповідного зниження твердості сусідніх ділянок цементиту. Результати дослідження мікротвердості структурних складових чавуну СПХН-69, СШХН-50 на відстані 3,5-3,7 мм від поверхні представлені в табл. 2.

Таблиця 2

Мікротвердість структурних складових чавуну в поверхневому шарі зношеного валка, МПа

Відстань відповерхні, мм	Перліт		Цементит		Цементит поблизу пластинок графіту	
	окремі значення	середнє	окремі значення	середнє	окремі значення	середнє
3,5-3,7	3860; 3770; 3980	3850	12250; 11000; 13500	11900	–	–

Дані таблиці показують, що твердість перліту і незміненого цементиту залишається практично постійною, твердість розчину заліза в цементиті знижується майже удвічі біля робочої поверхні валка.

Пластинки графіту, що виділяється по площинах зсувів, орієнтовані упоперек тріщин термічної утомленості. Це сприяє відділенню і викришуванню дрібних частинок цементиту і попереджає глибинне виривання. Після викришування на робочу поверхню потрапляє графіт, який служить мастилом та перешкоджає зчепленню при терті.

Висока зносостійкість чавунних валків обумовлена не тільки високою твердістю цементиту, але і характером структурних змін, що відбуваються в процесі зношування - своєрідної графітизації в поверхневому шарі. Перлітова складова чавуну не зазнає особливих змін.

Для відновлення зношених поверхонь чавунних валків запропонований такий метод покращення експлуатаційних властивостей чавунних валків, як наплавлення під шаром флюсу.

Наплавлення валків проводилось на спеціалізованій вальценаплавлювальній установці КЖ-9704 (рис. 4). Перед наплавленням валки нагрівались газовими пальниками до температури

280-320°С. Рівномірність нагрівання забезпечувалась за рахунок обертання валка і одночасній установці чотирьох пальників, що розташовані по всій довжині відновлюваної ділянки. Нагрівання виконувалось впродовж 8-12 годин.

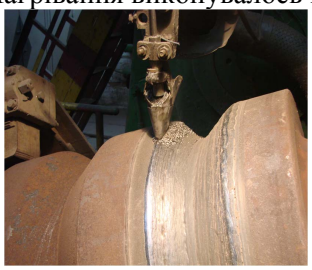


Рис. 4. Процес наплавлення валка

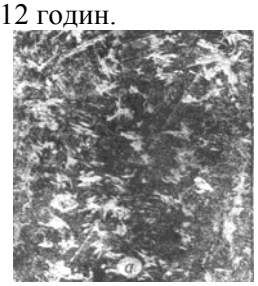


Рис. 5. Структура наплавленого чавуну: *а* - при малій швидкості охолодження, твердість 41 HRC; *б* - при більшій швидкості охолодження, твердість 49 HRC

Контроль температури нагрівання валків проводився приладом ТТ-Ц016. Температура контролювалась 2-3 рази впродовж зміни на відстані 100 мм від наплавляємої ділянки валка. Відновленню наплавленням підлягали дно і виступи калібрів, при необхідності бочка валка.

При наплавленні без підігріву твердість наплавленого чавуну досягає 49 HRC, при наплавленні з високим підігрівом вона складає близько 41 HRC.

Після закінчення наплавлення валок знову підігрівали до 390-400 °С, після чого укладали в термоізольований короб або піч для сповільненого охолоджування до 60 °С для зняття внутрішніх напруг. Для зняття зварювальних напруг валки підлягають термообробці - відпалу. Режим наплавлення валків в залежності від діаметру дроту вибираються із табл. 3.

Таблиця 3

Режими автоматичного наплавлення валків

Діаметр дроту, мм	Режими наплавлення				
	сила струму, А	напруга, В	швидкість подачі дроту, м/год	швидкість наплавлення м/год	температура підігріву, °С
4,0	380-550	24-32	65-95	20-35	280-320

Валок, що охолонув, обробляли на вальцетокарному верстаті. Дослідженнями встановлено, що найбільша ефективність наплавлення досягається тоді, коли зносостійкість і корозійна стійкість наплавленого металу вище зносостійкості основного металу.

У результаті застосування наплавлених валків на металургійному комбінаті їх стійкість підвищена на 11 %. Стійкість наплавлених чавунних валків в 6-8 разів вище стійкості сталевих незагартованих і в 3-6 разів більше стійкості сталевих загартованих валків. Зменшені витратні коефіцієнти, збільшена продуктивність прокатних станів, одержано значний економічний ефект.

При дослідженні мікроструктури наплавленого чавунного валка було виявлено, що глибоке прогрівання призводить до порушення структури чавуна [3].

Також недоліками є:

1. Холодні тріщини звичайно розташовуються поперек наплавлення, часто поглиблюються в чавун. Причини - недостатнє нагрівання валка перед наплавленням, підстужування, швидке охолодження після наплавлення або під час термічної обробки.

2. Гарячі тріщини розташовуються вздовж наплавленого валка часто розгалужуються і знаходяться в наплавленому металі. Причини - недостатній підігрів валка перед наплавленням, велика глибина проплавлення у першому шарі, занадто великий струм при наплавленні першого шару або занадто великий крок наплавлення першого шару і в результаті підвищений перехід вуглецю із чавуна в наплавлений метал.

3. Поява пор в наплавленому металі обумовлюється попаданням в зону дуги речовин, які містять мастило, іржу, вологу, поганим захист дуги флюсом, високою напругою дуги.

4. Утворення шлакових включень, наявність у флюсі сторонніх домішок.

Для забезпечення оптимальної структури чавуна були проаналізовані такі методи:

переточування і перешліфовування;

напилювання плазмове, газополум’яне, детонаційне, іонно-плазмове;

електроерозійне зміцнення;

лазерне зміцнення;

мікроплазмового зміцнення.

Після детального аналізу цих методів був запропонований такий метод продовження експлуатаційних властивостей чавунних валків, як мікроплазмове зміцнення (рис. 6). До переваг цього методу слід віднести локальність нагрівання і високу концентрацію теплової енергії в зоні нагрівання, захист металу, який оброблюється, від окислення, а також відносну простоту і порівняно низьку початкову вартість апаратури.

Під зміцнення до валків пред'являють ряд вимог, наприклад: валки повинні бути відкалібровані на вальцетокарному верстаті, валки передчистових груп не повинні мати сітки розпалу. Перевіряється стан центрових отворів прокатного валку, так як поганий центровий отвір призводить до "радіального биття" бочки валка, що позначається на стабільності роботи плазмової дуги і якості зміцнюваного шару.

Зміцнюваний шар формується при обробці мікроплазмовою дугою з послідовним формуванням кільцевої доріжки для одного "ручья" від його країв до середини, а для сусіднього - від середини до країв.

Стиснення дуги звичайно досягається інтенсивним її охолоджуванням аксіальним, радіальним або вихровим потоком газу, а також рідиною. Обжимання стовпа дуги дозволяє значно стабілізувати анодну пляму, зменшивши її переміщення по оброблюваній поверхні, значно підвищити густину енергії в анодній плямі.

При обробці мікроплазмовою дугою в режимі оплавлення можливо виділити зони (рис. 7):

перша зона - оплавлення, яка складається із структури дрібнодисперсного ледебуриту, ділянок із аустеніту, що розплавився, і мартенситу;

друга зона - перехідна, яка складається із дрібнодисперсного ледебуриту, який утворюється на місці цементиту і навколо графітових включень;

третя зона - загартування на мартенсит;

четверта зона - часткових фазових перетворювань.

Геометричні розміри зон залежать від технологічних параметрів зміцнення і виконання чавуна. При зміцненні з нагріванням до температур загартування з твердо-рідкого стану поверхні в структурі присутні останні три зони. Обробка мікроплазмовою дугою, яка забезпечує зміцнення з твердого стану поверхні, обумовлює утворення двох останніх зон.

Результати дослідження структури поверхневого шару чавунного валка після мікроплазмового зміцнення показали, що зміцнюючий ефект досягається в результаті подрібнення (до розмірів 5 мкм) перлітових утворювань проти вихідного 50-60 мкм, підвищеної щільності дефектів кристалічної будови, утворення дрібнодисперсного мартенситу і ледебуриту (рис. 8).

Розрахунки показують, що максимальна глибина зміцненого шару з оплавленням і без оплавлення поверхні відповідно дорівнює 1,4 і 1,0 мм. При цьому твердість оплавленої поверхні досягає 85-90 HSD, а без оплавлення 80-85 HSD.

Мікротвердість оплавлених покриттів визначали за допомогою приладу ПМТ-3 при навантаженні 1 Н і часу експозиції 5 сек.

Рентгенівський фазовий аналіз показав наявність в поверхневому зміцненому шарі α-Fe, γ-Fe (аустеніт) і карбідів Fe_3C. Найбільша кількість аустеніту спостерігається в першій зоні. В процесі експлуатування чавунних валків поверхневий шар металу розігрівається на глибину 0,2 мм до температур близько 300 °С (дрібносортні чавунні валки чистових груп) і знаходиться під дією знакоперемінних термічних і механічних навантажень. Зміни твердості зон зміцнення після відпускання від температур 300° показують, що мікротвердість першої і другої зони збільшується на 10-15%, а третьої і четвертої зменшується на 5-20%. Отже, при мікроплазмовому зміцненні утворюється структура з високим ступенем стабільності проти відпускання.

Збільшення мікротвердості корелює з збільшенням параметру решітки аустеніту.

Промислові дослідження зміцнених чавунних валків передчистових і чистових груп клітей дрібносортних станів показали збільшення напрацювання на калібр в 1,3-1,5 рази по порівнянню з чавунними валками поточного виробництва. Збільшення напрацювання пояснюється структурними змінами, які відбуваються після мікроплазмової обробки валкових матеріалів.

Зміцнення бочки валків гарячої прокатки із матеріалу СШХН і СПХН проводиться середньо вуглецевими хромистими матеріалами з твердістю робочої поверхні 53-57HRC. Дана технологія дозволяє збільшити стійкість валків в 4,5 рази.

Висновки та рекомендації. Переваги, які досягаються при відновленні чавунних валків наплавленням і мікроплазмовим зміцненням:

Створюється свій парк валків з постійним максимальним діаметром, що дозволяє зберігати на весь період експлуатації оптимальні умови прокатки;

Підвищується стійкість прокатних валків, отже, скорочується кількість перевалок, покращується якість прокату (завдяки малому зносу калібрів); зносостійке наплавлення в 5-6 раз більш ефективні, ніж пряме відновлення калібрів;

Збільшується загальний строк служби прокатних валків;

З'являється можливість регулювати твердість і склад шару, що наплавляється.

Структура зміцненого шару, що характеризується високою дисперсністю, аномально великою твердістю, зниженою хімічною активністю впливає на експлуатаційні характеристики зміцнених матеріалів - зносостійкість, фрикційні властивості, механічні характеристики, теплостійкість, величину і характер розподілу залишкових напруг.

Таким чином при зміцненні з застосуванням високотемпературних джерел нагрівання зношених поверхонь чавунних валків їх строк служби за даними заводської практики підвищується в середньому на 27%.

Отже, відновлення зношених поверхонь чавунних валків наплавленням і мікроплазмовим зміцненням збільшує їх довговічність.

Список літератури

1. **Мерзляков В.И.** Обработка и ремонт прокатных валков. – М.: Металлургиздат., 1957. – 224 с.
2. Технические условия ТУ У 27.5-24432974-001-2003. Валки сортопрокатные литые чугунные.
3. **Мерло О.Э**. Качество чугунных прокатных валков. – М.: Металлургия, 1966. – 246 с., ил.
4. Микроплазменная сварка/Под ред. **Б.Е. Патона**. – Киев: Наук. думка, 1979. – 245с.
5. **Кобяков О.С., Гинзбург Е.Г**. Использование микроплазменного нагрева в процессах упрочняющей технологии // Автоматическая сварка. – 1985. – № 5. – 65-67с

Рукопис подано до редакції

УДК 621.11.002 (075)

М.В. КІЯНОВСЬКИЙ, доктор техн. наук, проф., С.О. ІВАСЮК, магістрант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ (ВИЗНАЧЕННЯ) ДОПУСТИМИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ НАВАНТАЖЕНЬ ПРИ ОБРОБЦІ НЕЖОРСТКИХ ДЕТАЛЕЙ

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. До нежорстких відносять вали, відношення довжини до діаметру яких більше 10. При обробці таких валів вони прогинаються під дією ваги і сил різання, що суттєво затрудняє процес їх обробки. Основні складнощі полягають головним чином у тому, що навіть при невеликих силах різання пружна система легко деформується і при цьому виникають значні похибки обробки. Для запобігання цих шкідливих явищ на практиці застосовують різні міри. Для підвищення жорсткості оброблюваної деталі встановлюють додаткові опори у вигляді рухомих та нерухомих люнетів. Також часто виникає необхідність різко знизити режими різання за рахунок зменшення швидкості і глибини різання. Однак в багатьох випадках зазначені міри знижують продуктивність і можуть давати незадовільні результати такі, як бочкоподібність, невідповідність отриманих розмірів заданим і т.ін. Це, в свою чергу, вимагає здійснення додаткових проходів різцем з надмалими глибинами різання, а інколи навіть застосовують ручне спилювання.

Величина пружних деформацій залежить також від ступеню затуплення ріжучих інструментів і їх геометрії. При затупленні ріжучого інструменту сила різання зростає, і її радіальна складова може досягати двократного підвищення. В такій же мірі підвищується величина радіальної пружної деформації і пов'язана з цим похибка. З геометричних елементів ріжучих інструментів на величину пружних деформацій найбільш суттєво впливає головний кут в плані і

© Кіяновський М.В., Івасюк С.О., 2013

передній кут. Зі зменшенням головного кута в плані радіальна складова сили різання P_y і величина радіальної деформації підвищується. Наприклад, якщо зменшити головний кут в плані різця з 90° до 45° то радіальна складова сили різання P_y збільшиться приблизно вдвічі. При збільшенні переднього кута сила різання і пружні деформації зменшуються.

Отже головною умовою досягнення необхідної точності обробки нежорстких валів за критеріями допустимих пружних деформацій є визначення оптимальної сили різання, а точніше радіальної її складової P_Y.

Аналіз досліджень і публікацій. За [3] віджимання $y_{заг.}$ можна вирахувати по звичайним формулам опору матеріалів. При точінні нежорсткого валу, встановленого у центрах, можна визначити величину максимального прогинання як прогин балки, що вільно лежить на двох опорах.

Найбільший прогин (стріла прогину) по середині валу буде визначатись за формулою (1)

$$y_{заг.} = P_y \cdot l^3 / 48 \cdot E \cdot J; \quad (1)$$

де P_y - радіальна складова сили різання; l - довжина заготовки; E - модуль пружності; J - момент інерції перетину заготовки.

Для круглого валу момент інерції перетину заготовки визначається за формулою (2)

$$J = 0{,}05 \cdot d^4; \quad (2)$$

Прогин валу у перетині прикладання різця, розташованому на відстані x від передньої бабки за формулою (3)

$$y_{заг.} = P_y \cdot x^2 (l - x)^2 / 3 \cdot E \cdot J \cdot l; \quad (3)$$

Після визначення стріли прогину для конкретного випадку отримане значення порівнюють з допуском на відповідний розмір. За рекомендаціями максимально допустимий прогин валу під дією радіальної складової сили різання P_y складає 50% допуску на оброблюваний розмір.

Якщо за результатами розрахунку прогин більше половини поля допуску на оброблюваний розмір то необхідно змінити параметри обробки і зменшити величину радіальної складової сили різання P_y. Звичайно, такий розрахунок застарілий і не досить достовірний так, як вал в даному випадку представлений у вигляді балки (тобто гладкий) а в більшості випадків ми маємо справу з обробкою ступінчастих валів, для яких буде досить складно розрахувати стрілу прогину.

Постановка задачі. Задачею даного дослідження є встановлення закономірностей по призначенню параметрів обробки, що гарантують досягнення точності обробки за критеріями допустимих пружних деформацій деталі. Ці пружні деформації пов'язані головним чином з дією сили різання.

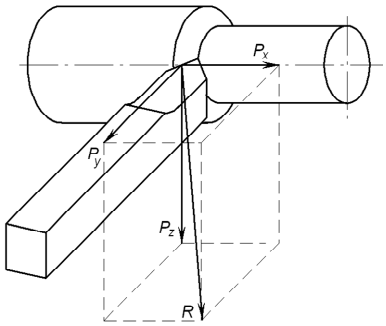


Рис. 1. Складові сили різання при точінні

Розглянемо цю дію на прикладі процесу токарної обробки нежорсткого валу. Величину пружної деформації, що виникає під дією сили різання, можна представити як геометричну суму деформацій ZYX в напрямках дії трьох складових сили різання P_Z,P_Y,P_X - рис. 1.

Сила P_x - осьова складова, що діє вздовж осі заготовки паралельно напрямку подачі. Ця складова визначає навантаження механізму подачі верстата.

Ці сили, а також деформації, що виникають під дією цих сил впливають на точність обробки неоднаково: вплив деформації X на точність обробки прирівнюється до нуля; вплив деформації Z досить незначний і відзначається лише на початку процесу обробки. Похибка, що виникає у зв'язку з деформацією Y найбільша. Це пояснюється тим, що деформація Y направлена перпендикулярно до оброблюваної поверхні. а деформації X і Z - дотично до неї. Звідси слідує, що найбільший вплив на точність обробки здійснює пружна деформація Y, яку створює радіальна складова сили різання P_Y.

На підставі викладеного можна підвести підсумок: суть дослідження буде полягати у визначенні допустимої сили різання, а саме радіальної її складової P_Y, яка б створювала задовільні умови для обробки нежорстких деталей із заданою точністю.

Вибір методу досліджень. Дослідження будуть проводитись на основі кінцево-елементних методів, які, на сьогоднішній день, стали стандартом при рішенні задач механіки твердого тіла.

Кінцево-елементні (КЕ) методи є невід'ємною частиною інженерного аналізу і розробок. КЕ пакети використовуються практично у всіх сферах науки, що стосуються аналізу будівельних конструкцій, твердих, рідких тіл, а також їх взаємодії. Важливою властивістю цих методів, яка зіграла вирішальну роль у виборі методу досліджень, є можливість їх використання в комп'ютерному моделюванні з досить великою часткою упевненості в їх надійності.

Для проведення досліджень був обраний програмний продукт SolidWorks, а саме інтегрований у нього модуль SolidWorks Simulation (COSMOSWorks), який базуються на методі кінцевих елементів (МКЕ).

Даний програмний засіб використовує МКЕ як чисельний метод аналізу технічних конструкцій. МКЕ прийнятий як стандартний метод аналізу завдяки його універсальності і придатності для роботи на комп'ютерах. МКЕ ділить модель на багато малих частин простих форм, званих елементами, що ефективно замінюють складне завдання декількома простими, які необхідно вирішити спільно. Елементи мають спільні точки, що називають вузлами. Процес ділення моделі на малі частини називається створенням сітки. Реакція в будь-якій крапці елементу інтерполюється з реакції вузлів елементів. Кожен вузол повністю описується рядом параметрів, що залежать від типу аналізу і елементу, що використовується.

Програмне забезпечення розробляє рівняння, що керує поведінкою кожного елементу, враховуючи його з'єднання з іншими елементами. Ці рівняння зв'язують реакцію з відомими властивостями матеріалу, обмеженнями і навантаженнями. Далі програма упорядковує рівняння у велику систему спільних рівнянь алгебри і знаходить невідомі. Наприклад, для розрахунку напруги програма знаходить переміщення в кожному вузлі, а потім обчислює деформації і кінцеву напругу.

Необхідно проаналізувати пружні віджимання, тобто переміщення (прогинання) ділянки валу під дією сили різання. Отже, треба провести статичне дослідження.

Проведення досліджень, обробка, знаходження форм представлення результатів та умов їх використання.

Етапи дослідження:

Побудова 3D моделі, для якої буде проводитись дослідження. У даному випадку - побудова нежорсткого валу (L = 2405; D = 200; відношення $L/D \approx 12$).



Рис. 2. Модель нежорсткого валу

Створення дослідження - статичний аналіз.

Призначення матеріалу деталі (деталей). В нашому випадку обираємо матеріал - легована сталь **(SS).**

Вибір виду підтримки (кріплення) деталі. Деталь буде підтримуватись з 2-х торців кріпленням «Фіксована геометрія».



Рис. 3. Фіксація торців валу

Прикладення навантажень (сил, моментів і т.ін.). У даному випадку, прикладення сили різання (1000 Н) до циліндричної поверхні у центрі деталі (так як саме в цьому місці буде найбільший прогин), що сконцентрована на незначній площі (максимально можливо наближеній до площі контакту різця з деталлю) і направлена перпендикулярно осі валу.

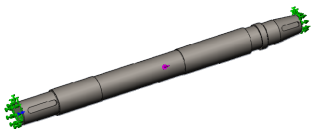


Рис. 3. Прикладення сили до валу

Вибір параметрів і створення сітки кінцевих елементів. Для нашого випадку використаємо наступні параметри сітки: стандартна; глобальний розмір 20,3716511 мм; допуск 1,01858256 мм.

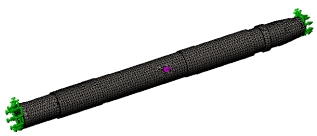


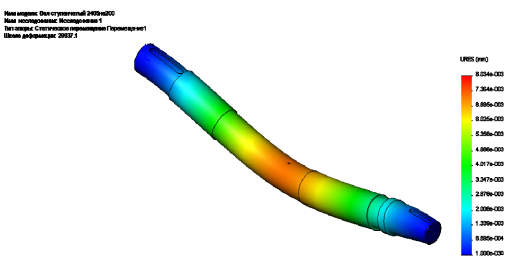
Рис. 4. Вал з сіткою кінцевих елементів

Запуск дослідження.

Перегляд, оцінка і обробка результатів дослідження.

Після запуску дослідження був отриманий стандартний набір епюр: напружень, переміщень і деформації з наочним відображенням змодельованої деталі. Мета дослідження полягала у виявленні величини прогину, яку ми бачимо на епюрі переміщень (рис. 5).

Рис. 5. Епюра переміщень



Представлення результатів дослідження.

Як ми бачимо з епюри переміщень валу (рисунок 5) максимальний прогин під дією сили 1000 Н, прикладеної по середині валу складає приблизно 8 мкм. Заявлена точність поверхні, до якої була прикладена сила, виражена через допуск *T* на діаметральний розмір даної поверхні складає T = 46 мкм. Якщо прийняти допустимий вплив прогину під дією сили різання на точність обробки 50% поля допуску на відповідний розмір *T* то допустима величина прогинання буде 23 мкм.

У даному випадку прогин складає 8 мкм, отже в межах даного дослідження можна гарантувати відсутність браку за критерієм допустимих пружних деформацій.

По викладеній методиці проводимо аналогічні дослідження з іншими значеннями сили різання для виявлення інтервалу допустимих сил різання. Проведені дослідження показали, що для даного валу максимально допустиме значення радіальної складової сили різання буде 2863Н, прогин під дією якої складає 23 мкм, що відповідає половині поля допуску на оброблюваний розмір.

*Оцінка ефективності прийняття технологічних рішень за наведеною методикою***.** На точність обробки нежорстких деталей впливають, окрім величини прогинання під дією сили різання, багато факторів, таких як точність верстату, похибка базування, похибки виготовлення і зносу установчих елементів пристосування (наприклад кулачків токарного патрону), знос інструменту і т.ін. Із наведеного виходить, що ефективність прийняття технологічних рішень на основі результатів в даному випадку цілком залежить від кваліфікації працівника. Прийняте технологічне рішення має давати гарантію відсутності браку ще до початку процесу обробки.

Висновки. Наукова новизна роботи полягає у вдосконаленні методики вибору параметрів обробки нежорстких деталей із застосуванням засобів автоматизованого статичного аналізу, а саме програмного продукту SolidWorks і інтегрованого у нього модуля SolidWorks Simulation (COSMOSWorks), який базується на методі кінцевих елементів (МКЕ).

Розроблена методика дозволяє заздалегідь передбачити вплив конкретного значення сили різання на пружні віджимання (прогин) нежорсткої деталі в процесі механічної обробки. Отримані результати дозволяють коригувати параметри обробки відповідно до вимог точності з метою передбачення і усунення браку до початку процесу обробки.

За даною методикою можливо проводити аналіз великої кількості конфігурацій деталей з різними властивостями матеріалів. Простота методу сприяє досить легкому і швидкому оволодіння методикою і не потребує багато часу на проведення аналізу.

Недоліками цієї методики є значні складнощі при спробі врахувати дію таких факторів, як температура в зоні обробки, знос і геометричні параметри ріжучого інструменту, вплив дії моменту різання та ін.

Список літератури

1. **Еременко С.Ю.** Методы конечных элементов в механике деформируемых тел / Изд-во «Основа» при Харьк. ун-те, 1991. – 272 с.

2. **Алямовский А.А., Собачкин А.А., Одинцов Е.В., Харитонович А.И., Пономарев Н.Б.** SolidWorks. Компьютерное моделирование в инженерной практике/БХВ-Петербург, 2005. – 800 с.

3. **Маталин А.А.** Технология машиностроения. Учебник. – М.: Высшая школа, 1985.

Рукопис подано до редакції 05.04.13

УДК 624.012.45

П.І. ГЕРБ, канд. техн. нак, О.І. ВАЛОВОЙ, канд. техн. наук, проф.,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

МІЦНІСТЬ ЗАЛІЗОБЕТОННИХ БАЛОК, ПІДСИЛЕНИХ У РОЗТЯГНУТІЙ ЗОНІ ІЗ БЕТОНІВ НА ВІДХОДАХ ЗБАГАЧЕННЯ ЗАЛІЗНИХ РУД ПРИ МАЛОЦИКЛОВИХ НАВАНТАЖЕННЯХ ВИСОКИХ РІВНІВ

Наведені та проаналізовані результати проведення досліджень підсилених залізобетонних балок із відходів гірничо-збагачувальних комбінатів при дії монотонних та циклічних навантажень з різним рівнем повторного навантаження.

Стан питання та задачі дослідження. Реалізація широкої програми впровадження в будівництво нових матеріалів і технологій вимагає особливої уваги до реконструкції і модернізації будівель і споруд. У процесі реконструкції виконують відновлення чи підсилення існуючих будівельних конструкцій.

Підсилення залізобетонних конструкцій виконують з метою збільшення їх несучої здатності і жорсткості, а також у зв'язку з ушкодженнями, що вони одержують під час будівництва, експлуатації, за рахунок дії агресивного навколишнього середовища і т.п.

Найбільш розповсюдженим методом підвищення несучої здатності залізобетонних елементів, що працюють на згин, є нарощування розтягнутої чи стиснутої зони шаром залізобетону.

В останній час у будівництві виникла проблема дослідження напружено-деформованого стану конструкцій при високому рівні напруг, особливо з урахуванням змін у процесі експлуатації.

Для забезпечення надійності підсилених залізобетонних конструкцій необхідно знати режими навантаження, закономірність зміни міцності і деформативності матеріалів, процеси тріщиноутворення і розвитку тріщин при дії малоциклового навантаження.

У той же час використання більш економічних матеріалів є пріоритетним напрямком розвитку будівництва. Зменшення вартості будівельних конструкцій досягається шляхом економії засобів, будівельних матеріалів і природних ресурсів, тому пропонується ширше використовувати матеріали побічного видобутку гірничодобувної промисловості для виробництва будівельних конструкцій.

Широке використання відходів гірничодобувної промисловості дозволяє забезпечити будівельну галузь надійними і більш економічними матеріалами і буде сприяти рішенню важливих проблем, таких як: відновлення земельних площ, що використовуються під відвали; більш дбайливе використання природних ресурсів; стабільність постачання якісних і дешевих заповнювачів для бетону.

У Криворізькому басейні налагоджене виробництво класифікованих пісків з відходів збагачення, застосування яких у виробництві залізобетону економічно виправдано.

Аналіз останніх досліджень. Вивченню роботи підсилених залізобетонних конструкцій присвятили свої роботи Л.В. Афанасьєва, А.Я. Барашиков, С.В. Бондаренко, Б.А. Боярчук, О.І. Валовой, Г.В. Гетун, О.Б. Голишев, А.Ю. Еременко, О.Д. Журавський, П.И. Кривошеєв, Е.Ф. Лисенко, Г.А. Молодченко, Л.А. Мурашко, Й.П. Новаторський, Р.С. Санжаровський, П.О. Сунак, Г.Н. Хайдуков, О.Л. Шагин, В.С. Шмуклер, А. Касассбех, Г.В. Чанг, Л.М. Чи, М.А. Максур і ін.

Дослідженню роботи бетонних і залізобетонних елементів при дії малоцикловых навантажень присвятили свої роботи Е.М. Бабич, А.Я. Барашиков, Н.М. Битько, О.І. Валовой, А.В. Войцеховський, А.В. Гергель, А.Б. Григорчук, А.С. Залісів, В.В. Караван, Н.И. Карпенко, А.М. Кокарев і ін.

Дослідженням особливостей роботи залізобетонних конструкцій, виготовлених з бетонів на дрібних заповнювачах - відходах ГЗК займалися ГН. Бондаренко, О.І. Валовой, Г.Т. Стороженко, Л.І. Стороженко, Б.Н. Шевченко й ін.

У той же час вивчення роботи конструктивних елементів з бетону на відходах збагачення залізних руд, при дії повторних навантажень дотепер не проводилося.

Мета досліджень - виявити міру впливу малоциклових навантажень на міцність підсилених у розтягнутій зоні залізобетонних балок на відходах збагачення залізних руд.

© Герб П.І., Валовой О.І., 2013

Методика досліджень. Для експериментальних досліджень були виготовлені залізобетонні балки з бетону на відходах збагачення залізних руд довжиною 2070 мм із поперечним перерізом - 220×120 мм у кількості 12 шт

Відповідно до програми дослідження (табл. 1), дослідні балки були розділені на п'ять серій - дві контрольні серії по три зразка, та три дослідні по два зразка. Всі серії балок, крім першої, були попередньо навантажені зусиллям яке становило 0,7-0,8 від руйнівного навантаження першої серії. Після чого балки були розвантажені та підсилені.

Балки підсилювалися нарощуванням у розтягнутій зоні шаром бетону на відходах збагачення залізних руд, розмір полки підсилення 210×3 0мм.

З'єднання "старого" та "нового" бетону виконували за допомогою клею Cerinol ZH фірми Dietermann.

Випробування балок проводили на універсальному гідравлічному пресі ПММ-250 за схемою однопрольотної вільнолежачої балки, навантаженої двома зосередженими силами у третинах прольоту.

Балки першої та другої серії є контрольними і випробовувалися монотонним навантаженням до руйнування. Випробування третьої, четвертої та п'ятої серії балок проводилося циклічним навантаженням згідно табл. 1.

Методика прикладання зусиль до балки при повторному навантаженні наступна - навантаження здійснювали ступенями по 0,1 від руйнівного, яке було визначене за допомогою балок другої серії. Після кожної ступені прикладання навантаження його витримували 10 хвилин, під час яких знімали відліки по приладах , проводили огляд поверхні зразка, відмічали появу тріщин і вимірювали ширину їхнього розкриття.

Максимальний рівень повторного навантаження приймався наступним: для балок третьої серії - 0,75, четвертої - 0,85 та для п'ятої - 0,9 від руйнівного. Зусилля прикладали протягом 10 циклів після чого навантаження доводили до руйнівного.

Момент утворення тріщин у балці визначали візуально мікроскопом, коли ширина тріщин була приблизно 0,025-0,035 мм, а також на підставі показів тензорезисторів.

За момент руйнування підсилених балок було прийнято момент перевищення ширини нормальних тріщин та поздовжнього прогину над нормативними значеннями і руйнування балки у верхній частині середньої третини прольоту.

Результати досліджень. При проектуванні, непідсилені балки серії БК проектували так, щоб у нормальному перерізі елемента виконувалася нерівність $\xi<\xi_R$, тобто балка була недоармована. З огляду на це закономірним є характер руйнування непідсилених балок серії БК, які зруйнувалися за нормальними перерізами внаслідок досягнення робочою арматурою граничних деформацій. При досягненні навантаженнями рівня 0,7-0,8 від руйнівного, у зоні розтягу середньої третини прольоту, набуває розвитку руйнуюча нормальна тріщина. При підвищенні рівня навантаження починає інтенсивно збільшуватись прогин балок та ширина розкриття руйнуючої тріщини, решта тріщин у цей час вже стабілізувалася. Руйнування супроводжується різким розкриттям нормальної тріщини та наступним фізичним руйнуванням зразків з розривом робочої арматури (рис. 1).

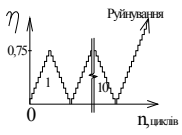
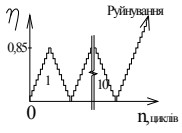
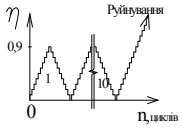


Рис. 1 Загальний вигляд непідсиленої балки контрольної серії БК, зруйнованого за нормальним перерізом.

Підсилені балки серій БКП, БП-,75, БП-0,85 та БП-0,9 проектували так, щоб у нормальному перерізі елемента виконувалася нерівність $\xi \geq \xi_R$, тобто була перевищена межа армування. З огляду на це закономірним є характер руйнування підсилених балок, які зруйнувалися за нормальними перерізами внаслідок досягнення бетоном стиснутої зони граничних деформацій. При цьому висота стиснутої зони зменшувалася з підвищенням рівня навантаження, поступово зміщуючись у бік крайніх стиснутих волокон бетону. Інтенсивно розвивалися за шириною та висотою тріщини в нормальних перерізах балок. Їх розвиток припинився при навантаженнях близьких до руйнівного. В момент руйнування, деформації арматури не досягали своїх граничних значень.

Таблиця 1

Програма випробувань дослідних балок

Маркування балок	Кільк. зразків шт.	Характеристика зовнішньої дії	Характеристика циклів		Мета випробування
			Рівень навантаження	Кількість циклів	
БК Перша серія (Контрольна не підсилена)	3	Монотонно-ступінчате навантаження до руйнування	0-1,0	-	Визначення міцнісних характеристик при дії монотонно-ступінчастого навантаження
БКП Друга серія (Контрольна підсилена)	3	Монотонно-ступінчате навантаження до руйнування	0-1,0	-	Визначення міцнісних характеристик при дії монотонно-ступінчастого навантаження
БП-0,75 Третя серія	2		0,75	10	Дослідження впливу повторних навантажень на міцність, деформативність та тріщиностійкість
БП-0,85 Четверта серія	2		0,85	10	Дослідження впливу повторних навантажень на міцність, деформативність та тріщиностійкість
БП-0,9 П’ята серія	2		0,9	10	Дослідження впливу повторних навантажень на міцність, деформативність та тріщиностійкість

На практиці, не всі зразки зруйнувались по запланованій схемі. У серії БП-0,85 одна із балок зруйнувалася при досягненні арматури підсилення граничних значень. Це відбулося внаслідок утворення пластичного шарніру від перепалювання робочої арматури під час зварювання каркасу.

При огляді зруйнованих підсилених зразків у зоні контакту основного бетону і полиці підсилення, не було виявлено розшарування у жодній із балок. (рис. 2,3).

У табл. 2 наведено результати експериментальних досліджень несучої здатності балок випробуваних циклічним навантаженням та балок контрольних серій.

З аналізу даних табл. 2, видно, що несуча здатність контрольної підсиленої серії БКП у порівнянні з непідсиленою серією БК зросла на 47%. Несуча здатність балок БП-0,75, БП-0,85, БП-0,9, які випробували повторним навантаженням, в порівнянні з серією БКП, зросла на 3,4 та 5 % відповідно. Але це зростання знаходиться в межах середньостатистичної похибки.

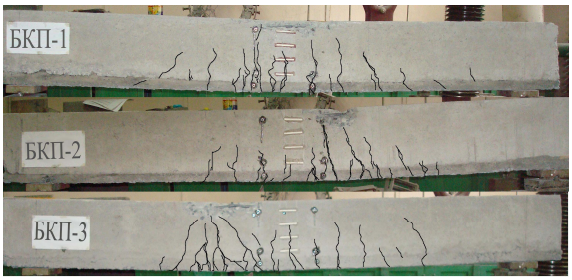


Рис.2 Загальний вигляд зруйнованих підсилених балок контрольної серії БКП



Рис. 3 Загальний вигляд підсилених балок серії БП-0,75 зруйнованих циклічним навантаженням (вигляд балок серії БП-0,85 та БП-0,9 подібний)

При дослідженні напруження бетону на стиснутій грані балки від кількості циклів при різних рівнях навантаження виявляється, що рівень стискаючого напруження значно відрізняється від

рівня навантаження, а його числове значення від цикла до цикла залишається майже стабільним (табл. 3). Цим, якраз і можна пояснити однакову несучу здатність в усих підсилених балках.

Таблиця 2

Середні експериментальні значення міцності дослідних балок

Марка балки	Середнє руйнівне зусилля, $\overline{P_u}$, кН	Відносне значення міцності, Pui/P0		Згинальний момент при руйнуванні M, кНм
2	3	5	6	7
БК	93	1	-	27,9
БКП	137	1,47	1,00	41,1
БП-0,75	141	1,52	1,03	42,3
БП-0,85	143	1,54	1,04	42,9
БП-0,9	144	1,55	1,05	43,2

Таблиця 3

Зміна рівня стискаючого напруження на стиснутій грані балки від кількості циклів при різних рівнях навантаження

Номер циклу	БП-0,75		БП-0,85		БП-0,9	
	σ_b, МПа	$\eta=\sigma_b/R_b$	σ_b, МПа	$\eta=\sigma_b/R_b$	σ_b, МПа	$\eta=\sigma_b/R_b$
1	14,57	0,70	15,90	0,76	17,64	0,84
2	14,63	0,70	16,36	0,78	17,50	0,84
3	14,56	0,69	16,40	0,78	16,98	0,81
4	14,55	0,69	16,28	0,78	16,85	0,80
5	14,59	0,70	16,21	0,77	16,72	0,80
6	14,80	0,71	16,14	0,77	16,64	0,79
7	14,89	0,71	16,06	0,77	16,52	0,79
8	14,95	0,71	15,95	0,76	16,35	0,78
9	15,02	0,72	15,87	0,76	16,27	0,78
10	14,87	0,71	15,63	0,75	16,18	0,77
до руйнування	15,17	0,71	15,46	0,74	16,25	0,77

Висновки. Із поставленого експерименту випливає, що циклічність навантаження з рівнем $0,75 \leq \eta \leq 0,9$ від руйнуючого не впливає на несучу здатність підсиленого елемента, так-як рівень напруження бетону при стиску, не перевищує 0,65 від Rb. Це свідчить, що робота зігнутого залізобетонного елемента знаходиться в області циклічної стабільності деформування бетону і арматури.

Список литературы

1. **Гордеєва Т.Ф.** Исследование изгибаемых железобетонных элементов при повторных статических нагрузках. Автореф. дис. канд. техн. наук. – Київ, 1970, – 20 с.

2. **Бондаренко В.М., Бондаренко С.В.** Инженерные методы нелинейной теории железобетона. – М.: Стройиздат, 1982.

3. **Валовой А.І.** Влияние кратковременных переменных нагрузок на прочность, деформативность и трещиностойкость железобетонных элементов из бетоном на отходах обогащения железных руд. Автореф. дис. на виш. вч. ступ. канд. техн. наук. Київ: КІСІ, 1980. – 20 с.

4. ГОСТ 10180-78. Бетоны. Методы определения прочности на сжатие и растяжение. – М.: Изд-во стандартов, 1980.

5. Железобетонные конструкции из бетонов на отходах горнорудной и металлургической промышленности / **Л.І. Стороженко, Б.Н. Шевченко** та ін. – К.: Будівельник, 1982.

6. **Московитин В.В.** Циклическое нагружение элементов конструкций. – М.: Наука, 1981.

Рукопис подано до редакції 18.03.13

УДК 621.315.052.7: 621.395.14

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

ТЯГОВАЯ КОНТАКТНАЯ СЕТЬ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ШАХТ - ПОТЕНЦИАЛЬНЫЙ ИСТОЧНИК ПОРАЖЕНИЯ ГОРНОРАБОЧИХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИМ ТОКОМ

Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями. Проблема обеспечения безопасности вообще и электробезопасности в частности работников горнометаллургической отрасли, всегда была и остаётся проблемой острой и ждущей своего разрешения. К сожалению, в последние десятилетия эта проблема дополнительно охарактеризовалась увеличением числа электротравм в отрасли [1].

Анализ исследований и публикаций. Как показывают результаты исследований [1 - 5] наиболее травмоопасными электроустановками в электротехнических комплексах подземных железорудных предприятий являются тяговые контактные сети (КС) электровозной откатки. В этой связи целесообразно рассмотреть методические принципы исследования указанных электроустановок как источников опасности.

Постановка задания. Целью исследований является оценка электрических параметров тяговой контактной сети железорудных шахт как базиса для разработки устройств защиты горнорабочих от поражения электрическим током.

Изложение материалов и результатов исследований. Шахтная контактная сеть обладает рядом характеристик, обусловливающих процесс ее функционирования [4]. К числу таковых относятся, прежде всего, её параметры, в том числе параметры изоляции. Кроме этого, контактная сеть, как источник поражения, характеризуется действующим в ней напряжением, которое имеет специфический пульсирующий характер, а при применении защит от утечек тока с временным разделением рабочего и оперативного токов, имеет еще и фазовые отсечки [2].

Определение параметров КС, а затем расчёт параметров изоляции можно осуществить на основании теории линии с распределительными параметрами. Справедливость указанного методического подхода может быть подтверждена следующим:

КС достигают значительной длины;

емкость КС, слагающаяся из емкости троллея и ёмкостей изоляторов, а также активная проводимость изоляции, обусловленная утечками тока на землю через изоляторы, имеет распределительный характер, что обуславливает непрерывное изменение тока и напряжения в КС при переходе от одной точки к другой вдоль длины линии;

если считать, что снижение сопротивления изоляции каждой отдельно взятой КС происходит под влиянием одинаковых внешних условий (изоляторы находятся в пределах одной выработки), а изменение сопротивления петли «контактный провод - рельсовый путь» вдоль длины равномерно (износ вследствие трения), то поперечные и продольные сопротивления участков КС одинаковой длины можно принять равными друг другу.

Таким образом, КС правомерно считать однородной линией с распределительными параметрами.

В этом случае первичные параметры КС (продольное сопротивление R_o, индуктивность L_o, поперечную проводимость G_o, емкость C_o) можно определить, зная волновое сопротивление КС Z_c и постоянную распространения γ

$$\gamma Z_c = R_0 + j\omega L_0 , \quad (1)$$

$$\gamma Z^{-1}{}_c = G_0 + j\omega C_0 , \quad (2)$$

Параметры Z_c и γ определяются через исходные сопротивления контактной сети в режимах холостого хода (ХХ) и короткого замыкания (КЗ)

$$Z_c = (Z_{вххх} \cdot Z_{вкзз})^{\frac{1}{2}} \quad (3)$$

$$th\gamma l = (Z_{вкзз} \cdot Z_{вххх})^{\frac{1}{2}} \quad (4)$$

где $Z_{вххх}, Z_{вкзз}$ - входные сопротивления КС в режимах ХХ и КЗ; l- длина КС.

© Синчук И.О., 2013

Задача определения значений входных сопротивлений КС в режимах КЗ и ХХ сводится к определению напряжения и тока в начале КС, а также угла между ними в соответствующих режимах в комплексной форме

$$Z_{вх.х.х.} = \frac{U_{0х.х.}}{I_{0х.х.}} \cdot e^{j\varphi_{х.х.}} \quad (5)$$

$$Z_{вх.к.з.} = \frac{U_{0к.з.}}{I_{0к.з.}} \cdot e^{j\varphi_{к.з.}} \quad (6)$$

где $U_{0х.х.}$, $I_{0х.х.}$, $\varphi_{х.х.}$ - значения напряжения, тока и угла между ними в начале КС при режиме ХХ; $U_{0к.з.}$, $I_{0к.з.}$, $\varphi_{к.з.}$ - значения напряжения, тока и угла между ними в начале КС при режиме КЗ.

При определении сопротивления изоляции КС, наряду с прочими факторами, следует учитывать род тока. В связи с этим целесообразно оценить сопротивление изоляции КС при переменном токе частотой 50 Гц (применяемом для определения первичных параметров КС) и постоянном выпрямленном трехфазной мостовой схемой (применяемом для питания электровозной откатки). Указанную оценку можно дать с использованием коэффициента эквивалентности $К_э$, рассчитанного по формуле

$$K_э = \frac{1}{n}\sum_{i=1}^{n}\frac{R_{изол.i}}{R_{изол.i}}, \quad (7)$$

где $R_{изол.i}$, $R_{изол.i}$ - сопротивления изоляции *i*-й КС, соответственно, выпрямленному и переменному току;

n - количество КС в экспериментальной выборке.

Модуль входного сопротивления является функцией напряжения и тока на входе КС (у ТП). Абсолютная погрешность модуля входного сопротивления определяется согласно выражению

$$Z_{вх.} = \sqrt{(\partial Z_{вх.}/\partial U)^2 \Delta U^2 + (\partial Z_{вх.}/\partial I)^2 \Delta I^2}, \quad (8)$$

Учитывая функциональную связь между модулем входного сопротивления, напряжением и током, а также рассматривая режимы измерений в КС при ХХ и КЗ, после соответствующих преобразований получаем выражения

$$\Delta_* Z_{вх.х.х.} = \frac{r_{э.а.}}{Z_{вх.х.х.}}, \quad (9)$$

$$\Delta_* Z_{вх.к.з.} = \frac{Z_{вх.к.з.}}{r_{э.v.}}, \quad (10)$$

где $r_{э.а.}$ и $r_{э.v.}$ - эквивалентные сопротивления цепей тока и напряжения измерительных приборов.

С учетом того, что минимальные значения $Z_{вх.х.х.}$ составляют единицы кОм, а $r_{э.а.}$ - единицы Ом, относительная погрешность $\Delta_* Z_{вх.х.х.}$ будет на уровне, не превосходящем единицы процента. Сопротивления короткозамкнутой КС $Z_{вх.к.з.}$ составляют единицы Ом, тогда как сопротивление $r_{э.v.}$ - единицы кОм. Тем самым относительная погрешность при измерениях в режиме к.з. не будет превышать единицы процента.

Косинус угла между током и напряжением, определяющий значение аргумента, является функцией мощности, напряжения и тока.

Учитывая функциональную зависимость $\cos\varphi$ от мощности, напряжения и тока, а также рассматривая режимы измерений в КС при ХХ и КЗ, после соответствующих преобразований получаем выражения для определения относительных погрешностей коэффициентов мощностей

$$\Delta_* \cos\varphi_{х.х.} = \frac{\sqrt{2} r_{э.а.}}{Z_{вх.х.х.} \cdot \cos^2 \varphi_{х.х.}}, \quad (11)$$

$$\Delta_* \cos\varphi_{к.з.} = \frac{\sqrt{2} Z_{вх.к.з.}}{r_{э.v.} \cdot \cos^2 \varphi_{к.з.}}, \quad (12)$$

Как видно из графиков (рис. 1) для выражений (11) и (12), в режиме ХХ пятипроцентная относительная погрешность $\Delta_* \cos\varphi_{х.х.}$ будет иметь место при $Z_{вх.х.х.} \le 9$ кОм и $\cos\varphi_{х.х.} = 0{,}2$; в

режиме к.з. пятипроцентная относительная погрешность будет иметь место при $\Delta_* Z_{вх.к.з.} \geq$ 4,5 кОм и $\cos\varphi_{к.з.} = 0{,}2$.

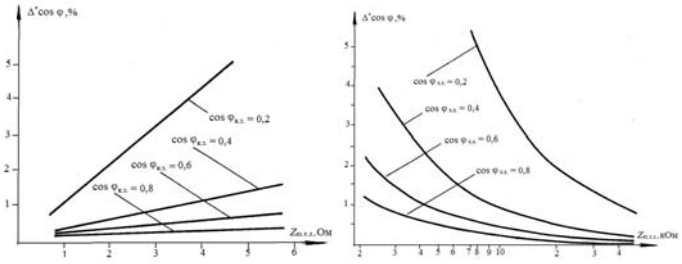


Рис. 1. Графики изменения относительной погрешности коэффициента мощности в режимах холостого хода *а* и короткого замыкания *б*

Указанный уровень погрешности можно считать удовлетворительным, тем более, что приведенные неблагоприятные, с точки зрения погрешности измерений, сочетания параметров имеют малую вероятность.

Выпрямленное пульсирующее напряжение КС характеризуется коэффициентами пульсаций, равными соответственно: 0,057 - при трехфазной мостовой схеме соединения и при схеме "звезда - две обратные звезды с уравнительным реактором"; 0,250 - при трехфазной схеме с нулевым выводом. С увеличением нагрузки в кривой выпрямленного напряжения появляются коммутационные участки.

Величину гармонических составляющих, с учетом явления коммутации, аналитически можно определить, интегрируя кривую выпрямленного напряжения в пределах периода повторяемости на внекоммутационном и коммутационном участках.

Однако, при этом не учитывается ряд факторов, имеющих место в КС. В частности, нагрузка тяговой сети содержит встречную ЭДС; элементы устройства связи, автоматического управления и блокировок имеют в составе емкости и т.д. В связи с этим анализ формы кривой напряжения по аналитическим выражениям не охватывает все условия, в которых эксплуатируется электровозная откатка горнодобывающих предприятий. Тем самым, аналитическое исследование электрических процессов в КС затруднено вследствие сложностей, возникающих при учёте ряда факторов, изменяющих их форму. В силу этого исследование КС целесообразно осуществлять экспериментальным путем в условиях непосредственно производства.

Выводы и направления дальнейших исследований. 1. Приведенные методические принципы позволяют исследовать КС как источник опасности поражения электрическим током горнорабочих подземных выработок железорудных шахт при несанкционированном, но реально возможном прикосновении их к контактному проводу.

2. Выбор КС для исследования должен проводиться, исходя из возможно максимального учёта разновидностей типов применяемого электротехнического и электромеханического оборудования (понижающие трансформаторы, преобразовательные агрегаты, электрозоны и др.)

Список литературы

1. **Сінчук І.О., Скапа Є.І.** Електротравматизм і шляхи його зменьшення при експлуатації електрифікованих видів транспорту на підземних гірничорудних підприємствах./ «Електромеханічні та енергетичні системи і методи моделювання та оптимізації». Збірник наукових праць IX Міжнародної науково-технічної конференції молодих учених і спеціалістів. – Кременчук: КНУ, 2011. – С. 338-339.

2. Электробезопасность рудничной откатки**О.Н. Синчук, Э.С. Гузов, А.Г. Ликаренко, А.Г. Животовский**. – К.: Тэхника, 1988. – 188 с.

3.**Щуцкий В.И., Ляхомский А.В., Израитель С.А.** Электротравматизм и пути его снижения на горнодобывающих предприятиях чёрной металлургии. – Горный журнал, 1979, №3. – С. 55-57.

4. **Щуцкий В.И., Глухарёв Ю.Д., Ляхомский А.В.** Исследование параметров контактных сетей подземной электровозной откатки. – Известия ВУЗов – Горный журнал, 1976, №2. – С. 159-161.

5**. Синчук О.Н., Гузов Э.С.** Исследование сопротивлений подключений к контактной сети. Безопасность и надежность электроснабжения горнорудных предприятий. Тезисы докладов и сообщений III-й Всесоюзной научной конференции «Электробезопасность на горнорудных предприятиях чёрной металлургии СССР» - Днепропетровск, 1982. – С. 31-32.

Рукопись поступила в редакцию 25.02.13

УДК 621.314.632

А.П. СІНОЛИЦИЙ, д-р техн. наук, проф., В.А. КОЛЬСУН, канд. техн. наук, доц.,
Є.С. ДУБ, асистент, О.М. КУЛИК, магістрант, Д.О. ГРИВА, магістрант.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ РЕЖИМІВ ВЗАЄМОВПЛИВУ І ЕЛЕКТРОМАГНІТНОЇ СУМІСНОСТІ ГРУПИ ЕЛЕКТРОПРИВОДІВ З УДАРНО-ЦИКЛІЧНИМИ НАВАНТАЖЕННЯМИ

Описана робота групи випрямлячів від загального трансформатора на прикладі екскаватора ЕКГ-5. Проаналізовано три різних режими, зумовлених взаємним впливом комутаційних процесів, що відбуваються в випрямлячах і призводять до зміни кута безпечного інвертування.

Проблема та її зв'язки з науковими та практичними завданнями. Виникнення режимів електромагнітної сумісності групового електроприводу зумовлене живленням групи електроприводів від мережі з загальним трансформатором обмеженої потужності за наявності ударно-циклічних навантажень. Найбільш наглядно вказані ознаки спостерігаються в електроприводі механізмів екскаватора. Виникнення електромагнітних процесів та поява аномальних і аварійних режимів у силовій ланці зумовлена багаторежимністю комутації окремих механізмів. У роботі розглядається варіант живлення перетворювачів механізмів від загальної вторинної обмотки трансформатора, що спричиняє негативний взаємовплив на окремих інтервалах сумісної роботи групи електроприводів. Проаналізувавши навантажувальну діаграму рис. 1, стало відомо, що найбільш проблематичним у цьому випадку є небезпечні режими взаємовпливу, які характеризуються одночасною комутацією ключів у відповідних фазах мережі механізмів зі значною розбіжністю потужностей, з одного боку, і широким діапазоном зміни їх робочих характеристик, з іншого. Оскільки дослідження впливу в такій схемі не проводилося, то стає неможливим створення ефективних і надійних систем живлення групи електроприводів.

Аналіз досліджень і публікацій. Авторами проводилися дослідження режимів взаємовпливу за різних схемних особливостей ввімкнення електроприводів механізмів Так, характер впливу на мережу живлення одного перетворювача розглянуто в [1,2], авторами досліджено характер спотворення напруги мережі, що впливає на інші споживачі, а також на сам перетворювач. Сумісний вплив двох перетворювачів через загальну мережу живлення проводився в [3,4], в [3] розглядався взаємовплив через окремі трансформатори, а в [4] розглядався вплив через трансформатор з подвійною вторинною обмоткою. Дослідження комутаційних процесів у системах групового живлення *n*-ої кількості перетворювачів розглядалося в [5]. Розроблені авторами методи дійсні лише для окремих випадків і їх неможливо застосувати в запропонованій роботі, тому необхідно застосовувати інші методи.

Постановка завдання. Метою дослідження є визначення граничних параметрів взаємовпливу (кутів керування і комутації), обґрунтування схем і заходів щодо обмеження граничних параметрів аномальних аварійних режимів роботи з ударно-циклічними навантаженнями.

Викладення матеріалу та результати. Під час дослідження режимів взаємовпливу групи перетворювачів особливу увагу слід спрямувати на дослідження режимів з ударно-циклічними навантаженнями.

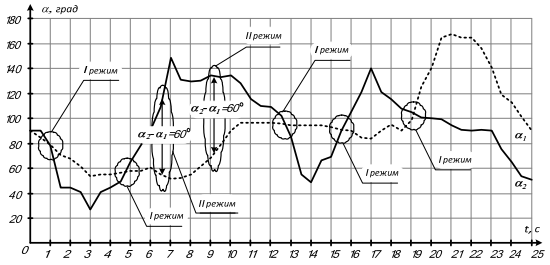


Рис. 1. Графік $\alpha_1 = f(t)$ і $\alpha_2 = f(t)$

За приклад взято роботу екскаватора ЕКГ-5, який встановлено на Ганнівському кар'єрі ПАТ «ПівнГЗК» м. Кривого Рогу. Живлення головних приводів екскаватора відбувається від одного двообмоткового трансформатора. Система електроприводу представляє собою ТП-Д.

Взаємний вплив комутаційних процесів, що відбуваються у випрямлячах, приводить до зміни кута безпечного інвертування і, відповідно, межі безпечного інвертування. Зміни зумовлені спотворенням лінійної напруги мережі, що діє в контурі комутації.

З дослідження доцільно виключити електроприводи механізмів ходу і напору, так як перший не має режиму сумісної роботи з іншими приводами, а другий ма-

© Сінолиций А.П., Кольсун В.А., Дуб Є.С., Кулик О.М., Грива Д.О., 2013

ло задіяний під час роботи електроприводів механізмів підйому і повороту. Отже, основна увага має бути спрямована щодо аналізу особливостей сумісної роботи тиристорних перетворювачів електроприводів механізмів підйому і повороту.

Силові перетворювачі зібрані за шестипульсною мостовою схемою (рис. 2). У всіх режимах розглядається комутація в другому випрямлячеві за умови $U_{к2} = E_{CA}$ (комутація тиристорів 22 і 24).

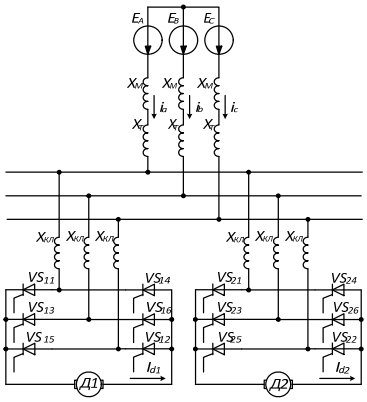


Рис. 2. Розрахункова схема перетворювачів при живленні від загального трансформатора

Під час роботи механізмів підйому і повороту екскаватора можливі три режими їх сумісної роботи:

перетворювачі механізмів комутують в одних і тих же фазах катодної чи анодної груп; [4]

комутація перетворювачів відбувається в різних фазах і різних групах; [4]

комутація перетворювачів відбувається в різних фазах однієї групи. [4]

Отже, постає питання визначення характеру зміни кута комутації в залежності від роботи в одному з трьох режимів сумісної роботи та їх впливу на мережу живлення. Для виконання необхідних розрахунків необхідно скласти схему заміщення кожного режиму (рис. 3). Параметри елементів схеми заміщення дослідної ланки: $E_{лм} = 380\,(В),\ X_М = 4{,}5 \cdot 10^{-3}(Ом),\ X_Т = 0{,}018\ (Ом),\ X_{КЛ} = 8{,}5 \cdot 10^{-4}\ (Ом).$

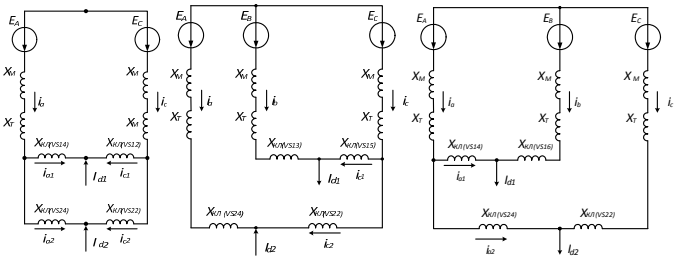


Рис. 3. Схема заміщення: *а* - 1-го, *б* - 2-го, *в* - 3-го режимів роботи

Під час дослідження *1-го режиму* роботи розглядалася комутація тиристорів 12 і 14, 22 і 24 $(U_{к1} = U_{к2} = E_{CA})$.

Електромагнітні процеси мережі в першому режимові описуються системою рівнянь

$$\begin{gathered} i_a = i_{a1} + i_{a2};\ I_{d1} = -(i_{a1} + i_{a1});\ I_{d2} = -(i_{a2} + i_{a2}); \\ E_A - E_C = X_\Sigma \frac{di_a}{d(\omega t)} + X_{КЛ} \frac{di_{a2}}{d(\omega t)} - X_{КЛ} \frac{di_{a2}}{d(\omega t)} - X_\Sigma \frac{di_a}{d(\omega t)}; \\ E_A - E_C = X_\Sigma \frac{di_a}{d(\omega t)} + X_{КЛ} \frac{di_{a1}}{d(\omega t)} - X_{КЛ} \frac{di_{a1}}{d(\omega t)} - X_\Sigma \frac{di_a}{d(\omega t)}, \end{gathered} \quad (1)$$

де $E_A = E_m sin(\omega t),\ E_B = E_m sin\left(\omega t - 2\frac{\pi}{3}\right),\ E_C = E_m sin\left(\omega t + 2\frac{\pi}{3}\right)$ - електрорушійна сила мережі живлення; $E_m = \frac{E_{лм}}{\sqrt{3}}\sqrt{2}$ - амплітуда діючого значення фазної напруги мережі живлення; t - поточне значення часу; ω - частота мережі живлення; $i_{a1},\ i_{a2}$ - миттєві значення струму короткого замикання відповідно першого і другого перетворювачів; $X_\Sigma = X_М + X_Т$ - сумарний індуктивний опір фази мережі живлення і трансформатора.

Розв'язок (1) дає

$$\frac{di_{a1}}{d(\omega t)} = \frac{di_{a2}}{d(\omega t)} = -\frac{E_C - E_A}{2(2X_\Sigma + X_{КЛ})} = -\frac{E_m sin\left(\frac{2\pi}{3} + \omega t\right) - E_m sin(\omega t)}{2(2X_\Sigma + X_{КЛ})}.$$

Значення кута комутації другого випрямляча

$$\gamma_2 = \frac{5\pi}{6} - \alpha_2 - arccos\left(\frac{1}{2}\right) + arcsin\left[\frac{3E_m sin\left(\frac{7\pi}{6} + \alpha_2\right) + 4\sqrt{3}I_{d2}(X_{КЛ} + 2X_\Sigma) + 3\sqrt{3}E_m cos\left(\frac{7\pi}{6} + \alpha_2\right)}{6E_m}\right].$$

Графіки $\gamma_2 = f(\alpha_2)$ - для сумісної роботи перетворювачів (штрихова лінія) і $\gamma_{02} = f(\alpha_2)$ - для самостійної роботи перетворювача (суцільна лінія) побудовані за різних значень струмів навантаження (рис. 4,*а*) дозволяють зробити висновок, що за режиму сумісної роботи перетворювачів робоча зона регулювання менша ніж для тих же параметрів перетворювача за режиму самостійної роботи і зменшується з ростом струму навантаження, кут комутації збільшується, що негативно вплине на інші навантаження, що працюють від цієї мережі.

Під час дослідження *2-го режиму* роботи розглядалася комутація тиристорів 13 і 15, 22 і 24 $(U_{к1} = E_{BC})$.

Електромагнітні процеси мережі в другому режимі описуються системою рівнянь

$$i_c = i_{c1} + i_{c2};\ I_{d1} = i_b + i_{c1};\ I_{d2} = -(i_a + i_{a1});$$
$$E_A - E_C = X_\Sigma \frac{di_a}{d(\omega t)} + X_{КЛ} \frac{di_{c2}}{d(\omega t)} - X_{КЛ} \frac{di_{c2}}{d(\omega t)} - X_\Sigma \frac{di_c}{d(\omega t)};$$
$$E_B - E_C = X_\Sigma \frac{di_b}{d(\omega t)} + X_{КЛ} \frac{di_b}{d(\omega t)} - X_{КЛ} \frac{di_{c1}}{d(\omega t)} - X_\Sigma \frac{di_c}{d(\omega t)}. \quad (2)$$

У результаті розв'язку системи рівнянь (2)

$$\frac{di_a}{d(\omega t)} = \frac{3U_{вт}X_{КЛ}sin(\omega t) + 3U_{вт}X_\Sigma sin(\omega t) - \sqrt{3}U_{вт}X_{КЛ}cos(\omega t)}{4X_{КЛ}^2 + 8X_\Sigma X_{КЛ} + 3X_\Sigma^2},$$

де i_a, i_b – миттєві значення струму навантаження відповідно 2-го і 1-го перетворювачів.

Рівняння визначення кута комутації другого перетворювача в другому режимі

$$\gamma_2 = \frac{5\pi}{6} - \alpha_2 + arcsin\left[\frac{\sqrt{3}I_{d2}(4X_{КЛ}^2 + 8X_{КЛ}X_\Sigma + 3X_\Sigma^2)}{3\sqrt{E_{вт}^2X_{КЛ}^2 + \frac{(3E_{вт}X_{КЛ} + 3E_{вт}X_\Sigma)^2}{3}}} + 3E_{вт}X_{КЛ}cos\left(\frac{7\pi}{6} + \alpha_2\right) + \right.$$
$$\left. + 3E_{вт}X_\Sigma cos\left(\frac{7\pi}{6} + \alpha_2\right) + \sqrt{3}E_{вт}X_{КЛ}sin\left(\frac{7\pi}{6} + \alpha_2\right)\right] - arccos\left(\frac{E_{вт}X_{КЛ}}{\sqrt{E_{вт}^2X_{КЛ}^2 + \frac{(3E_{вт}X_{КЛ} + 3E_{вт}X_\Sigma)^2}{3}}}\right).$$

Графіки (рис. 4*б*) побудовані за аналогією до першого режиму і дозволяють зробити висновок, що за режиму сумісної роботи перетворювачів робоча зона регулювання менша ніж для тих же параметрів перетворювача за режиму самостійної роботи і зменшується з ростом струму навантаження. Аналіз графіка розпочинається з $60°$ оскільки режим сумісної комутації в такому режимі відбуватиметься за $\alpha_2 = \alpha_1 + \frac{\pi}{3}$.

Під час дослідження *3-го режиму* роботи розглядалася комутація тиристорів 14 і 16, 22 і 24 $(U_{H1} = E_{AB})$.

Електромагнітні процеси мережі в другому режимі описуються системою рівнянь

$$i_a = i_{a1} + i_{a2};\ I_{d1} = i_{a1} + i_b;\ I_{d2} = i_{a2} + i_c;$$
$$E_A - E_C = X_\Sigma \frac{di_a}{d(\omega t)} + X_{КЛ} \frac{di_{a2}}{d(\omega t)} - X_{КЛ} \frac{di_{c2}}{d(\omega t)} - X_\Sigma \frac{di_c}{d(\omega t)};$$
$$E_B - E_C = X_\Sigma \frac{di_b}{d(\omega t)} + X_{КЛ} \frac{di_b}{d(\omega t)} - X_{КЛ} \frac{di_{c1}}{d(\omega t)} - X_\Sigma \frac{di_c}{d(\omega t)}. \quad (3)$$

У результаті розв'язку (3)

$$di_c/d(\omega t) = ((E_C - E_B)B - (E_A - E_C))/(2X_{КЛ} + 3X_\Sigma),$$

де $B = \frac{X_\Sigma}{X_\Sigma + 2X_{КЛ}}$; i_b, i_c - миттєві значення струму навантаження відповідно 1 і 2 перетворювачів.

Значення кута комутації другого випрямляча

$$\gamma_2 = \frac{5\pi}{6} - \alpha_2 + arcsin\left[\frac{4I_{d2}X_{КЛ} + 6I_{d2}X_\Sigma + 3E_{вт}cos\left(\frac{7\pi}{6} + \alpha_2\right) + \sqrt{3}E_{вт}sin\left(\frac{7\pi}{6} + \alpha_2\right)}{\sqrt{12E_{вт}^2B^2 + 12E_{вт}^2B + 12E_{вт}^2}}\right.$$
$$\left. + \frac{2\sqrt{3}E_{вт}Bsin\left(\frac{7\pi}{6} + \alpha_2\right)}{\sqrt{12E_{вт}^2B^2 + 12E_{вт}^2B + 12E_{вт}^2}}\right] - arccos\left(\frac{\sqrt{3}E_{вт} - 2\sqrt{3}E_{вт}B}{\sqrt{12E_{вт}^2B^2 + 12E_{вт}^2B + 12E_{вт}^2}}\right).$$

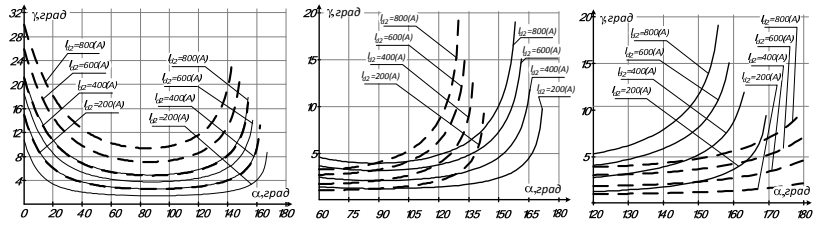


Рис. 4. Залежність $\gamma_2 = f(\alpha_2)$ для різних I_{od2} відповідно в 1-му *а*; 2-му *б* і 3-му *в* режимах роботи

Графіки (рис. 4*в*) побудовані за аналогією до першого режиму і дозволяють зробити висновок, що за режиму сумісної роботи робоча зона регулювання більша ніж при тих же параметрах перетворювача за режиму самостійної роботи і є максимальною $(0-180°)$ незалежно від струму навантаження, а кут комутації на всьому діапазоні регулювання менший ніж за режиму самостійної роботи. Графік розпочинається зі $120°$ оскільки режим сумісної комутації в даному режимі буде відбутися для $\alpha_2 = \alpha_1 + \frac{2\pi}{3}$.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Під час дослідження режимів взаємовпливу перетворювачів та їх сумісного впливу на мережу живлення було виділено три можливі режими сумісної комутації, які були описані математичними методами. Розрахункові співвідношення дозволили зробити аналіз кожного режиму. Як виявилося, робота в кожному режимі суттєво різниться. Так, було визначено, що характерною особливістю роботи перетворювачів у

першому режимі є зменшення робочої зони керування і затягування кута комутації на всьому проміжку керування; характерною особливістю другого режиму є також зменшення робочої зони керування, але різниця у тому, що кут комутації буде мати зону сприятливої комутації і зону її затягування, що в порівнянні з першим режимом буде більш сприятливо. Характерною особливістю третього режиму, на відміну від першого і другого режимів, є збільшення робочої зони керування, і зона сприятливої комутації буде на всьому діапазоні керування.

Список літератури

1. Справочник по преобразовательной технике / [Под ред. **И.М. Чиженко**]. – К. : Техника, 1978. – 445 с.
2. **Шипилло В.П.** Влияние тиристорного электропривода на питающую сеть / **В.П. Шипилло** // Электротехническая промышленность. Электропривод. – 1970. – №1. – С. 5–10.
3. **Ващенко А.П.** Взаимное влияние тиристорных преобразователей мощных электроприводов через общую сеть «Тяжпромэлектропроект». – М. : Энергия, 1970. –№ 7. – С. 3–9.
4. **Аннопольский Ю.Ф.** Особенности работы управляемых выпрямителей при групповом питании / **Ю.Ф. Аннопольский, И.И. Левитан** // Электротехника. – 1976. – №9. – С. 40–43.
5. **Синолицый А.Ф.** Электромагнитная совместимость в системах питания и управления группой турбомеханизмов / **А.Ф. Синолицый, В.А. Кольсун** // Вісник Кременчуцького державного політехнічного університету, 2005 р. – №3(32). – С. 46–50.

Рукопис подано до редакції 21.03.13

УДК 621.317.41:537.812

С.Т. ТОЛМАЧЕВ✉, д-р техн. наук, проф., С.Л. БОНДАРЕВСКИЙ, ст. преподаватель,
Д.Л. ЮХИМОВИЧ, ассистент, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ТЕНЗОР ЭФФЕКТИВНОЙ ПРОНИЦАЕМОСТИ ДВОЯКОПЕРИОДИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ ПОЛЫХ КРУГОВЫХ ЦИЛИНДРОВ

На основе метода мультиполей для двух типов решеток - простой орторомбической и моноклинной - с взаимноперпендикулярными осями симметрии получены явные формулы для тензора приведенной проницаемости двоякопериодической системы полых круговых цилиндров с произвольными магнитными проницаемостями областей.

Расчет приведенных свойств упорядоченной гетерогенной среды (УГС) начиная с классической работы Дж. Релея [1] постоянно был объектом пристального внимания многих исследователей [2-4]. Однако в обширной библиографии по данному вопросу большинство работ посвящено УГС со сплошными круговыми цилиндрами. Обобщение метода мультиполей на случай произвольной решетки с полыми круговыми цилиндрами впервые дано в статьях авторов [5,6].

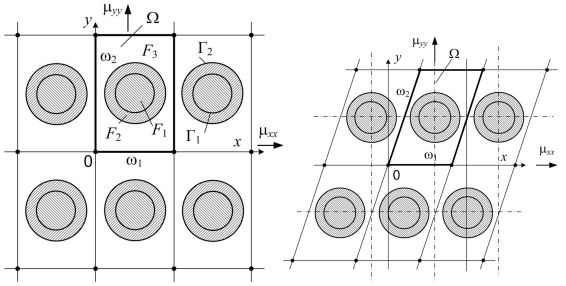


Рис. 1. Решетки W_1 -*а* и W_2 - *б* со взаимноортогональными осями симметрии

В данной статье, основанной в основном на материалах статей [5,6], рассмотрена задача приведения указанной УГС для двух важных случаев решетки W - простой орторомбической W_1 и моноклинной W_2, а именно: $W_1 \rightarrow \omega_1=c$, $\omega_2=jd$, $\tau=jd/c$ и $W_2 \rightarrow \omega_1=c$, $\omega_2=c/2+jd$, $\tau=1/2+jd/c$ (рис. 1).

Важными частными случаями решеток W_1 и W_2 являются квадратная ($\tau=j$) и гексагональная ($\tau=e^{j\pi/3}$). Выбор указанных структур обусловлен тем, что в силу симметрии в них главные оси тензора магнитной проницаемости очевидны и совпадают с направлениями осей x и y. В общем случае косоугольной решетки эта задача требует специального рассмотрения.

Обозначим через $H_0=H_{0x}+jH_{0y}$ напряжённость внешнего поля, а через μ_1, μ_2, μ_3 - относительные магнитные проницаемости областей F_1, F_2 и F_3, причем примем $\mu_3=1$. Компоненты тензора приведенной магнитной проницаемости выражаются через дипольный момент цилиндров $\wp = \wp_x + j\wp_y$:

$$\wp = \int_F J(\xi)d\tau_\xi = \int_{F_1} J\left(\xi\right)d\tau_\xi + \int_{F_2} J\left(\xi\right)d\tau_\xi = \wp_x + j\wp_y . \qquad (1)$$

При μ=const двумерные интегралы выражаются через контурные [7]

© Толмачев С.Т., Бондаревский С.Л., Юхимович Д.Л., 2013

$$\wp = \int_F J(\xi) d\tau_\xi = -\frac{1}{2j}\int_\Gamma \xi J(\xi) d\bar{\xi} = -\frac{1}{2j}\int_{\Gamma_1} \xi J(\xi) d\bar{\xi} - \frac{1}{2j}\int_{\Gamma_2} \xi J(\xi) d\bar{\xi}. \quad (2)$$

Учитывая, что $jJ(\xi)d\bar{\xi}$ выражается через поверхностные заряды и токи: $jJ(\xi)d\bar{\xi} = (\sigma + j\tau)dS$ [7], преобразуем выражение (2) к виду

$$\wp = \frac{1}{2}\int_\Gamma (\sigma + j\tau)(x + jy) a d\varphi = \frac{1}{2}\int_{\Gamma_1} a^2(\sigma_1 \cos\varphi - \tau_1 \sin\varphi) d\varphi + \frac{1}{2}\int_{\Gamma_2} b^2(\sigma_2 \cos\varphi - \tau_2 \sin\varphi) d\varphi. \quad (3)$$

Представляя потенциалы φ_1, φ_2, φ_3 в виде

$$\varphi_1 = \sum_{(k)} C_k R^k \cos k\varphi \ , \quad (4)$$

$$\varphi_2 = \sum_{(k)} (A_k R^k + B_k R^{-k}) \cos k\varphi \ , \quad (5)$$

$$\varphi_3 = \sum_{(k)} (D_k R^k + E_k R^{-k}) \cos k\varphi \ , \quad (6)$$

определим на границах цилиндров Γ_1 (R=a) и Γ_2 (R=b) поверхностные заряды

$$\sigma_1 = \frac{d\varphi_1}{dR} - \frac{d\varphi_2}{dR}\bigg|_{R=a} = \sum_k k a^{k-1}(C_k - A_k + B_k a^{-2k}) \cos k\varphi, \quad (7)$$

$$\sigma_2 = \frac{d\varphi_2}{dR} - \frac{d\varphi_3}{dR}\bigg|_{R=b} = \sum_k k b^{k-1}\left[A_k - D_k - (B_k - E_k) b^{-2k}\right] \cos k\varphi \quad (8)$$

и токи

$$\tau_1 = \frac{(\mu_2 - 1) d\varphi_2}{R d\varphi} - \frac{(\mu_1 - 1) d\varphi_1}{R d\varphi}\bigg|_{R=a} = \sum_k k a^{k-1}\left[-C_k(1 - \mu_1) + (A_k + B_k a^{-2k})(1 - \mu_2)\right] \sin k\varphi, \quad (9)$$

$$\tau_2 = \frac{(\mu_3 - 1) d\varphi_3}{R d\varphi} - \frac{(\mu_2 - 1) d\varphi_2}{R d\varphi}\bigg|_{R=b} = \sum_k k b^{k-1}(A_k + B_k b^{-2k})(\mu_2 - 1) \sin k\varphi \quad (10)$$

Подставляя выражения (7)-(10) в (3) и учитывая ортогональность функций $\cos\varphi\cos k\varphi$ и $\sin\varphi\sin k\varphi$ при $k \neq 1$, получаем

$$\wp = \frac{\pi}{2}(E_1 - 2A_1 a^2 + A_1 b^2 + 2C_1 a^2 - D_1 b^2 + A_1 a^2 \mu_2 - A_1 b^2 \mu_2 - C_1 a^2 \mu_1) \quad (11)$$

После учета связи между коэффициентами [5] $A_k = -2\overline{E_k}(\mu_2 + 1)^{-1}(\lambda_1 a^2 + \lambda_2 b^2)^{-1}$, $A_k = -\overline{B_k} a^{-2k} \lambda_1^{-1}$, $D_k = \beta_k \overline{E_k}$ и $C_k = -2B_k a^{-2k} \lambda_1^{-1} \mu_2 (\mu_1 + \mu_2)^{-1}$, где после преобразований

$$\beta_k = -\frac{1 + \lambda_1 \lambda_2 (a/b)^{2k}}{\lambda_1 a^{2k} + \lambda_2 b^{2k}}, \qquad \lambda_1 = \frac{\mu_1 - \mu_2}{\mu_1 + \mu_2}, \qquad \lambda_2 = \frac{\mu_2 - \mu_3}{\mu_2 + \mu_3}. \quad (12)$$

и упрощений выражение (11) принимает окончательный вид

$$\wp_x = 2\int_0^{2\pi} \sum_k k\left[a^{-k+1} B_k - b^{-k+1}(B_k - E_k)\right] \cos k\varphi \cos\varphi d\varphi = 2\int_0^{2\pi} \sum_k E_1 \cos^2\varphi d\varphi = 2\pi E_1. \quad (13)$$

Аналогично вычисляется дипольный момент по оси y. При этом в потенциалах (4)-(6) $\cos\varphi$ следует заменить на $\sin\varphi$, а в (3) принять $y = a\sin\varphi$ на Γ_1 и $y = b\sin\varphi$ на Γ_2.

Следовательно,

$$\mu_x = 1 + \frac{\wp_x}{F_\Omega H_{0x}} = 1 + \frac{2\pi E_1}{F_\Omega H_{0x}}, \qquad \mu_y = 1 + \frac{\wp_y}{F_\Omega H_{0y}} = 1 + \frac{2\pi E_1}{F_\Omega j H_{0y}}, \quad (14)$$

т.е. эффективная проницаемость, как и в случае сплошных цилиндров [1], определяется только моментами диполей E_1. Заметим, что формальное совпадение выражений для μ_x и μ_y не говорит об изотропии приведенных свойств среды, поскольку дипольный момент E_1 определен при разных направлениях поля. Этот принципиальный вопрос требует специального рассмотрения.

Коэффициенты $E_к$ можно получить из решения системы уравнений [5]

$$(-1)^k(\delta_{1k}\bar{H}_0 + k!\,\beta_k \bar{E}_k) = \sum_p E_p \frac{(k + p - 1)!}{(p - 1)!} \Sigma_{k+p}, \quad k,\ p = 1, 3, 5, \ldots \ . \quad (15)$$

Входящие в систему (15) ряды Эйзенштейна

$$\sum\nolimits_{2l} = \omega_1^{-2l} \sum{}' (m + n\tau)^{-2l} = \omega_1^{-2l} S_{2l}(\tau), \quad \omega_1, \omega_2 \in W \ , \tag{16}$$

где $'$ означает $m^2+n^2\neq 0$, при $l \geq 2$ сходятся абсолютно, т.е. их значения зависят только от решетки W, а не от периодов ω_1 и ω_2 [8]. Значения ряда Σ_2 зависят от порядка суммирования. Именно эта особенность ряда Σ_2и определяет анизотропию приведенных свойств.

Применяя в (16) суммирование по Эйзенштейну [8], запишем

$$\sum\nolimits_2' = \sum_m \sum_n{}' = \lim_{M\to\infty} \sum_{m=-M}^{m=M} \left(\lim_{N\to\infty} \sum_{n=-N}^{n=N} \right) = \omega_1^{-2} \sum_{m,n}{}' (m + n\tau)^{-2} = \omega_1^{-2} S_2(\tau). \tag{17}$$

Выражение (17) относится к направлению поля вдоль оси x и его следует понимать так: сначала суммирования ведется по ω_1, а затем по ω_2. Для $H_0 = jH_{0y}$ следует изменить порядок суммирования в (17), например, перейдя к эквивалентным периодам ω_2' и ω_2'. Для решетки W_1 $\omega_1=c$, $\omega_2=jd$, $\omega_1' = \omega_2 = jd$, , $\omega_2' = -\omega_1 = -c$ а для решётки W_2 $\omega_1=c$, $\omega_2=c/2+jd$, $\omega_1' = 2jd$, $\omega_2' = -c/2 + jd$. При переходе к эквивалентной паре периодов $\sum_2'$ принимает значение $\sum_{2э}' = (\omega_1')^{-2} \sum_{m,n}{}' (m + n\tau')^{-2} = (\omega_1')^{-2} S_{2э}'(\tau'), \tau' = \omega_2' / \omega_1'$. Эквивалентные периоды связаны матричным соотношением $(\omega_1' \omega_2') = (\omega_1 \omega_2) \begin{pmatrix} \alpha & \beta \\ \gamma & \delta \end{pmatrix}$, где α, β, γ, δ – целые числа, причем $\alpha\delta-\beta\gamma=\pm 1$ [9]. При этом справедливо соотношение

$$\sum\nolimits_2' - \sum\nolimits_{2э}' = \frac{2\pi j\gamma}{\omega_1 \omega_1'} \tag{18}$$

Нетрудно установить, что для решетки W_1 $\gamma=1$, а для решетки W_2 $\gamma=2$. В дальнейшем для наглядности условимся обозначать $\sum_2' = \sum_{2x}$, а $\sum_{2э}' = \sum_{2y}$.

Для рядов S_{2l} удобно использовать быстро сходящиеся ряды ($q = e^{j\pi\tau}$) [9]: $S_2 = 4\pi^2 \left(\frac{1}{12} - 2\sum_{k=1}^{\infty} \frac{kq^{2k}}{1-q^{2k}} \right)$, $S_4 = \frac{4}{15}\pi^4 \left(\frac{1}{12} + 20\sum_{k=1}^{\infty} \frac{k^3 q^{2k}}{1-q^{2k}} \right)$, $S_6 = \frac{16}{35}\pi^6 \left(\frac{1}{216} - \frac{7}{3}\sum_{k=1}^{\infty} \frac{k^5 q^{2k}}{1-q^{2k}} \right)$ (19)

Ряды S_{2l} более высокого порядка можно находить из рекуррентного соотношения:

$$S_8 = \frac{3}{7} S_4^2, \quad S_{10} = \frac{5}{11} S_4 S_6, \quad S_{12} = \frac{1}{143}\left(18 S_4^3 + 25 S_6^2\right), \quad S_{14} = \frac{30}{143} S_4^2 S_6, \ldots \tag{20}$$

В общем случае ряды S_{2l} комплексные, однако для рассматриваемых решеток W_1 и W_2 они вещественны. Легко показать, что только для квадратной и гексагональной решеток $S_{2x} = S_{2y}$.

В первом случае $S_{2x} = \pi$, поэтому на основании соотношений (17) и (18) $\Sigma_{2x} = -\Sigma_{2y} = \pi\omega_1^{-2}$.

Во втором случае $S_2 = 2\pi/\sqrt{3}$, поэтому $\Sigma_{2x} = -\Sigma_{2y} = 2\pi\omega_1^{-2}/\sqrt{3}$.

Явные формулы для приведенной проницаемости. Точность решения задачи зависит от глубины учета мультипольного влияния, т.е. от порядка системы уравнений (15). Для системы первого порядка (дипольное приближение) при $H_0=H_{0x}$ имеем: $-H_{0x} = E_{1x}(\Sigma_{2x} + \beta_1)$ и

$$\mu_{x1} = 1 - \frac{2\pi}{F_\Omega \left(\sum_{2x} - \frac{\pi(\lambda_1\lambda_2 d^2 + 1)}{pF_\Omega(\lambda_1 d^2 + \lambda_2)} \right)}, \tag{21}$$

где $d=a/b$, $p=\pi b^2/F_\Omega$. Эта формула впервые получена в [6], однако там вместо $p=\pi b^2/F_\Omega$ ошибочно приведено $p=\pi(b^2-a^2)/F_\Omega$. Второй индекс в указанной формуле соответствует порядку системы уравнений (15). Аналогично, для двух и трёх уравнений системы (15)

$$\mu_{x2} = 1 - \frac{2\pi}{F_\Omega \left(\sum_{2x} - \frac{\pi(\lambda_1\lambda_2 d^2 + 1)}{pF_\Omega(\lambda_1 d^2 + \lambda_2)} + \frac{3p^3 F_\Omega{}^3 \Sigma_4{}^2 (\lambda_1 d^6 + \lambda_2)}{\pi^3 (\lambda_1\lambda_2 d^6 + 1)} \right)}, \tag{22}$$

$$\mu_{x3}=1-\frac{2\pi}{F_\Omega\left(\Sigma_{2x}-\frac{\pi(\lambda_1\lambda_2 d^2+1)}{pF_\Omega(\lambda_1 d^2+\lambda_2)}+\frac{5p^5F_\Omega{}^5\Sigma_6{}^2(\lambda_1 d^{10}+\lambda_2)}{\pi^5(\lambda_1\lambda_2 d^{10}+1)}-\frac{3\Sigma_4{}^2}{10\Sigma_6-\frac{\pi^3(\lambda_1\lambda_2 d^6+1)}{p^3F_\Omega{}^3(\lambda_1 d^6+\lambda_2)}}\right)}. \quad (23)$$

Для частного случая квадратной решётки ($\Sigma_{2x}=\omega_1^{-2}\pi$, $\Sigma_4=\omega_1^{-4}\cdot 3{,}151212$, $\Sigma_6=0$)

$$\mu_{x1}=1-\frac{2p}{p-\frac{\lambda_1\lambda_2 d^2+1}{\lambda_1 d^2+\lambda_2}},\ \mu_{x2}=\mu_{x3}=1-\frac{2p}{p-\frac{\lambda_1\lambda_2 d^2+1}{\lambda_1 d^2+\lambda_2}+\frac{0{,}30583p^4(\lambda_1 d^6+\lambda_2)}{\lambda_1\lambda_2 d^6+1}}, \quad (24)$$

$$\mu_{x4}=1-\frac{2p}{p-\frac{\lambda_1\lambda_2 d^2+1}{\lambda_1 d^2+\lambda_2}+\frac{0{,}01336p^8(\lambda_1 d^{10}+\lambda_2)}{\lambda_1\lambda_2 d^{10}+1}-\frac{0{,}21799(\lambda_1\lambda_2 d^{10}+1)}{p^4(\lambda_1 d^{10}+\lambda_2)\left(1-\frac{0{,}71278(\lambda_1\lambda_2 d^6+1)(\lambda_1\lambda_2 d^{10}+1)}{p^8(\lambda_1 d^6+\lambda_2)(\lambda_1 d^{10}+\lambda_2)}\right)}}. \quad (25)$$

Для идеально проводящих полых цилиндров ($\mu_1=\mu_3=1,\mu_2=\infty$, т.е. $\lambda_2=-\lambda_1=1$)

$$\mu_{x1}=1-\frac{2p}{p-1},\ \mu_{x2}=1-\frac{2p}{p-1+0{,}30583p^4},\ \mu_{x4}=1-\frac{2p}{p-1+0{,}013362p^8-\frac{0{,}30583p^4}{1{,}40296p^8-1}}. \quad (26)$$

Для сплошных цилиндров (a=0)

$$\mu_{x1}=1-\frac{2p}{p-\lambda_2{}^{-1}},\ \mu_{x2}=\mu_{x3}=1-\frac{2p}{p-\lambda_2{}^{-1}+0{,}305828p^4\lambda_2}, \quad (27)$$

$$\mu_{x4}=1-\frac{2p}{p-\lambda_2{}^{-1}+0{,}0133615p^8\lambda_2-\frac{0{,}305828p^4\lambda_2}{1{,}40296p^8\lambda_2{}^2-1}} \quad (28)$$

Для гексагональной решётки ($\Sigma_{2x}=\omega_1^{-2}\,2\pi/\sqrt{3}$, $\Sigma_4=0$, $\Sigma_6=\omega_1^{-6}\cdot 5{,}86303$)

$$\mu_{x1}=\mu_{x2}=1-\frac{2p}{p-\frac{\lambda_1\lambda_2 d^2+1}{\lambda_1 d^2+\lambda_2}},\ \mu_{x3}=\mu_{x4}=1-\frac{2p}{p-\frac{\lambda_1\lambda_2 d^2+1}{\lambda_1 d^2+\lambda_2}+\frac{0{,}0754222p^6(\lambda_1 d^{10}+\lambda_2)}{\lambda_1\lambda_2 d^{10}+1}} \quad (29)$$

Для идеально проводящих полых цилиндров ($\mu_1=\mu_3=1,\mu_2=\infty$, т.е. $\lambda_2=-\lambda_1=1$)

$$\mu_{x1}=\mu_{x2}=1-\frac{2p}{p-1}\quad \mu_{x3}=\mu_{x4}=1-\frac{2p}{p-1+0{,}07542217p^6} \quad (30)$$

Для сплошных цилиндров a=0

$$\mu_{x1}=\mu_{x2}=1-\frac{2p}{p-\lambda_2^{-1}},\ \mu_{x3}=\mu_{x4}=1-\frac{2p}{p-\lambda_2^{-1}+0{,}075422p^6\lambda_2}, \quad (31)$$

$$\mu_{x6}=1-\frac{2p(1-1{,}06028p^{12}\lambda_2{}^2)}{p-\lambda_2^{-1}+0{,}075422p^6\lambda_2+1{,}06036p^{12}\lambda_2-1{,}06028p^{13}\lambda_2{}^2-0{,}000081111p^{24}\lambda_2{}^5}. \quad (32)$$

Как следует из (14) и системы уравнений (15), аналогичные выражения для магнитной проницаемости μ_y могут быть получены путем замены в приведенных выше выражениях Σ_{2x} на $-\Sigma_{2y}$.

Анализ полученных результатов и численные примеры.

а - простая орторомбическая решетка:

ω_1=2; ω_2=3j; μ_1=200; μ_2=50; a=0,5; b=0,9; $\omega_1'=\omega_2=3j,,\ \omega_2'=-\omega_1=-2$; γ=1;

Σ_{2x}=0,8208737; Σ_{2y}=−0,22632385; Σ_4=0,1379126; Σ_6=0,03049546;

μ_{x1}=3,336878; μ_{x2}=3,499618; μ_{x3}=3,54177; μ_{y1}=1,700319; μ_{y2}=1,714255; μ_{y3}=1,717655.

б - квадратная решётка с полым цилиндром:

ω_1=3; ω_2=3j; μ_1=1; μ_2=1000; a=1; b=1,3; $\omega_1'=\omega_2=2j$; $\omega_2'=-\omega_1=-2$; γ=1;

Σ_{2x}=0,349066; Σ_{2y}=−0,349066; Σ_4=0,038904; Σ_6=0;

μ_{x1}=3,823415; μ_{x2}=4,097091; μ_{x3}=4,097091; μ_{y1}=3,823415; μ_{y2}=4,097091; μ_{y3}=4,097091.

в - квадратная решётка со сплошным цилиндром:

ω_1=3; ω_2=3j; μ_1=1000; μ_2=1000; a=1; b=1,3; $\omega_1'=\omega_2=3j$; $\omega_2'=-\omega_1=-2$; γ=1;

Σ_{2x}=0,349066; Σ_{2y}=−0,349066; Σ_4=0,038904; Σ_6=0;
μ_{x1}=3,863135; μ_{x2}=4,145272; μ_{x3}=4,145272; μ_{y1}=3,863135; μ_{y2}=4,145272; μ_{y3}=4,145272.

г - моноклинная решётка:

ω_1=2; ω_2=1+2*j*; μ_1=100; μ_2=200; *a*=0,5; *b*=0,9; $\omega_1' = 4j$; $\omega_2' = -1 + 2j$; γ=2;
Σ_{2x}=0,859123; Σ_{2y}=−0,711673; Σ_4=0,075668; Σ_6=0,059896;
μ_{x1}=5,0203; μ_{x2}=5,115478; μ_{x3}=5,230174; μ_{y1}=3,918797; μ_{y2}=3,968642; μ_{y3}=4,027861.

д - гексагональная решётка с полым цилиндром:

ω_1=2; ω_2=1+$\sqrt{3}j$; μ_1=1; μ_2=1000; *a*=0,5; *b*=0,9; $\omega_1' = 2\sqrt{3}j$, $\omega_2' = -1 + \sqrt{3}j$; γ=2;
Σ_{2x}=0,9069; Σ_{2y}=−0,9069; Σ_4=0; Σ_6=0,09161;
μ_{x1}=6,457589; μ_{x2}=6,457589; μ_{x3}=6,708392; μ_{y1}=6,457589; μ_{y2}=6,457589; μ_{y3}=6,708392.

е - гексагональная решётка со сплошным цилиндром:

ω_1=2; ω_2=1+$\sqrt{3}j$; μ_1=1000; μ_2=1000; *a*=0,5; *b*=0,9; $\omega_1' = 2\sqrt{3}j$, $\omega_2' = -1 + \sqrt{3}j$; γ=2;
Σ_{2x}=0,9069; Σ_{2y}=−0,9069; Σ_4=0; Σ_6=0,09161;
μ_{x1}=6,494034; μ_{x2}=6,494034; μ_{x3}=6,748278; μ_{y1}=6,494034; μ_{y2}=6,494034; μ_{y3}=6,748278.

Как видно из примеров *б*, *в* и *д*, *е*, расчеты подтверждают изотропию приведенных свойств среды для квадратной и гексагональной решеток. Подтверждается также очевидная из физических соображений слабая зависимость магнитной проницаемости от наличия полостей в цилиндрах при высокой магнитной проницаемости области F_2.

Выводы. На основе метода мультиполей классические результаты для приведенных магнитных свойств упорядоченной гетерогенной среды с цилиндрами обобщены путем рассмотрения дискретной фазы в виде полых цилиндров с произвольными радиусами и магнитными проницаемостями областей.

Расчетами подтверждена быстрая сходимость результатов при увеличении степени учета мультипольного взаимодействия. При отсутствии контакта цилиндров достаточная для практических вычислений точность во многих случаях обеспечивается учетом только дипольного, квадрупольного и, возможно, октупольного приближения.

Список литературы

1. **Rayleigh J.W.** On the Influence of Obstacles Arranged in Rectangular Order upon the Properties of a Medium. // Phil. mag., 1892, v. 5, p. 481-505.
2. **Балагуров Б.Я., В.А. Кашин** О проводимости двумерной системы с двоякопериодическим расположением круговых включений. // Журнал технической физики. – 2001. – Том 71, вып. 1. – С. 106-111.
3. **Емец Ю.П.** Эффективные параметры многокомпонентных диэлектриков с гексагональной структурой. // Журнал технической физики. – 2002. – Том 72, вып. 1. – С. 51-59.
4. **Perrins PVT., McKenzie D.R., McPhedran R.C.** Transport Properties of Regular Arrays of CylindersII Proc. R. Soc. Lond. A. – 1979. – Vol. 369. – P. 207-225.
5. **Толмачев С.Т., Юхимович Д.Л., Бондаревский С.Л**. Двоякопериодическая задача для полых круговых цилиндров. // Електротехніка і електромеханіка. – 2010. – № 2. – С. 42– 45.
6. **Толмачев С.Т., Юхимович Д.Л.** Задача приведения для регулярной системы полых круговых цилиндров с произвольной решёткой периодов. // Технічна електродинаміка. – 2011. – № 2. – С. 11– 17.
7. **Толмачев С.Т.** Специальные методы решения задач магнитостатики. – Киев: Вища школа, 1983. – 166 с.

Рукопись поступила в редакцию 21.02.13

УДК 621.318.13

С.Т. ТОЛМАЧЕВ, д-р техн. наук, проф., А.В. ИЛЬЧЕНКО, канд. техн. наук, доц.,
В.А. ВЛАСЕНКО, ассистент, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ИНТЕГРАЛЬНЫЕ УРАВНЕНИЯ ДЛЯ РАСЧЕТА КВАЗИСТАЦИОНАРНОГО ЭЛЕКТРОМАГНИТНОГО ПОЛЯ В МАГНИТНОПРОВОДЯЩИХ СРЕДАХ

Для магнитопроводящих сред, расположенных в ограниченном пространстве, получена система двух интегральных уравнений относительно естественных вторичных источников поля - векторов намагниченности среды и плотности вихревых токов - при синусоидальном законе изменения первичного поля. На основе этих уравнений построены расчетные выражения, составляющие основу предложенной математической модели.

Актуальность работы. Исследование квазистационарных электромагнитных полей

© Толмачев С.Т., Ильченко А.В., Власенко В.А., 2013

занимает видное место в теоретической и прикладной электротехнике [1-6]. Реализация этих задач в полевой постановке стала одним из основных направлений в области математического моделирования различных электрофизических процессов. Устойчивый и непрерывно возрастающий интерес к постановке и решению задач моделирования квазистационарных электромагнитных полей в основном обусловлен следующими причинами: быстрым увеличением вычислительных возможностей ЭВМ; широким спектром технических задач, для которых квазистационарное приближение даёт достаточно адекватное описание реальных процессов; относительной простотой базовых уравнений Максвелла для описания квазистационарного электромагнитного поля.

Цель работы. Целью данной статьи является разработка метода численного решения задачи расчета квазистационарного электромагнитного поля для ограниченной в пространстве среды с заданными магнитными и проводящими свойствами, основанного на концепции естественных вторичных источников поля.

Постановка задачи. Задача рассматривается в предположении линейности свойств среды.

Рассмотрим в *m*-мерном пространстве E_m (m = 2, 3 - размерность пространства) ограниченную область D (в общем случае многосвязную), магнитные свойства которой заданы магнитной проницаемостью $\mu_a = \mu\mu_0 = \text{const}$, а проводящие - удельной проводимостью γ=const. Вне области D $\mu_a = \mu_0$, а $\gamma = 0$. Допускается, что вся область D или отдельные её части могут перемещаться в пространстве со скоростью $\vec{V}$ (очевидно, что при этом может изменяться геометрия области).

Пусть в области $D_{об}$ размещены обмотки с током произвольной плотности $\vec{\delta}_{об}$. Как известно, полная система уравнений для расчета поля в D имеет вид [3]

$$\begin{cases} \text{rot}\,\vec{H} = \vec{\delta};\ \vec{\delta} = \gamma\left(\vec{E} + \vec{V}\times\vec{B}\right);\ \text{div}\,\vec{\delta} = 0; \\ \text{rot}\,\vec{E} = -\dfrac{\partial\vec{B}}{\partial t};\ \vec{B} = \mu_a\vec{H};\ \text{div}\,\vec{B} = 0 \end{cases} \tag{1}$$

при условиях сопряжения $H_{it}=H_{et}$, $B_{in}=B_{en}$, δ_n=0 на границе S области D.

Здесь $\vec{B}$ - вектор магнитной индукции, $\vec{H},\vec{E}$ - векторы напряженности магнитного и электрического полей; все векторы являются функциями координат и времени, например, $\vec{V} \equiv \vec{V}(\vec{r},t)$, $\vec{\delta} \equiv \vec{\delta}(\vec{r},t)$ и т.д.

Будем считать, что первичное поле создается синусоидальными токами заданной плотности $\dot{\vec{\delta}}$, например, токами обмоток $\dot{\vec{\delta}}_{об}(\vec{r})$ (здесь и далее использовано стандартное обозначение для символических векторов).

Для синусоидально изменяющегося во времени с угловой частотой ω поля система уравнений (1) принимает вид

$$\begin{cases} \text{rot}\,\dot{\vec{H}} = \dot{\vec{\delta}};\ \dot{\vec{\delta}} = \gamma\left(\dot{\vec{E}} + \vec{V}\times\dot{\vec{B}}\right);\ \text{div}\,\dot{\vec{\delta}} = 0; \\ \text{rot}\,\dot{\vec{E}} = -j\omega\mu\mu_0\dot{\vec{H}};\ \dot{\vec{B}} = \mu_a\dot{\vec{H}};\ \text{div}\,\dot{\vec{B}} = 0\,. \end{cases} \tag{2}$$

Основные расчетные уравнения. На основе системы уравнений (1) в статье авторов [7] для нестационарного электромагнитного поля получено уравнение

$$\vec{U}(\vec{x}) = \frac{1}{\pi(m-1)}\int_{D_{об}}\frac{\vec{\delta}_{об}(\vec{y}_{об})\times\vec{r}}{r^m}d\tau_y + \frac{1}{\pi(m-1)}\int_D\frac{\vec{\delta}(\vec{y})\times\vec{r}}{r^m}d\tau_y + 2\int_D\hat{K}(\vec{x},\vec{y})\vec{J}[\vec{U}(\vec{y})]d\tau_y + \\ + \frac{m-2}{2}\vec{J}[\vec{U}(\vec{x})];\ \vec{x},\vec{y}\in D,\ \vec{y}_{об}\in D_{об},\ \vec{r} = \vec{x}-\vec{y}\ \text{для}\ D\ \text{и}\ \vec{r} = \vec{x}-\vec{y}_{об}\ \text{для}\ D_{об}, \tag{3}$$

где $\vec{U} = \mu_0^{-1}\vec{B} + \vec{H} = 2\vec{H} + \vec{J}$, $\vec{\delta}$ - вектор плотности вихревых токов, $\hat{K}(\vec{x},\vec{y}) = \nabla_x\nabla_y\dfrac{1}{r} = \left\{K_{ij}(\vec{x},\vec{y})\right\}$ - симметричный тензор второго ранга с компонентами $K_{ij} = \dfrac{\left(m\alpha_i\alpha_j - \delta_{ij}\right)}{2\pi(m-1)r^m}$, α - направляющие косинусы радиуса-вектора $\vec{r}$ [8].

Учитывая, что $\vec{J}=\frac{\mu-1}{\mu+1}\vec{U}=\lambda\vec{U}$, для синусоидально изменяющегося поля уравнение (3) принимает вид

$$\dot{\vec{J}}(\vec{x})=\frac{\lambda}{\pi(m-1)}\int\limits_{D_{об}}\frac{\dot{\vec{\delta}}_{об}(\vec{y})\times\vec{r}}{r^m}d\tau_y+\frac{\lambda}{\pi(m-1)}\int\limits_{D}\frac{\dot{\vec{\delta}}(\vec{y})\times\vec{r}}{r^m}d\tau_y+2\lambda\int\limits_{D}[\dot{K}(\vec{x},\vec{y})\dot{\vec{J}}(\vec{y})]d\tau_y+$$
$$+\frac{m-2}{2}\dot{\vec{J}}(\vec{x});\ \vec{x},\vec{y}\in D,\ \vec{y}_{об}\in D_{об},\ \vec{r}=\vec{x}-\vec{y}\ \text{для}\ D\ \text{и}\ \vec{r}=\vec{x}-\vec{y}_{об}\ \text{для}\ D_{об}. \quad (4)$$

Дополним уравнение (4) связью векторов $\dot{\vec{\delta}}$ и $\dot{\vec{J}}$. Согласно (2) в области D

$$\text{rot}\,\dot{\vec{\delta}}=\frac{\mu\mu_0\gamma}{\mu-1}[-j\omega\dot{\vec{J}}+\text{rot}(\vec{V}\times\dot{\vec{J}})]\ . \quad (5)$$

Учтем, что $\text{rot}(\vec{V}\times\dot{\vec{J}})=(\dot{\vec{J}}\cdot\nabla)\vec{V}-(\vec{V}\cdot\nabla)\dot{\vec{J}}+\vec{V}(\nabla\cdot\dot{\vec{J}})-\dot{\vec{J}}(\nabla\cdot\vec{V})$ [9] и $\nabla\cdot\dot{\vec{J}}=0$, $\nabla\cdot\vec{V}=0$. Поэтому уравнение (5) можно представить в эквивалентной форме

$$\text{rot}\,\dot{\vec{\delta}}=\frac{\mu\mu_0\gamma}{\mu-1}[-j\omega\dot{\vec{J}}+\left(\dot{\vec{J}}\cdot\nabla\right)\vec{V}-\left(\vec{V}\cdot\nabla\right)\dot{\vec{J}})]\ . \quad (6)$$

Дополняя (6) уравнением $\text{div}\,\dot{\vec{\delta}}=0$, по теореме Гельмгольца получим

$$\dot{\vec{\delta}}(\vec{x})=-\frac{\mu\mu_0\gamma}{2\pi(m-1)(\mu-1)}\int\limits_{D}\left[-j\omega\dot{\vec{J}}(\vec{y})+(\dot{\vec{J}}\cdot\nabla)\vec{V}-(\vec{V}\cdot\nabla)\dot{\vec{J}}\right]\times\frac{\vec{r}}{r^m}d\tau_y;\ \vec{x},\vec{y}\in D. \quad (7)$$

Известно [9], что при отсутствии дополнительных граничных условий по дивергенции и ротору некоторого вектора его можно восстановить с точностью до некоторого вектора, являющегося градиентом любой гармонической функции. Поэтому в общем случае выражение (7) не является общим выражением для расчета плотности токов. Внутренняя задача имеет однозначное решение, если вдоль границы S области D задана нормальная проекция вектора $\dot{\vec{\delta}}$: $(\vec{n}\cdot\vec{\delta})\big|_s=g(S)$. При этом решение задачи существует, если $\text{div}\,\dot{\vec{\delta}}=0$ и $\int\limits_D\text{div}\,\dot{\vec{\delta}}d\tau=\int\limits_S g(S)dS$, т.е. $\int\limits_S g(S)dS=0$. Решение (7) является единственным, если к нему прибавить вектор-функцию $\dot{\vec{\delta}}'=\nabla\psi$, где ψ - скалярный потенциал, удовлетворяющий уравнению Лапласа. Функция ψ определяется из решения внутренней задачи Неймана с краевым условием $\left.\frac{\partial\psi}{\partial\vec{n}}\right|_S=g(S)-(\vec{n}\cdot\vec{\delta})=-(\vec{n}\cdot\vec{\delta})$.

Рассмотрим важный частный случай двумерной задачи для неподвижной области D (m=2, $\vec{V}$=0). При этом вектор $\dot{\vec{\delta}}$ имеет только составляющую нормальную к области D, поэтому задача Неймана имеет нулевое граничное условие, т.е. сводится к задаче Робена с тривиальным (нулевым) решением. Таким образом, в этом случае система уравнений (4) и (7) принимает вид

$$\dot{\vec{J}}(\vec{x})=\frac{\lambda}{\pi}\int\limits_{D_{об}}\frac{\dot{\vec{\delta}}_{об}(\vec{y})\times\vec{r}}{r^2}d\tau_y+\frac{\lambda}{\pi}\int\limits_{D}\frac{\dot{\vec{\delta}}(\vec{y})\times\vec{r}}{r^2}d\tau_y+2\lambda\int\limits_{D}[\dot{K}(\vec{x},\vec{y})\dot{\vec{J}}(\vec{y})]d\tau_y; \quad (8)$$

$$\dot{\vec{\delta}}(\vec{x})=\frac{q}{2\pi}\int\limits_{D}\left(\dot{\vec{J}}(\vec{y})\times\frac{\vec{r}}{r^2}\right)d\tau_y, \quad (9)$$

где $q=-\frac{j\omega\mu\mu_0\gamma}{\mu-1}$, и дает решение поставленной задачи.

Численная реализация метода. Для численной реализации уравнений (8), (9) необходимо выполнить дискретизацию области D путем ее триангуляции: $D\equiv\cup D_k$, k = 1, 2, …, p.. Пусть $\dot{\vec{J}}_k$, $\dot{\vec{\delta}}_k$ соответственно комплексные векторы намагниченности и плотности вихревых токов в центре треугольника D_k, причем $\dot{\vec{J}}_k$ и $\dot{\vec{\delta}}_k$ постоянны в D_k. Тогда вместо (8) и (9) можно записать:

$$\dot{\vec{J}}_k \equiv \dot{\vec{J}}(\vec{x}_k) = \frac{\lambda}{\pi}\dot{\vec{H}}_{0k} + \frac{\lambda}{\pi}\sum_{n=1}^{p}\int_{D_n}\frac{\dot{\vec{\delta}}_n \times \vec{r}}{r^2}d\tau_n + 2\lambda\sum_{n=1}^{p}\int_{D_n} K(\vec{x}_k, \vec{y}_n)\dot{\vec{J}}_n\, d\tau_n; \tag{10}$$

$$\dot{\vec{\delta}}_k = \frac{q}{2\pi}\sum_{n=1}^{p}\int_{D_n}\left(\dot{\vec{J}}_n \times \frac{\vec{r}}{r^2}\right)d\tau_n = \vec{i}_3\dot{\delta}_k,\ k, n = 1, 2, \ldots, p. \tag{11}$$

Здесь $\dot{\vec{H}}_{0k}$ – поле первичных источников, определяемое в центре каждого треугольника D_k интегрированием по области $D_{об}$ согласно (8). Более подробно рассмотрим вычисление других интегралов. Введем обозначение [8]:

$$\Pi\vec{J} = 2\int_D K(\vec{x}, \vec{y})\dot{\vec{J}}(\vec{y})d\tau_y\,. \tag{12}$$

В двумерном случае для вычисления интеграла (12) удобно воспользоваться комплексными числами. Справедливо соответствие [8]

$$\Pi\vec{J} = -\overline{\Pi J} = \frac{1}{\pi}\int_D \frac{\overline{J}(y)}{(\overline{y}-\overline{x})^2}d\tau_y\,. \tag{13}$$

В последнем выражении черта над комплексными числами J, x, y означает операцию сопряжения. Оператор ΠJ_k для области D_k можно представить в виде [8]

$$\Pi J_k = -\lim_{\varepsilon\to 0}\frac{1}{\pi}\int_D \partial_y J\frac{d\tau_y}{y-x} - \frac{1}{2\pi j}\oint_\Gamma \frac{J(y)d\overline{y}}{y-x},$$

где Γ – граница области D_k. При $\mu = \text{const}$

$$\Pi J_k = -\frac{1}{2\pi j}\oint_\Gamma \frac{J\, d\overline{y}}{y-x}\,. \tag{14}$$

Последний интеграл для произвольного треугольника вычислен в [10] аналитически.

Следует иметь в виду, что при выполнении операций в (13) и (14) комплексные числа принимались как векторы. При вычислении оператора $\Pi\dot{\vec{J}}$ в (10) необходимо перейти к векторным аналогам. С этой целью представим комплексные векторы в виде:

$$\dot{\vec{J}} = \vec{U} + j\vec{V}\,,\ \vec{U} = \vec{i}_1 u_1 + \vec{i}_2 u_2\,,\ \vec{V} = \vec{i}_1 v_1 + \vec{i}_2 v_2 \tag{15}$$

или

$$\dot{\vec{J}} = \vec{i}_1(u_1 + jv_1) + \vec{i}_2(u_2 + jv_2) = \vec{i}_1\dot{J}_1 + \vec{i}_2\dot{J}_2 \tag{16}$$

где $\dot{J}_1$ и $\dot{J}_2$ - комплексы синусоидальных функций.

Вводя комплексные аналоги векторов $\vec{U}$ и $\vec{V}$:

$$U = u_1 + ju_2\,,\ V = v_1 + jv_2\,,$$

можно записать $\Pi\dot{\vec{J}} = \Pi\vec{U} + j\Pi\vec{V}$, причем:

$$-\overline{\Pi U} = \mathrm{Re}(-\overline{\Pi U}) + j\,\mathrm{Im}(-\overline{\Pi U}) = \Pi_{Ux} + j\Pi_{Uy};$$

$$\Pi\vec{U} = \vec{i}_1\Pi_{Ux} + \vec{i}_2\Pi_{Uy},$$

$$-\overline{\Pi V} = \Pi_{Vx} + j\Pi_{Vy};$$

$$\Pi\vec{V} = \vec{i}_1\Pi_{Vx} + \vec{i}_2\Pi_{Vy}\,.$$

Теперь можно записать

$$\Pi\dot{\vec{J}} = \vec{i}_1(\Pi_{Ux} + j\Pi_{Vx}) + \vec{i}_2(\Pi_{Uy} + j\Pi_{Vy}) = \vec{i}_1\dot{C} + \vec{i}_2\dot{D}\,, \tag{17}$$

или в эквивалентной форме

$$\Pi\dot{\vec{J}} = \vec{A} + j\vec{B}\,,\ \vec{A} = \vec{i}_1\Pi_{Ux} + \vec{i}_2\Pi_{Uy}\,,\ \vec{B} = \vec{i}_1\Pi_{Vx} + \vec{i}_2\Pi_{Vy}\,. \tag{18}$$

При вычислении интеграла (11) учтем, что $\frac{\vec{r}}{r^2} = \mathrm{grad}(\ln r)$, а $\mathrm{rot}(\dot{\vec{J}}_n \ln r) = \ln r \cdot \mathrm{rot}\,\dot{\vec{J}}_n + \mathrm{grad}(\ln r) \times \dot{\vec{J}}_n$.

Учитывая, что при $\dot{\vec{J}}_n = \text{const}$ $\text{rot}\,\dot{\vec{J}}_n = 0$ и применяя теорему Стокса, получим

$$\int_{D_n} \dot{\vec{J}}_n \times \frac{\vec{r}}{r^2} d\tau_n = -\int_{D_n} \text{rot}(\dot{\vec{J}}_n \ln r) d\tau_n = -\vec{i}_3 \int_{D_n} \text{rot}(\dot{\vec{J}}_n \ln r) d\tau_n = -\vec{i}_3 \int_{\Gamma_n} (\dot{\vec{J}}_n \ln r) \cdot d\vec{l}_n \,, \tag{19}$$

$$\dot{\vec{\delta}}_k = -\vec{i}_3 \frac{q}{2\pi} \sum_{n=1}^{p} \int_{\Gamma_n} (\dot{\vec{J}}_n \cdot d\vec{l}_n) \ln r = \vec{i}_3 \dot{\delta}_k \,. \tag{20}$$

Интеграл в (20) вычисляется аналитически (из-за громоздкости соответствующие выкладки здесь не приводятся).

Наконец, интеграл от $\dot{\vec{\delta}}$ в (10) можно записать так:

$$\int_{D_n} \frac{\dot{\vec{\delta}}_n \times \vec{r}}{r^2} d\tau_n = \int_{D_k} \frac{\vec{i}_3 \dot{\delta}_n \times (\vec{i}_1 r_1 + \vec{i}_2 r_2)}{r^2} d\tau_n = \vec{i}_1 \dot{\delta}_n \int_{D_n} \frac{(-r_1)}{r^2} d\tau_n + \vec{i}_2 \dot{\delta}_n \int_{D_n} \frac{r_2}{r^2} d\tau_n \,,\ \vec{r} = \vec{i}_1 r_1 + \vec{i}_2 r_2 \,. \tag{21}$$

Система уравнений (10) и (11) после вычисления соответствующих коэффициентов может быть представлена в матричном виде системой трех систем линейных алгебраических уравнений

$$\begin{cases} \left\|\dot{\mathbf{J}}_1\right\| = \|\mathbf{A}\| \cdot \left\|\dot{\mathbf{J}}_1\right\| - \|\mathbf{B}\| \cdot \left\|\dot{\mathbf{J}}_2\right\| + \|\mathbf{C}\| \cdot \left\|\dot{\boldsymbol{\delta}}\right\| + \left\|\dot{\mathbf{E}}\right\| \\ \left\|\dot{\mathbf{J}}_2\right\| = \|\mathbf{A}\| \cdot \left\|\dot{\mathbf{J}}_2\right\| + \|\mathbf{B}\| \cdot \left\|\dot{\mathbf{J}}_1\right\| + \|\mathbf{D}\| \cdot \left\|\dot{\boldsymbol{\delta}}\right\| + \left\|\dot{\mathbf{F}}\right\| \\ \left\|\dot{\boldsymbol{\delta}}\right\| = \|\mathbf{G}\| \cdot \left\|\dot{\mathbf{J}}_1\right\| + \|\mathbf{H}\| \cdot \left\|\dot{\mathbf{J}}_2\right\|, \end{cases} \tag{22}$$

где $\left\|\dot{\mathbf{J}}_1\right\|$, $\left\|\dot{\mathbf{J}}_2\right\|$, $\left\|\dot{\boldsymbol{\delta}}\right\|$, $\left\|\dot{\mathbf{E}}\right\|$, $\left\|\dot{\mathbf{F}}\right\|$ - комплексные матрицы-столбцы размерности p с элементами $\dot{J}_{1k}$, $\dot{J}_{2k}$, $\dot{\delta}_k$, $\frac{\lambda}{\pi}\dot{H}_{01k}$, $\frac{\lambda}{\pi}\dot{H}_{02k}$, k=1, 2, … p соответственно; $\|\mathbf{A}\|$, $\|\mathbf{B}\|$, $\|\mathbf{C}\|$, $\|\mathbf{D}\|$, $\|\mathbf{G}\|$,· $\|\mathbf{H}\|$ - вещественные квадратные матрицы размерности $p \times p$ с соответствующими элементами:

$$a_{kn} = -\text{Re}\left(\frac{\lambda}{2\pi j} \oint_{\Gamma_n} \frac{d\bar{y}}{y_n - x_k}\right), y_n \in \Gamma_n,\ x_k \in D_k;\ b_{kn} = -\text{Im}\left(\frac{\lambda}{2\pi j} \oint_{\Gamma_n} \frac{d\bar{y}}{y_n - x_k}\right), y_n \in \Gamma_n,\ x_k \in D_k;$$

$$c_{kn} = \frac{-\lambda}{\pi} \int_{D_n} \frac{r_{1kn}}{r_{kn}^2} d\tau_n, \quad d_{kn} = \frac{\lambda}{\pi} \int_{D_n} \frac{r_{2kn}}{r_{kn}^2} d\tau_n,\ \vec{r}_{kn} = \vec{i}_1 r_{1kn} + \vec{i}_2 r_{2kn};\ k, n = 1,\ 2,\ \ldots p;$$

$$g_{kn} = -\frac{q}{2\pi} \int_{\Gamma_n} \ln r_{kn} dl_{1n} \,,\ h_{kn} = -\frac{q}{2\pi} \int_{\Gamma_n} \ln r_{kn} dl_{2n},\ \ d\vec{l}_n = \vec{i}_1 dl_{1n} + \vec{i}_2 dl_{2n} \,.$$

Полученная система уравнений может быть решена итерационным или прямым методом. Примеры численного решения этих уравнений будут предметом отдельного рассмотрения.

Выводы. Таким образом, в работе обоснован метод математического моделирования квазистационарного электромагнитного поля на основе естественных вторичных источников поля - комплексных векторов намагниченности среды и плотности вихревых токов. Задача сведена к двум интегральным уравнениям относительно этих источников. Для двумерного случая получены дискретные аналоги интегральных уравнений в матричном виде. Приведены формулы для расчета коэффициентов матричных уравнений.

Разработанный метод может быть использован для решения практических задач расчета вихревых токов в магнитопроводящих средах при воздействии гармонического электромагнитного поля.

Список литературы

1. **Петрушенко Е.И.** Постановка задачи по расчету вихревых токов в телах произвольной формы // Известия вузов. Электромеханика. – 1966. – № 11. – С. 1181-1184.
2. **Майергойз И. Д.** Интегральные уравнения для расчета трехмерного квазистационарного электромагнитного поля / И.Д. Майергойз, О.В. Тозони // Изв. вузов. Электромеханика. – 1972. – № 4. – С. 343-349.
3. **Тозони О.В., Маергойз И.Д.** Расчет трехмерных электромагнитных полей – К.: Техніка. – 1974. – 352 с.

4. **Галанин М.П., Попов Ю. И.** Квазистационарные электромагнитные поля в неоднородных середах: Математическое моделирование. – М.: Наука. – 1995. – 320 с.

5. **Тихонов Д.Ю.** Комбинированный метод расчета нестационарных плоскопараллельных электромагнитных полей / Д.Ю. Тихонов, А.Н. Ткачев, Й. Центнер // Известия вузов. Электромеханика. – 2002. – №4. – С. 39-48.

6. **Жильцов А.В.** Двумерная интегро-диференциальная модель для расчета вихревых токов в системе кристаллизатор – индукционный перемешиватель с нелинейным масивным магнитопроводом // Электронное моделирование. – 2007. т. 29. – № 6. – С. 37-46.

7. **Толмачев С.Т.** Интегральные уравнения для расчета нестационарного электромагнитного поля / С.Т. Толмачев, А.В. Ильченко, В.А. Власенко // Вісник Криворізького національного університету. – 2012 – Випуск 30. – С. 161-165.

8. **Толмачев С.Т.** Специальные методы решения задач магнитостатики. – К.: Вища школа, 1983. – 166 с.

9. **Корн Г.** Справочник по математике для научных работников и инженеров / Г. Корн, Т. Корн. – М.: Наука, 1973. – 832 с.

10. **Толмачев С.Т.** Применение обобщенных аналитических функций для исследования статических полей / С.Т. Толмачев, А.В. Ильченко, С.Л. Бондаревский // Вісник Криворізького технічного університету. – 2007. – Випуск 17. – С. 133-138.

Рукопись поступила в редакцию 19.02.13

УДК 621.771.2-52

В.И. БОЙКО✉, д-р техн. наук, проф., И.А. АЛЕКСЕЕВ, канд. техн. наук, доц.
В.О.УСТИМЕНКО, ассистент, Ю.Ю.СОЛОМКА, студент
ГВУЗ «Днепродзержинский государственный технический университет»

АДАПТИВНАЯ КОМБИНИРОВАННАЯ СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ НАКАТКИ ОРТОПЕДИЧЕСКИХ ПРОФИЛЕЙ

Рассмотрена структура и основные принципы построения адаптивной комбинированной системы управления процессом валковой накатки медицинских цилиндрических профилей повышенной точности. Приведены результаты экспериментального подтверждения эффективности применения предлагаемой системы управления.

Современная номенклатура осесимметричных цилиндрических и резьбовых профилей используемых при изготовлении ортопедического оборудования предъявляет повышенные требования к точности, прочности, износостойкости и шероховатости рабочей поверхности. Одним из наиболее универсальных, позволяющим в большинстве случаев сократить количество операций по обработки поверхности является метод поперечно-профильной накатки [1].

На территории Украины распространение получили универсальные профиленакатные машины серии UPWS (Германия) и их аналоги производства ближнего и дальнего зарубежья (Россия, Швейцария, Япония и т.д.) позволяющие реализовать данный метод формообразования. Совмещение задач скоростного перемещения и точного позицирования в системе управления приводом подвижного суппорта реализованной в машинах указанного типа, является антагонистичным и не позволяет, без организации дополнительных процедур управления, обеспечить возросшие требования к механическим и геометрическим параметрам накатываемого профиля.

Устранение данного недостатка требует разработки системы управления формообразованием с использованием принципов адаптации (самоприспособления). Структурная схема системы показана на рис. 1.

Для управления процессом формообразования используются следующие датчики технологической информации:

1. ДД - датчик давления рабочей жидкости в полости гидравлической системы привода подвижного инструмента;

2. ДП - датчик перемещения подвижного суппорта в ходе формообразования;

3. ДС - датчик электрического сопротивления очага деформации;

4. ДТ - датчик температуры накатного инструмента.

Исполнительным механизмом является гидравлический привод подвижного инструмента с соответствующими электросиловыми цепями управления и таймером накатки.

Управление обеспечивается следующими пятью контурами регулирования:

1. Основной контур регулирования по текущему отклонению величины рабочего зазора (с полосой пропускания 0-5 Гц).

© Бойко В.И., Алексеев И.А., Устименко В.И., Соломка Ю.Ю., 2013

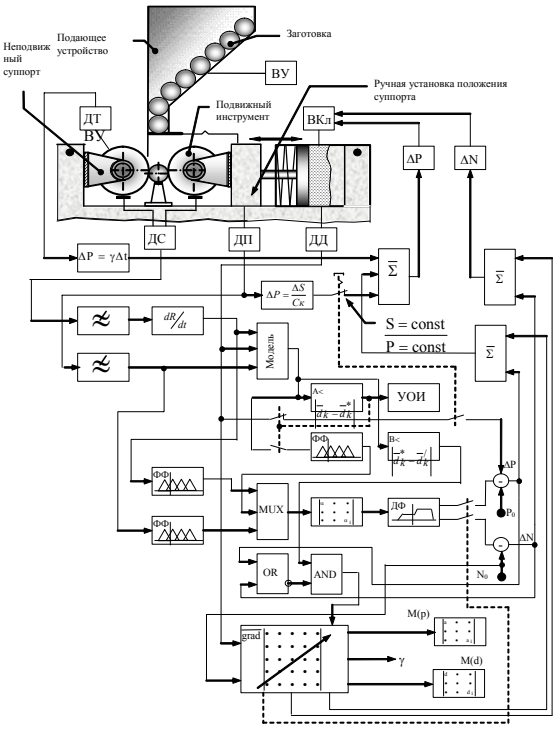


Рис. 1

2. Разомкнутый контур регулирования по возмущению (нагреву и износу инструмента).

3. Контур регулирования по отклонению давления рабочей жидкости в полости гидроцилиндра.

4. Нечеткий регулятор управления.

5. Контур адаптации базы правил нечеткого регулятора.

Основной контур предназначен для компенсации изменений прокатного зазора, появляющихся при накатке профиля под влиянием входной разнотолщинности.

В этом контуре текущее значение зазора сравнивается с базисным и пропорционально полученной разности вычисляется управляющее воздействие

$$S_{p1}=\gamma_1\cdot(S_{ot}\text{-}S_{ob}) , \quad (1)$$

где базисное значение S_{0b} определяется как

$$S_b=\begin{cases} S_b(i-1)+\frac{1}{i}\left(\overline{S}_i-S_b(i-1)\right) \; при \; i\prec 10 \\ S_{b(9)}+\frac{1}{10}\left(\overline{S}_{(10)}-S_{b(9)}\right) \; при \; i\geq 10 \end{cases}. \quad (2)$$

Значение S_b определяется после накатки десяти профилей на заготовках с одинаковым средним диаметром, с полем допуска соответствующему классу резьбы, затем принимается постоянным при накатке данной партии.

Коэффициент γ_1 устанавливается опытным путем и уточняется в ходе накатки в контуре адаптации.

Разомкнутый контур регулирования по возмущению предназначен для компенсаций изменений прокатного зазора, происходящего под влиянием нагрева и износа инструмента. Регулирующее воздействие S_{p2} в этом контуре определяется как сумма постоянной и переменной во времени составляющих

$$S_{p2}=S_{p2const}+K_{S_{p2}}t , \quad (3)$$

где S_{p2} - первая составляющая обусловлена закономерностью износа инструмента, а вторая нагревом инструмента в ходе формообразования.

Контур регулирования по отклонению давления рабочей жидкости в полости гидроцилиндра предназначен для стабилизации усилия прижима подвижного инструмента в горизонтальной плоскости, в случае применения специфических методов повышения точности профиля непосредственно после накатки или без проведения процедуры выдавливания профиля. К ним относятся калибровка, выглаживание, балансировка относительно центральной оси заготовки (для стоматологического инструмента). Управляющее воздействие определяется из выражения

$$S_{p3}=P_b-P_t, \text{ где } P_b=const \quad (4)$$

Нечеткий регулятор предназначен для определения управляющих воздействий на основании нечетких оценок состояния объекта управления, с использованием лингвистической базы знаний.

Входные лингвистические переменные:

RE - изменение активного сопротивления очага деформации;

SE - изменение координаты положения подвижного суппорта.

Выходные лингвистические переменные:

HP - изменение усилия прижима подвижного суппорта;

HN - изменение количества циклов нагружения.

Значения лингвистических переменных:

NB - отрицательное большое;

NM- отрицательное среднее;

NS- отрицательное малое;
NO- отрицательное близкое к нулю;
ZO- близкое к нулю;
PO - положительное близкое к нулю;
PS - положительное малое;
PM - положительное среднее;
PB - положительное большое.

Отрицательно большое и положительно большое отклонение положение суппорта и электрического сопротивления очага деформации от базовых значений соответствуют границам -20% и +20% соответственно.

Управляющие правила, связывающие лингвистические значения входных и выходных переменных, имеют вид: „Если изменение сопротивления очага деформации = A_i и, если изменение координаты положения подвижного суппорта = B_i , то изменение усилия прижима суппорта равно C_i а изменение количества циклов нагружения равно D_i", где A_i, B_i , C_i , D_i - лингвистические значения.

Работа нечеткого регулятора возможна только после синтеза математической модели, позволяющей прогнозировать параметры накатываемого профиля на основании нечетких оценок величины перемещения суппорта и электрического сопротивления очага деформации. Обучение происходит как в режиме стабилизации рабочего зазора между накатными роликами, так и при стабилизации усилия прижима инструмента.

В соответствие матрице возможных состояний процесса формообразования (рис. 2), ставится матрица управления (база правил).

Контур адаптации предназначен для уточнения величин управляющих воздействий с учетом изменения технологических характеристик объекта управления, а также определения оптимального управления согласно выбранного критерия качества протекания процесса формообразования.

На начальном этапе функционирования делаются следующие допущения.

1. Система подкат-прокатная клеть в пространстве состояний Ω может занимать конечное число позиций $\Omega = \langle \omega_i \rangle,\ i = \overline{1,n},\ n \neq \infty$ [2].

2. Существует такое состояние $\omega_i = \Omega$, которое соответствует оптимальному с точки зрения выбранного критерия управления.

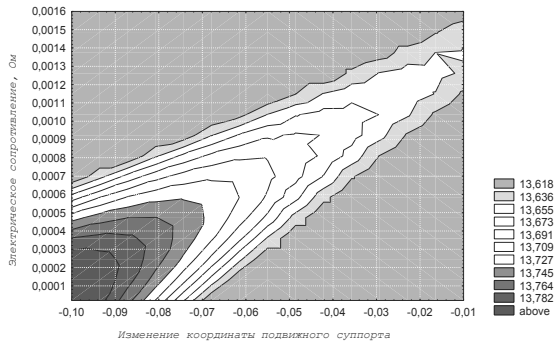


Рис. 2

Если предположить, что каждое из состояний $\omega_i = \Omega$ потенциально достижимо и в каждом из них система характеризуется конечным вектором показателей качества $K = \langle k_j \rangle, j = \overline{1,m}$, чему однозначно соответствует вектор оценок $X = \langle x_j \rangle, j = \overline{1,m}$, компоненты которого образуют m-мерное пространство E_m, то задача поиска оптимального режима функционирования системы в конечном итоге сводится к задаче оптимального выбора в пространстве E_m.

На основании указанных допущений производится следующая постановка задачи:

1. Задается вектор оценок процесса формообразования $X_i = \langle x_{ij} \rangle, x_{ij} \in E_m, i = \overline{1,n}, j = \overline{1,m}$ однозначно соответствующий вектору K_i в любом из состояний системы $\omega_i = \Omega$.

2. Назначается вектор ограничений по величине каждого из показателей качества функционирования системы (минимальное значение величины наружного диаметра профиля и приращение электрического сопротивления очага деформации) $X_o = \langle x_{oj} \rangle, x_{0j} \in E_m, j = \overline{1,m}$.

3. Оценки $x_{ij} \in E_m$ положительно ориентируются (максимизируются), т.е. для системы требуется, чтобы $x_{ij} \geq x_{oj}, i = \overline{1,n}, j = \overline{1,m}$.

Если $f(X_i)$ произвольная функция, удовлетворяющая принципам целевого предназначения системы, то задача выбора оптимального функционирования системы состоит в получении такого $X_i \in E_m$, при котором

$$X_{opt} = extrf(X_i), i = \overline{1,n}. \quad (5)$$

$$\forall x_{ij} \in X_i : x_{ij} \geq x_{0j}, j = \overline{1,m}. \quad (6)$$

Следовательно, задача оптимального выбора требует определения параметров системы, при которых максимизируются все оценки вектора показателей качества функционирования системы, причем на столько, чтобы они в итоге привели к экстремальному значению $f(X_i)$ и оказались, как минимум, не хуже предъявленных к ним требований.

Обобщенный мультипликативный критерий управления представлен в следующем виде [3], где $d_{k_{ij}}$ - среднее по выборке значение наружного диаметра накатанной резьбы при реализации выбранных управляющих воздействий, «доход»; $d_{н_{\min}}$ - минимально допустимое значение наружного диаметра; p_{ij} - вероятность получения значения $\mathrm{d_{k_{ij}}}$ при выбранных параметрах формообразования.

$$\left[\bar{I}\right] = \begin{bmatrix} \bar{d}^*_{k11} \cdot p_{11} & \bar{d}^*_{k12} \cdot p_{12} & \dots & \bar{d}^*_{k1j} \cdot p_{1j} \\ \bar{d}^*_{k21} \cdot p_{21} & \bar{d}^*_{k22} \cdot p_{22} & \dots & \bar{d}^*_{k2j} \cdot p_{2j} \\ \dots & \dots & \dots & \dots \\ \bar{d}^*_{ki1} \cdot p_{i1} & \bar{d}^*_{ki2} \cdot p_{i2} & \dots & \bar{d}^*_{kij} \cdot p_{ij} \end{bmatrix} \quad (7)$$

$$\bar{d}^*_{k_{ij}} = \left(\bar{d}_{k_{ij}} - d_{н_{\min}}\right) \geq 0$$

Оптимальное управление соответствует функционированию системы в областях максимально возможных значений достигаемых обобщенным критерием, что является следствием максимизации наружного диаметра накатываемого профиля и вероятности его получения при выбранных параметрах процесса накатки.

Контур функционирует следующим образом. На начальной стадии с одинаковыми вероятностями (равными 1/k) выбираются все управления $u_1,..., u_k$ (усилие прижима инструмента и количество циклов нагружения заготовки) и по мере эволюции фиксируются совершаемые переходы $s \to s''$ и значения получаемых доходов ζ (косвенная оценка величины наружного диаметра профиля). По этой информации подсчитываются оценки: 1) вероятностей переходов, которые являются частотами

$$\overset{\vee}{p}_{ij}(u_l,t) = \frac{N_{ijl}(t)}{N_{il}(t)}, \; N_{il}(t) = \sum_{j=1}^{m} N_{ijl}(t) \quad (8)$$

где $N_{ijl}(t)$ есть число переходов к моменту t из состояния s_i в s_j при управлении u_l; 2) средних доходов

$$\bar{r}_{ij}(t) = \bar{r}(s_i,u_l,t) = \frac{1}{N_{ij}(t)} \sum_{h=1}^{N_{ij}(t)} x_h^{(i,l)}, \quad (9)$$

где $x_h^{(i,l)}$ означает величину дохода при h-м выходе из состояния s_i под действием управления u_l.

Оценки $\overset{\vee}{p}_{ij}(l,t)$ и $\overset{\vee}{r}_{il(t)}$ являются состоятельными, т.е. при выполнении условия $\lim_{t\to\infty} N_{ijl}(t) = \infty$ они сходятся к истинным значениям оцениваемых параметров с заданной точностью. Полученные матрицы вероятности переходов и соответствующих им значений наружного диаметра профиля и величины приращения электрического сопротивления очага деформации автоматически заносятся в память компьютера и используются для уточнения базы правил нечеткого регулятора.

На рис. 3 приведены гистограммы распределения величины наружного диаметра для различных режимов функционирования системы управления при накатывании резьбы М14×1,25 с длиной профиля *l*=22 мм, материал заготовки Ст.30, профиленакатная машина типа UPWS-16.

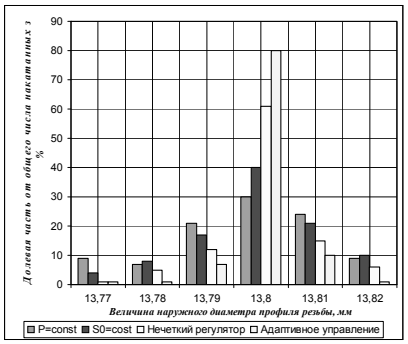


Рис. 3

Вывод. Получение профилей повышенной точности (6g и выше) для ортопедического оборудования на универсальных профиленактных полуавтоматах, необходимо осуществлять при условии использования комбинированных адаптивных систем управления.

Список литературы

1. **Бойко В.И.** Оптимальное управление прокаткой профилей. – Днепродзержинск, ДДТУ, 1996. -272 с.

2. **Сницаренко П.Н.** Об одном подходе к решению задачи оптимизации в многокритериальном пространстве // Электронное моделирование. - 2001. –Т.23.№25.- С.60-66.

3. **Бойко В.И., Багрий В.В.** Альтернативные стратегии управления агрегатно-модульными комплексами. –Днепродзержинск, ДДТУ, 1999. -202 с.

Рукопись поступила в редакцию 21.03.13

УДК 622.538

В.І. БОЙКО, д-р техн. наук, проф., С.А. ДРОН, асистент, А.Т. НЕЛЬГА, ст. викладач,
Р.В. ТИМОНОВ, студент, ГВУЗ "Дніпродзержинський державний технічний університет"

ТЕХНОЛОГІЧНИЙ ПРОЦЕС ПЛЮЩЕННЯ З УРАХУВАННЯМ НЕРІВНОМІРНОСТІ ТЕМПУ

Час плющення полягає суми машинного часу головного приводу і часу паузи між пропусками. Головним є режим обтискань, а слідством витяг смуги. Оптимальний розподіл обтискань отриманий на підставі рішення задачі динамічного програмування.

Проблема і її зв'язок з практичними завданнями. Розподіл обтискань нелінійний спочатку велике, а потім менше. Грубо, в першому наближенні, це експонента з постійною часу. Умовно можна виділити три режими.

У першому відбувається значне переміщення нажимного механізму. Шлях визначається площею під кривою зміни швидкості (розгін, сталий режим, гальмування) і впливає на час переміщення. Час плющення малий, а паузи велике. Робота нажимного пристрою починається тоді, коли до закінчення процесу плющення в поточному пропуску ще залишається час.

У другому ці складові приблизно однакові і можливий мінімум сумарних витрат за рахунок нелінійності.

У третьому періоді час плющення значно перевищує час паузи, спостерігається зростання сумарних витрат часу.

Шлях переміщення верхнього валка це половина твору часу переміщення на значення максимально досяжної швидкості, визначуваної прискоренням і уповільненням, при трикутному графіку роботи. При постійних динамічних параметрах виходить нелінійна прямо-пропорційна квадратична залежність між переміщенням і часом. Тому час виходить витяганням квадратного кореня з твору обтискання на постійний коефіцієнт.

На сучасному етапі автоматизація систем управління виробництвом є необхідній у зв'язку з підвищеними вимогами до часу і якості регулювання процесів і необхідністю контролю за вихідними параметрами для їх обліку і отримання за допомогою цих даних балі якісної продукції.

Стосовно реверсивних станів універсального типу, великим числом контрольованих параметрів і дій, що управляють, що характеризується, високою швидкістю протікання технологічного процесу, широким асортиментом прокату, що випускається, а також, на основі вимог, що пред'являються до прокатного стану, раціональний об'єм автоматизації доцільно проводити на рівні створення АСУТП точного плющення.

Створена система управління точним плющенням на універсальному стані ДМКД забезпечує корекцію положення верхнього валка на останній пропуск у функції виміру темпе-

© Бойко І.В., Дрон С.А., Нельга А.Т., Тимонов Р.В., 2013

ратури і товщини прокату в передостанньому пропуску. Схема включає підсистему контролю відробітку завдання на переміщення нажимного механізму в чистовому проході, спрощуючи управління регулюючим органом кліті за рахунок зменшення надмірності інформації. Автоматизована система забезпечує виконання обтискання в останньому пропуску в оптимальному режимі, сприяє зменшенню разнотолщинности смуг, покращує умови праці оператора прокатного стану, а також знижує відсоток браку, який допускається з вини оператора.

Алгоритм визначення початку гальмування головного приводу в поточному пропуску.

Потенційно можливий темп реверсивного плющення змінний. Він має екстремальний характер. Максимальний темп можливий в середині процесу. Його забезпечення залежить від бажання оператора і він цілком може його понизити, наблизивши до рівномірного. Забезпечення змінного темпу реверсивного плющення на максимальному рівні, великою мірою залежить від вибору моменту початку гальмування і величини уповільнення, коли гуркіт ще обтискається прокатними валяннями. Вибір моменту початку зниження максимальної сталої швидкості плющення до заданої швидкості викиду металу з валків залежить від умови, щоб час, витрачений на повернення зливка до валянь з іншого боку, не перевищував часу переміщення нажимним пристроєм верхнього валка відповідно до програми обтискань. Довільний вибір "перехідної" точки зниження швидкості плющення не сприятиме забезпеченню максимального темпу плющення. Якщо момент переходу на зниження швидкості вибрати раніше необхідної це приведе до зменшення середньої швидкості, збільшення часу на плющення і зниження темпу.

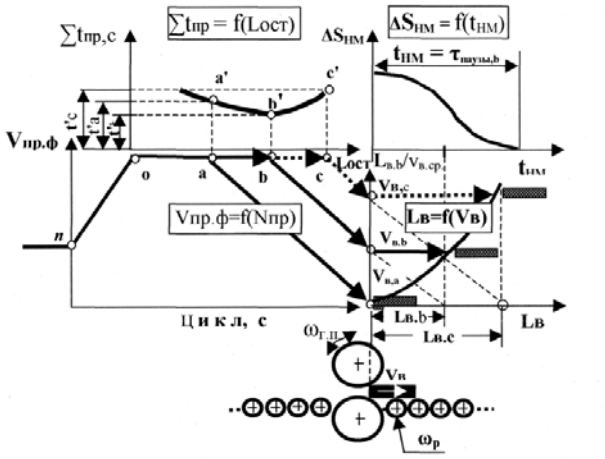


Рис. 1. Впливи моменту гальмування на швидкість викиду гуркоту з валків і час повернення до валянь

А перехід із запізненням" збільшить швидкість викиду, отже, кінетичну енергію масивного гуркоту і приведе до збільшення відстані викиду металу, необхідного часу на повернення зливка до валянь і як наслідок до збільшення тривалості паузи і як наслідок зниження темпу. Швидкість викидів спочатку приймемо природною, нехай складає $V_{ви.опт}$=0,4 м/с. Швидкість постійного плющення, яке є максимальним, дорівнює $y_{мжс}$=2 м/с.

Рух прокату у фазі гальмування (a=0,5 м/с^2). Тоді час τопт, яке витрачається з моменту початку фази гальмування до моменту викиду

$$\tau_{опт} = (V_{макс} - V_{вик.опт})/a = 1,6/0,5 = 3,2 \text{ с}.$$

Довжина грохоту, який буде прокатаний в черговому пропуску, складатиме 18 м (розрахована відповідно до величиною обтиску на поточний пропуск і коефіцієнта подовження).

Знайдемо, довжину гуркоту L_x, прокатаного після початку гальмування до швидкості $V_{опт}$=0,4 м/з (до моменту викиду).

$$L_x = V_{ср} \cdot \tau_{опт}$$
$$V_{ср} = (V_{макс} + V_{вик.опт})/2 = 2,1/2 = 1,05 \text{ м/с};$$
$$L_x = 1,05 \cdot 3,2 = 3,36 \text{ м}.$$

Тоді при плющенні металу, на його довжині, яка дорівнює $L_т$=$L_{заг}$, - L_x=18-3,36=14,64 м необхідно переходити на плющення у фазу гальмування. Інформацію про довжину прокатаної ділянки гуркоту отримують під час плющення шляхом інтеграції кутової швидкості головного двигуна. Звернемося до визначення швидкості викидів $V_{виб}$. Як було зазначено, для ритмічної роботи необхідно дотримуватися умови збігу тривалості часу переміщення металу, який прокатується і перестановки НМ в нову позицію, яка відповідає обтиску на черговий пропуск.

Час, який витрачається на переміщення НМ на поточний пропуск, розраховується відповідно до величиной обтискання металу програми плющення сортаменту, який обробляється, або вибирається з масиву фіксованих середніх значень часу переміщення механізму, натиску, які відповідають цим обтисканням. Певний час переміщення НМ на заданий пропуск металу,

приймається і як час, який буде витрачений на викиди розкату з валків і на його повернення на наступний пропуск (приймається в рівній долі з часом викидів).

Отже, залишається розрахувати швидкість викидів, виходячи із вказаного часу і відстані, яка буде при цьому пройдена розкатом.

Нижче наведено розрахунок середньої швидкості переміщення металу, величина який задовольняє визначене на цей час і є відправною інформацією для визначення швидкості викидів. Встановлений емпіричний зв'язок між величиной паузи, визначеною з моменту викиду металу з валків до початку плющення в черговому пропуске, і завдовжки переміщення металу під час паузи. А сам шлях переміщення металу розраховувався виходячи з його середньої швидкості, в якій определяющим параметром є швидкість викиду гуркоту.

На підставі рівняння залежності швидкості викиду *vb* металу массой m і заданого шляху $L_{зад}$, а також середньої швидкості його переміщення $V_{ср}$ до початку чергового пропуску, розроблений алгоритм обчислення точки перехода плющення металу у фазу викиду. Зв'язок між часом tB переміщення гуркоту і швидкістю викиду VB установлена на підставі відповідних фізичних закономірностей кинетики руху прокатуваного "тіла". Диференціал роботи двигуна головного приводу дорівнює

$$dAг.п = d(\frac{mV_з^2}{2}) + d(FL_в) + dA_p,$$

де *m* - повна маса зливка; $У_з$ - миттєва швидкість зливка (у початковий момент викиду рівна VB) *F* - сила опору руху зливка; *l*b - пройдений зливком шлях після його викиду з робочих валків; dAp - робота двигуна рольгангів

$$dA_p = d(\frac{mV_p^2}{2}) + d(FL_в)$$

де $V_р$ - швидкість рольгангів.

Сила опору руху зливка, після його викиду з валків складывается в основному з сили тертя в механізмах головного приводу, приводу рольгангів і сили тертя об ролики рольгангів.

Ці сили при швидкості можливого викиду металу з валків $V_{вибр}$ = 0,8 - 1,2 м/с^2, як показали экспериментальні дослідження, проведені на реверсивному стані 1200 ДМК, трохи (в межах 5-7 %) відрізняються один від одного і для швидкості выкиду 1,0 м/з прийняті рівними в середньому F = 0,18 Н/кг (?).

Якщо врахувати, що $dA_{г.п}/dt$ є потужність *N* головного приводу, то отримаємо диференціальне рівняння виду

$$N_{г.п} = mV_з\frac{dV_з}{dt} + mV_p\frac{dV_p}{dt} + F(\frac{L_в}{\mathrm{dt}} + \frac{L_p}{dt}) = m(V_з\frac{dV_з}{dt} + V_p\frac{dV_p}{dt}) + F(\frac{dL_в}{\mathrm{dt}}$$

Якщо прийняти *У*з = *V*р, а $L_b = L_р$, то

$$N_{г.п.} = 2mV_з\frac{dV_з}{dt} + 2F\frac{dL_в}{\mathrm{dt}}$$

Головний двигун при викиді відключений, а значить *Nr n* - 0, тоді

$$0 = mV_з\frac{dV_з}{dt} + F\frac{dL_в}{\mathrm{dt}}$$

$$mV_з\frac{dV_з}{dt} = -FV_з$$

Якщо проінтегрувати це рівняння, то отримаємо залежність швидкості руху заготівлі $V_З$ від часу *t*.

$$t = \int_{V_в}^{0}\frac{mV_з dV_з}{(-F)V_з},$$

Рівняння (5) дозволяє визначити час паузи, що витрачається на переміщення грохоту після його викиду з валків. Помітимо, що маса грохооту і його швидкість в рівнянні (5) входять в підінтегральний вираз, оскільки в загальному випадку вони можуть розглядатися як змінні. При $t = 0$ швидкість заготівлі при викиді дорівнює VB.

Інтеграцією швидкості за часом можна знайти і шлях, пройдений зливком за час вибігання.

Запропонований алгоритм, заснований на використанні інформації про масу прокатуваного зливка, швидкості його вибігання при викиді з валків в пропуску, силі опору (силі тертя), дозволяє розрахунковим шляхом знайти оптимальну тривалості паузи, яка реалізується оптимальним вибором точки переходу при плющенні у фазу викиду металу.

Управління процесом плющення смуг з оптимізацією фази викиду рас-катів підвищило темп в циклі плющення в середньому на 5-7 %.

Рукопис подано до редакції 21.03.13

УДК 621.771.06

А.В. САТОНИН, д-р техн. наук, проф.,
Донбасская государственная машиностроительная академия,
М.Г. КОРЕНКО, канд. техн. наук, Ю.И. ВИТИТНЕВ, ст. препод.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»,
Н.В. СТАРОСТА[·], аспирант, Донбасская государственная машиностроительная академия

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ОСНОВНЫХ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ЧИСТОВЫХ РАБОЧИХ КЛЕТЕЙ И ТОЧНОСТИ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ПРИ ПРОКАТКЕ ПОЛОСОВЫХ ПРОФИЛЕЙ

Уточнена методика и количественные оценки по экспериментальному определению модуля жесткости чистовых рабочих клетей сортопрокатных станов и влияние его на точность горячей прокатки полосовых профилей. На основе критериев Смирнова и Уилкоксона подтверждена достаточная степень достоверности численной математической модели точности результирующих геометрических характеристик при сопоставлении расчетных и экспериментальных данных.

Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями. Уже долгое время в мире наблюдается тенденция увеличения доли листового и полосового проката в общем объеме прокатного производства. В настоящее время процессы горячей прокатки сортовых полосовых профилей в чистовых рабочих клетях сортовых прокатных станов, формирующих основные показатели качества готовой металлопродукции, изучены недостаточно полно с точки зрения численных методов расчета[1,2].

Анализ исследований и публикаций. Вопросы, связанные с совершенствованием оборудования процессов горячей прокатки сортовых полосовых профилей на мелкосортных станах были решены в работах [3–5] и в других. Результаты данных исследований способствовали более полному использованию технологических возможностей оборудования конкретных прокатных станов, вместе с тем, с точки зрения расширения сортамента и основных показателей качества готовой металлопродукции, возможности автоматизации проектно-конструкторских и проектно-технологических работ исчерпаны далеко не полностью. Отмеченное свидетельствует о целесообразности проведения дальнейших исследований и разработке конкретных практических рекомендаций, направленных на совершенствование действующего и создание нового оборудования процесса горячей прокатки сортовых полосовых профилей различного сортамента.

Цель работы. Целью настоящих исследований являлось развитие и уточнение методов расчета точности результирующих геометрических характеристик при сопоставлении расчетных и экспериментальных данных.

Задачами экспериментальных исследований являлось: уточнение методики и количественных оценок по экспериментальному определению модуля жесткости чистовых рабочих клетей

· © Сатонин А.В., Коренко М.Г., Вититнев Ю.И., Староста Н.В., 2013

сортопрокатных станов; определение влияния модуля жесткости на точность геометрических характеристик горячекатаных полосовых профилей.

Изложение материала и результаты. Основным конструктивным параметром чистовых рабочих клетей для горячей прокатки полосовых профилей является количественная оценка их модуля жесткости $G_{кл}$, определяющая такой важнейший показатель качества готового металлопроката, как величина его продольной разнотолщинности [1, 6–7].

Экспериментальные исследования данного параметра проведено на примере рабочей клети промышленно-лабораторного стана 105/260×250 ДГМА в ее двухвалковом варианте (рис. 1.), являющемся близким к конструктивному исполнению чистовых рабочих клетей мелкосортных станов горячей прокатки.

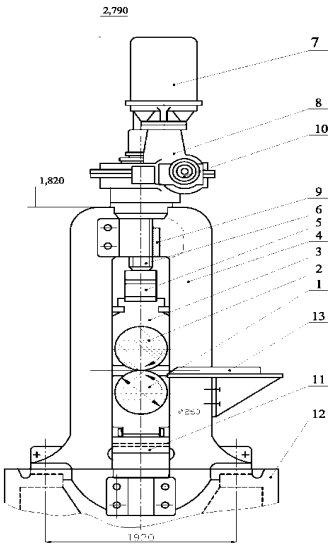


Рис. 1. Конструкция рабочей клети промышленно-лабораторного прокатного стана 105/260×250 ДГМА при ее двухвалковом исполнении: 1 - нижний рабочий валок; 2 - верхний рабочий валок; 3 – подушки; 4 - узел литых станин закрытого типа; 5 - месдозы с кольцевыми упругими элементами и наклеенными на них тензометрическими датчиками; 6 - нажимные винты двухскоростного электромеханического нажимного механизма; 7 - электродвигатель постоянного тока П-41; 8 - двухступенчатый червячный редуктор; 9 - передача винт-гайка; 10 - сельсин-датчики и дисковые прерыватели электрических сигналов; 11 - проставки; 12 - узел плитовин; 13 - проводковые столы или обводящие ролика

Непосредственно экспериментальную оценку модуля жесткости рабочей клети промышленно-лабораторного стана 105/260×250 осуществляли путем многократной прокатки медных (М1) ленточных заготовок с различной величиной абсолютных обжатий, при этом последующий расчет величины указанного параметра $G_{кл}$ проводили на основе известных зависимостей, определяющих конечную толщину заготовки при двух смежных *i* и *i*+1 технологических режимах обжатия

$$h_{1i} = S_{0i} + P_i / G_{кл}; \quad (1)$$

$$h_{1(i+1)} = S_{0(i+1)} + P_{(i+1)} / G_{кл}, \quad (2)$$

где S_{oi}, $S_{o(i+1)}$ - величины предварительных межвалковых зазоров; P_i, $P_{(i+1)}$ - экспериментально определяемые значения силы прокатки в каждом из соответствующих проходов.

Вычтя из левой и правой частей уравнения (1), соответственно, левую и правую части уравнения (2) и решив полученное выражение относительно модуля жесткости $G_{кл}$, эмпирическое значение последнего при данных технологических режимах можно определить как

$$G_{кл} = \left[P_i - P_{(i+1)}\right] / \left\{\left[h_{1i} - h_{1(i+1)}\right] - \left[S_{0i} - S_{0(i+1)}\right]\right\}, \quad (3)$$

где разность конечных толщин полосы $[h_{1i}\text{-}h_{1(i+1)}]$ определяли при помощи инструментального микрометра путем соответствующих измерений, а разность предварительных величин межвалковых зазоров $[S_{0i}\text{-}S_{0(i+1)}]$ определяли на основе регистрируемого изменения показаний сельсин-датчиков нажимного механизма прокатного стана и дисковых прерывателей электрического сигнала.

Анализ результатов проведенных экспериментальных исследований показал, что с увеличением силы прокатки величина модуля жесткости рабочей клети промышленно-лабораторного стана 105/260×250 ДГМА возрастает. В частности, при силе прокатки P=200 кН количественная оценка модуля жесткости составила $G_{кл}$=400 кН/мм, а при силе P=800 кН $G_{кл}$=640 кН/мм, что обусловлено нелинейным характером развития упругих деформаций на контактах сопряжения таких узлов и деталей силовой линии рабочей клети, как подшипники качения рабочих валков, цилиндрические опоры подушек нижнего рабочего валка, передачи винт-гайка нажимного механизма и так далее.

Помимо традиционного конструктивного исполнения аналогичные исследования были проведены и применительно к предварительно напряженному состоянию рабочей клети промышленно-лабораторного стана 105/260×250 ДГМА. Непосредственно эффект предварительного напряжения в этом случае создавали при помощи клиновых пар (рис. 2), устанавливаемых между подушками верхнего и нижнего рабочих валков. Анализ полученных в этом случае результатов показал, что использование механизма предварительного напряжения, при прочих равных условиях, позволяет повысить модуль жесткости рабочей клети на 30-40 (%), где большие значения указанного диапазона соответствуют меньшим значениям силы прокатки.

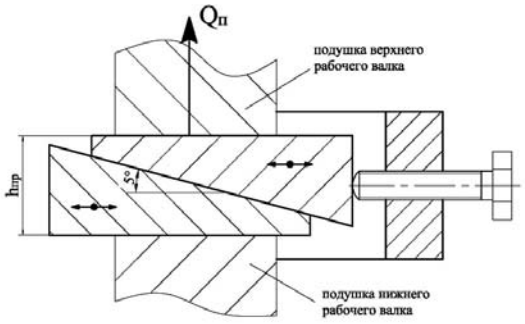


Рис. 2. Принципиальная конструктивная схема клинового механизма предварительного напряжения рабочей клети промышленно-лабораторного стана 105/260×250 ДГМА

Следует отметить, что при известном значении модуля жесткости рабочей клети $G_{кл}$ структура зависимости (3) позволяет определить и величину изменения предварительного межвалкового зазора $\Delta S_0 = S_{0max} - S_{0min}$, обусловленную радиальными биениями рабочих валков. В частности, определив максимальные P_{max} и минимальные P_{min} значения силы, действующие на рабочие валки при их предварительном поджатии и отсутствии прокатываемой заготовки искомая величина ΔS_0 может быть определена как

$$\Delta S_0 = (P_{max} - P_{min}) / G_{кл}, \qquad (4)$$

где для рабочей клети промышленно-лабораторного стана 105/260×250 ДГМА количественная оценка ΔS_0, как показали результаты расшифровки соответствующих осциллограмм, была равна 0,035 мм.

Непосредственно экспериментальные исследования точности результирующих геометрических характеристик, получаемых свинцовых полос, были проведены путем прокатки партии в объеме 85-ти исходных образцов номинального типоразмера $h_1 \times B = 4 \times 70$ (мм) с варьируемой в диапазоне h_0 = 3,6-4,4 мм исходной толщиной. В соответствии с этими же распределениями и с учетом полученных, согласно (3) значений модуля жесткости рабочей клети промышленно-лабораторного стана 105/260×250 ДГМА $G_{кл} = 84,9$ кН / мм, была осуществлена численная реализация математической модели точности результирующих геометрических характеристик с последующим статистическим сопоставлением результатов теоретических и экспериментальных исследований.

Полученные в этом случае результаты в виде эмпирических и расчетных гистограмм, а также функций распределения конечной толщины h_1 прокатанных свинцовых полос представлены на рис. 3, а сопоставительный анализ данных распределений осуществляли на основе критерия Смирнова [8], аналитическая форма записи которого имеет вид:

$$\Delta \le [\Delta_\alpha] = \sqrt{0,5(1/n_{вэ} + 1/n_{вр})\ln(2/\alpha)} = 0,208, \qquad (5)$$

где $\Delta = 0,111$ - максимальная, имеющая место, разность сопоставляемых эмпирических и расчетных функций распределений конечной толщины прокатанных свинцовых полос (см. рис. 3*б*); $[\Delta_\alpha] = 0,208$ - максимально допустимая при принятом уровне значимости $\alpha = 0,05$ разность сопоставляемых функций распределения; $n_{вэ} = n_{вр} = 85$ – объемы сопоставляемых экспериментальных и расчетных выборок.

а *б*

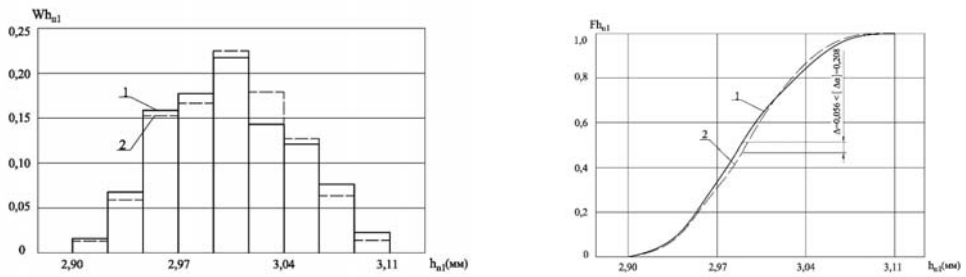


Рис. 3. Эмпирические (1) и расчётные (2) гистограммы *а*, а также функции *б* распределений конечной толщины полок h_1 при прокатке свинцовых полос 4×70 мм на промышленно-лабораторном стане 105/260×250 ДГМА

Проведенная в соответствии с (5) критериальная оценка (см. рис. 3*б*) наряду с результатами дополнительного численного анализа, выполненного на основе критерия Уилкоксона [8, 9], показали на принадлежность эмпирической и расчетной выборок конечной толщины h_1 одной генеральной совокупности, что подтверждает достаточную степень достоверности математической модели точности геометрических характеристик при горячей прокатке полосовых профилей в чистовых рабочих клетях сортопрокатных станов и о возможности ее дальнейшего использования применительно к решению задач технологического и конструкционного плана.

Аналогичные результаты были получены и при прокатке свинцовых полос в предварительно напряженной с использованием специального клинового механизма (см. рис. 2) рабочей клети промышленно-лабораторного стана 105/260×250 ДГМА. Качественно экспериментальные и расчетные распределения конечной толщины h_1, полученные с учетом $G_{\text{пр.кл}}$=115,5 (кН/мм), были близки к нормальному закону [8,10], соответствовали рассмотренным ранее (см. рис. 5) и только количественно общий размах изменения ($h_{\text{п1max}}$-$h_{\text{п1min}}$) в случае создания предварительного напряжения был на 30-40 % меньше. Кроме того, с точки зрения результирующих геометрических характеристик следует указать на то, что абсолютная величина уширения (B_1-B_o) не превысила 1,5 мм, что в относительном измерении соответствует $100(B_1\text{-}B_\text{o})/B_\text{o}$= 2%.

Выводы и направление дальнейших исследований. На примере промышленно-лабораторного стана 105/260×250 ДГМА уточнена методика и количественные оценки по экспериментальному определению модуля жесткости чистовых рабочих клетей сортопрокатных станов и влияние его на точность горячей прокатки полосовых профилей. Установлено, что создание предварительного напряжения по подушкам рабочих валков позволяет повысить модуль жесткости рабочей клети на 30-40 %.

Установлено, что, с точки зрения повышения точности прокатки горячекатаных полосовых профилей, наиболее существенным влияние приведенного к единице ширины профиля значения модуля жесткости рабочих клетей имеет место в диапазоне 0-4 кН/мм^2.

Данные подходы могут быть использованы применительно к расчету модуля жесткости и показателей радиальных биений рабочих валков конкретного промышленного оборудования, а их количественные оценки являются необходимыми, в качестве исходных данных, при математическом моделировании основных показателей качества горячекатаных полосовых профилей.

На основе критериев Смирнова и Уилкоксона подтверждена достаточная степень достоверности численной математической модели точности результирующих геометрических характеристик при сопоставлении расчётных и экспериментальных данных, полученных в лабораторных условиях.

Список литературы

1. **Василев Я. Д.** Теорія поздовжньої прокатки: підручник / **Я. Д. Василев, О. А. Мінаєв.** – Донецьк: УНІТЕХ, 2009. – 488 с.

2. **Ефимов В. Н.** Сопротивление деформации в процессах прокатки / **В. Н. Ефимов, М. Я. Бровман.** – М.: Металлургия, 1996. – 253 с.

3. **Коновалов Ю. В.** Справочник прокатчика. Справочное издание в 2-х книгах. Книга 1. Производство горячекатаных листов и полос /**Ю.В.Коновалов.** – М.: Теплотехник, 2008.–640 с.

4. **Мазур В. Л.** Теория и технология тонколистовой прокатки (Численный анализ и технические приложения) / **В. Л. Мазур, А. В. Ноговицын.** – Днепропетровск: РВА «Дніпро-VAL», 2010. – 500 с.

5. **Франценюк И. В.** Современное металлургическое производство / **И. В. Франценюк, Л. И. Франценюк.** – М.: Металлургия, 1995. – 528 с.

6. **Ніколаєв В. О.** Технологія виробництва сортового та листового прокату: підручник / **В. О. Ніколаєв, В. Л. Мазур.** – Запоріжжя: ЗДІА, 2000. – 257 с.

7. **Грудев А. П.** Теория прокатки / **А. П. Грудев**.; изд. 2-е перераб. и доп. – М.: Интермет Инжиниринг, 2001. – 280 с.
8. **Бронштейн И. Н.** Справочник по математике (для инженеров и учащихся вузов) / **И. Н. Бронштейн, К. А. Семендяев.** – М.: Наука, 1981. – 720 с.
9. **Корн Г.** Справочник по математике (Для научных работников и инженеров) / **Г. Корн, Т. Корн.** – М.: Наука, 1978. – 831 с.
10. **Яблочкин А. Л.** Общая теория статистики / **А. Л. Яблочкин.** – М.: Статистика, 1976. – 344 с.

Рукопись поступила в редакцию 27.03.13

УДК 622.7: 622.333

В.Г. САМОЙЛИК*, канд. техн. наук, доц.,
ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет»

МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ТВЕРДОЙ ФАЗЫ ВОДОУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА

Разработаны математические модели различных вариантов схем гравитационного обогащения углей крупностью 1-100 мм, которые позволяют получать максимальный выход твердой фазы водоугольного топлива при заданном уровне зольности.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В последнее время в связи с ростом цены на газ во многих странах с особой остротой встал вопрос о полной или частичной замене газообразного топлива на альтернативные источники тепла, в частности водоугольное топливо [1-4].

Основными параметрами, определяющими эффективность использования водоугольного топлива (ВУТ) в энергетике, является его теплотворная способность и эффективная вязкость. Как было установлено ранее [5], все эти параметры ВУТ неразрывно связаны с зольностью его твердой фазы. Снижение зольности повышает калорийность топлива. Кроме того, при снижении содержания минеральных примесей в твердой фазе ВУТ уменьшается его эффективная вязкость. Это даёт возможность увеличивать концентрацию твердого в топливе при заданных значениях его текучести, тем самым повышая теплотворную способность топлива.

Однако уменьшение зольности угля связано с ростом затрат на его обогащение. Поэтому определение эффективного уровня обеззоливания твердой фазы ВУТ предусматривает проведение комплексной оценки технико-экономических показателей процессов получения, транспортирования и сжигания водоугольного топлива с различным уровнем зольности при заданных значениях его реологических параметров. В качестве заданных параметров для ВУТ обычно принимается эффективная вязкость η = 1 Па·с при градиенте скорости сдвига $9c^{-1}$ и седиментационная устойчивость в течение 30 суток [6].

Для оценки технико-экономических показателей процесса получения твердой фазы ВУТ с различным уровнем зольности необходимо разработать различные варианты схем обогащения угля, определить зависимости между выходом и зольностью угля для каждого варианта. Поэтому моделирование процессов приготовления твердой фазы ВУТ является актуальной задачей с научной и практической точек зрения.

Анализ исследований и публикаций. Технологические решения при создании водоугольного топлива различными производителями в основном связаны с необходимостью получения твердой фазы с заданным максимальным значением крупности частиц и с определенным гранулометрическим составом [7]. При этом обоснованию принятых процессов обогащения, анализу их влияния на текучесть и агрегативную устойчивость ВУТ внимание не уделялось.

Выбор схемы обогащения угля, возможная глубина обеззоливания во многом определяются свойствами исходного угля и влиянием принятых методов обогащения на реологические параметры полученного водоугольного топлива. Высокая исходная зольность углей предопределяет многооперационность процесса получения низкозольной твердой фазы. Наличие в углях большого количества сростков минералов с органической частью затрудняет применение гравитационных методов обогащения, требует использования в качестве подготовительных операций дробления и измельчения для полного раскрытия сростков с последующим выделением органической массы флотационным методом.

* © Самойлик В.Г., 2013

Гидрофобизация поверхности твердой фазы аполярными реагентами в процессе флотации отрицательно влияет на реологические параметры водоугольного топлива [8]. Поэтому при приготовлении твердой фазы ВУТ необходимо особое внимание уделять характеристикам исходных углей (использовать угли с небольшим содержанием сростков в классах 1-100 мм) и максимально снижать долю углей, обогащаемых флотацией (за счет использования гравитационных методов обогащения).

Постановка задачи. В связи с тем, что в процессе приготовления твердой фазы водоугольного топлива с различным уровнем зольности основное внимание необходимо уделять гравитационным методам, то основной задачей данной работы является разработка моделей технологических схем гравитационного обогащения углей крупностью 1-100 мм.

Изложение материала и результаты. Для выполнения поставленной задачи были проведены исследования угля марки Г, характеризующегося легкой категорией обогатимости классов крупностью 1-100 мм.

Расчет ожидаемых показателей гравитационного обогащения осуществлялся по двум машинным классам: 13-100 и 1-13 мм. Были рассмотрены четыре возможных варианта сочетания гравитационных методов обогащения:

А - обогащение в тяжелосредных сепараторах + отсадка;

Б - отсадка + отсадка;

В - обогащение в тяжелосредных сепараторах + обогащение в тяжелосредных циклонах;

Г - отсадка + обогащение в тяжелосредных циклонах.

Для построения математических моделей технологических операций были приняты данные практических балансов. В качестве независимой переменной использовалась элементарная зольность разделения λ.

На рис. 1 и 2 представлены зависимости выхода и зольности концентрата от λ для каждой технологической операции при обогащении класса 13-100 мм и класса 1-13 мм.

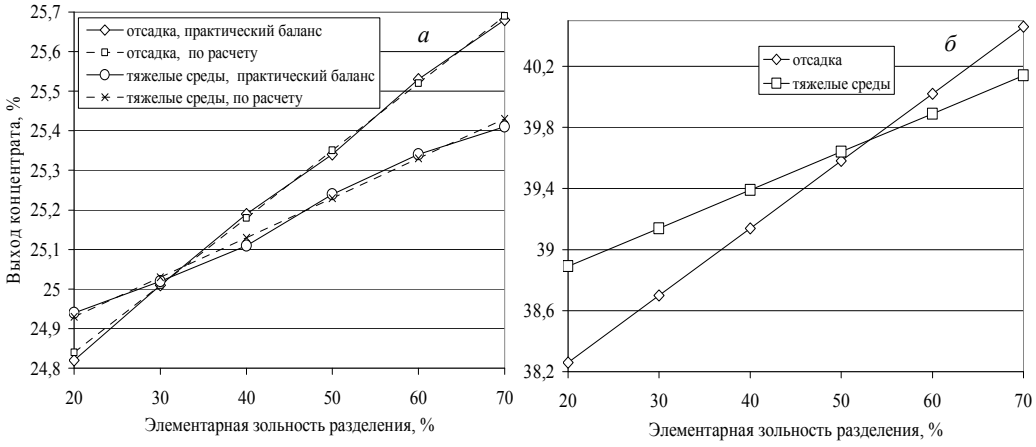


Рис. 1. Зависимость выхода концентрата от элементарной зольности разделения для классов, мм: *а* - 13-100; *б* - 1-13

Анализ кривых показал, что для выражения связи между выходом концентрата и элементарной зольностью разделения можно использовать полином вида

$$y = a_o + a_1 x. \quad (1)$$

Зависимость зольности концентрата от λ носит более сложный характер. Для её описания необходимо использовать полином второй степени

$$y = a_o + a_1 x + a_1 x^2. \quad (2)$$

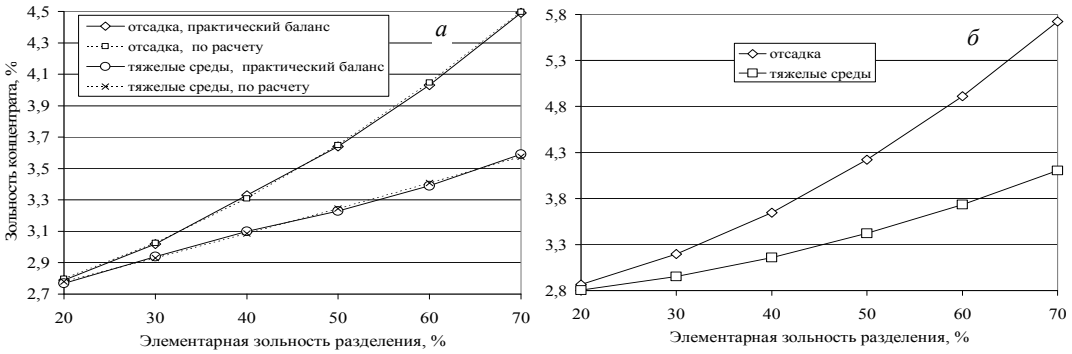


Рис. 2. Зольность концентрата в зависимости от элементарной зольности разделения для классов, мм: *а* – 13-100; *б* – 1-13

Расчет и оценка точности полученных математических моделей осуществлялась в соответствии с существующей методикой [9]. Судя по величине корреляционных отношений (r = 0,99-0,998) все найденные зависимости дают достаточно точное описание технологических операций. Доверительный интервал для средних значений зольности концентрата не превышает ± 0,045%, для выхода концентрата – изменяется в пределах ±0,024–0,042%.

Математические модели технологических операций будут иметь следующий вид:

для обогащения угля крупностью 13-100 мм в отсадочной машине

$$\gamma_{к1} = 24{,}50 + 0{,}017\cdot\lambda;$$
$$A^d_{к1} = 2{,}51 + 88\cdot10^{-4}\cdot\lambda + 2{,}8\cdot10^{-4}\cdot\lambda^2; \quad (3)$$

для обогащения угля крупностью 13-100 мм в тяжелосредном сепараторе:

$$\gamma_{к2} = 24{,}73 + 0{,}010\cdot\lambda;$$
$$A^d_{к2} = 2{,}49 + 141\cdot10^{-4}\cdot\lambda + 0{,}2\cdot10^{-4}\cdot\lambda^2; \quad (4)$$

для обогащения угля крупностью 1 -13 мм в отсадочной машине:

$$\gamma_{к3} = 37{,}78 + 0{,}044\cdot\lambda;$$
$$A^d_{к3} = 2{,}56 + 32\cdot10^{-4}\cdot\lambda + 6\cdot10^{-4}\cdot\lambda^2; \quad (5)$$

для обогащения угля крупностью 1 -13 мм в тяжелосредном циклоне:

$$\gamma_{к4} = 38{,}39 + 0{,}025\cdot\lambda;$$
$$A^d_{к4} = 2{,}66 + 17\cdot10^{-4}\cdot\lambda + 2{,}7\cdot10^{-4}\cdot\lambda^2. \quad (6)$$

На основании полученных моделей для отдельных операций можно описать все четыре рассматриваемые технологические схемы. Математическая модель *i*+*j*–той схемы выразится системой уравнений:

$$\gamma_{к(i+j)} = \gamma_{кi} + \gamma_{кj};$$
$$A^d_{к(i+j)} = (\gamma_{кi}\cdot A^d_{кi} + \gamma_{кj}\cdot A^d_{кj})/\gamma_{к(i+j)}. \quad (7)$$

Подставляя выражения (3–6) в уравнения (7) и проводя соответствующие преобразования, получаем математические модели вида

$$\gamma = a + b\cdot\lambda;$$
$$A^d = (c + d\cdot\lambda + e\cdot\lambda^2 + f\cdot\lambda^3)/\gamma. \quad (8)$$

Значения коэффициентов для каждого варианта приведены в табл. 1.

Таблица 1

Значения коэффициентов математических моделей вариантов гравитационного обогащения угля

Вариант	a	b*10^{-2}	c	d*10^{-1}	e*10^{-2}	f*10^{-5}
А	62,51	5,4	158,30	6,1	2,32	3,0
Б	62,28	6,1	158,22	4,9	2,99	3,0
В	63,12	3,5	163,70	5,1	1,10	0,7
Г	62,89	4,2	163,62	3.9	1,76	1,0

На основании этих моделей можно рассчитать показатели разделения по каждой технологической схеме. Полученные результаты будут обеспечивать максимальный выход гравитационного концентрата при заданной его зольности.

На рис. 3 приведена зависимость $\gamma_{max} = f(A^d_к)$ для всех вариантов схем гравитационного обогащения.

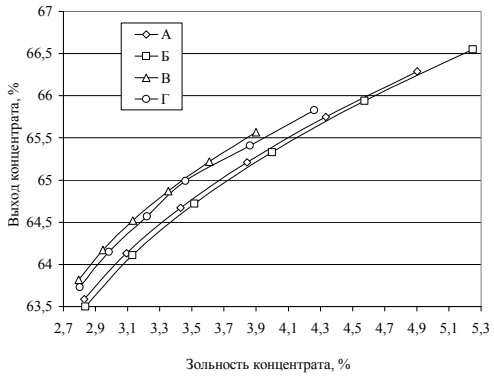


Рис. 3. Зависимость выхода концентрата от его зольности при разных вариантах схем гравитационного обогащения

Как следует из графиков самый большой выход концентрата при одинаковой его зольности получается по варианту В. Так, при $A^d_к$ = 3,5 % значения выходов были следующими: $\gamma_к^А$ = 64,77 %; $\gamma_к^Б$ = 64,70 %; $\gamma_к^В$ = 65,09 %, $\gamma_к^Г$ = 65,02 %.

Подставляя значения элементарной зольности разделения, соответствующие заданной зольности концентрата, в выражения (3–7), можно вычислить также показатели продуктов обогащения по отдельным операциям.

Выводы и направление дальнейших исследований. Таким образом, полученные зависимости дают полное описание исследуемых вариантов схем гравитационного обогащения. Использование выражений (8) позволит оценить приведенные затраты на приготовление 1 т твердой фазы водоугольного топлива с различным уровнем зольности по каждой технологической схеме и определить наиболее эффективный с экономической точки зрения вариант.

Список литературы

2. **Макаров А.С.** и др. Водоугольное топливо на основе углей различной стадии метаморфизма. / А**. С. Макаров, Д. П. Савицкий, А. И. Егурнов** // Современная наука. – 2011. – № 1. – С. 16-20.

2. **Макаров А.С.** и др. Получение высококонцентрированного угольного топлива на основе отходов углеобогащения для использования в энергетическом комплексе Украины. / А**.С. Макаров, О.М. Кобитович, А.И. Егурнов, С.Д. Борук, Д.П. Савицкий** // Наук.-техн. Зб. «Збагачення корисних копалин». – 2008. – вип. 33(74). – с. 138-148.

3. **Дроздник И.Д.** и др. Рынок угля и перспективные направления его использования: информационно-аналитический обзор. / **И.Д. Дроздник, А.В. Орлов, В.В. Черкасов** / – Харьков, 2004. – 188 с.

4. **Мосин С.И.** и др. Российский опыт внедрения промышленной технологии производства водоугольного топлива. / **С. И. Мосин, А. Г. Морозов, Г. Н. Делягин** // Новости теплоснабжения. – 2008. – № 9. – С. 22-28.

5. **Самойлик В.Г. и др.** Исследование влияния содержания минеральных примесей на реологические свойства водоугольных суспензий / **В. Г. Самойлик, А. Т. Елишевич, Н. Г. Корженевская, С. Л. Хилько** // Химия твердого топлива. –1988. - № 5. – С. 130-133.

6. **Урьев Н.Б.** Высококонцентрированные дисперсные системы. – М: Химия, – 1980 - 320 с.

7. **Ходаков Г.С.** Водоугольные суспензии в энергетике// Теплоэнергетика. – 2007. – № 2. – С. 104-119.

8. **Самойлик В.Г.** Исследование воздействия аполярных реагентов на текучесть водоугольных суспензий / **В.Г. Самойлик, Е.И. Назимко** // Наук.-техн. Зб. «Збагачення корисних копалин». – 2012. – вип. 50(91). – с. 147-153.

9. **Папушин Ю.Л.** та інш. Дослідження корисних копалин на збагачуваність. / **Ю. Л. Папушин, В. О. Смирнов, В. С. Білецьки**й / Східний видавничий дім. – 2006. – 246 с.

Рукопись поступила в редакцию 11.04.13

УДК 621.926:34.16

Н.В. МОРКУН, канд. техн. наук, доц., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

СИНТЕЗ ЛИНЕЙНОГО ДИНАМИЧЕСКОГО БЛОКА СТРУКТУР ВИНЕРА-ГАММЕРШТЕЙНА НА ОСНОВЕ ПРОСТРАНСТВЕННО-ВРЕМЕННОЙ МОДЕЛИ ЛАГЕРРА

Изложены основные принципы представления линейного блока структур Винера-Гаммерштейна в виде пространственно-временной модели Лагерра

Ключевые слова: синтез, структуры Винера-Гаммерштейна, модель Лагерра

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В обогащении полезных ископаемых в настоящее время особое внимание уделяется оптимизации технологических процессов. Такой подход требует наличия качественной информации о процессе, формирования соответствующей базы данных и их последующей обработки для построения адекватных и эффективных математических моделей процессов и систем. В промышленных условиях часто применяется феноменологический подход, основанный на анализе данных активных и пассивных экспериментов [1-6]. Это позволяет определить зависимости между качественными показателями моделируемого процесса и условиями в которых он протекает. Этот эвристический подход, основанный на основных закономерностях моделируемых явлений, позволяет опреде-

© Моркун Н.В., 2013

лить и оправданную форму модели. Конечные результаты работы обогатительной фабрики зависят от комплекса взаимосвязанных процессов. Этот факт требует применения соответствующего подхода при моделировании технологических процессов, который учитывает их комбинации и который гарантирует оптимизацию работы всей структуры [1-4].

Анализ исследований и публикаций. Применяемые в настоящее время математические модели процессов обогащения могут быть разделены на несколько групп в зависимости от метода построения модели, ее структуры, специфики процесса и уровня использования информации о процессе. Упомянутые выше эвристические модели основаны на уравнениях массового и энергетического баланса, а также на выражениях, описывающих используемые физико-химические процессы [4,5].

В работе [6] предложены модели и алгоритмы оперативной идентификации объектов обогатительного производства на базе гибридных моделей Гаммерштейна (рис.1), позволяющие осуществлять управление процессами магнитного обогащения в условиях нечеткой информации о свойствах руды и показателях технологического процесса.

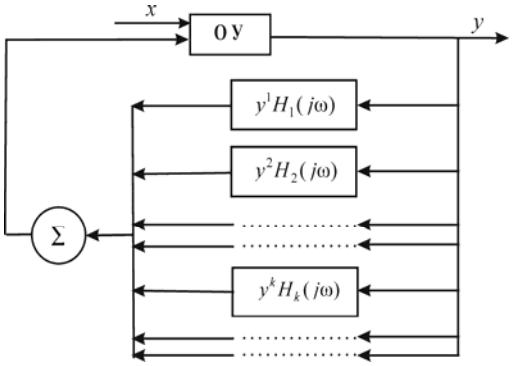


Рис. 1. Рекурсивно-параллельная модель Гамерштейна: $H(j\omega)$ - комплексный коэффициент передачи; $X(j\omega)$ - входная величина; $Y(j\omega)$ - выходная величина; $j=\sqrt{-1}$; ω - угловая частота колебаний входного сигнала

Показано, что в условиях неполного и нечеткого информационного обеспечения прогнозирующее управление процессами магнитного обогащения железных руд на основе гибридной модели Гаммерштейна, в которой нелинейный блок аппроксимирован нечеткой моделью Такаги-Сугэно, а линейный динамический блок представлен авторегрессионным уравнением, способствует повышению эффективности процесса управления. Однако такое представление линейного динамического блока не позволяет выполнить качественную идентификацию модели в случае ее многоканальной пространственно-временной структуры.

Цель исследований. Целью синтез линейного динамического блока структур Винера-Гаммерштейна на основе пространственно-временной модели Лаггера.

Изложение материала и результаты. Рассмотрим нелинейную динамическую модель Гаммерштейна с распределенными параметрами. Каждый канал такой структуры представлен каскадной связкой статического нелинейного блока и динамического линейного блока, на базе пространственно-временной модели Лагерра.

Как показано в работе [7] сигнал $x(t)$, определенный на интервале $(0,\infty)$, можно представить в виде разложения по системе функций Лагерра

$$x(t)=\sum_{i=0}^{\infty}\lambda_i l_i(t)\,. \tag{1}$$

Значения коэффициентов λ_i=i=0,1,..., вычисляются по формуле

$$\lambda_i=\int_0^{\infty}x(t)l_i(t)dt\,. \tag{2}$$

Совокупность коэффициентов λ_i, i=0,1,..., представляет спектр сигнала в базисе функций Лагерра, которые получают с помощью ортогональных полиномов, расчетная формула которых имеет вид [8]

$$L_n(\tau)=\frac{e^{\tau}d^n}{n!d\tau^n}\left(\tau^n e^{-\tau}\right),\quad \tau\ge 0\,. \tag{3}$$

Первые пять полиномов в соответствии с этой формулой описываются выражениями

$$\begin{aligned}
&L_o(\tau)=1;\\
&L_1(\tau)=1-\tau;\\
&L_2(\tau)=1-2\tau+\tau^2/2;\\
&L_3(\tau)=1-3\tau+3\tau^2/2-\tau^3/6;\\
&L_4(\tau)=1-4\tau+3\tau^2-2\tau^3/3-\tau^4/24.
\end{aligned} \tag{4}$$

Полиномы Лагерра ортогональны на полуоси $0<\tau<x$ с весом $\rho(\tau) = \exp(-\tau)$, т.е. они удовлетворяют условию

$$\int e^{-\tau} L_n(\tau) L_m(\tau) d\tau = \begin{cases} r_n = (n!)^2 & \text{при } n = m, \\ 0 & \text{при } n \neq m. \end{cases} \quad (5)$$

Поскольку полиномы Лагерра образуют систему расходящихся при $\tau \to \infty$ функций, для разложения сигналов используют функции Лагерра

$$l_n(\tau) = \sqrt{\rho(\tau)} L_n(\tau) = e^{-\tau/2} L_n(\tau), \quad n = 0,1,2,... \quad (6)$$

После замены $\tau = 2\xi t$ и умножения на нормирующий коэффициент $\sqrt{2\xi}$ первые пять функций Лагерра принимают вид [7]

$$\begin{aligned} L_o(t) &= \sqrt{2\xi} \cdot e^{-\xi t}; \\ L_1(t) &= \sqrt{2\xi} \cdot e^{-\xi t}(1 - 2\xi t); \\ L_2(t) &= \sqrt{2\xi} \cdot e^{-\xi t}(1 - 4\xi t + 2\xi^2 t^2); \\ L_3(t) &= \sqrt{2\xi} \cdot e^{-\xi t}(1 - 6\xi t + 6\alpha^2 t^2 - 4\xi^3 t^3 / 3); \\ L_4(t) &= \sqrt{2\xi} \cdot e^{-\xi t}(1 - 8\xi t + 12\xi^2 t^2 - 16\xi^3 t^3 / 3 + 2\xi^4 t^4 / 3). \end{aligned} \quad (7)$$

где ξ - масштабный коэффициент.

В общем виде функции описываются формулой

$$l_n(t) = \sqrt{2\xi} \cdot e^{\xi t} \sum_{j=0}^{n} (-1)^j \frac{C_n^j}{j!} (2\xi t)^j, \quad (8)$$

где C_n^j - число сочетаний из n по j.

Функции Лагерра образуют полную и ортогональную систему на одностороннем интервале $[0, \infty)$, т.е. они удовлетворяют соотношению

$$\int_0^{\infty} l_n(t) l_m(t) dt = \begin{cases} 1 & \text{при } n = m, \\ 0 & \text{при } n \neq m. \end{cases} \quad (9)$$

Номер функции Лагерра соответствует числу пересечении ею нулевого уровня.

Выражение (8) в области преобразования Лапласа будет иметь изображение

$$L_n(\alpha, s) = \frac{\sqrt{2\xi}}{s + \xi} \left(\frac{s - \xi}{s + \xi} \right)^n \quad (10)$$

Таким образом n -я функция Лагерра определяется из функции с номером n -1 путем умножения на элемент с передаточной функцией

$$L(\alpha, s) = \frac{s - \xi}{s + \xi}. \quad (11)$$

Представление линейного блока структур Винера-Гаммерштейна в виде пространственно-временной модели Лагерра использовалось при моделировании процесса формирования распределения полезного компонента по различным фракциям крупности измельченной руды технологическими агрегатами обогатительной фабрики. На рис. 2 показана структура пространственно-временной модели Лагерра $c^{\text{го}}$ канала [9,10]. Передаточные функции, приведенные на рис. 2, могут быть получены из (10) следующим образом

$$k_1(s) = \frac{\sqrt{2\xi}}{s + \xi}, \quad k_2(s) = ... = k_l(s) = \frac{s - \xi}{s + \xi}, \quad (12)$$

где ξ - определяющий масштаб времени коэффициент.

Важным пунктом синтеза модели с использованием функций Лагерра является выбор значения масштабного коэффициента ξ. Его начальное значение рекомендуется выбирать так, чтобы длительности исследуемого сигнала и функции Лагерра с номером $i \approx N/2$ были примерно равны [7]. В последующем значение коэффициента ξ может уточняться.

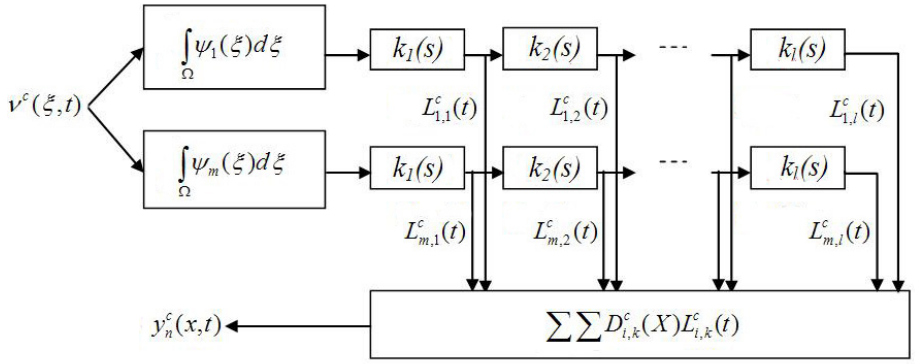


Рис. 2. Пространственно-временная модель Лагерра $c^{го}$ канала

Если для аппроксимации сигнала используется усеченный ряд

$$x^*(t) = \sum_{i=0}^{N-1} \lambda_i l_i(t), \tag{13}$$

то для оценки качества его аппроксимации может быть использована величина [7]

$$e_{xN} = \sum_{i=0}^{N-1} \frac{C_i^2}{E_x}, \tag{14}$$

где $E_x = \int_0^\infty x^2(t)dt = \sum_{i=0}^{\infty} C_i^2$ - часть сигнала, аппроксимируемая первыми N членами разложения.

Теоретические исследования и результаты применения на практике показали, что необходимая точность аппроксимации слабоколебательных сигналов усеченным рядом (13) достигается при N = 4-7 [7,8]. При большем числе функций в усеченном ряде возникают трудности вычислительного характера, которые обусловлены, во-первых, необходимостью вычисления степенных рядов а, во-вторых, тем, что вычисления функций Лагерра с большими номерами требует малого интервала дискретизации на начальных участках.

Выводы. Если временной масштаб ξ выбран правильно, ряд Лагерра может эффективно смоделировать любой устойчивый линейный объект. Задачу практического определения временного масштаба целесообразно решать комбинированным способом, включая off-line оптимизацию и адаптацию on-line.

Список литературы

1. **Тихонов О.Н.** Закономерности эффективного разделения минералов в процессах обогащения полезных ископаемых. – М.: Недра, 1984, 208 с.

2. **А.Дж. Линч.** Циклы дробления и измельчения / Линч А.Дж. - М.: Недра, 1981. - 342 с.

3. **Процуто В.С.** Автоматизированные системы управления технологическими процессами обогатительных фабрик. - М.: Недра, 1987. – 253 с.

4. **Моркун В.С.** Ультразвуковой контроль характеристик измельченных материалов и адаптивное управление процессами измельчения-классификации руд на его базе: / В.С. Моркун. - Дисс. … докт. техн. наук: 0.5.13.07 . - Кривой Рог, 1999. - 401 с.

5. **Подгородецкий Н.С.** Энергоэффективное адаптивное управление замкнутым циклом измельчения руды на базе гибридной нечеткой модели / Н.С. Подгородецкий: Автореф. дисс. канд. техн. наук. – Кривий Ріг, 2011. - 24 с.

6. **Поркуян О.В.** Керування нелінійними динамічними об’єктами збагачувальних виробництв на основі гібридних моделей Гамерштейна / О.В. Поркуян: Автореф. дис докт. техн. наук. - Кривий Ріг, 2009. - 36 с.

7. **Вадутов Олег Самигулович.** Математические основы обработки сигналов. – Режим доступа: http://portal.tpu.ru:7777/SHARED/v/VOS/study/disc1/

8. Полиномы Лагерра. – Режим доступа: http://alglib.sources.ru/specialfunctions/polynomials/laguerre.php

8. **Chenkun Qi, Hai-Tao Zhang, Han-Xiong Li.** A multi-channel spatio-temporal Hammerstein modeling approach for nonlinear distributed parameter processes. http://www.control.eng.cam.ac.uk/Homepage/papers/cued_control_1046.

9. **Qi Chenkun.** Modelling of nonlinear distributed parameter system for industrial thermal processes. http://lbms03.cityu.edu.hk/theses/abt/phd-meem-b23750911a

Рукопись поступила в редакцию 22.02.13

УДК 331.45:338.2

Н.И. ШВИДКИЙ, д-р техн. наук, НИИБТГ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»
Т.Н. ОСАДА, аспирант, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ И КОНЦЕПЦИИ ПО ПОВЫШЕНИЮ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ЗАТРАТ НА ОХРАНУ ТРУДА РАБОТНИКОВ ПРОМЫШЛЕННЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ ГМК

Рассмотрены методологические подходы повышения экономической эффективности управления финансовыми ресурсами для достижения рачительного расходования средств, выделяемых на охрану труда, путем систематизации и прогнозного программирования планируемых мероприятий по профилактике несчастных случаев на предприятиях ГМК.

Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями. Закон Украины «Об охране труда» [1] регламентирует целостный экономический механизм регулирования экономических отношений в области управления охраной труда для повышения на уровне государства социальной защиты травмированных и получивших профзаболевания работников, а также формирования экономического интереса работодателя к улучшению условий труда [2].

К числу национальных мер по профилактике травматизма и профзаболеваемости относятся: создание и поддержание производства средств коллективной и индивидуальной защиты; научные исследования в области безопасности труда, социальных аспектов охраны труда, спасательных мер при несчастных случаях и авариях; пропаганда охраны труда, включающая профессиональную переподготовку специалистов в области охраны труда.

Кроме общенациональных заданий в проведении мер по профилактике и экономическому регулированию затрат с целью их эффективного использования на охрану труда такие же потребности возникают на каждом предприятии. Эти затраты относятся, как правило, к себестоимости продукции и представляют незначительную величину в структуре расходов предприятия. Абсолютная величина этих расходов отражается в государственной статистической отчетности.

Отсутствие системности и экономических рычагов регулирования охраны труда обусловило расточительный путь финансирования работ по улучшению условий труда. Причем, проворадится это не с учетом индивидуального подхода к каждому работнику, а в массовом порядке.

Анализ исследований и публикаций. При некоторых положительных изменениях в области охраны труда работников промышленных предприятий необходимо отметить, что проводимые мероприятия пока не привели к существенному улучшению безопасности работ, условий труда и снижению производственного травматизма [3].

Следует заметить, что мероприятия по улучшению условий труда, включающие улучшение общих, технических, санитарно-гигиеничных, психофизиологических, санитарно-бытовых и других условий, должны быть обязательно связаны с процессами по добыче, транспортировке и переработке металлургического сырья. В то же время задачу по защите жизни и здоровья работников необходимо решать комплексно и, в первую очередь, объектом исследования должны быть процессы управления охраной труда (планирование, организация, координирование, мотивация, контроль) и эффективного использования средств, выделяемых для обеспечения безопасных и безвредных условий.

Сегодня выделяется недостаточно средств на улучшение условий труда, практически управление охраной труда экономическими методами не проводится [3,4]. Разработаны методические положения по вопросам учета и анализа травматизма, планируются затраты на его профилактику и определяется их экономический эффект. Вместе с тем в отрасли отсутствуют единые научно-обоснованные нормативно-методические положения по управлению принципами и порядком выделения и распределения ресурсов на улучшение условий труда. Требуют решения вопросы по повышению эффективности экономических методов управления охраной труда, социально-экономических оценок опасных и вредных факторов производства, выбора и технико-экономических обоснований создания новой техники, обеспечения безопасности и защиты работников промышленных предприятий.

Постановка задания. Следовательно для повышения экономической эффективности затрат на промышленную безопасность, надо определить критерии, принципы и концепции, по

© Швидкий Н.И., Осада Т.Н., 2013

которым можно разрабатывать принципиально новые методы экономического управления охраной труда.

Изложение материала и результаты. Необходимо исходить из того, что мероприятия в области безопасности и охраны труда должны быть эффективными не только с социальных соображений (сокращения профзаболеваний, травматизма, потерь трудоспособности и т. п.) но и с экономических, то есть они должны способствовать общему экономическому росту предприятий.

Системный подход к экономическому управлению охраной труда на производстве должен сопровождаться экономико-финансовыми расчетами и обоснованиями с разработкой соответствующих программ [2]. Его целесообразно организовать в системе служб охраны труда и управления экономическими процессами на предприятии, а соответствующие мероприятия включать в годовые и долгосрочные программы технико-экономического развития производства в форме отдельного раздела.

Рассмотрим вопросы по разработке принципиальной схемы программного подхода к решению проблемы для предприятий ГМК на примере повышения безопасности труда с необходимыми экономическими обоснованиями аналогично [2] (табл. 1).

Рассмотрим подробнее по отдельным этапам содержание необходимых работ и исследований, которые для формирования программы безопасности должны систематически проводиться и пополняться службами охраны труда и управления по экономике. При этом мероприятия в области безопасности труда должны быть непосредственным образом связаны с научно-техническим развитием производства и с достижением его экономического роста.

На первом этапе, используя многолетний опыт данного предприятия и соседних предприятий с близкими горнотехническими условиями, по всей технологической цепи должны быть определены производственные процессы и рабочие места, где в прошлом происходили и в перспективе возможны несчастные случаи с различного рода негативными последствиями (травматизм, профзаболевания, материальные и производственные потери и т. п.). Необходимо также учесть причины, природные факторы и технические неполадки, связанные с несовершенством оборудования и технологий. При этом не следует принимать во внимание грубые нарушения дисциплины и правил безопасности. По этому виду работ службой охраны труда должен вестись и постоянно пополняться журнал с указанием рабочих мест, характера происшедших негативных событий, а также травмирующих факторов с их количественными данными.

На втором этапе осуществляется сбор необходимой информации и статистических данных о динамике травматизма по травмирующим факторам, причинам, периодам и характерным рабочим местам с указанием количественных характеристик трудовых и материальных потерь.

На третьем этапе осуществляется прогнозирование частоты несчастных случаев при существующем состоянии техники, технологии работ и мероприятий в области безопасности. Это так называемое «поисковое прогнозирование», которое проводится на период упреждения, равного временному отрезку разрабатываемой программы [2].

Для этого целесообразно использовать графический или аналитический методы экстраполяции тенденций согласно временных рядов, которые строятся на основе статистических данных о числе несчастных случаев по годам ретроспективного периода. В данном случае функцией является количество несчастных случаев в году n, а аргументом - число лет T, прошедших от базового года

$$n = f(T). \qquad (1)$$

Эта функциональная зависимость определяет ожидаемое количество несчастных случаев за пределами временного ряда, то есть в периоде упреждения. Используя метод экстраполяции тенденций, можно получить достаточно надежные результаты для перспективы при больших массивах информации, в том случае, если не произошли существенные изменения в горно-геологических и технических условиях.

Более надежным является метод построения статистических моделей, в которых показатель травматизма выступает как функция ряда влияющих факторов, т.е.

$$n = f(x_1 ; x_2; \ldots\ldots x_n). \qquad (2)$$

Аргументы x_i могут иметь количественные и качественные значения.

На четвертом этапе инженерно-техническими работниками по конкретным производственным процессам и рабочим местам осуществляется набор альтернативных мероприятий,

обеспечивающих исключение или снижение вероятности возникновения травмоопасных ситуаций.

Таблица 1

Концептуальный подход к управленческим принципам по повышению экономической эффективности мероприятий в области безопасности труда на предприятиях ГМК

Номера этапов	Перечень задач	Краткое содержание работ и исследований	Основные результаты
1	Определение травмоопасных процессов и рабочих мест.	Определяются перечни производственных процессов и рабочих мест, где в ретроспективе происходили и в перспективе возможны несчастные случаи	Перечни объектов, факторы, характер и причины травматизма
2	Сбор информации и статистических данных в ретроспективе	По рабочим местам и процессам определяются по годам частота и характер травмоопасных ситуаций, величины трудовых и материальных потерь в количественном выражении	Частота травматизма, средние величины потерь по травмирующим факторам
3	Вероятностный анализ и прогнозирование травматизма	Построение тенденций и регрессионных моделей, прогнозы уровня травматизма при существующих методах его профилактики	Показатели прогнозов травматизма
4	Набор альтернативных мероприятий по безопасности	По рабочим местам и процессам набираются новые, прогрессивные мероприятия по безопасности работ	Набор альтернативных мероприятий по рабочим местам
5	Оценка альтернативных мероприятий по снижению уровня травматизма и величины затрат	По мероприятиям определяется вероятность снижения травматизма, текущие и капитальные затраты на их осуществление	Ожидаемое сокращение частоты травматизма, затраты на мероприятия
6	Определение предотвращенной величины ущерба от несчастных случаев	По процессам и рабочим местам определяется величина предотвращенного ущерба при снижении частоты травматизма	Размеры предотвращенных ущербов
7	Экономическая оценка и окончательный выбор мероприятий	На основе соизмерения затрат и определения экономического эффекта (предотвращенного ущерба) составляется перечень программных мероприятий	Мероприятия, программы и их эффективность
8	Формирование программы управления охраной труда	Разрабатывается и утверждается программа безопасности с указанием мероприятий, объемов работ, затрат и совокупного экономического эффекта в производственной деятельности предприятия	Программа безопасности работ

Необходимо также учитывать, что внедрение ряда современных технических средств и технологий, направленных на интенсификацию работ, одновременно улучшают условия труда и повышают его безопасность. При этом по многим процессам и рабочим местам может быть предложен ряд мероприятий, отличающихся величиной затрат и вероятностью предупреждения несчастного случая. Поэтому при формировании программы возникает задача выбора наиболее эффективных мероприятий из имеющихся альтернатив.

На пятом этапе осуществляется отбор из имеющейся альтернативы конкретных научно-технических мероприятий, наиболее пригодных для предотвращения несчастных случаев на определенных рабочих местах и производственных процессах. В данном случае по любому мероприятию принимаются во внимание две количественных его характеристики: вероятность снижения частоты возникновения травмоопасных ситуаций на данном процессе или на рабочем месте в единицу времени (в год); полные затраты на проведение данного мероприятия за этот же период.

Зная величину вероятности V можно определить ожидаемую частоту несчастных случаев в планируемом периоде

$$n_{\text{о}} = n_{\text{б}} \cdot V. \qquad (3)$$

где $n_о$ - ожидаемое число определенного вида травм в год после проведения мероприятий; $n_б$ - число травм в год до проведения мероприятий; V - вероятность возникновения травмы при использовании мероприятия, доли ед.

Следует заметить, что в частном случае если V=0, то $n_о$=0.

Затраты на проведение профилактического мероприятия на отдельном рабочем месте или производственном процессе определяются сметно-финансовыми плановыми расчетами на год и включают текущие и капитальные расходы [5].

В общем виде расходы на одно мероприятие $Р_м$ определяются по формуле [2]

$$P_м = \sum_i P_{ki} + \sum_i P_{kj} / T \,, \tag{4}$$

где $\sum_i P_{ki}$ - сумма указанных выше i -х текущих затрат в расчете на год, грн.; $\sum_i P_{kj}$ - сумма j-х капитальных затрат, грн.; T - плановый период использования данного мероприятия по программе, лет.

На шестом этапе определяется потенциальная величина ущерба в случае возникновения определенного вида травмоопасной ситуации на рабочем месте или производственном процессе. При этом количественному измерению подлежат убытки предприятия от производственного травматизма и несчастных случаев со смертельным исходом. К ним может быть добавлен моральный ущерб, если он поддается количественному измерению.

Следует заметить, что при предотвращении профзаболеваний или травм в результате применения профилактических мероприятий в области безопасности работ в планируемом году по сравнению с базовым, материальный ущерб трансформируется в экономический эффект данного мероприятия.

На седьмом этапе осуществляется экономическая оценка и окончательный выбор программных мероприятий, обеспечивающих повышение уровня безопасности работ. Экономический эффект от внедрения мероприятия определяется в расчете на год как разность между суммой предотвращенного ущерба и затратами на проведение этого мероприятия в денежном выражении. При этом затраты на мероприятие определяются по формуле (4).

Для расчета предотвращаемых ущербов предварительно определяется вероятность сокращения частоты травм по формуле [2], ед./год

$$\Delta n = n_б - n_о, \tag{5}$$

или, ед./год

$$\Delta n = n_б(1\text{-}V). \tag{6}$$

По величине Δn можно определить размеры снижения затрат, связанных с последствиями профзаболеваний и травм с учетом проведения профилактических мероприятий.

Социальные расходы, связанные с травмированием, потерей трудоспособности работников и другими нуждами, т. е. размеры предотвращенных ущербов определяются по формуле

$$П_у = \Delta n \cdot ч \cdot P_c \,, \tag{7}$$

где $ч$ - ожидаемая средняя численность пострадавших рабочих, чел ; $P_с$ - средние суммарные затраты на социальные расходы в расчете на одного пострадавшего работника, грн./чел.

Значение $P_с$ определяется как ожидаемая усредненная величина на основе анализа и обобщения статистических данных по возможности большему числу травмоопасных ситуаций различного характера в ретроспективном периоде.

В этом случае, экономический эффект от планируемого мероприятия в расчете на год аналогично [2] определяется из соотношения

$$Э_т = \sum_i П_{уi} - P_м \,, \tag{8}$$

где $\sum_i П_{уi}$ - суммарная величина предотвращаемых i-х ущербов в результате проведенного мероприятия, грн./год; $P_м$ - годовые затраты на проведение мероприятия, определяемые по формуле (4).

Из соотношения [8] можно определить набор вариантов с использованием различных альтернативных мероприятий. В результате для определенного рабочего места окончательно выбирается мероприятие, обеспечивающее наибольший экономический эффект при наименьших социальных потерях.

На восьмом этапе после окончательного отбора мероприятий для рабочих мест и производственных процессов предприятия формируется на определенный период времени программа по

управлению безопасностью работ (табл. 2), которая функционирует отдельно или включается разделом в общую программу технико-экономического развития предприятия [2].

Таблица 2

Формализованная программа мероприятий по повышению безопасности работ на предприятиях ГМК

Наименование производственных процессов	Наименование мероприятий	Объемы работ в натуральных единицах	В том числе по годам программного периода				Среднегодовые затраты	Среднегодовой предотвращаемый ущерб, тыс.грн.	Среднегодовой экономический эффект, тыс.грн.	Срок окупаемости, лет
			1	2	…	*n*				

Программное управление безопасностью работ путем отбора и экономической оценки планируемых мероприятий представляет определенную сложность и поэтому должно на первых этапах проводиться с помощью научных организаций, имеющих соответствующий опыт и информационную базу. Актуальным является также и подготовка для предприятий методических рекомендаций по формированию рассматриваемых программ. В тех случаях когда программа не обеспечивает полное устранение неблагоприятных условий труда, она должна содержать обязательный раздел по обеспечению компенсации их воздействия.

Выводы и направление дальнейших исследований. Несмотря на применение мероприятий, направленных на снижение травматизма, некоторые из них, как показывает анализ, оказываются неэффективными, из-за отсутствия их технико-экономического обоснования. На каждом конкретном предприятии необходима разработка программ безопас-ности с альтернативным отбором мероприятий и технических средств по условиям их надежности, величины затрат, их окупаемости и т. д.

Программный подход к управлению безопасностью и охраной труда на производстве должен сопровождаться экономико-финансовыми расчетами и обоснованиями. Его целесообразно организовать в системе службы охраны труда предприятия с привлечением инновационного и управленческого механизмов с дальнейшем включением в годовые и долгосрочные программы технико-экономического развития производства.

Для этого разработанные принципы и методологические подходы к повышению экономической эффективности мероприятий в области безопасности труда на предприятии, предложенные методы расчета их экономической эффективности, а также величины предотвращенного ущерба в результате проведенных мероприятий рекомендуются к практическому апробированию и дальнейшему их внедрению.

Список литературы

1. Закон України “Про охорону праці” із змінами і доповненнями // Збірник міжнародних правових документів, законодавчих та нормативних актів України, розпорядчих документів та методично-практичних матеріалів до них. - К.: Проінформ, 2002. - С. 59-74.

2. **Мартякова Е.В.** Экономический механизм реформирования социальных процессов: страхование, маркетинг, риск-менеджмент. - Донецк: ИЭП НАН Украины, 2002. - 598 с.

3. **Кучеба П.К.** Организационно-экономический механизм управления охраной труда на шахтах. - Донецк: ИЭП НАН Украины, 1997. - 288 с.

4. Концепция улучшения условий и охраны труда в угольной промышленности Украины и рекомендации по механизму его реализации. Утв. 11.10.1995. - Киев, 1995. - 27 с.

5. **Кучеба П.К.** Возможности экономического управления охраной труда // Безопасность труда в промышленности. - 1996. - №10, С. 2-5.

Рукопись поступила в редакцию 03.04.13

УДК 549: 669.181.28

С.М. ТИРИШКІНА, канд. геол. наук, ст. наук. співробітник НДГРІ ДВНЗ «КНУ»

ФАКТОРНА МОДЕЛЬ КРИСТАЛІЗАЦІЇ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ШЛАКУ

Виконані статистичні дослідження результатів хімічних аналізів сталеплавильного шлаку дозволяють зробити висновок, що процеси мінералоутворення в об'ємі техногенного розплаву, як і в природних системах проходять під впливом ліквації, кристалізаційної диференціації магми, асиміляції стороннього матеріалу.

Хімічний склад сталеплавильного шлаку відображає особливості залізорудної сировини, флюсів, легуючих добавок і палива. Він також залежить від об’єму і конструкційних особливостей мартенівських печей і конверторів, а також технології виплавки сталі (табл. 1).

© Тиришкіна С.М., 2013

Таблиця 1

Результати хімічного аналізу сталеплавильних шлаків Криворізького металургійного комбінату

Номери проб	$Fe_{заг.}$	CaO	SiO_2	MgO	MnO
1	34,7	27,3	18,1	9,7	3,3
2	28,6	24,6	18,0	9,0	3,2
3	43,6	18,1	8,8	3,4	3,0
4	17,8	36,1	27,9	6,7	5,3
5	29,4	27,0	19,3	15,8	2,3
6	37,7	25,7	16,3	8,1	3,2
7	38,3	12,1	8,1	8,0	3,2
8	37,7	12,2	8,2	8,2	3,2
9	3,0	28,9	18,1	8,1	3,2
10	50,0	25,0	12,0	8,0	3,1
11	38,0	23,8	15,8	5,7	3,6
12	44,5	16,3	13,3	5,4	1,5
13	32,6	20,1	23,1	12,1	4,3
14	21,4	23,6	20,0	4,1	3,7
15	40,7	21,7	15,0	4,5	3,9
16	17,2	49,5	17,7	8,1	3,1
17	26,7	30,4	17,9	13,0	3,2
18	34,9	27,7	17,9	8,2	3,1

Концентрація окремих хімічних елементів і сполук у металургійному розплаві в значній мірі визначає мінеральний склад розкристалізованого шлаку [1]. Вивчення закономірностей розподілу головних хімічних елементів допомогає визначити чинники формування мінеральних асоціацій, онтогенії і властивостей окремих мінералів шлаку.

Шлак характеризується великим загальним вмістом кремнезему, заліза, а також оксидів кальцію і магнію та легуючих (оксиду марганцю) елементів. Виконані статистичні перерахунки результатів хімічних аналізів шлаку, в тому числі, за програмою факторного аналізу методом головних компонент (табл. 2) показали, що найбільшу варіативність мають залізо і кальцій, найменшу - марганець [2,3].

Таблиця 2

Статистичні характеристики розподілу хімічних елементів і сполук

Хімічні елементи і сполуки	Мінімальне значення	Максимальне значення	Середнє	Стандартне відхилення
$Fe_{заг.}$	17,20	43,60	28,01	9,90306
CaO	12,10	49,50	25,0056	8,66674
SiO_2	8,10	27,90	16,4167	5,07720
MgO	3,40	15,80	8,1167	3,15077
MnO	1,50	5,30	3,3000	0,77155

Значення вмісту визначених хімічних елементів і сполук розподілились по нормальному закону (рис. 1). Це дозволяє використати отримані дані для перерахунку за програмою факторного аналізу.

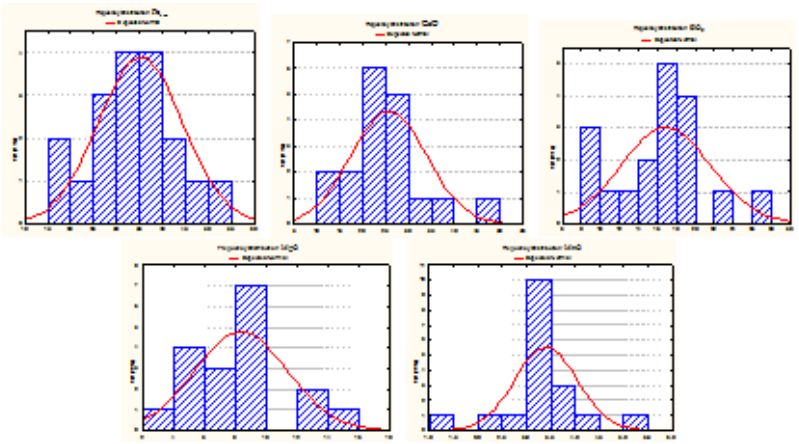


Рис. 1. Характер розподілу значень вмісту хімічних елементів і сполук у складі сталеплавильних шлаків

Для вивчення факторів, що впливають на хімічний склад шлаку, важливу роль має визначення парних коефіцієнтів кореляції між окремими сполуками (табл. 3).

Таблиця 3

Коефіцієнти кореляції хімічних елементів і сполук у складі сталеплавильного шлаку

Хімічні елементи і сполуки	$Fe_{заг}$	CaO	SiO_2	MgO	MnO
$Fe_{заг}$	1,00	-0,66	-0,73	-0,31	-0,41
CaO	-0,66	1,00	0,60	0,19	0,23
SiO_2	-0,73	0,60	1,00	0,30	0,55
MgO	-0,31	0,19	0,30	1,00	-0,13
MnO	-0,41	0,23	0,55	-0,13	1,00

Так, виявлено суттєву позитивну кореляцію між кремнеземом і оксидом кальцію, а також кремнеземом і оксидом марганцю, яка відображає їх тісний зв'язок у кристалічній гратці силікатів кальцію.

Від'ємну кореляцію виявлено між залізом та кремнеземом і оксидом кальцію (рис. 2). На думку автора, вона відображає головну тенденцію металургійного процесу - відокремлення металевого і силікатного (шлакового) розплавів, яке відбувається тим краще, чим повніше насичено середовище флюсуючим кальцієм. Останній утворює з кремнеземом силікати кальцію, які відокремлюючись від рідкого заліза спливають і утворюють основу металургійного шлаку.

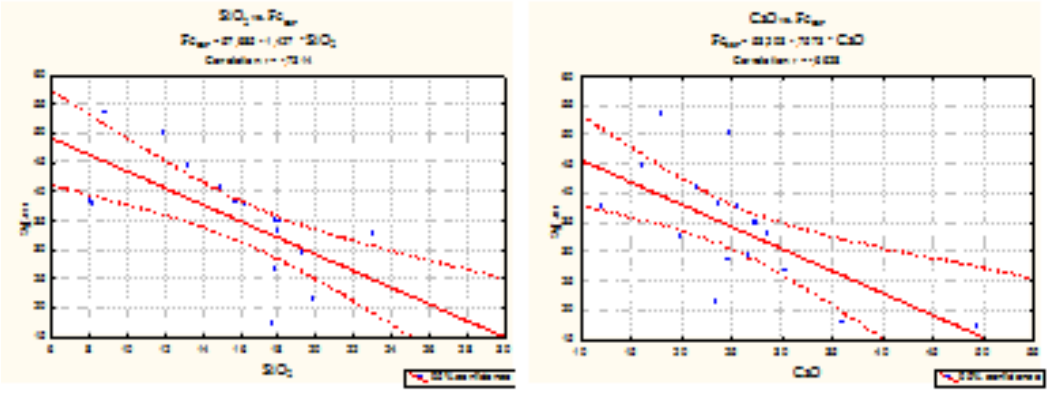


Рис. 2. Від'ємна залежність вмісту заліза від вмісту кремнезему та оксиду кальцію

Дослідження більш складних зв'язків проводилось в системі трьох і більше показників (рис. 3). Встановлено, що збільшення кількості врахованих компонентів ускладнює зв'язок окремих компонентів шлаку. Крім того, на трійних діаграмах фігуративні точки проаналізованих проб розділяються на дві групи. Першу групу утворюють низько основні мартенівські шлаки з відносно низьким вмістом марганцю; другу - високо основні конвертерні шлаки з високим вмістом марганцю.

а *б*

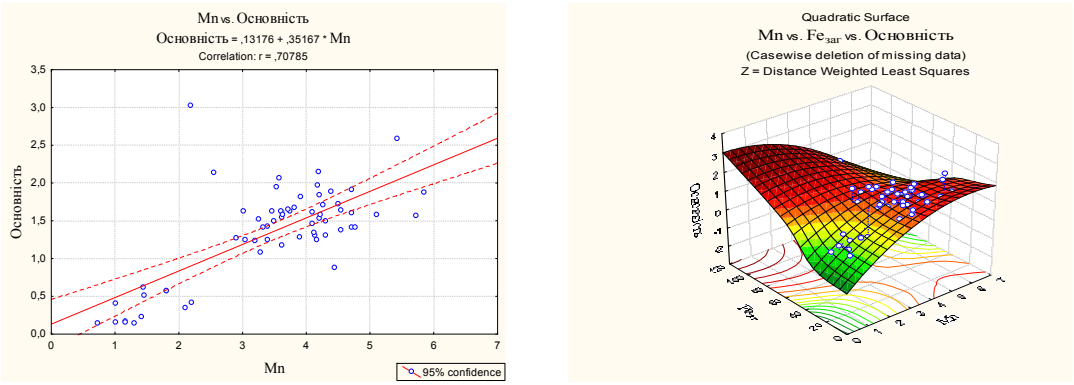


Рис. 3. Трійні діаграми залежності: *а* - вмісту марганцю і основності (Ca+Mg)/Si; *б* - вмісту марганцю, заліза і основність шлаку

Більшу кількість параметрів можна обрахувати за допомогою багатовимірного факторного аналізу. У результаті підрахунків виявлено кілька факторів, що відображають головні особливості варіативності хімічного складу сталеплавильного шлаку. Їхні власні значення і ва-

гу (значимість) наведено в табл. 4 і на рис. 4.

Таблиця 4

Власні значення і вага факторів мінливості хімічного складу сталеплавильного шлаку Криворізького металургійного комбінату

Фактори	Параметри факторів		
	власні значення	вага факторів, %	накопичена вага, %
1	2,711	54,228	54,228
2	1,130	22,590	76,819
3	0,652	13,037	89,856
4	0,273	5,451	95,307
5	0,235	4,693	100,000

Наведені дані свідчать, що варіативність системи визначається, в основному, двома факторами. У сумі вони пояснюють більше 76 % дисперсії, тому являються головними. На всі останні фатори припадає менше 24 % дисперсії системи.

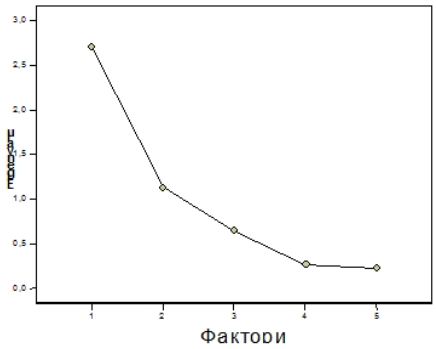


Рис. 4. Власні значення факторів мінливості хімічного складу шлаку, λ

Навантаження факторів (коефіцієнти кореляції хімічних сполук з даними факторами) наведені в табл. 5

Аналіз кореляційної матриці ознак виявив внутрішню структуру, яка у графічному зображенні може бути представлена у вигляді діаграми (рис. 5).

Таблиця 5

Головні фактори мінливості хімічного складу сталеплавильного шлаку Криворізького металургійного комбінату

Хімічні елементи і сполуки	Навантаження факторів	
	фактор 1	фактор 2
$Fe_{заг.}$	-0,897	-0,066
CaO	0,782	0,100
SiO_2	0,907	-0,054
MgO	0,361	0,825
MnO	0,586	-0,658

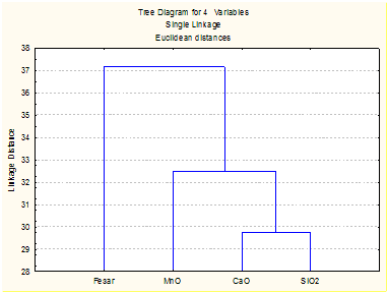


Рис. 5. Коренева діаграма евклідових відстаней між вивченими перемінними

Діаграма відображає ієрархію зв'язків у хімічному складі шлаку. Серед них домінує асоціація оксиду кальцію і двоокису кремнію, утворюючих мервініт, ларніт, омфацит і інші силікати кальцію, а також металургійне скло.

Значно віддалено від них залізо, представлене у шлаках в основному металевою формою і оксидами. Таке відокремлення говорить про принципово різні механізми кристалізації мінералів даних хімічних елементів і сполук.

Як видно з діаграми марганець у складі шлаку переважно входить до складу силікатів, а не до металевого заліза. Тому для запобігання його втрат легуючий феромарганець добавляють у кінці терміну виплавки сталі, коли значна частина первинного шлаку вже злита з конвертора чи мартенівської печі.

Величини власних значень і вага факторів свідчить, що SiO_2, $Fe_{заг.}$ і CaO визначаються пе-

реважно на 54,23 % впливом одного фактора Ф1. Причому навантаження (0,907) SiO_2 і (0,782) CaO мають знак “+”, а (0,897) $Fe_{заг.}$ “-”. Це свідчить, що головним чинником, який регулює хімічний і мінеральний склад шлаку є баланс протилежно направлених і послідовних процесів: розділення розплаву на дві рідини (залізистої і силікатної) з різною питомою вагою і наступна відокремлена кристалізація важкої з утворенням і частковим окисленням корольків металевого заліза і легкої з переважанням силікатів і скла. Тому перший фактор можна визначити як фактор ліквації розплаву. Саме він і являється головним регулюючим фактором мінливості хімічного і мінерального складу сталеплавильного шлаку.

Другий фактор Ф2 містить в собі 22,59 % інформації про склад сталеплавильного шлаку. Аналіз навантажень даного фактору свідчить про значимий позитивний зв’язок його з MgO (0,825 %) і негативний зв’язок з MnO (-0,658 %). Така структура другого фактора є відображенням поведінки «малих» хімічних елементів. Частина їх пов’язана з процессами високотемпературної корозії футеровки і збагачення шлаку магнієм у вигляді периклазу і шпінелі. Про це свідчить табл. 3 - для магнію не виявлено значимої кореляції ні з однією сполукою залізорудної сировини (Fe, Si), флюсів (Ca) і лігатури (Mn). Легуючі хімічні елементи, до яких відноситься марганець у складі сировинних матеріалів (марганцева руда і шлак феромарганцю) позитивно впливають не лише на якість металу.

За результатами факторного аналізу вони, в певній мірі, зміцнюють футеровку і зменшують обсяги поповнення сталеплавильного шлаку мінералами вогнетривів. Отже, другий фактор є фактором футерівки і легуючих добавок.

У полі кореляції першого і другого факторів (рис. 6) фігуративні точки елементів і сполук утворюють дві непаралельні прямі.

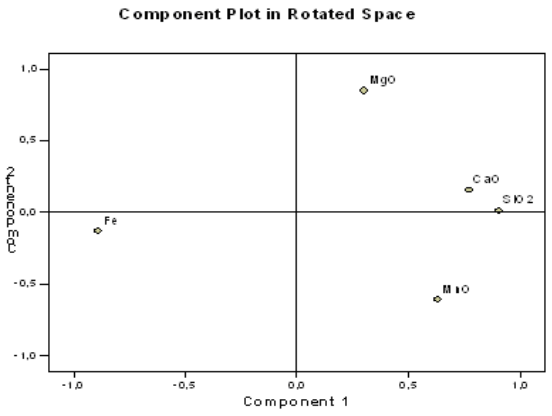


Рис. 6. Поле кореляції першого і другого факторів

Перша з’єднує фігуративні точки загального заліза і оксида марганцю, друга - оксидів кальцію, магнію і кремнезему. Так у графічному вигляді відображаються дві головні лінії (складові) процесу кристалізації шлаку: рудну (Fe,Mn) і силікатну (Mg, Ca, Si).

Отже, виконані статистичні дослідження результатів хімічних аналізів сталеплавильного шлаку дозволяють зробити висновок про наявність об’єктивних зв’язків між окремими його складовими.

В їх основі лежать процеси мінералоутворення в об'ємі техногенного розплаву, котрі, як і природні системи, проходять під впливом ліквації, кристалізаційної диференціації магми, асиміляції стороннього матеріалу. Специфіка техногенного середовища підкреслюється кінцевими продуктами кристалізації: наявністю металевого заліза і високим вмістом мінералів кальцію, магнію і кремнію.

Список літератури

1. **Васютинский Н. А.** Металлургические шлаки / **Н.А. Васютинский**. – Киев: Техника, 1990. – 150 с.

2. **Дж. Ким, Ч.У. Мюллер, У.Р. Кларк** Факторный, дискриминантный и кластерный анализ / М.: Финансы и статистика, 1989, -215 с.

3. **М.Д. Белонин, В.А. Голубева, Г.Т. Скублов** / Факторный анализ в геологии М.: Недра, 1982,- 269 с.

Рукопис подано до редакції 03.04.13

УДК 621.926: 34.16

В.С. МОРКУН, д-р техн. наук, проф.,
А.В. ПИКИЛЬНЯК, аспирант, Н.С. ПОДГОРОДЕЦКИЙ, канд. техн. наук
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

УПРАВЛЕНИЕ РАСПРЕДЕЛЕНИЕМ ГАЗОВЫХ ПУЗЫРЬКОВ ПО РАЗМЕРАМ В ПРОЦЕССЕ ФЛОТАЦИИ

Приведено описание метода, позволяющего эффективно управлять составом газовой фазы пульпы в процессе флотации с использованием динамических эффектов высокоэнергетического ультразвука.

Ключевые слова: кавитация, ультразвук, флотация, пульпа, газовая фаза, управление

Проблема и ее связь с практическими задачами. Эффективность процесса флотации напрямую связана с числом столкновений между частицами и газовыми пузырьками, которое зависит от соотношения их размеров. Размер газовых пузырьков является одной из наиболее важных характеристик, влияющих на эффективность процесса пенной флотации. Тем не менее, контроль и управление этим параметром является весьма сложной задачей.

Анализ исследований и публикаций. Использование ультразвука в технологии флотации связано с рядом специфических явлений, возникающих при распространении ультразвуковых колебаний в жидких средах. Среди этих явлений особое место занимает кавитация. Она выражается в появлении в жидкости газовых пузырьков (полостей), в которых происходят ионизация молекул и атомов, повышение давления (до нескольких тысяч атмосфер) и температуры (на сотни градусов). Установлено, что газовые (кавитационные) пузырьки легче образуются на границе жидкого с твердым, энергично воздействуя на поверхность последнего.

Для того, чтобы обеспечить оптимальные условия процесса флотации, необходимо, чтобы распределение газовых пузырьков и частиц руды по крупности были близки. Поскольку распределение газовых пузырьков по размерам является важным фактором в исследованиях кавитации, в особенности ее возникновения, очень важно иметь возможность охарактеризовать исследуемую жидкость и ее свойства в отношении не только общего содержания воздуха, но также с точки зрения фактического распределения газовых пузырьков по размерам.

Цель исследований. Задачей исследований является формирование управления распределением газовых пузырьков по размерам при помощи воздействия высокоэнергетического ультразвука на исследуемую среду.

Изложение материала и результаты. Для формирования необходимых характеристик газовых пузырьков в пульпе предлагается использовать динамические эффекты высокоэнергетического ультразвука [1].

Наличие в жидкости газовых пузырьков приводит к поглощению и рассеянию ультразвуковой энергии. Поглощение и рассеяние на газовых пузырьках носит резонансный характер [2,3].

Основными причинами этого являются:

нагрев пузырька и отвод тепла в жидкость при периодических изменениях объема пузырька, которые он испытывает под действием ультразвуковой волны;

рассеяние части энергии, обусловленное тем, что колеблющийся пузырек является сферическим излучателем ультразвука;

потери энергии за счет образования потоков жидкости вокруг колеблющегося пузырька.

Полное сечение ослабления ультразвука на газовых пузырьках определяется следующим выражением [1,2]

$$\sigma_{ps} = 4\pi R^2 \Big/ \left(\frac{\omega_o^2}{\omega^2} - 1 \right)^2 + \alpha \,, \qquad (1)$$

где R - радиус пузырька; ω_o - резонансная частота пузырька с радиусом R; α - постоянная затухания.

Для случая газовых пузырьков в воде значение резонансной частоты можно оценить по формуле, Гц·см

$$\omega_o R = 0{,}328 \cdot 10^3. \qquad (2)$$

© Моркун В.С., Пикильняк А.В., Подгородецкий Н.С., 2013

Приведенные аналитические выражения позволили синтезировать метод ультразвукового контроля характеристик газовых пузырьков в жидкой среде.

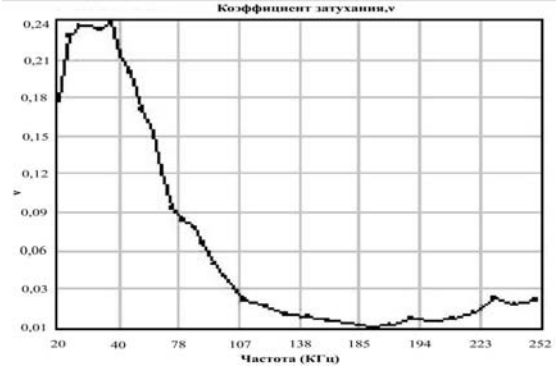


Рис. 1. Затухание ультразвука на пузырьках

Когда ультразвук с частотой ω распространяется через среду с пузырьками, они колеблются и повторно излучают энергию в среду тем самым делая ее дисперсной. Каждый пузырек ведет себя как генератор с резонансной частотой ω_o и логарифмическим декрементом затухания b, которые зависят от величины ω и радиуса пузырька R. Отношение полной скорости ультразвука c_m в пульпе к скорости ультразвука в жидкости c_l определяется следующим образом [4]

$$\frac{c_l^2}{c_m^2} = 1 + 4\pi c_l^2 \int_{R_{l0}}^{R_{h1}} \frac{RN(R)}{\omega_0^2 - \omega^2 + 2ib(R)\omega} dR\,, \tag{3}$$

где $N(R)$ - распределение газовых пузырьков по размерам; c_l^2 - скорость ультразвука в чистой воде; c_m^2 - скорость ультразвука в пульпе.

$$\frac{c_l^2}{c_m^2} = 1 + 4\pi c_l^2 \int_{R_{l0}}^{R_{h1}} \frac{RN(R)}{\omega_0^2 - \omega^2 + 2ib(R)\omega} dR\,, \tag{3}$$

где $N(R)$ - распределение газовых пузырьков по размерам; c_l^2 - скорость ультразвука в чистой воде; c_m^2 - скорость ультразвука в пульпе.

Заменяя в (3) ω_o и α получим [5]

$$(c_i / c_m) = u - iv\,, \tag{4}$$

$$\int_R^R k_1(R,\varpi)N(R)dR = u^2 - v^2 - 1 \quad k_1 = \frac{\left(\varpi_o^2 - \varpi^2\right)R}{\left(\varpi_o^2 - \varpi^2\right)^2 + 4b^2\varpi^2}\,, \tag{5}$$

$$\int_R^R k_2(R,\varpi)N(R)dR = uv \qquad k_2 = \frac{\alpha\varpi a}{\left(\varpi_o^2 - \varpi^2\right)^2 + 4b^2\varpi^2}$$

Величины u и v могут быть получены путем измерения фазовой скорости c_m и затухания A волны в среде с пузырьками. Затухание A в дБ на единицу длины определяется выражением

$$A = 20\log_{10} e\left(\frac{\varpi v}{c_1}\right), \tag{6}$$

Коэффициент затухания ультразвука на газовых пузырьках может быть выражен следующей формулой

$$v(f) = -\frac{c_l \log\left[\overline{p}^2(f)/\overline{p}_{ref}^2(f)\right]}{4\pi f d_{ER}}, \tag{7}$$

где d_{EP} - расстояние между излучателем и приемником ультразвука.

Периодически воздействуя высокоэнергетическими ультразвуковыми колебаниями на поток пульпы, в результате радиационного давления, которое при этом возникает, имеет место смещение пузырьков газовой фазы от траектории их нормального движения в потоке в направлении воздействия высокоэнергетических ультразвуковых колебаний. Смещение пузырьков газовой фазы приводит к их перераспределению по размеру и концентрации в зоне воздействия высокоэнергетических ультразвуковых колебаний [6].

Характер изменения концентрации газовых пузырьков и распределения их по размерам в поле высокоэнергетического ультразвука зависит от размера самих пузырьков, частоты и интенсивности воздействующего излучения [1].

В соответствии с изложенным необходимо контролировать в зоне измерений в каждый текущий момент времени размеры пузырьков газовой фазы пульпы и их концентрацию. Тогда при известном законе изменения интенсивности высокоэнергетического ультразвука можно получить функцию распределения газовых пузырьков по размерам в потоке пульпы.

Получив серии измерений скорости ультразвука и затухания в среде с пузырьками при наборе частот, охватывающих интересующий диапазон, решается обратная задача определения распределения газовых пузырьков по размерам, соответствующим полученным измерениям.

Экспериментальные исследования проводились при различных комбинациях расхода воздуха и воды.

Идентификация полученных зависимостей на этапе экспериментальных исследований выполнена при помощи программных средств MATLAB 7.0 [7,8]. Пакет Fuzzy Logic Toolbox, входящий в состав системы MATLAB, содержит набор GUI модулей, обеспечивающих проведение этапа структурной идентификации в диалоговом режиме. На этом этапе определяется количество входов и выходов модели, задаются количество термов и типы функций принадлежностей, формируется база знаний. Пакет Fuzzy Logic Toolbox для моделей типа Сугэно обеспечивает автоматизацию этапа параметрической идентификации.

Настройку нечеткой модели типа Сугэно удобно проводить в диалоговом режиме с использованием GUI модуля anfisedit. Настройка выполняется с использованием технологии ANFIS (Adaptive Network based Fuzzy Inference System) - редакторе пакета Matlab 7.0. ANFIS - редактор автоматически синтезирует из экспериментальных данных нейро-нечёткую сеть, которую можно рассматривать как одну из разновидностей нечёткого логического вывода типа Такаги-Сугэно [6].

Настройка представляет собой итерационную процедуру нахождения параметров функций принадлежности, которые минимизируют расхождения между действительным и желаемым поведениями модели.

В качестве настроечного используется метод обратного распространения ошибки или его комбинация с методом наименьших квадратов. Пакет Fuzzy Logic Toolbox позволяет автоматически синтезировать из данных нечеткую базу знаний для модели типа Сугэно. Для этого используются два алгоритма - решеточное разбиение (gridpartition) и субтрактивная кластеризация (subtractive clustering). На выходе первого алгоритма получается база знаний, содержащая всевозможные правила. В результате субтрактивной кластеризации генерируются правила, соответствующие областям наибольшей концентрации данных.

Эксперименты проведены с использованием ряда частот и средних значений для серии из 100 измерений параметров ультразвука. В этом случае программа определяет значения u и v для каждой серии, затем генерирует кривые по средним значениям $u(f)$ и $v(f)$ и выводит среднюю концентрацию пузырьков (рис. 2).

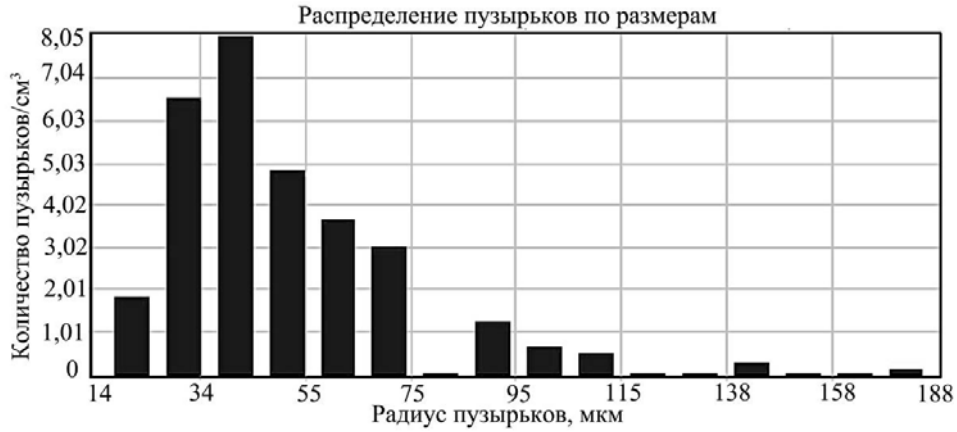


Рис. 2. Результаты экспериментального определения распределения газовых пузырьков по размерам

Полученные размеры и количество пузырьков считаются равномерно распределенными в объеме между двумя преобразователями. Эти измерения используются для того, чтобы определить распределение пузырьков по размерам в единице объема исследуемой среды.

Вывод. Рассмотрен метод, основанный на измерении параметров процесса распространения ультразвука через испытываемую среду при помощи которого определяется распределение газовых пузырьков по размерам. Короткие монохроматические импульсы ультразвука на разных частотах генерируются передающим пьезопреобразователем и после прохождения через среду принимаются приемным пьезопреобразователем. Полученные данные обрабатываются и

анализируются для получения частотно-зависимого затухания и фазовых скоростей ультразвуковых волн. Измерение характеристики высокочастотных ультразвуковых колебаний, прошедших через контролируемый объем пульпы, позволяют оценить функцию распределения газовых пузырьков по размерам.

Предлагаемый подход позволяет реализовать эффективное управление составом газовой фазы пульпы, а также повысить энергоэффективность всего технологического процесса флотации.

Список литературы

1. **Моркун В.С.** Ультразвуковой контроль характеристик измельченных материалов и адаптивное управление процессами измельчения-классификации руд на его базе: / **В.С. Моркун.** - Дисс. … докт. техн. наук: 0.5.13.07. - Кривой Рог, 1999. - 401 с.

2. **Бергман Л**. Ультразвук и его применение в науке и технике / **Л. Бергман**. - М.: Изд-во иностран. лит., 1957. - 726 с.

3. **Агранат Б.А.** Физические основы технологических процессов, протекающих в жидкой фазе с воздействием ультразвука / Агранат **Б.А.** - М.: Машиностроение, 1969. - 47 с.

4. **Chahine G. L**., **Kalumuck K. M**., **Cheng J-Y**., **Frederick G. S**. Validation of Bubble Distribution Measurements of the ABS Acoustic Bubble Spectrometer with High Speed Video Photography. CAV2001: sessionA7.004. 2001.- p.8.

5. **Prabhukumar S.**, **Duraiswami R., Chahine G.L.**, Bubble size measurement using inverse acoustic scattering: Theory & Experiments, ASME Cavitation & Multiphase Flow Forum, 1996.

6. **Подгородецкий Н.С.** Энергоэффективное адаптивное управление замкнутым циклом измельчения руды на базе гибридной нечеткой модели: /**Н С.Подгородецкий** - Дисс. …канд. техн. наук: 05.13.07. - Кривой Рог, 2011. - 188 с.

7. Using the Control System Toolbox with Matlab 6: Computation. Visualization. Programming. The MathWorks, Inc., 2001.

8. **Coleman T.F**., **Y. Li**. An Interior Trust Region Approach for Nonlinear Minimization Subject to Bounds / SIAM Journal on Optimization, Vol. 6, 1996. - p. 418-445.

Рукопись поступила в редакцию 03.04.13

АНОТАЦІЇ

УДК 622.281

Петренко Ю.А., Новиков А.О., Каменец В.И., Резник А.В. Обоснование параметров податливой полости в боку выработки для улучшения условий работы арочной крепи

Приведены результаты лабораторных исследований влияния податливых полостей создаваемых в боках выработки на ее устойчивость. Обоснованы параметры податливой полости.

Петренко Ю.А., Новиков А.О., Каменець В. И., Резнік А.В. Обгрунтування параметрів податливої порожнини в боці вироблення для поліпшення умов роботи арочного кріплення

Приведені результати лабораторних досліджень впливу податливих порожнин створюваних в боках вироблення на її стійкість. Обгрунтовані параметри податливої порожнини.

Petrenko Ju.A., Novikov A.O., Kamenets V.I., Reznik A.V. Ground of parameters of pliable cavity in a side making for the improvement of terms of work of arch support

Results over of laboratory researches of influence of pliable cavities are brought created in the sides of making on her stability. The parameters of pliable cavity are reasonable.

УДК 666.9.015: 622.063.23

Сахно И.Г. Касьян Н.Н. Направленное разрушение горных пород невзрывчатыми разрушающими смесями

В статье предложен способ создания магистральной трещины в породном массиве с помощью патрона невзрывчатой разрушающей смеси. Проведено численное моделирование изменения напряженно-деформированного состояния модели при квазистатическом внутришпуровом давлении от саморасширения НРС для предлагаемого способа направленного разрушения. Получена, степенная зависимость коэффициента концентрации растягивающих напряжений на стенках шпура от зазора между элементами оболочки патрона НРС.

Сахно І.Г., Касьян М.М. Спрямоване руйнування гірських порід невибуховими руйнуючими сумішами

У статті запропоновано спосіб створення магістральної тріщини в породному масиві за допомогою патрона невибухової руйнівної суміші. Проведено чисельне моделювання зміни напружено-деформованого стану моделі при квазістатичному внутрішньошпуровому тиску від саморозширення НРС для запропонованого способу направленого руйнування. Отримана, залежність коефіцієнта концентрації розтягуючих напруг на стінках шпуру від зазору між елементами оболонки патрона НРС.

Ivan Sahno, Nicolay Kasyan Directed destruction of mountain breeds by inexplosive destroying mixtures

In the article the method of creation of main crack is offered in a rocks massive by the cartridge of inexplosive destroying mixture. The numeral design of change of the tense-deformed state a model is conducted at kvazistatic pressure from selfexpansion of mixture for the offered method of the directed destruction. Got, sedate dependence of coefficient of concentration of stretchings tensions on the walls of hole from a gap between the elements of shell of cartridge of non-explosive destruction.

УДК 622.281

Шестопалов И.Н. Обоснование рациональных параметров рамно-анкерной крепи для поддержания подготовительных выработок глубоких шахт

В статье описаны результаты лабораторных, шахтных и аналитических исследований, направленных на обоснование параметров рамно-анкерной крепи, а также результаты промышленных испытаний предложенных рекомендаций по креплению выработок комбинированной крепью.

Ключевые слова: глубинный репер, деформирование и разрушение вмещающего массива, выработка, рамно-анкерная крепь, шахтные испытания.

Шестопалов І.М. Обгрунтування раціональних параметрів рамно-анкерного кріплення для підтримки підготовчих виробок глибоких шахт

У статті описані результати лабораторних, шахтних та аналітичних досліджень, які направлені на обґрунтування параметрів рамно-анкерного кріплення, а також результати промислових випробувань пропонованих рекомендацій з кріплення виробок комбінованим кріпленням

Ключові слова: глибинний репер, деформування та руйнування вміщуючого масиву, виробка, рамно-анкерне кріплення, шахтні випробування

I. Shestopalov Ground of rational parameters of frame-anchor support for maintenance of prepatory making of deep mines

In the article described the results of laboratory, mine and analytical researches, sent to the ground of parameters of frame-anchor support, and also results of industrial tests of the offend recommendations on fastering of making combinated support

Keywords: a deep reference point, deformation and destruction containing array, working, frame-anchor support, industrial tests

---

УДК 622.349.5.012.2: 622.235

Бабец Е.К., Седунова Т.Т., Василенко А.В. Применение спектрального анализа и энергетических характеристик импульсного сигнала для определения амплитуды преобладающих частот и мощности спектральной плотности сейсмической энергии

Приведены результаты исследований применения спектрального анализа сейсмовзрывных колебаний как одного из основополагающих факторов оценки сейсмического эффекта взрывов

Бабець Є.К., Седунова Т.Г., Василенко А.В. Застосування спектрального аналізу і енергетичних характеристик імпульсного сигналу для визначення амплітуди переважаючих частот і потужності спектральної щільності сейсмічної енергії

Приведені результати досліджень застосування спектрального аналізу сейсмовзрывных коливань як одного із засадничих чинників оцінки сейсмічного ефекту вибухів

Babets E.K., Sedunova T.G., Vasilenko A.V. Application of spectrology and power descriptions of impulsive signal for determination of amplitude of prevailing frequencies and power of spectral closeness of seismic energy

Results over of researches of application of spectrology of сейсмовзрывных vibrations are brought as one of fundamental factors of estimation of seismic effect of explosions

---

УДК 622.235

Фролов О.О., Косенко Т.В., Бритвин Ю.О. Обґрунтування параметрів контурного підривання на кар'єрах.

Виконано аналіз досліджень з вибору раціональних параметрів контурного підривання. Встановлено, що ефективність контурного підривання залежить від оптимальної відстані між свердловинами контурного ряду і конструкції заряду, який характеризується усередненою лінійною масою заряду ВР. Отримана залежність лінійної маси свердловинного заряду ВР від відстані між контурними свердловинами, яка забезпечує розвиток системи тріщин між ними.

Фролов А.А., Косенко Т.В., Бритвин Ю.А. Обоснование параметров контурного взрывания на карьерах.

Выполнен анализ исследований по выбору рациональных параметров контурного взрывания. Установлено, что эффективность контурного взрывания зависит от оптимального расстояния между скважинами контурного ряда и конструкции заряда, который характеризуется усредненной линейной массой заряда ВВ. Получена зависимость линейной массы скважинного заряда ВВ от расстояния между контурными скважинами, которая обеспечивает развитие системы трещин между ними.

Frolov A.A., Kosenko T.V., Britvin Y.A. Justification of contour blasting parameters in quarries.

An analysis of research on selection of the rational parameters of contour blasting. Found that the efficiency of contour blasting depends on the optimal distance between the wells and the construction of contour charge, which is characterized by the average linear weight of the explosive charge. The dependence of the linear weight of the borehole explosive charge on the distance between the circuit wells, which will ensure the development of the system of cracks between them.

УДК 622.271

Перегудов В.В., Кучер Б.Ф., Плотников В.Ф., Николенко Е.М. Увеличение полноты освоения месторождений магнетитовых кварцитов путем постановки бортов карьеров в конечном положении с крутыми результирующими углами наклона

Предложен способ увеличения сырьевой базы ПАО «ЦГОК» путем постановки бортов карьера № 1 в конечном положении с крутыми результирующими углами наклона.

Перегудов В. В., Кучер Б.Ф., Плотников В.Ф., Николенко Е.М. Збільшення повноти освоєння родовищ магнетитовых кварцитів шляхом постановки бортів кар'єрів в кінцевому положенні з крутими результуючими кутами нахилу

Запропонований спосіб збільшення сировинної бази ПАО "ЦГОК" шляхом постановки бортів кар'єру № 1 в кінцевому положенні з крутими результуючими кутами нахилу.

Peregudov V.V., Kucher B.F.,Plotnikov V.F., Nikolenko E.M. Increase of plenitude of mastering of deposits of магнетитовых quartzites by raising of sides of quarries in eventual position with the steep resulting angles of slope

The method of increase of source of raw materials of ПАО "ЦГОК" is offered by raising of sides of quarry № 1 in eventual position with the steep resulting angles of slope.

УДК 622.349.5.012: 622.235

Пухальский В.Н., Кривохин Б.И., Штанько А., Седунова Т.Т. Определение допустимых динамических нагрузок взрывных работ на жилые дома и здания города Кировограда

Приведены результаты экспериментальных и аналитических исследований сейсмобезопасных параметров взрывной отбойки на шахте «Ингульская» ГП «Восточный горнообогатительный комбинат». Определены значения допустимых сейсмобезопасных параметров обеспечивающих допустимый уровень негативного импульсного воздействия на строительные конструкции жилых домов и зданий.

Пухальський В.Н., Кривохін Б.И., Штанько А., Седунова Т.Т.

Визначення допустимих динамічних навантажень вибухових робіт на житлові будинки і будівлі міста Кіровограда

Приведені результати експериментальних і аналітичних досліджень сейсмобезопасных параметрів вибухового відбою на шахті "Інгульська" ГП "Східний гірничозбагачувальний комбінат". Визначені значення допустимих сейсмобезопасных параметрів що забезпечують допустимий рівень негативної імпульсної дії на будівельні конструкції житлових будинків і будівель.

Pukhalskiy V.N., Krivokhin B.I., Shtanko A., Sedunova T.G. Determination of the possible dynamic loading of explosive works on dwelling-houses and building of city of Kirovograd

Results over of experimental and analytical researches of сейсмобезопасных parameters of blasting are brought on the mine of "Ингульская" ГП the "East горнообогатительный combine". The values of possible сейсмобезопасных parameters are certain providing the possible level of the negative impulsive affecting building constructions of dwelling-houses and building.

УДК 622.27

Слободянюк В.К., Турчин Ю.Ю. Определены параметры карьера, при достижении которых усложняется технология горных работ из-за вероятности периодического подтопления глубоких горизонтов. С точки зрения глубоких горизонтов проанализированы основные схемы проходки траншей и параметры выемочно-погрузочного оборудования. Предложено комбинированную технологическую схему проходки траншей с использованием гидравлических и механических экскаваторов.

Slobodyanyuk V.K., Turchin Y.Y. Pit parameters in which bottom flooding is possible are defined. The main schemes of a driving of trenches and parameters of the loading equipment are analysed. The combined scheme of a driving of a trench with use of hydraulic and mechanical excavators is offered.

Слободянюк В.К., Турчин Ю.Ю. Визначені параметри кар'єру, при досягненні яких ускладнюється технологія гірничих робіт через ймовірність періодичного затоплення глибоких горизонтів. З точки зору умов глибоких горизонтів проаналізовано основні схеми проходки траншей та параметри виймально-навантажувального обладнання. Запропоновано комбіновану технологічну схему проходки траншей з використанням гідравлічних та механічних екскаваторів.

УДК 622.271.012.3

Вилкул Ю.Г., Ступник Н.И., Бабец Е.К., Сова А.А. Создание региональной системы геомеханического мониторинга состояния массивов горных пород в зонах влияния пустот

Изложены основные положения программы исследований направленной на создание специализированной геоинформационной системы (ГИС) непрерывного дистанционного мониторинга массивов горных пород в зонах влияния подземных пустот в Кривбассе. Внедрение этой системы позволит своевременно определять во времени и пространстве области запредельного напряженного состояния, информировать о возможном возникновении явлений, которые могут привести к аварийным ситуациям и повысить уровень безопасного ведения горных работ наряду с другими системами прогноза и контроля напряженного состояния в массивах горных пород.

Вілкул Ю.Г., Ступнік Н.И., Бабець Є.К., Сова А.А. Створення регіональної системи геомеханического моніторингу стану масивів гірських порід в зонах впливу порожнеч

Викладені основні положення програми досліджень спрямованої на створення спеціалізованої геоінформаційної системи (ГИС) безперервного дистанційного моніторингу масивів гірських порід в зонах впливу підземних порожнеч в Кривбасі. Впровадження цієї системи дозволить своєчасно визначати в часі і просторі області позамежного напруженого стану, інформувати про можливе виникнення явищ, які можуть привести до аварійних ситуацій і підвищити рівень безпечного ведення гірських робіт разом з іншими системами прогнозу і контролю напруженого стану в масивах гірських порід.

Vilkul Ju.G., Stupnik N.I., Babets E.K., Sova A.A. Creation of the regional system of the geomechanical monitoring of the state of arrays of mountain breeds is in the affected of emptinesses zones

The substantive provisions of the program of researches of the dedicaded geo informative system (HYBRID - TYPE DEVICE) of continuous RMON of arrays of mountain breeds sent to creation are expounded in the affected of underground emptinesses zones in Кривбассе. Introduction of this system will allow in good time to determine in time and space of area of the out - of - limit tense state, inform of possible origin of the phenomena which can result in emergency situations and promote the level of safe conduct of mountain works along with other systems of prognosis and control of the tense state in the arrays of mountain breeds.

УДК 622.271.3: 622.013.364.2: 556.3

Четверик М.С., **Бабій К.В.**, **Бубнова О.А.**, **Терещенко В.В.** основні напрямки раціонального природокористування при відкритому видобуванні корисних копалин

Проаналізовано основні ресурсозберігаючі технології, технічні та технологічні рішення з раціонального виймання корисних копалин. На прикладі Петровського кар'єра обґрунтовані контактні зони за типом вміщуючих порід, розраховані втрати залізистих кварцитів згідно з запланованим режиму гірничих робіт на період 2013-2025 рр., визначено обсяг гірських порід, що підлягає великошматковій механізованій магнітній рудорозробці. Проаналізовано вплив відкритих гірничих робіт на раціональне землекористування, зміну гідрогеологічного середовища та екологічного стану гірничодобувного регіону.

Четверик М.С., **Бабий Е.В.**, **Бубнова Е.А., Терещенко В.В.** основные направления рационального природопользования при открытой добыче полезных ископаемых

Проанализированы основные ресурсосберегающие технологии, технические и технологические решения по рациональной выемке полезных ископаемых. На примере Петровского карьера обоснованы контактные зоны по типу вмещающих пород, рассчитаны потери железистых кварцитов согласно запланированному режиму горных работ на период 2013-2025 гг., определен объем горных пород подлежащий крупнокусковой механизированной магнитной рудоразборке. Проанализировано влияние открытых горных работ на рациональное землепользование, изменение гидрогеологической среды и экологического состояния горнодобывающего региона.

ChetveriK M.S., **Babiy E.V.**, **Bubnova E.A.**, **Tereshchenko V.V.** Main areas of environmental management at opencast mining

Analyzed the main energy saving technologies, technical and technological solutions in rational excavation of minerals. On the example of Petrovsky career grounded contact zones by type of host rocks, banded iron losses are calculated according to the planned mode of mining operations for the period 2013-2025 years. Defined amount of rock to be lumpy magnetic mechanized picking. Analyzed the impact of surface mining on land use, changes in the hydrogeological environment and ecological state mining region.

УДК 622.272: 550.3

Бабец Е.К., Козариз В.Я., Чепурной В.И., Ляш С.И., Плужник Ю.А. Комплексное применение методов еиэмпз и рап для наблюдения и оценки состояния породного массива над отработанной железорудной залежью

Рассмотрены научные предпосылки комплексного применения методов ЕИЭМПЗ и РАП для геофизического наблюдения и оценки геодинамического состояния породного массива над отработанной железорудной залежью. Приведены результаты наблюдений и оценки.

Бабець Є.К., Козаріз В.Я., Чепурной В.И., Ляш С.И., Плужник Ю.А. Комплексне застосування методів ЕИЭМПЗ і РОПИ для спостереження і оцінки стану порідного масиву над відпрацьованим залізорудним покладом
Розглянуто наукові передумови комплексного застосування методів ЕИЭМПЗ і РОПИ для геофизичного спостереження і оцінки геодинамического стану порідного масиву над відпрацьованим залізорудним покладом. Приведено результати спостережень і оцінки.
Babets E.K., Kozariz V.Ja., Chepurnoy V.I., Ljash S.I., Pluznik Ju.A. Complex application of methods of еиэмпз and brines for a supervision and estimation of the state of pedigree array above an exhaust iron-ore bed
Scientific pre-conditions of complex application of methods of ЕИЭМПЗ and ROPY are considered for a geophysical supervision and estimation of the geodynamic state of pedigree array above an exhaust iron-ore bed. Results over of supervisions and estimation are brought.

УДК 622.1:528.7
Долгих А.В. Преобразование маркшейдерских данных для моделирования нейросетевыми методами
Рассмотрены вопросы, связанные с подготовкой и использованием маркшейдерских данных для решения задач моделирования нейросетевыми методами. Исследована возможность применения новых статистических методов для решения широкого круга задач маркшейдерского обеспечения горного производства.
Долгіх О.В. Перетворення маркшейдерських даних для моделювання нейромережевими методами
Розглянуто питання, пов'язані з підготовкою та використанням маркшейдерських даних для вирішення задач моделювання нейромережевими методами. Досліджено можливість використання нових статистичних методів для рішення широкого кола задач маркшейдерського забезпечення гірничого виробництва.
Dolgikh A.V. Transformation of mine-surveyor data for the simulation by [neyrosetevymi] methods.
Are examined the questions, connected with preparation and use of mine-surveyor data for the solution of the problems of simulation by [neyrosetevymi] methods. The possibility of applying the new statistical methods for solving the wide circle of the tasks of the mine-surveyor guarantee of mountain production is investigated.

УДК 622.271.3
Перегудов Ю.В. Анализ эффективности ведения открытых горных работ на крутопадающих месторождениях в зонах возможного обрушения
Проведен анализ опыта отработки месторождений открытым способом, на подработанных от подземной разработки территориях. Приведены основные принципы оценки эффективности разработки.
Перегудов Ю.В. Аналіз ефективності ведення відкритих гірничих робіт на крутоспадних родовищах у зонах можливого обвалення
Проведено аналіз досвіду відпрацювання родовищ відкритим способом на підроблених від підземної розробки територіях. Приведено основні принципи оцінки ефективності розробки.
Peregudov Y.V. Analysis of efficiency of conducting open mountain works on high-dipping deposits in the areas of possible collapse
The analysis of experience of working off deposits by open method on the worked from underground development territories is conducted. Basic principles of efficiency development estimation are brought.

УДК 528.8.042: 622.26: 622241.6
Сидоренко В.Д., Шолох М.В., Єлезов К.С., Пільтек В.М. Дистанційне сканування виробленого простору з використанням свердловин глибокого буріння
Розроблено й запропоновано систему оперативного сканування виробленого простору з використанням свердловин глибокого буріння на рудниках Кривбасу, які ведуть видобування корисної копалини підповерхово-камерною системою з відбійкою вертикальних віял свердловин на горизонтальний компенсаційний простір.
Лазерний віддалемір, модульна штанга, вироблений простір.
Сидоренко В.Д., Шолох М.В., Елезов К.С., Пильтек В.М. Дистанционное сканирование выработанного пространства с использованием скважин глубокого буренияРазработана и предложена система оперативного сканирования выработанного пространства с использованием скважин глубокого бурения на рудниках Кривбасса, ведущих добычу полезных ископаемых подэтажного-камерной системой с отбойки вертикальных вееров скважин на горизонтальный компенсационный пространство.
Лазерный дальномер, модульная штанга, выработанное пространство.
Sidorenko V.D., Sholoch N.V., Yelezov K.S., Piltek V.N. Remote scanning produced space using wells deep drillingDeveloped and offered operative scan produced space using deep wells drilling at mines Krivbass leading mining operations pidpoverhovo-chamber system with vidbiykoyu vertical to horizontal wells fans compensatory space.
Laser rangefinders, modular bar, go

УДК 622.271.3
Перегудов Ю.В. Анализ эффективности ведения открытых горных работ на крутопадающих месторождениях в зонах возможного обрушения.
Проведен анализ опыта отработки месторождений открытым способом, на подработанных от подземной разработки территориях. Приведены основные принципы оценки эффективности разработки.
Перегудов Ю.В. Аналіз ефективності ведення відкритих гірничих робіт на крутоспадних родовищах у зонах можливого обвалення.
Проведено аналіз досвіду відпрацювання родовищ відкритим способом на підроблених від підземної розробки територіях. Приведено основні принципи оцінки ефективності розробки.

Peregudov Y.V. Analysis of efficiency of conducting open mountain works on high-dipping deposits in the areas of possible collapse.
The analysis of experience of working off deposits by open method on the worked from underground development territories is conducted. Basic principles of efficiency development estimation are brought.

УДК 622.274.54.008.6.001.25
Цариковский В.В.,. **Сиротюк С.В.** Системы разработки крутопадающих залежей железных руд с самообрушением рудного массива.
Приведены системы разработки, позволяющие производить выемку богатых железных руд с самообрушением рудного массива в различных горно-геологических и горнотехнических условиях шахт Кривбасса.
Цариковський В.В.,. **Сиротюк С.В.** Системи розробки крутопадаючих покладів залізних руд із самообваленням рудного масиву.
Наведені системи розробки, що дозволяють робити вилучення багатих залізних руд із самообваленням рудного масиву в різних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умовах шахт Кривбасу.
Tzarikovsky B.B., **Sirotyuk S.V.**Mining systems of massif undercut-caving of iron ore steep deposits
The article deals with massif undercut-caving systems enabling to mine rich iron ore deposits in various mining geological and technical conditions of Kryvbass mines.

УДК 622.272:622.647.2
Шаталов А.Г., Александров В. А., Мироненко А.І., Шаповалова Г. М Аналіз схем видачі гірничої маси з глибоких горизонтів при підземному видобутку корисної копалини і перспектива розвитку підземного кривбасу
Виконано аналіз схем видачі гірничої маси з глибоких горизонтів при підземному видобутку корисної копалини і показані перспективи розробки родовищ на найближчий період розвитку Криворізького басейну.
Шаталов А.Г., Александров В.А., Мироненко А.И., Шаповалова Г.М. Анализ схем выдачи горной массы с глубоких горизонтов при подземной добыче полезного ископаемого и перспектива развития подземного кривбасса
Выполнен анализ схем выдачи горной массы с глубоких горизонтов при подземной добыче полезного ископаемого и показаны перспективы разработки месторождений на ближайший период развития Криворожского бассейна.
Shatalov A.G., Aleksandrov V. A., Mironenco A.I., Shapovalova G.M. Analysis of charts of delivery of mountain mass from deep horizons at underground extraction of mineral and prospect of development of underground кrivbass
The analysis of charts of delivery of mountain mass from deep horizons at the underground extraction of mineral and the prospects of working of deposits are shown on the nearest period of development of the Krivorozhskiy basin.

УДК 622.261.27
Швагер Н.Ю.Теоретические исследования факторов, влияющих на устойчивость сводообразных обнажений
Проведен анализ литературных данных по определению устойчивости сводообразных обнажений и методик для расчета параметров свода обрушения.
Швагер Н.Ю.Теоретичні дослідження факторів, що впливають на стійкість склепінчастих оголень
Проведено аналіз літературних даних по визначенню стійкості склепінчастих оголень та методик розрахунку параметрів склепіння обвалення
Schwager N.Yu. Teoreticheskie research on factors affecting the stability svodoobraznyh outcrops.
The analysis of published data on the definition of stability svodoobraznyh outcrops and techniques for calculating the parameters of a set of collapse.

УДК 681.3:528.44
Сидоренко В.Д., Куліковська О.Є., Паламар А.Ю. Аналіз використання спеціалізованих програмних комплексів для вирішення питань грошової оцінки земель у Кривому Розі
Наведено основні напрямки роботи в програмних комплексах, які використовуються для аналізу розрахунків грошової оцінки земель населених пунктів України та безпосередньо у м. Кривий Ріг.
Сидоренко В.Д., Куликовская О.Є., Паламар А.Ю. Анализ использования специализированных программных комплексов для решения вопросов денежной оценки земель в Кривом Роге.
Приведены основные направления работы в программных комплексах, которые используются для анализа расчетов денежной оценки земель населенных пунктов Украины и непосредственно в Кривбасе.
Ключевые слова: геоинформационные системы, земельные ресурсы, информационные технологии, денежная оценка.
Sidorenko V.D., Kulikovskaya O.E., Palamar A.Y. Analysis of drawing on the specialized programmatic complexes for decision of questions of money estimation of earths in the crooked horn.
Basic work assignments are resulted in programmatic complexes which are used for the analysis of calculations of money estimation of earths of na-selennykh points of Ukraine and directly in Krivbas.
Keywords: geographic information systems, landed resources, informative tekhnolo-gii, money estimation.

УДК 624.046.2

Валовой О.І., Єрьоменко О.Ю., Валовой М.О., Ймовірнісній підхід в оцінці надійності будівельних конструкцій.
Наведено аналіз діючих норм розрахунку з точки зору надійності конструкцій масового застосування. Проведено обробку дослідних даних, зроблено висновки .
Валовой А.И., Ерёменко А.Ю., Валовой М.А., Вероятностный подход в оценке надёжности строительных конструкций.

Приведён анализ действующих норм расчёта с точки зрения надёжности конструкций массового применения. Произведена обработка данных, сделаны выводы.

Valovoj A.I., Eremenko A.U., Valovoj M.A., A probabilistic approach to assessing the reliability of building structures.

The analysis of the existing rules of calculation in terms of the reliability of structures masses. The results are summarized and conclusions are given recommendations

---

УДК 622.25:622.235

Федоренко П.И., Ляш С.И. Повышение эффективности подготовки блоков к очистной выемке за счет оптимальных способов проходки восстающих выработок

Показано, что оптимальное сочетание объемов механического и взрывного разрушения горных пород при проходке восстающих позволяет повысить эффективность производства как отдельных операций, так и всего технологического процесса подготовки блоков к очистной выемке

Федоренко П.І., Ляш С.І. Підвищення ефективності підготовки блоків до очисної виїмки за рахунок оптимальних способів проходки піднятковых виробок

Показано, що оптимальне поєднання об'ємів механічного і вибухового руйнування гірських порід при проведенні піднятковых виробок дозволяє підвищити ефективність виробництва як окремих операцій, так і всього технологічного процесу підготовки блоків до очисної виїмки

Fedorenko P.I., Lyash S. I. Increasing efficiency of block preparation for stoping using optimum methods of raise driving

The research reveals that the optimum combination of mechanical and blasting rock fragmentation enables to increase the industrial efficiency of separate operations and the whole technological process of block preparation for stoping

---

УДК 669.18-412:620: 195.45

Серветник В.М., Учитель А.Д., Коваленко И.М., Радько Н.Г., Белоус В.В., Дац Н.А., Барабаш Р.Ю. Повышение качества стального слитка методом его вибрации во время кристаллизации.

Проведены исследования по наложению вибрационного воздействия на слиток стали в период наполнения изложницы и последующей кристаллизации. Установлено улучшение химической и физической неоднородности слитка спокойной стали.

Ключевые слова: изложница, виброобработка, сталь, слиток

Серветник В.М., Учитель А.Д., Коваленко І.М., Радько Н. М., Белоус В.В., Дац Н.А., Барабаш Р.Ю. Підвищення якості сталевого злитка методом його вібрації під час кристалізації

Проведені дослідження з накладення вібраційного впливу на злиток стали в період наповнення виливниці й наступної кристалізації. Встановлено поліпшення хімічної та фізичної неоднорідності злитка спокійної сталі.

Ключові слова: виливниця, віброобробка, сталь, злиток

Servetnik V.M., Uchitel A.D., Kovalenko I.M., Radko N.G., Belous V.V., Dats N.F., Barabash R.Yu. Improvement of quality of a steel ingot vibration its method during crystallization

Researches on imposing of vibrating impact on a steel ingot in filling of a mould and the subsequent crystallisation are carried out. Improvement of chemical and physical heterogeneity of an ingot of quiet steel is established.

Keywords: mold, vibration treatment, steel, ingot

УДК 622.785:669.74

Кривенко В.В., Серветник В.М., Белоус В.В., Овчарук А.Н., Кучер И.И. Вопросы металлургической оценки марганцевого сырья для производства ферросплавов

Приведены аналитические исследования отечественной и зарубежной марганцеворудной сырьевой базы, сравнение показателей качества марганцевых руд и концентратов, а также приведены технические требования, предъявляемые к качеству марганецсодержащих материалов используемых для выплавки ферросплавов.

Кривенко В.В., Серветник В.М., Білоус В.В., Овчарук А.М., Кучер І.І. Питання металургійної оцінки марганцевої сировини для виробництва феросплавів

Наведено аналітичні дослідження вітчизняної та зарубіжної марганцеворудної сировинної бази, порівняння показників якості марганцевих руд і концентратів, а також наведені технічні вимоги, пропоновані до якості матеріалів, що містять марганець, використовуваних для виплавки феросплавів.

Krivenko V., Servetnik V., Bilous V., Ovcharuk A., Kucher I. Questions metallurgical evaluation of manganese resources for production of ferroalloys

The analytical study of domestic and foreign manganese ore resource base, a comparison of quality manganese ores and concentrates, as well as provides the technical requirements for the quality of materials used for manganese ferroalloy smelting.

УДК 669. 053

Пастушенко3. 3., Радько Н.Г., Дзюба О.И. Получение высококачественных марганцевых концентратов для производства ферросплавов

На основе термодинамического и кинетического анализа, а также лабораторных исследований разработана и проверена в полупромышленных условиях технология обесфосфоривания и обескремнивания марганецсодержащих продуктов для выплавки ферросплавов. Показана возможность получения высококачественных продуктов с минимальным содержанием фосфора и кремния. Лабораторные исследования подтвердили это. Получены образцы продуктов с массовой долей марганца 43-45% и фосфора 0,05-0,06%. Проведены лабораторные плавки с получением марганцевых сплавов.

Ключевые слова: марганец, концентрат, фосфор, кремний, ферросплав

Пастушенко3. 3., Радько Н.Г., Дзюба О.І., Отримання високоякісних марганцевих концентратівдля виробництва феросплавів

На основі термодинамічного і кінетичного аналізу, а також лабораторних досліджень розроблена і перевірена в напівпромислових умовах технологія знефосфорювання і знекремлення марганецьвмісних продуктів для виплавки феросплавів Показана можливість отримання високоякісних продуктів з мінімальним вмістом фосфору і кремнію. Лабораторні дослідження підтвердили це. Отримані зразки продуктів з масовою часткою марганцю 43-45% і фосфору 0,05-0,06%. Проведені лабораторні плавки з отриманням марганцевих сплавів.

Ключові слова: марганець, концентрат, фосфор, кремній, феросплав

Pastushenko Z. Z., Radko N. T., Dzuba O.I. Obtaining high-quality manganese concentrates for the production of ferroalloys

On the basis of the thermodynamic and kinetic analysis, and laboratory studies, the dephosphorization and desiliconization technology of manganese products has been developed and tested in semi-industrial conditions for the smelting of ferroalloys. The possibility to obtain high-quality products with a minimum content of phosphorus and silicon is shown. Laboratory studies have confirmed these ones. The models of products with a mass fraction of manganese 43-45% and phosphorus 0.05 - 0.06% were obtained. The laboratory melting with obtaining of manganese alloys was held.

Keywords: manganese ore, concentrate, phosphorus, silicon, ferrosplav

---

УДК 622.785:669.74

Кривенко В.В., Овчарук А. Н., Таран А. Ю., Кучер И. И., Филиппов И. Ю., Ганцеровский О.Г., Филев А.С. Исследование эффективности использования изложниц различной конструкции при разливке ферросиликомарганца

На основании данных исследований установлен механизм затвердевания ферросиликомарганца в изложницах разливочных машин различной конструкции. Определена конструкция изложницы, обеспечивающая получение фракционированного сплава с допустимым содержанием некондиционных классов.

Кривенко В.В., Овчарук А. М., Таран О. Ю., Кучер І. І., Філіппов І. Ю., Ганцеровський О.Г., Фільов А.С. Дослідження ефективності використання виливниць різної конструкції при розливанні феросилікомарганцю

На підставі даних досліджень встановлено механізм твердіння феросилікомарганцю в виливницях розливних машин різної конструкції. Визначена конструкція виливниці, що забезпечує здобуття фракціонованого сплаву з допустимим вмістом некондиційних класів.

Krivenko V., Ovcharuk A., Gancerovskyi O., Taran A., Filev A., Kucher I., Filippov I. Study of the effectiveness of various design of molds for casting ferrosilocomanganese

Based on these studies, the mechanism of ferrosilocomanganese solidification in the mold casting machines of various designs. Defined design molds, providing reception fractionated alloy permissible content of sub-standard grades.

УДК 662.749:067.5

Лялюк В.П. , Кассим Д.А., Ляхова И.А., Соколова В.П., Качество кокса и оптимизация состава угольной шихты

Предложена методика определения показателя $К_{опт\ (Vt)}$, позволяющего осуществлять как оперативную оценку оптимальности состава коксуемой угольной шихты, так и прогнозировать механическую прочность кокса. Показано, что фактический марочный состав угольной шихты должен определяться с учетом рефлектограммы витринитовой составляющей шихты.

Ключевые слова: кокс, угольная шихта, оптимальный марочный состав, петрографический анализ.

Лялюк В.П., **Кассім Д.О.**, **Ляхова І.А.**, **Соколова В.П.**, Якість коксу та оптимізація вугільної шихти

Запропонована методика визначення показника $К_{опт\ (Vt)}$,що дозволяє здійснювати як оперативну оцінку оптимальності складу вугільної шихти для коксування, так і прогнозувати механічну міцність коксу. Показано, що фактичний марочний склад вугільної шихти повинен визначатись з урахуванням рефлекторами вітринітової складової шихти.

Ключові слова: кокс, вугільна шихта, оптимальний марочний склад, петрографічний аналіз

Lyalyuk V. P., **Kassim D.A.** , **Lyahova I.A.**, **Sokolova V. P.** Coke quality and optimization of batch composition

A methodology is proposed for determination the $К_{opt\ (Vt)}$, allowing to realize both the operative estimation of optimality of the coked coal batch composition and to forecast the mechanical strength of coke. It is shown that the actual rank composition of coal batch must be determined taking into account vitrinite reflectogram of making batch.

Key words: coke, coal charge, optimal rank of coal composition, the petrographic analysis

---

УДК 669.162.16

Донсков Е.Г., Лялюк В.П., Донсков Д.Е., О принципе грюнера с позиции доменного практика

В доменной плавке расход кокса регулируется в зависимости от нагрева печи и сокращается лишь при его повышении, в частности, от сокращения расхода тепла на погашение отрицательного теплового эффекта реакции прямого восстановления железа. Исходя из этого, принцип Грюнера, который заключается в восстановлении всего железа в доменной плавке непрямым путем, является абсолютно верным.

Ключевые слова: принцип Грюнера, доменная плавка, расход кокса, прямое восстановление

Донсков Е.Г., Лялюк В.П., Донсков Д.Е., Про принцип грюнера з позиції доменного практика

У доменній плавці витрата коксу регулюється залежно від нагрівання печі й скорочується лише при його підвищенні, зокрема, від скорочення витрати тепла на погашення негативного теплового ефекту реакції прямого відновлення заліза. Виходячи з цього, принцип Грюнера, який полягає у відновленні всього заліза в доменній плавці непрямим шляхом, є абсолютно вірним.

Ключові слова: принцип Грюнера, доменна плавка, витрата коксу, пряме відновлення

Donskov E.G., Lyalyuk V.P., Donskov D.E. About gryuner's principle from a position of the domain practician

In domain melting the consumption of coke is regulated depending on heating of the furnace and reduced only at its increase, in particular, from reduction of an expense of heat by repayment of negative thermal effect of reaction of direct restoration of iron. Proceeding from it, Gryuner's principle which consists in restoration of all iron in domain melting by an indirect way, is absolutely true.

Keywords: principle Gruner, blast furnace, coke consumption, direct restoration

---

УДК 669.162.16

Лялюк В.П., Журавлев Ф.М., Ляхова И.А., Кассим Д.А., Чупринов Е.В., Тараканов А.К. Оптимизация технологических характеристик твердого топлива в спекаемом слое аглошихты

Разные участки спекаемого слоя аглошихты обрабатываются неодинаковым по величине тепловым потоком, просасываемых через слой газов, что влияет как на удельный расход твердого топлива на процесс, так и на металлургические характеристики агломерата. В лабораторных условиях изучены и определены оптимальные параметры твердого топлива в верхнем и нижнем участках слоя, обеспечивающих снижение его удельного расхода и улучшение металлургических характеристик агломерата.

Ключевые слова: агломерат, твердое топливо, реакционная способность, удельная производительность, прочность

Лялюк В.П., Журавльов Ф.М., Ляхова І.А., Кассим Д.О., Чупринов Е.В., Тараканов А.К. Оптимізація технологічних характеристик твердого палива в спікаємому шарі аглошихти

Різні ділянки спікаємого шару аглошихти обробляються неоднаковим по величині тепловим потоком просмоктуюємими через шар газами. Це впливає як на питому витрату твердого палива на процес, так і на металургійні характеристики агломерату. У лабораторних умовах вивчені і визначені оптимальні параметри твердого палива у верхній та нижній ділянках шару, що забезпечують зниження його питомої витрати та поліпшують металургійні характеристики агломерату.

Ключові слова: агломерат, тверде паливо, реакційна здатність, питома продуктивність, міцність

Lyalyuk V.P., Zhuravlev F.M., Lyakhova I.A., Kassim D.A., Chuprinov E.V., Tarakanov A.K. Optimization of technical characteristics firm fuel in agglomeration charge cemented layer

Different sites of a cemented layer agglomeration charge are processed by a thermal stream unequal on size, sucked gases through a layer that influences as a specific consumption of firm fuel on process, and on metallurgical characteristics of agglomerate. Optimum parametres of firm fuel in the top and bottom sites of a layer providing decrease in its specific expense and improvement of metallurgical characteristics of agglomerate are in vitro studied and defined.

Keywords: agglomerate, firm fuel, reactionary ability, specific productivity, durability

---

УДК 669.162.16

Лялюк В.П., Ляхова И.А., Кассим Д.А., Тараканов А.К., Оторвин П.И. Влияние послереакционной прочности кокса на его удельный расход в доменной плавке

В доменной плавке на сегодня самыми эффективными являются технология вдувания ПУТ и широко опробованная на комбинате “Криворожсталь” технология загрузки в доменные печи кускового антрацита. Реализация этих технологий требует значительного улучшения качества кокса.

Ключевые слова: доменная плавка, реакционная способность, пылеугольное топливо, антрацит

Лялюк В.П., Ляхова І.А., Кассім Д.А., Тараканов А.К., Оторвін П.І. Вплив післяреакційнної міцності коксу на його питому витрату в доменній плавці

У доменній плавці на сьогодні найефективнішими є технологія вдування ПВП й широко випробувана на комбінаті “Криворіжсталь” технологія завантаження в доменні печі кускового антрациту. Реалізація цих технологій вимагає значного поліпшення якості коксу.

Ключові слова: доменна плавка, реакційна здатність, пиловугільне паливо, антрацит

Lyalyuk V.P., Lyahova I.A., Kassim D.A., Tarakanov A.K., Otorvin P.I. Influence of postreactionary durability of coke on its specific expense in domain melting

In domain melting for today those are the technology of inflation of pulverized coal and "Krivorozhstal" widely tested at combine technology of loading in blast furnaces of lumpy anthracite. Realisation of these technologies demands considerable improvement of quality of coke.

Keywords: blast furnace, reactivity, pulverized coal, anthracite

---

УДК 662.749:067.5

Лялюк В.П., **Соколова В.П.**, **Ляхова И.А.**, **Кассим Д.А.**, **Шмельцер Е.О.** О рациональной степени дробления угольных шихт для коксования с высоким содержанием жирных углей.

Промышленными испытаниями показана необходимость повышения степени дробления угольных шихт с содержанием жирных углей более 70 % для увеличения прочности кокса. Однако более рационально не допускать высокого содержания жирных углей в шихте и их переизмельчения, частично заменяя жирные угли оптимальным количеством газовых углей для обеспечения качества кокса для современной доменной плавки на уровне как минимум M_{25} = 90 %, M_{10} = 6 %.

Ключевые слова: кокс, угольная шихта, жирный уголь, газовый уголь, степень дробления, самоотощение угля, прочность кокса

Лялюк В.П., **Соколова В.П.**, **Ляхова І.А.**, **Кассім Д.О.**, **Шмельцер Е.О.** О рациональной степени дробления угольных шихт для коксования с высоким содержанием жирных углей

Промисловими випробуваннями показана необхідність підвищення ступеня подрібнення вугільних шихт із вмістом жирного вугілля більше 70% для збільшення міцності коксу. Але більш раціонально не допускати високого вмісту жирного вугілля у шихті та його пере подрібнення, частково замінюючи жирне вугілля оптимальною кількістю газового вугілля для забезпечення якості коксу для сучасної доменної плавки на рівні як мінімум M_{25} = 90 %, M_{10} = 6 %.

Ключові слова: кокс, вугільна шихта, жирне вугілля, газове вугілля, ступінь подрібнення, самоопіснення вугілля, міцність коксу

Lyalyuk V. P., **Sokolova V. P.**, **Lyahova I.A.**, **Kassim D.A.**, **Shmeltser E.O.** About rational degree of crushing of coal batch for coking with high content of fat coals

Industrial tests are show the necessity of increase of the degrees of crushing of coal batch with content of fat coals more than 70 % for the increase of coke hardness. However more rationally to shut out high content of fat coals in coal batch and their fine grinding, partly replacing fat coals the optimal amount of gas coals for providing of quality of coke for the modern domain melting at level at least M_{25} = 90 %, M_{10} = 6 %.
Keywords: coke, coal batch, fat coal, gas coal, degree of crushing, oneself leaning of coal, coke strength

---

УДК 669.162.16
Лялюк В.П., Донсков А.Д., Донсков Д.Е. Оптимальная степень прямого восстановления железа
Все доменные печи при нормальном нагреве работают с "оптимальным" для сложившихся условий плавки соотношением прямого и косвенного восстановления оксидов железа.
Ключевые слова: доменная плавка, восстановление железа, расход топлива, углерод
Лялюк В.П., Донсков А.Д., Донсков Д.Е. Оптимальна ступінь прямого відновлення заліза
Усі доменні печі при нормальному нагріванні працюють з "оптимальним" для склавшихся умов плавки співвідношенням прямого й непрямого відновлення оксидів заліза.
Ключові слова: доменна плавка, відновлення заліза, витрата палива, вуглець
Lyalyuk V.P., Donskov A.D., Donskov D.E. Optimum extent of direct restoration of iron
All blast furnaces at normal heating work with "optimal" for the developed conditions of melting by a ratio of direct and indirect restoration of oxides of iron.
Keywords: blast furnace, reduction of iron, fuel consumption, carbon

---

УДК 669.18
Плотніков В.В. Аналіз процесу усереднення шихтових матеріалів при підготовці до агломерації
Розглянуті основні причини коливань складу агломерату вітчизняних аглофабрик та резерви підвищення ефективності усереднення сировини для аглодоменного виробництва
Плотников В.В. Анализ процесса усреднения шихтовых материалов при подготовке к агломерации
Рассмотрены основные причины колебаний состава агломерата отечественных аглофабрик и резервы повышения эффективности усреднения сырья для аглодоменного производства
Plotnikov V.V. Analysis of the averaging process charge materials while preparing for agglomerations
Principal reasons of vibrations of composition of the agglomerate sintering of domestic agglofactories and reserves of increase of efficiency improve the averaging of raw materials for the for an production.

УДК 662.641
Учитель А.Д., Кормер М.В., Лялюк В.П., Ляхова И.А., Шмельцер Е.О., Вититнев Ю.И. Особенности применения химических реагентов для борьбы со смерзаемостью угля при его перевозках в зимний период
В холодный период времени года проблема неритмичности поставки на коксохимические предприятия угольных концентратов усугубляется необходимостью отогрева вагонов с углем. Самым неэффективным и затратным является способ размораживания вагонов в гаражах (тепляках). Обработка угольных концентратов химическими добавками надежно предотвращает их смерзаемость в зимний период времени при доставке от поставщиков к потребителям.
Ключевые слова: уголь, низкие температуры, вагоны, химические добавки
Учитель А.Д., Кормер М.В., Лялюк В.П., Ляхова І.А., Шмельцер Є.О., Вітітнев Ю.І. Особливості застосування хімічних реагентів для боротьби із замерзанням вугілля при його перевезеннях у зимовий період
У холодний період року проблема неритмічності постачання на коксохімічні підприємства вугільних концентратів посилюється необхідністю відігрівання вагонів з вугіллям. Найбільш неефективним і витратним є спосіб розморожування вагонів в гаражах (тепляках). Обробка вугільних концентратів хімічними добавками надійно запобігає їх замерзанню в зимовий період часу при доставці від постачальників до споживачів.
Ключові слова: вугілля, низькі температури, вагони, хімічні добавки
Uchitel A.D., Kormer M.V., Lyalyuk V.P., Liakhova I.A., Shmeltser E.O., Vititnev YU. I. Features of the application of chemicals to prevent freezing of coal in winter
In the cold period of the year the problem of irregular supply to chemical enterprises of coal concentrates is compounded because the cars with coal need warming. The most ineffective and costly is the way of defrosting cars in garages. Treatment of coal concentrates with chemicals reliably prevents them from freezing in the winter during delivery from suppliers to consumers.
Keywords: coal, low-temperature, wagons, chemicals

УДК 669.14:66.065.5
Ткач В.В., Кіщенко О.М. Розглянуто залежність фізичних та механічних властивостей марганцевої сталі марки 110Г13Л від впливу електричної дії під час кристалізації виливка.
Ткач В.В., Кищенко А.М. Рассмотрена зависимость физических и механических свойств марганцевой стали марки 110Г13Л от воздействия электрической действия при кристаллизации отливки.
Tkach V.V., Kishchenko O.M. The dependence of physical and mechanical properties of manganese steel grade 110H13L on the effect of electrical activity during crystallization of the casting is considered.

УДК 622.625.28-83.
Касаткіна І.В., Сінчук І.О., Омельченко О.В. Пристрої захисту тягового електропривода електровоза при аварійних ситуаціях.
У статті викладено аналіз існуючої системи захисту тягового електропривода електровоза при аварійних ситуаціях та запропоновано рекомендації щодо її вдосконалення.
Ключові слова: електровоз, тяговий електропривод, IGB транзистор.

Касаткина И.В., Синчук И.О., Омельченко А.В. Устройства защиты тягового электропривода электровоза при аварийных ситуациях.
В статье изложен анализ существующей системы защиты тягового электропривода электровоза при аварийных ситуациях и предложены рекомендации по ее усовершенствованию.
Ключевые слова: электровоз, тяговый электропривод, IGB транзистор.
Kasatkina I.V., Sinchuk I.O., Omelchenko O.V. Protection devices electric traction during emergency situations.
The article presents an analysis of the existing system of protection of electric traction during emergency situations and offers recommendations for its improvement.
Keywords: electric, traction, IGB transistor.

УДК 681.313.451
Сінолиций А.П., Максимов М.М., Філіпп Ю.Б., Сікора М.І. Формування параметрів пульсуючого струму в колах короткозамкнених асинхронних двигунів
Розглянуто спосіб формування в колах статора і ротора АД пульсуючого струму, який має широкі межі варіювання, з метою подальшого оцінювання роботоспроможності двигуна
Синолицый А.Ф., Максимов М.Н., Филипп Ю.Б., Сикора Н.И.Формирование параметров пульсирующего тока в цепях короткозамкнутых асинхронных двигателей
Рассмотрен способ формирования в цепях статора и ротора АД пульсирующего тока, имеющего широкие границы варьирования, с целью дальнейшей оценки работоспособности двигателя
Sinolitsyj A.P., Maksymov M.M., Filipp Yu.B., Sikora M.I. Forming of parameters of pulsating current is in the chains of shortcircuited asynchronous motors
The method of forming in the chains of stator and rotor asynchronous motors of pulsating current is considered, having wide scopes of varying, with the purpose of further estimation of capacity of motor

---

УДК 621.926: 34.16
Моркун Н.В. Синтез линейного динамического блока структур Винера-Гаммерштейна на основе пространственно-временной модели Лагерра
Изложены основные принципы представления линейного блока структур Винера-Гаммерштейна в виде пространственно-временной модели Лагерра
Ключевые слова: синтез, структуры Винера-Гаммерштейна, модель Лагерра
Моркун Н.В. Synthesis of linear dynamic block of structures of Vinera-Hammerstena on the basis of spatio-temporal model of Laguerre
Basic principles of presentation of linear block of structures of Винера-Hammerstena are expounded as a spatio-temporal model of Laguerre
Keywords: synthesis, structures of Vinera-Hammerstena, model of Laguerre
Моркун Н.В. Синтез лінійного динамічного блоку структур Вінера-Гаммерштена на основі просторово-часової моделі Лагерра
Викладені основні принципи представлення лінійного блоку структур Винера-Гаммерштейна у вигляді просторово-часової моделі Лагерра
Ключові слова: синтез, структури Винера-Гаммерштейна, модель Лагерра

УДК 622.7: 622.333
Самойлик В.Г. Моделирование технологии гравитационного обогащения твердой фазы водоугольного топлива
Разработаны математические модели различных вариантов схем гравитационного обогащения углей, которые позволяют получать максимальный выход твердой фазы водоугольного топлива при заданном уровне зольности.
Самойлик В.Г. Моделювання технології гравітаційного збагачення твердої фази водовугільного палива
Розроблені математичні моделі різних варіантів схем гравітаційного збагачення вугілля, які дають змогу отримувати максимальний вихід твердої фази водовугільного палива з потрібним рівнем зольності.
Samoylik V.G. Design of technology of the gravity enriching of hard phase of water-coal fuel
Some models had been developed for several variants of schemes of coal gravity separation. These variants guarantee the maximum yield of solid phase of water-coal fuel with wanted ash level.

УДК 549: 669.181.28
Тиришкіна С.М. Факторна модель кристалізації сталеплавильного шлаку
Головним чинником, який регулює хімічний і мінеральний склад шлаку є баланс протилежно направлених і послідовних процесів: розділення розплаву на дві рідини (залізистої і силікатної) з різною питомою вагою і наступна відокремлена кристалізація важкої з утворенням і частковим окисленням корольків металевого заліза і легкої з переважанням силікатів і скла
Тырышкина С.Н. Факторная модель кристаллизации сталеплавильного шлака
Главным фактором, регулирующим химический и минеральный состав шлака является баланс противоположно направленных и последовательных процессов: разделения расплава на две жидкости (железистой и силикатной) с различным удельным весом и последующей кристаллизацией тяжелой с образованием и частичным окислением корольков металлического железа и легкой с преобладанием силикатов и стекла.
Tyryshkina S.M. Factor model of steel slag crystallization
The main factor governing the chemical and mineral composition of slag is a balance of opposing and sequential processes: the separation of the melt into two liquids (glandular and silica) with different specific gravity separated following a heavy crystallization with the formation and partial oxidation of metallic iron and beads of light with a predominance of silicates and glass.

Гірничий вісник

Науково-технічний збірник

Випуск 96

Редактор, коректор Наумова Н.В., Тумасова О.Г.

Комп'ютерний набір, верстка Самойлюк О.Г.

Здано в набір 21.02. 13. Підписано до друку 26.04.13 за рекомендацією Вченої Ради Криворізького національного університету, протокол № 7.
Формат 60×84/8. Ум. друк. арк. 41,5 Тираж 150 прим.
Замовл. № 3 . Укр., рос.

Надруковано:
ФОП Бурова Оксана Анатоліївна
Свідоцтво ДП № 159-р від 26.03.13.
50084 м. Кривий Ріг, мкр. Ювілейний, 10/104
Тел. 401-04-29

Адреса видавництва та виготівника: 50002, Кривий Ріг, вул. Пушкіна, 44
ДВНЗ «Криворізький національний університет», *науково-дослідна частина*

Гірничий вісник. 2013. Вип. 96. 3-343 .